

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

НАВОИЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ

НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

Мислибоев И.Т., Заиров Ш.Ш.

СБОРНИК ЛЕКЦИЙ
по дисциплине
«ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ»
для бакалавров направлений
5540200 «Горное дело» и
5140900 «Профессиональная подготовка (Горное дело)»

Навоий - 2007

Мислибоев И.Т., Заиров Ш.Ш. Сборник лекций по дисциплине «Проектирование горных предприятий». – Навоий, изд. НГГИ, 2007, с. 184.

Сборник лекций по дисциплине «Проектирование горных предприятий» предназначен для студентов направлений 5540200 «Горное дело» и 5140900 «Профессиональная педагогическая подготовка (Горное дело)».

Данная работа подготовлена на основании Государственного образовательного стандарта Республики Узбекистан к необходимому содержанию и уровню подготовленности бакалавров и типовой учебной программы дисциплины «Проектирование горных предприятий».

В настоящем сборнике лекций изложены классические научные методы проектирования горных предприятий, принципы формирования технологических потоков и инженерные методы расчета главных параметров карьера, элементов систем разработки, вскрывающих выработок, технологии и комплексной механизации горных работ и основных технико-экономических показателей проекта.

Материал лекций основан на систематизации достижений науки и практики в области проектирования горных предприятий.

Р е ц е н з е н т ы:

Доцент кафедры «Горное дело» Навоийского государственного горного института, к.т.н. **Назаров З.С.** и инженер Горного отдела Навоийского горно-металлургического комбината **Зарипов О.Г.**

Ил. 40, табл. 21.

Навоийский государственный
горный институт

ЛЕКЦИЯ №1

ВВЕДЕНИЕ. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ КУРСА. ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Цель занятия: дать основы теории проектирования горных предприятий.

План:

1. Цель и задачи проектирования горных предприятий.
2. Современные методы проектирования.
3. Процесс проектирования.
4. Назначение проекта карьера.
5. Содержание проекта.
6. Организация проектных работ.

Проектирование нового строительства, реконструкции и технического перевооружения, долгосрочное и краткосрочное планирование является основным содержанием практической деятельности горного инженера.

Проектирование и планирование подразумевает принятие решения, как правило, в сложных горно-геологических, экономических и социальных условиях, с некоторой неопределенностью исходных данных и требований будущих периодов сроком 10-20 лет.

Эти обстоятельства вынуждают разрабатывать несколько вариантов развития карьера, оценивать их по многим критериям и определять наилучшее решение.

В процессах проектирования и планирования возникает много проблемных задач, которые не представляется возможным решать инженерными способами.

В период изучения дисциплины студенты, готовящиеся стать магистрами, получают возможность заниматься как практическими вопросами, так и сформулировать и поставить научные задачи, которые необходимо решать современными научными методами.

Цель изучения дисциплины – получение теоретических знаний и практических навыков по обоснованию проектных и плановых решений, а также сформулированию научных задач для их последующего разрешения.

Проектирование горных предприятий (рудников) в современных условиях нацелено на радикальное улучшение использования природных ресурсов, сырья, материалов, топлива и энергии на всех стадиях – от разведки и добычи полезных ископаемых, и их комплексной переработки до выпуска и использования конечной продукции. Необходимо ускорить темпы снижения материалоемкости, металлоемкости и энергоемкости национального дохода. Ресурсосбережение должно стать решающим источником удовлетворения прироста потребностей народного хозяйства в топливе, энергии, сырье и материалах. Как и во всем народном хозяйстве, в горнодобывающих отраслях промышленности суть коренных перемен в будущем при переходе к рынку заключается в перенесении центра внимания с количественных показателей на качество и эффективность, с

промежуточных – на конечные результаты, с расширения производственных фондов – на их обновление, с наращивания топливно-сырьевых ресурсов – на улучшение их использования, на всемерное повышение технического уровня и качества продукции. Поэтому перед горнодобывающей промышленностью во весь рост встают проблемы более полного и комплексного использования всех полезных ископаемых, пород вскрыши, отходов обогащения и воды, а также уменьшения землеемкости и рекультивации земель.

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

Для рудников и шахт разработаны прогрессивные нормы технологического проектирования, созданы типовые методические указания по рациональному использованию недр, выполнены исследования по прогнозу технического прогресса на рудниках и т. д.

В связи с постоянным ростом масштабов горных работ и производственной мощности горных предприятий, а также в связи с постоянным усложнением условий разработки, точное определение параметров рудников и выбор технологии подземной разработки месторождений становится одной из важнейших проблем горной науки и практики.

Мощности всех горных предприятий растут. По мере роста мощностей увеличивается степень ответственности за правильность проектных решений, т.к. при большой производственной мощности горного предприятия даже малая ошибка может привести к большому экономическому ущербу. Оптимизация параметров горных предприятий и технологии горных работ применительно к условиям рудных месторождений затрудняется из-за сложности горно-геологических условий, отсутствия в ряде случаев четкой границы оруденения и ряда других причин. Как правило, на этих месторождениях главные параметры месторождения и рудников определяются без достаточной взаимоувязки. Обычно параметры рудников принимаются в проектах постоянными на весь срок работы и пересмотр их заранее не предусматривается. Заложенные в расчет кондиций параметры и показатели работы рудника, в том числе производственная мощность рудника, на стадии проектирования изменяются часто в 1,5-2 раза в большую или меньшую сторону. Часто запроектированная мощность предприятия в процессе эксплуатации осваивается лишь на 60-70%, а по конечной продукции лишь на 48-50 %. На сложных рудных месторождениях лишь в 40-50 % случаев варианты технологии, предусмотренные в расчете кондиций и заложенные в проект рудника, применяются на практике после ввода рудника в эксплуатацию. Отклонения от оптимума приводят к огромным перерасходам капитальных средств и эксплуатационных затрат. Этого огромного перерасхода частично

можно избежать, если применять при проектировании современные научные методы.

В случае неподтверждения геологических данных о запасах, можно после строительства и сдачи в эксплуатацию рудника частично избежать огромного перерасхода средств и запасов недр, если вновь оптимизировать параметры рудника и месторождения с учетом фактически подтвердившихся запасов балансовых и забалансовых руд.

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

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

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

Процесс проектирования рудника состоит из целой совокупности приемов и методов, обеспечивающих получение необходимой информации о будущем руднике. Эта информация обычно представляется в виде расчетов, обоснований, описаний, чертежей и других материалов. Она должна обеспечить достаточно полное представление о предлагаемом к строительству, техническому перевооружению, или реконструкции горнодобывающем предприятии, о его основных параметрах и технико-экономических показателях.

Главная задача проектирования состоит в выборе и определении оптимальных параметров нового или реконструированного рудника, таких как запасы и качество руды в контурах рудничного поля, производственная мощность рудника и срок его службы, способ и схема вскрытия, системы разработки и виды применяемого горного оборудования, технологическая характеристика добываемой рудной массы, объем горнокапитальных работ, сроки строительства рудника и достижения им проектной производственной мощности. Кроме этого должны быть обоснованы такие технико-экономические показатели горнодобывающего предприятия, как величина капитальных затрат на строительство рудника и доведение его до проектной производственной

мощности, производительность труда, себестоимость добычи руды и готовой продукции, прибыль от реализации готовой продукции, уровень механизации и автоматизации и энерговооруженность, эффективность капиталовложений, срок окупаемости, уровень рентабельности производства и др.

Для эффективной работы горной промышленности необходимо более глубоко и тщательно обосновывать все проектные решения. Эффективная работа горнорудной промышленности может быть обеспечена на основе технического прогресса и только в том случае, если в проектах будут заложены прогрессивные технические решения.

Для разработки новой, более производительной и безопасной технологии, механизации и автоматизации горных работ и соответствующей ориентации на нее при проектировании большое значение имеет учет тенденций развития горной техники и технологии и прогноз этого развития в будущем. Иногда еще более важным оказывается правильно выбрать для первоочередного вовлечения в эксплуатацию наиболее эффективные месторождения полезных ископаемых или их участки.

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 определяется 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. Техничко-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 отвода.
5. Техно-рабочий проект строительства или реконструкции.
6. Технический проект строительства или реконструкции.
7. Рабочие чертежи строительства или реконструкции.
8. Сводные и локальные сметы, сметно-финансовые расчеты.
9. Проект организации строительства.
10. Паспорт проекта.
11. Типовой проект.
12. Нормативные документы.

До составления техно-рабочего 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. 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.

Проект состоит из введения и 11 частей: геологической, горной (технологической), горно-механической, 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:

1. *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. Техничко-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 горно-транспортного 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.

2. *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.

3. *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-обогащительных 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 нарушенными горными работами);
- механизация вспомогательных процессов и доставка материалов в карьер;
- проведение траншей (обоснование способа отвалообразования, расчет параметров траншей, определение скорости понижения горных работ, расчет объемов подготовительных работ);
- вскрытие (обоснование способа вскрытия и его характеристика, обоснование места ввода трассы в карьере 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 т.д.).

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

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

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

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

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

9. *Охрана окружающей среды*.

10. *Экономическая часть* (расчет и анализ технико-экономических показателей, расчет прибыли и рентабельности 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 1т сырой руды, горной массы) на промышленное строительство.

6) годовые эксплуатационные затраты в расчетном году.

7) списочная 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 переводах предприятиях в аналогичных условиях.

11. *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.

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

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

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

Решение основных вопросов проекта, оформление проектов и смет, порядок их согласования и утверждения регламентируются утвержденными инструкциями, нормами и правилами. 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 строительных материалов и др.), «Единые правила безопасности при взрывных работах», «Санитарные нормы проектирования промышленных предприятий», «Перечень действующих нормативных документов по строительству»

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.

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

согласование площадок трасс, земельных отводов, источников энерго- и водоснабжения с 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, стоимость объектов, подлежащих сносу, и условия сноса. При составлении проекта реконструкции действующего карьера необходимо детально изучить состояние горных работ, сооружений и оборудования, получить сведения о балансовой стоимости основных средств и др. Все исходные данные должны быть официально

оформлены соответствующими организациями или актами и протоколами компетентных комиссий.

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 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.

К работам третьего периода проектирования относятся *экспертиза, утверждение проектов и смет*. Выполненный проект должен быть согласован с заказчиком и генеральным подрядчиком и затем подвергнут экспертизе.

Основные части проекта подвергаются экспертизе в специальных экспертных комиссиях.

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

Опорные слова: проектирование, планирование, процесс проектирования, метод, утвержденный проект, задачи, содержание проекта, геологический, горный, горномеханический, обогатительный, энергетический, строительный, транспортный, экономический, сметный, охрана среды, организация строительства, дипломный проект.

Контрольные вопросы:

1. Какова цель изучения дисциплины?
2. Назовите главные задачи изучения курса «Проектирование горных предприятий».
3. Из чего состоит проект?
4. Какие сведения содержит горная часть проекта?
5. Какими организациями выполняются проектные и изыскательские работы?

Литература:

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М., изд. МГГУ, 1995.
2. Трубецкой К.Н. и др. Проектирование карьеров. М.: изд. Академии горных наук, 2001.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
4. Шешко Е.Ф., Ржевский В.В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат.
5. Юматов Б.П., Бунин Ж.В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., Недра, 1970.
6. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat, 1955.
7. Ржевский В.В. Проектирование контуров карьера. М., Metallurgizdat, 1956.
8. Хохряков В.С., Саканцев Г.Г. и др. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров. М., Недра, 1977.
9. Арсентьев А.И. и др. Планирование развития горных работ в карьерах. М., Недра, 1972.
10. Байков Б.Н. Снижение потерь и разубоживания руд на карьерах цветной металлургии. М., Недра, 1977.
11. Мельников Н.В., Симкин Б.А. и др. Теория и практика открытых разработок. М., Недра, 1973.

ЛЕКЦИЯ №2

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Цель занятия: ознакомление с основополагающими материалами, данными геологоразведочных работ и горным и земельным отводом.

План:

1. Основополагающие материалы.
2. Данные геологоразведочных работ.
3. Горный и земельный отвод.
4. Формирование исходных технико-экономических показателей.

Основополагающие материалы

Проектирование новых рудников, а также реконструкция, расширение и техническое перевооружение действующих горных предприятий, как и всех других предприятий, осуществляется согласно действующим Инструкциям по разработке проектной документации и смет для промышленного строительства на основе утвержденных схем развития и размещения отраслей народного хозяйства и отраслей промышленности и схем развития и размещения производительных сил по экономическим районам. В составе этих схем разрабатываются материалы с необходимыми расчетами, обосновывающими целесообразность проектирования, строительства, реконструкции или расширения предприятий, сооружений, определяются расчетная стоимость строительства (реконструкции, расширения) и другие основные технико-экономические показатели объектов.

При проектировании предприятий должны учитываться решения, принимаемые в схемах и проектах районной планировки, в схемах генеральных планов групп предприятий с общими объектами промышленных узлов и проектах планировки и застройки городов и других населенных пунктов. Материалы решений, расчетов и обоснований целесообразности строительства или реконструкции объектов, входящие в состав схем развития и размещения, в проекты планировки и генеральные планы, представляют собой основную часть исходных материалов для проектирования.

При разработке проектно-сметной документации необходимо руководствоваться нормативными актами по капитальному строительству, в том числе:

- нормативными документами по проектированию и строительству, утвержденными Госстроем, нормативными документами, связанными с проектированием и строительством, утвержденными министерствами и ведомствами, органами государственного надзора и общественными организациями по согласованию с Госстроем;
- государственными стандартами;
- документами по основным направлениям в проектировании объектов соответствующих отраслей;

- нормами технологического проектирования;
- общесоюзным строительным каталогом типовых сборных железобетонных, металлических, деревянных, асбоцементных конструкций, изданным для всех видов строительства и территориальными каталогами типовых строительных конструкций и изданных для промышленного, сельскохозяйственного и жилищно-гражданского строительства, утвержденных Госстроем;

- каталогами на все виды оборудования, приборов и др.;
- ведомственными каталогами для специализированных видов строительства, утвержденных министерствами и ведомствами по согласованию с Госстроем;

- межотраслевыми требованиями и нормативными материалами по НОТ, утвержденными Госкомтрудом, Госстроем, профсоюзными органами и разработанными на их основе отраслевыми документами.

Обычно перечень необходимых для проектирования исходных данных представляется проектным институтом заказчику, который обеспечивает их выдачу генпроектировщику вместе с заданием на проектирование.

Важнейшие исходные материалы приводятся в задании на проектирование. В частности, основание для проектирования (обычно это постановление Совета Министров, приказ отраслевого министерства и др.), установленная стадийность проектирования, варианты производственной мощности предприятия и других проектных решений, очередность ввода в эксплуатацию пусковых комплексов и объекта в целом, сроки строительства по очередям, качество продукции и сведения о ее потребителях, капитальные затраты и срок их окупаемости, себестоимость продукции и производительность труда и др.

Вместе с заданием на проектирование заказчик передает проектной организации геологический отчет по месторождению, отчеты по инженерным изысканиям и научно-исследовательским работам для данного месторождения, исходные данные по оборудованию, сведения о зданиях, сооружениях, коммуникациях на участке строительства, утвержденный акт о выборе строительной площадки с материалами согласования места расположения предприятия, строительный паспорт участка, технические условия на присоединение предприятия к источникам снабжения сырьем, материалами, газом, топливом, водой, данные о состоянии водоемов, почвы и атмосферы, а также другие материалы, отмеченные в договорах на проектные и изыскательские работы.

Сведения о природно-экономических условиях района, его энергетических, водных, топливных, трудовых и других ресурсах проектные институты получают от местных и центральных планирующих органов, которые разрабатывают перспективный план развития народного хозяйства района.

При проектировании должны использоваться сведения о ценах на материалы, электроэнергию, топливо, строительные конструкции, руду и концентраты различного качества. Значения ряда необходимых стоимостных величин принимаются либо по данным практики, либо определяются на основе специальных сметных расчетов и калькуляций. Многие технические и

технологические показатели принимают по нормам технологического проектирования или на основе данных практики с учетом тенденций технического прогресса. Широко применяются преysкурanty и укрупненные сметные нормативы (УСН), строительные нормы и правила (СНиП), типовые методики оценки эффективности капиталовложений, типовые методические указания, а также правила технической эксплуатации (ПТЭ), правила техники безопасности (ПТБ) и др.

От организаций санитарно-эпидемиологической службы и Госгидрометкомитета заказчик и генпроектировщик получают исходные данные, характеризующие естественное состояние водоемов, атмосферного воздуха, почвы и других природных ресурсов. Эти материалы необходимы, в частности, для проектирования мероприятий по охране окружающей природной среды.

Сроки строительства пусковых комплексов и объекта в целом и освоения проектной мощности обосновываются в соответствии с существующими инструкциями.

Данные геологоразведочных работ

Материалы геологоразведочных работ должны давать полное представление о рельефе, поверхности и горно-геологических условиях месторождения, его запасах и качестве руды, основных параметрах рудных залежей, свойствах руды и вмещающих пород, гидрогеологических условиях и т.д.

Топографическая основа поверхности должна быть представлена топокартой района в масштабе от 1:10 000 до 1:50 000, топопланом участка месторождения в масштабе от 1:500 до 1:5000 и промплощадки в масштабе не более 1:1000 с нанесением горизонталей, зданий, дорог, устьев горных выработок.

Сводный геологический отчет должен быть составлен по результатам детальной разведки, а для реконструируемых предприятий и по результатам эксплуатационных работ содержать технико-экономическую характеристику района, геологическое описание месторождения с подробной характеристикой и подсчетом его запасов по контурам, характеристикой качества полезных ископаемых (угля, руд) и физико-химических свойств пород, основного и совместно с ним залегающих других полезных ископаемых, сведения о возможных путях их комплексного использования, о перспективах развития сырьевой базы. Должны быть приведены также сведения о состоянии водоемов, земельных и лесных угодий, о климатических условиях района месторождения и др. Для иллюстрации должны быть приведены геологические карты района и месторождения в масштабе 1:1000, 1:2000, геологические разрезы месторождения в масштабе 1:500 - 1:5000, а для реконструируемых предприятий кроме этого все необходимые маркшейдерские материалы на начало проектирования. Кроме этого должны быть материалы, характеризующие гидрогеологические условия месторождения, проект кондиций и протокол его утверждения ГКЗ, рекомендации по использованию попутных полезных ископаемых и пород.

В зависимости от разведанности месторождения, изученности качества сырья и горнотехнических условий разработки запасы разделяются на категории А, В, С₁ и С₂.

Категория А предусматривает изучение запасов с высокой детальностью, что обеспечивает возможную ошибку не более $\pm 15 - 20\%$.

Категория В характеризуется несколько меньшей детальностью, обеспечивающей выяснение главных особенностей условий залегания, формы и строения рудных тел. Вероятна ошибка в подсчете запасов этой категории $\pm 20 - 30\%$.

Категория С₁ характеризуется изученностью лишь в общих чертах. Ошибка подсчета таких запасов $\pm 30 - 60\%$. Точность подсчета запасов перспективных, категории С₂, предварительно оцененных, составляет обычно от ± 60 до 100% .

Согласно действующей инструкции "Классификация запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых" на рудных месторождениях простого строения с выдержанной мощностью рудных залежей и равномерным оруденением не менее 30% запасов должно быть разведано по категории А и В, в т.ч. не менее 10% по категории А. На рудных месторождениях сложного строения с невыдержанной мощностью или неравномерным оруденением не менее 20% запасов должно быть разведано до категории В. На рудных месторождениях очень сложного строения с резко изменчивой мощностью рудных тел или исключительно невыдержанным содержанием металлов в руде допускается проектирование на запасах категории С₁ (50%) и С₂ (50%).

На угольных месторождениях простого строения (1-я группа) должны быть разведаны до категории А+В 50% запасов, в т.ч. А не менее 20%, 2-й группы - А+В - 50% и С₁ - 50% и 3-й группы - 100% категории С₁.

Для месторождений гнездового типа (ртути, пьезокварца и некоторых видов камнесамоцветов) утвержденные балансовые запасы должны составлять не менее 20% сумм балансовых запасов категории С₁ и С₂. Кроме категорий А, В, С₁, С₂ имеются категории Р₁, Р₂ и Р₃, которые учитывают возможность прироста запасов, возможность обнаружения в бассейне, районе, рудном поле новых частей или лишь потенциальные возможности.

Применительно к условиям рудных месторождений обычно соотношение запасов разных категорий таково, что вероятная ошибка составляет не менее $\pm 35 - 40\%$. В дальнейшем при эксплуатации рудника и выполнении эксплуатационной разведки ошибка в подсчете запасов снижается до $\pm 10 - 25\%$ и менее.

В запасы для проектирования горного предприятия входят или все балансовые запасы месторождения или часть их, если размеры месторождения очень велики. Часть балансовых запасов, за вычетом эксплуатационных потерь и охранных целиков, называется извлекаемыми или эксплуатационными запасами. Проектирование и строительство горного предприятия в большинстве случаев может осуществляться и финансироваться только в том случае, если его запасы утверждены по категориям А, В и С₁.

Горнодобывающим министерствам и горным предприятиям месторождения передаются для разработки в соответствии с «Положением о порядке передачи разведанных месторождений полезных ископаемых для промышленного освоения».

Запасы всех основных видов полезных ископаемых утверждаются в Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых при Совете Министров (ГКЗ).

Расширение и реконструкцию рудника можно проектировать и на основе принятых отраслевой Центральной комиссии по запасам (ЦКЗ) оперативных балансовых запасов категорий А, В и С₁, но в количестве, не превышающем 20% общих запасов этих категорий, утвержденных ГКЗ- или ТКЗ (территориальной комиссией по запасам).

Наиболее полно должны быть изучены запасы участков и горизонтов, предназначенных для первоочередного освоения. Материалы о месторождениях передаются геологами горнодобывающим министерствам для промышленного освоения после завершения стадии детальной разведки в объеме достаточном для проектирования горного предприятия. Месторождения могут передаваться либо целиком, либо по частям.

После передачи месторождения для будущего горного предприятия, но до начала строительства, выделяется горный отвод - часть земных недр, предоставляемая для промышленной разработки имеющихся в ней залежей. Это выделение юридически оформляется горноотводным актом. Вопрос о горном отводе решается республиканскими органами Госгортехнадзора.

После составления проектной организацией проекта горного отвода выделяется земельный участок (земельный отвод), утверждают который республиканские, городские и районные административные органы. При этом обязательно учитываются запасы категории С₂ и перспективы их прироста, что важно для определения возможной глубины разработки и увеличения срока эксплуатации рудника, выбора способа вскрытия, зданий, сооружений, подъездных путей, отвалов и т.д.

Горный и земельный отвод

Горный отвод - часть земных недр, предоставляемая для промышленной разработки имеющихся в ней залежей для вновь строящихся и реконструируемых рудников, в процессе проектирования должен быть предварительно согласован с управлением округа Госгортехнадзора и оформлен до начала строительства рудника в месячный срок после утверждения проекта рудника заказчиком.

Проект горного отвода должен содержать следующие материалы:

1) пояснительную записку, в которой обосновывается необходимость его получения, характеристику месторождения, сведения о количестве и качестве запасов руд разных категорий, включая перспективные, о застроенности территорий, о качестве земель над горным отводом и их использовании, а также о других (попутных) полезных ископаемых с оценкой целесообразности

комплексного освоения всех полезных ископаемых и отходов;

2) геологические карты и разрезы, характеризующие условия залегания запасов, топографический план поверхности с нанесенными на нем границами горного отвода и соседних горных отводов, контурами рудных залежей и их выходами на поверхность, соответствующими сооружениями, горными выработками и скважинами, контурами сельхозугодий и т.п.;

3) выписку из протокола Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых при Правительстве Республики Узбекистан (ГКЗ) с соответствующими таблицами подсчета запасов руды;

4) справку от вышестоящей организации (производственного объединения, министерства) с обоснованием необходимости получения горного отвода.

Обычно разработка месторождения за пределами горного отвода не разрешается. Согласно законодательству Республики Узбекистан опытно-промышленная разработка месторождения или его части разрешается без предоставления горного отвода. В том случае, когда специальным решением Правительства РУ разрешена сдача месторождения в эксплуатацию без утверждения запасов в ГКЗ, для получения горного отвода по его проекту требуется заключение территориального геологического управления.

После составления проектной организацией проекта горного отвода и утверждения Госгортехнадзором республики горноотводного акта оформляется государственный акт на право пользования земельным участком - земельный отвод.

Отвод земельных участков для пользования горнодобывающим предприятием производится на основании постановления администрации области или правительства республики. При оформлении земельного отвода представляются следующие материалы: утвержденный акт о выборе промплощадки для строительства рудника с обоснованием потребной площади земли, расчетом убытков от изъятия этой земли; решение исполнительного органа районной или областной администрации с согласованием акта выбора промплощадки и площадки для гражданского строительства; решение министерства сельского хозяйства республики об обоснованности потребности в земельном отводе, проект горного отвода и утвержденный горноотводной акт, утвержденный заказчиком проект (рабочий проект) на строительство рудника и рабочего поселка.

Проект земельного отвода подготавливается проектной организацией в увязке с проектом горного отвода в период разработки и утверждения проекта (рабочего проекта) рудника.

Формирование исходных технико-экономических показателей

Все принимаемые к расчету технико-экономические данные должны быть сопоставимы по применимости их к горногеологическим и горнотехническим условиям проектируемого рудника по времени их применения (они должны соответствовать одному периоду времени), по качеству и количеству производимой продукции, по глубине разработки, масштабу работ и т.д.

Исходные показатели могут быть разделены на горно-технические и горно-экономические. Горно-технические -это данные, характеризующие эксплуатационные условия месторождения, состояние устойчивости и размеры горных выработок, технические характеристики зданий, сооружений, оборудования, параметры технологии горных работ и др. Важно при отборе этих данных обеспечить полное соответствие их условиям разработки проектируемого рудника. Любая техническая характеристика, полученная на основе теоретических расчетов или по методу аналогии, на основе опыта другого подобного предприятия, по нормам технологического проектирования должна быть обязательно уточнена с учетом особенностей и отличий проектируемого объекта. На достоверность горнотехнических данных огромное влияние оказывает точность определения горно-геологических условий и параметров месторождения, а иногда уровень квалификации кадров, организация работ, климатические условия, удаленность и др.

Горно-экономические показатели - это все стоимостные данные (себестоимость различных видов работ вплоть до себестоимости добычи и переработки руды в целом, удельные расходы материалов, энергии, трудовых ресурсов, удельные капиталовложения и т.п.),

Эти показатели устанавливаются на основе соответствующих нормативных данных по удельным капиталовложениям, удельным расходам согласно действующим отпускным ценам, нормам выработки, расхода материалов, энергии, тарифным ставкам, расценкам и т.д. На основе нормативных данных определяются сметные стоимости и удельные капитальные затраты, другие экономические показатели применительно к конкретным условиям проектируемого рудника.

Показатели, принятые на основе практических данных аналогичных предприятий даже в совершенно одинаковых горно-геологических условиях должны быть приведены в сопоставимый вид с учетом производственной мощности, глубины разработки и других факторов.

Как показывает анализ фактических данных рудников, на разных месторождениях эти факторы влияют по-разному.

Затраты на добычу руды (сум/т) в зависимости от глубины разработки могут быть определены следующим общим выражением

$$c_{\partial} = c_{\partial\bar{\partial}} + \Delta c_{\partial} \left(\frac{H - H_{\bar{\partial}}}{100} \right),$$

где $c_{\partial\bar{\partial}}$ и c_{∂} - себестоимость добычи руды при базовой глубине разработки $H_{\bar{\partial}}$ и при глубине H ;

Δc_{∂} - увеличение затрат на каждые 100 м глубины разработки, сум/т.

Сопоставимые по мощности предприятия затраты на добычу руды (или добычу и переработку, сум/т) могут быть аналогично определены по формуле

$$c_{\partial} = c_{\partial\bar{\partial}} + \varphi \left(1 - \frac{A_{\bar{\partial}}}{A} \right) c_{\partial\bar{\partial}},$$

где ϕ - доля условно-постоянных затрат в себестоимости добычи при производственной мощности рудника A_6 , доли ед.;

A - производственная мощность рудника, которой соответствует искомый показатель C_d .

Доля условно-постоянных затрат в себестоимости подземной добычи изменяется в пределах от 0,4 до 0,8, в среднем составляя 0,6 (чем крупнее предприятие, тем меньше доля).

Обычно в зависимости от производственной мощности рудника текущие затраты на добычу руды (сум/т) на основе статистической обработки данных определяют формулой вида

$$c_d = a + \frac{B}{A},$$

где a - коэффициент, характеризующий условно-пропорциональные затраты в себестоимости добычи.

B - коэффициент, характеризующий сумму годовых условно-постоянных затрат.

Аналогично, текущие затраты на переработку руды (сум/т) на обогатительной фабрике определяют формулой

$$c_o = a_o + \frac{B_o}{A}.$$

Величину удельных капитальных затрат также можно представить в виде суммы двух частей, из которых одна практически не зависит от мощности предприятия, а вторая уменьшается обратно-пропорционально производственной мощности рудника.

Если при прочих равных условиях на предприятии-аналоге применяется иная техника или технология горных работ, то показатели также должны быть приведены в сопоставимый вид с учетом этой разницы. Например, если на новом проектируемом руднике предусматривается применить закладку выработанного пространства, то затраты должны быть соответственно увеличены. На железорудных шахтах это увеличение составляло 50-75 сум/т, а на рудниках цветной металлургии от 50 до 150 сум/т.

Если на новом или реконструируемом руднике предусматривается переход на технологию с самоходным оборудованием, то необходимо иметь в виду, что по сравнению с традиционным переносным оборудованием это позволяет в 1,5-3 раза повысить производительность труда забойных рабочих, согласно данным Е.И. Миронова по 60 рудникам это увеличение характеризуется при разных системах разработки по-разному (табл. 1).

Таблица 1

Система разработки	На очистных работах, т/чел.смену		На проходке, м ³ /чел.смену	
	при самоходном оборудовании	при переносном оборудовании	при самоходном оборудовании	при переносном оборудовании
Камерно-столбовая	40-80	20-60	4-16	3-8
Этажно-камерная	30-100	20-50	4-9	2-3
Подэтажные штреки	30-70	20-40	4-7	3
Подэтажное обрушение	30-50	20-30	4-7	2-3
Этажное обрушение	100-150	50-90	6-8	3
Сплошная слоевая с закладкой	25-35	14	3	2

Вместе с тем удельные капитальные затраты должны быть значительно увеличены. Применение самоходного оборудования в ряде случаев привело к увеличению затрат на амортизацию в 2-3 раза.

При обосновании исходных показателей большой интерес представляет также учет возможного влияния на технико-экономические показатели работы рудников не только изменения природных условий, но и технического прогресса.

Более точно в каждом конкретном проекте показатели себестоимости добычи и удельных капитальных затрат должны определяться конкретными расчетами на основе действующих норм и расценок, норм расхода материалов, энергии, топлива, составления смет и т.д.

Затраты по процессам также могут быть установлены на основе следующих простейших зависимостей.

Затраты на транспорт (сум/т-км)

$$c_T = c_1 + \frac{c_2}{l},$$

где c_1 - постоянная составляющая затрат на транспорт; c_2 - часть затрат на транспорт, зависящая от длины транспортирования; l - средняя длина транспортирования, км.

Затраты на подъем и водоотлив (сум/т)

$$S_{\pi}=0,01Hc_{\pi},$$

$$S_{\pi}=0,01H\varphi c_{\pi},$$

где H - глубина работ, м; c_{π} и c_{π} - затраты на подъем 1 т руды и водоотлив 1 м³ воды на 100 м, сум; φ - коэффициент водообильности, м³/т.

Затраты на проходку и поддержание выработок (сум/т)

$$S_{np} = sc_{np}L\frac{1}{A},$$

$$S_{nod} = sc_{nod}L\frac{1}{A},$$

где s - сечение выработки, м²; $c_{пв}$ и $c_{под}$ - затраты на проходку 1 м³ выработки и поддержания 1 п.м. выработки в течение года, руб; L - длина выработок, м; A - годовая добыча рудной массы, т.

Себестоимость концентратов и металлов складывается из затрат на добычу, обогащение и металлургический передел в зависимости от выхода концентрата и металла из 1 т рудной массы (сум/т), который определяется по формулам:

а) концентрата

$$\gamma_k = \frac{a\varepsilon_o}{\beta_k},$$

б) металла

$$\gamma_m = \frac{a\varepsilon_o\varepsilon_m}{\beta_m},$$

где a - содержание металла в добытой рудной массе, %;

β_k и β_m - содержание металла в концентрате и в конечном продукте (например, в чугунах, черновой меди и т.п.), %;

ε_o и ε_m - извлечение металлов при обогащении рудной массы и переработке концентратов, доли ед.

Себестоимость концентрата (сум/т) равна

$$c_k = \frac{c_d + c_o}{\gamma_k} = (c_d + c_o) \frac{\beta_k}{a\varepsilon_o}.$$

Себестоимость конечной продукции (сум/т)

$$c_k = (c_d + c_o) \frac{\beta_m}{a\varepsilon_o\varepsilon_m} + (c_T + c_3) \frac{\beta_m}{\beta_k\varepsilon_m},$$

где c_d и c_o - затраты на добычу и обогащение рудной массы, сум/т;

C_T и C_3 - затраты на перевозку и металлургический передел 1 т концентрата, сум/т.

Иногда необходимо определить затраты на добычу и переработку рудной массы (сум/т) с учетом всех стадий работ

$$C_{\partial_m} = C_{\partial} + C_o + \sum_1^n \frac{a\varepsilon_o}{\beta_k} (C_T + C_3).$$

При известной производственной мощности рудника по рудной массе его производственная мощность по металлу будет равна (т/год)

$$A_m = 0,01 A \text{ а } \varepsilon_o \varepsilon_m,$$

а по металлу в концентрате

$$A_m = 0,01 A \text{ а } \varepsilon_o,$$

И наоборот, при заданной производственной мощности рудника по металлу годовая добыча по рудной массе (т/год) должна быть равна

$$A = \frac{100 A_m}{a \varepsilon_o \varepsilon_m}.$$

При решении практически всех задач проектирования и при определении большинства исходных данных для проектирования необходимо определять показатели потерь и разубоживания полезных ископаемых, поэтому их правильное установление имеет особо важное значение.

Опорные слова: инструкция, решения, нормативные документы, проектно-сметная документация, государственный стандарт, перечень исходных данных, сменные нормативы, материалы геологоразведочных работ, категории А, В, С₁, С₂, горный отвод, земельный отвод, анализ.

Контрольные вопросы:

1. Чем необходимо руководствоваться при разработке проектно-сметной документации?
2. Каким требованиям должны отвечать материалы геологоразведочных работ?
3. На какие категории подразделяются запасы?
4. Какие запасы входят в запасы для проектирования горного предприятия?
5. Что называется горным отводом?

Литература:

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М., изд. МГГУ, 1995.
2. Трубецкой К.Н. и др. Проектирование карьеров. М.: изд. Академии горных наук, 2001.

3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
4. Шешко Е.Ф., Ржевский В.В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат.
5. Юматов Б.П., Бунин Ж.В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., Недра, 1970.
6. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat, 1955.
7. Ржевский В.В. Проектирование контуров карьера. М., Metallurgizdat, 1956.
8. Хохряков В.С., Саканцев Г.Г. и др. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров. М., Недра, 1977.
9. Арсентьев А.И. и др. Планирование развития горных работ в карьерах. М., Недра, 1972.
10. Байков Б.Н. Снижение потерь и разубоживания руд на карьерах цветной металлургии. М., Недра, 1977.
11. Мельников Н.В., Симкин Б.А. и др. Теория и практика открытых разработок. М., Недра, 1973.

ЛЕКЦИЯ №3

МЕТОДЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Цель занятия: ознакомление с методом вариантов, аналитическим, графическим и графоаналитическими методами проектирования.

План:

1. Классификация технико-экономических задач проекта.
2. Методы решения задач при проектировании.
3. Метод вариантов.
4. Аналитический метод.
5. Графический и графоаналитический методы.

Классификация технико-экономических задач проекта

Основные задачи, решаемые при проектировании горных предприятий, разделены на четыре типа: технические, горно-геометрические, экономические и технико-экономические (рис. 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 строительные, 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 и механизации. Решаются они различными методами технико-экономического анализа.

Рис. 1. Структурная схема основных задач открытой разработки

Категория задачи по точности расчетов определяет требования к допустимой погрешности исходных данных, метод решения, детальность расчетов, трудоемкость и продолжительность решения задачи. Приближенные 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;

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. 2.

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 разновременности 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.

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 строительства¹; карьера и его объектов, себестоимости продукции и других технико-экономических показателей, решаются сравнительно несложными, но трудоемкими методами и приемами. Техничко-экономические задачи решаются различными методами технико-экономического анализа.

Техничко-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 графоаналитический методы количественной оценки, методы обобщения передового опыта, аналогий, логических инженерных решений, прогнозирования, интерполяции и экстраполяции. На предпроект-, ных 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, удастся редко. Чаще данные 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. 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.

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

Метод вариантов

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

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 предпроектных проработок.

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. 2). 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. 2. График зависимости $S = f(x)$:

a — затраты; b — прибыль или рентабельность

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 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). 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 расстояние 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.

$$C = \frac{K_{cmp}}{lBH} + \mathcal{E}_{mp} \rightarrow \min, \text{ сум}$$

где Н, В - соответственно глубина, ширина траншеи, м.

Рис. 3. Схема проведения траншеи при движении транспорта по кольцевой схеме.

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

$$\mathcal{E}_{mp} = \frac{l}{1000} C_T \gamma, \text{ сум},$$

где C_T — затрата на 1 т·км (затраты на транспортирование 1 т породы на расстояние 1 км), сум, γ - плотность пород, т/м³.

Суммарные затраты

$$C = \frac{K_{cmp}}{lBH} + \frac{l}{1000} C_T \gamma, \text{ сум}.$$

Исследуем функцию на экстремум.

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

$$\frac{dC}{dl^2} = \frac{K_{cmp}}{l^3 BH} > 0,$$

то функция непрерывна и имеет экстремальное значение.

Приравняем первую производную к нулю

$$-\frac{K_{cmp}}{l^2 BH} + \frac{C_T}{1000} \gamma = 0.$$

Из этого уравнения получим формулу для определения оптимального значения

$$l = \sqrt{\frac{1000 K_{cmp}}{C_T \gamma BH}},$$

Например, при $K_{cmp} = 10$ тыс. \$, $C_T = 0,1$ \$, $\gamma = 2$ т/м³, $B = 50$ м, $H = 20$ м по последней формуле найдем, что

$$l = \sqrt{\frac{1000 \cdot 10000}{0,1 \cdot 2 \cdot 50 \cdot 20}} = 223 \text{ м}.$$

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. Чаще 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. В практике широко применяется разработанный В.В.Ржевским графический метод геометрического анализа горных работ, при котором измерение площадей полезного ископаемого и вскрыши 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. 4).

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 мм^2 . Следовательно, для определения площади наклонного слоя, ограниченного контуром карьера и имеющего высоту $h = 1$, достаточно измерить горизонтальную проекцию этого слоя на данный горизонт. 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.

Рис. 4. Схема сравнения равновеликих площадей.

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.

Опорные слова: задачи, технические, горно-геометрические, экономические, технико-экономические, управление, проектирование, планирование, приближенные, детальные, динамические, статические, технико-экономический анализ, метод логических инженерных решений, метод обобщений передового опыта, метод аналогий, физическое моделирование, метод вариантов, аналитический, графический, графоаналитический.

Контрольные вопросы:

1. Назовите основные типы задач, решаемые при проектировании.
2. В чем сущность технико-экономического анализа?
3. При каких случаях применяется метод вариантов?
4. В чем сущность аналитического метода проектирования?
5. Назовите основное достоинство графического метода проектирования.

Литература:

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М., изд. МГГУ, 1995.
2. Трубецкой К.Н. и др. Проектирование карьеров. М.: изд. Академии горных наук, 2001.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
4. Шешко Е.Ф., Ржевский В.В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат.
5. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat.

ЛЕКЦИЯ №4

ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ЭФФЕКТИВНОСТИ

Цель занятия: характеризовать эффективность производственных, коммерческих и инвестиционных решений.

План:

1. Природный и производственный потенциалы.
2. Производительность труда и трудоемкость.
3. Основные фонды и оборотный капитал предприятия.
4. Фондоотдача и фондоемкость.
5. Себестоимость продукции.
6. Прибыль.
7. Рентабельность

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

Природный и производственный потенциалы

Понятие «потенциал» означает совокупность имеющихся средств, обеспечивающих деятельность предприятия. В отраслях минерально-сырьевого профиля выделяют два слагаемых этого понятия — природный и производственный потенциалы.

Природный потенциал — совокупность природных минеральных ресурсов, пригодных для эффективного использования человеком. Количественно он характеризуется объемом минеральных ресурсов (МР), а с качественной

стороны — степенью информированности о МР и уровнем их экономической значимости.

Производственный потенциал характеризует систему накопления ресурсов, совместно обеспечивающих выпуск определенных объемов продукции. Он включает в себя мощностную и трудоресурсную составляющие. Его количественные характеристики — показатели производственной мощности, вложенного капитала, стоимости созданных производственных фондов и численности персонала. Качественной характеристикой производственного потенциала является его соответствие современному научно-техническому уровню.

Наличие соответствующего потенциала предприятия — основа его производственной деятельности. Полнота и эффективность использования имеющегося у предприятия потенциала определяет результат этой деятельности.

В процессе проектирования количественно определяют потенциал предприятия, а также разрабатывают меры по его поддержанию и развитию (воспроизводству). В процессе строительства предприятия создают потенциал, а в процессе эксплуатации его используют, поддерживают и развивают.

Эффективное использование имеющегося потенциала означает более полное и комплексное извлечение полезных ископаемых месторождения, повышение капиталоотдачи и производительности труда. Это достигается поддержанием баланса и пропорциональности всех взаимодействующих ресурсов.

Производительность труда и трудоемкость

Производительность труда — один из важных показателей эффективности производства. Он непосредственно отражает степень «отдачи» труда, вложенного в производство продукта.

Само понятие «вложенный труд» можно трактовать по-разному. Применяемый на практике и в официальной статистике показатель производительности труда существенно отличается от теоретического. Это отличие заключается в том, что при расчете теоретического показателя производительности общественного труда результат общественного производства сопоставляют с полными затратами труда обществом, которые складываются из: затрат живого труда *ЖТ* на данном предприятии; предшествовавших затрат труда, ранее осуществленных на предприятиях, поставляющих карьеру материалы, энергию, оборудование и пр., они могут быть представлены либо как затраты труда прошлого, овеществленного, либо как затраты живого труда, но только осуществленного на других предприятиях и раньше по времени. По отношению к рассматриваемому предприятию они выглядят как затраты труда овеществленного, а не живого.

На практике под производительностью труда понимают производительность именно живого труда («выработка»). Такая трактовка отличается от рассмотренной тем, что в состав учитываемых затрат включают только живой труд работников непосредственно рассматриваемого предприятия:

$$ПТ = Q/ЖТ.$$

Выпуск продукции Q (валовой, товарной и реализованной) выражают в натуральных показателях (т, м³, м и т.п.) или денежных единицах измерения.

Затраты живого труда $ЖТ$ исчисляют в отработанных человеко-сменах или человеко-часах; в этом случае речь идет о сменной или часовой производительности труда. Часто рассчитывают среднемесячную производительность труда посредством деления месячных объемов добычи предприятия на среднесписочную численность персонала предприятия в данном месяце. Любой из этих показателей можно рассчитать по каждому отдельному работнику предприятия, в среднем по группе работников определенной профессии, по всем работникам участка, предприятия в целом либо по группе предприятий объединения или по отрасли.

Среднемесячная производительность труда рабочего по добыче угля на угольных шахтах не превышает 50 т/чел., а на разрезах — значительно выше — 175 т/чел.

Примененные термины «валовая» и «товарная продукция» трактуются следующим образом.

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

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

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

Объем валовой продукции

$$Q_v = Q_{в.т.} \cdot Ц_c + Q_{п.ф.} + Y \pm \Delta Q_{н.п.},$$

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

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

Товарная продукция — это продукция, отвечающая требованиям технических условий и стандартов, полученная в результате производственной деятельности предприятия и предназначенная для реализации потребителям. Она включает в себя стоимость готовой продукции, произведенной предприятием за определенный период, за исключением стоимости продукции, потребленной

предприятием на производственные потребности, и стоимость услуг промышленного характера.

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

Объем товарной продукции определяют в действующих оптовых ценах:

$$Q_T = Q_{т.т}Ц + Q_{п.ф.} + Y,$$

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

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

$$TE = 1/ПТ = ЖТ/Q.$$

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

Производительность труда и трудоемкость имеют важное значение. Ими в определенной степени можно оценивать эффективность тех или иных проектных решений. Эти показатели легко использовать во всякого рода сопоставлениях и в перспективном анализе, так как для этого не надо прибегать к трудновыполнимым расчетам стоимостных показателей цен, прибыли и пр.

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

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

Основные фонды и оборотный капитал предприятия

Производственные фонды предприятия являются материальным воплощением капитала, вложенного в его создание. Этот капитал направляют на различные цели и вкладывают в разные объекты. Все множество этих целей и объектов разделяют на две большие группы: основные фонды и оборотные средства предприятия. Соответственно используют понятия основного и оборотного капиталов предприятия.

Основные фонды. К таким фондам предприятия относят здания и сооружения, земельные участки, оборудование и прочие объекты с длительным сроком службы, измеряемым годами. Термины «основной капитал» и «основные фонды» в отечественной литературе не имеют принципиальных смысловых

отличий. Чаще всего термин «капитал» употребляют при рассмотрении финансовых аспектов проблемы, а понятие «основные фонды» используют при анализе производственной деятельности действующих предприятий.

Главное отличие основных фондов от оборотных средств заключается в том, что они многократно, в течение длительного времени участвуют в процессе горного производства, сохраняя при этом свою натуральную форму, и постепенно, по мере снашивания, переносят свою стоимость на производимый продукт.

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

Земля — один из основных видов недвижимости. Ранее недвижимостью предприятия считались лишь здания и сооружения. Землю, как «общенародную» собственность, предприятия получали в бесплатное и бессрочное пользование. Реально, земля — это, конечно, капитал, а не просто место, где расположено предприятие. Во всем мире земля имеет цену, вовлечена в промышленный оборот и приносит прибыль. Вопрос о правах собственности на землю в российском законодательстве к настоящему времени не решен. Таким образом, предприятия реально могут получать лишь права на хозяйственное распоряжение, пользование и долгосрочную аренду земельных участков под горные отводы. Условием получения земельного участка является обязательство применять на нем только экологически безопасные технологии земле- и недропользования.

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

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

2.Сооружения. К этой группе относят инженерно-строительные объекты предприятия — погрузочные бункеры, дороги, эстакады, мосты, подъездные пути, резервуары, водозаборы и другие горно-технические сооружения.

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

4. Машины и оборудование.

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

6. Инструменты, используемые при ручном и механизированном труде.

7.Производственный инвентарь и принадлежности.

8.Хозяйственный инвентарь.

9.Прочие объекты — основные фонды, не вошедшие в первые восемь групп, — технические библиотеки, противопожарный инвентарь.

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

Оборотный капитал. Оборотный капитал предприятия — часть вложенного в предприятие капитала, которую целиком потребляют в каждом производственном цикле, сразу и полностью перенося свою стоимость на готовую продукцию.

Оборотный капитал горных предприятий непрерывно переходит из сферы обращения в сферу производства и обратно.

Оборот состоит из трех стадий. Первая стадия происходит в сфере обращения и связана с затратами оборотного капитала на приобретение запасов материальных ценностей, необходимых для обеспечения бесперебойного производственного процесса на предприятии. Вторая стадия протекает в сфере производства продукции и заключается в расходовании производственных запасов на ее выпуск. Третья стадия связана с расходами, возникающими в процессе реализации выпущенной продукции.

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

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

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

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

Фондоотдача и фондоемкость

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

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

$$FO = Q / \Phi_{\text{осн}},$$

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

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

$$\Phi E = 1 / \Phi O = \Phi_{\text{осн}} / Q$$

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

При этом под результатом R понимают объем выпускаемой продукции. Смысл понятия «затраты» в показателях $ПТ$ и ΦO различен. Под затратами Z в первом случае понимают затраты живого труда на предприятии, а во втором случае — стоимость заделживаемых основных фондов. Хотя нельзя приписывать получение одного и того же результата один раз только затратам труда, а другой раз только использованию основных фондов, результат достигается в итоге их совместного использования. Таким образом, производительность труда и фондоотдача должны использоваться не изолированно один от другого, а только совместно, дополняя друг друга.

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

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

Себестоимость продукции

Себестоимость продукции — это показатель, выражающий суммарные затраты предприятия, связанные с выпуском производимой продукции либо оказанием услуг. Помимо затрат на производство, себестоимость включает в себя также и некоторую часть затрат по реализации выпускаемой продукции (по определенному их перечню — в той мере, в которой реализация продукции осуществляется самим предприятием). Для многопрофильных предприятий себестоимость исчисляют по каждому виду выпускаемой продукции в отдельности.

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

Себестоимость калькулируется на единицу продукции и в виде суммарных месячных затрат по себестоимости, именуемых иногда эксплуатационными затратами.

На карьерах горно-добывающих отраслей себестоимость рассчитывают в суммах на 1 т добываемой продукции, 1 т металла в руде, 1 т концентрата (для обогащительных фабрик), 1 м³ вскрыши (по затратам на проведение собственно вскрышных работ на карьерах). Себестоимость на единицу каждого из этих видов продукции определяют посредством деления общей суммы соответствующих затрат на количество произведенной в данном периоде продукции.

Себестоимость рассчитывают на месяц, квартал и год.

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

Помимо общей калькуляции себестоимости продукции горного предприятия, отдельно калькулируется себестоимость по некоторым вспомогательным цехам предприятия: для парокотельной — на 1 т пара; для компрессорной — на 1 м³ сжатого воздуха; для автотранспорта — на 1 т-км перевезенного груза и т.п. Распределение затрат на услуги этих цехов внутрипроизводственным и внешним потребителям осуществляют исходя из количества потребленных единиц этой продукции и их себестоимости.

Прибыль

Основной целью деятельности предприятия является получение прибыли.

Прибыль (убыток) Π от реализации продукции (работ, услуг) предприятия определяют как разницу между выручкой B от их реализации в действующих ценах (без учета налога на добавленную стоимость и акцизов) и затратами на их производство и реализацию (себестоимость) c :

$$\Pi = B - c = \sum (c_i - c_i) Q_i,$$

где c_i — цена реализуемой продукции или услуг i -го вида, сум/единицу продукции; c_i — себестоимость единицы реализуемой продукции или услуг i -го вида, сум/единицу продукции; Q_i - объем реализованной продукции или услуг i -го вида, единица продукции/год.

Прибыль можно выразить различными показателями.

В зависимости от целей анализа используют **валовую (полную)** или **чистую прибыль**, оставляемую в распоряжении предприятия после изъятия из нее налогов и прочих видов обязательных платежей.

В категории «продукция, работа, услуги» входят основные добываемые карьером полезные ископаемые, побочная продукция (щебень, песок, глина, мел и др.), эксплуатация автопарка, находящегося на балансе предприятия, продукция подсобных хозяйств, отпуск другим потребителям тепла, энергии, воды и др.

Метод определения выручки от реализации продукции устанавливается предприятием (организацией) на длительный срок, исходя из условий хозяйствования и заключаемых договоров.

В состав внереализационных доходов включают:

- доходы от долевого участия в деятельности других организаций,

дивиденды по акциям и доходы по облигациям и другим ценным бумагам, принадлежащим организации;

- доходы предприятия от сдачи имущества в аренду;
- присужденные или признанные должником- штрафы, пени, неустойки и другие санкции за нарушение условий хозяйственных договоров;
- другие доходы от операций, непосредственно не связанных с производством и реализацией продукции (работ, услуг).

В состав внереализационных расходов включают:

- затраты по аннулированным производственным заказам и затраты на производство, не давшее продукции;
- затраты на содержание законсервированных производственных мощностей;
- присужденные или признанные предприятием штрафы, пени, неустойки и другие виды санкций;
- некомпенсируемые предприятию убытки от стихийных бедствий, пожаров, аварий и др. (например, уничтожение и порча производственных запасов, готовых изделий и других материальных ценностей);
- расходы по оплате отдельных видов налогов и сборов, производимой в соответствии с установленным законодательством.

В формировании показателя прибыли предприятия **цены** на реализуемую им продукцию и услуги играют одну из важнейших ролей.

В настоящее время осуществляют либерализацию цен на минеральное сырье (переход на свободные цены, формируемые рынком).

Вместе с тем в специфических условиях горно-добывающих отраслей полная либерализация цен на выпускаемую ими продукцию трудноосуществима вследствие многих обстоятельств. Известно, что полностью свободные цены на сырье и вообще на массовую однородную продукцию практически не существуют в мире.

Как правило, их упорядочивают. Товаропроизводители осуществляют это регулирование в процессе формирования цены в системе компромисса спрос — предложение, заключая специальные соглашения. Государство также может осуществлять регулирование рыночных цен, идя на определенное, им устанавливаемое снижение свободных цен на то или иное минеральное сырье. Возникающий недостаток денежных средств у худшей части предприятий государство компенсирует посредством предоставления им дотаций. Естественно, что размер этих дотаций сбалансирован с размером произведенного корректирования свободной цены. Конечно, разница в свободных ценах на сопоставимую по качеству продукцию существует, но она невелика. А небольшие ее колебания определяются географическим положением производителей и, следовательно, транспортными тарифами, а также характером сделок (разовые, долговременные, на крупные или мелкие объемы поставок, сезонные и т.п.). Информация о текущих ценах на современном мировом сырьевом рынке доступна и отслеживается ежедневно. Это способствует выравниванию уровня свободных цен и их стабильности.

Можно констатировать, что прибыль в качестве показателя эффективности производства дает более полную характеристику рыночной эффективности предприятия и выпускаемой им продукции.

Рентабельность

Рентабельность является производным от прибыли показателем эффективности производства. Рентабельность исчисляют в виде отношения прибыли к стоимости тех производственных ресурсов, которые были использованы для ее получения, и выражается в процентах.

В зависимости от того, что конкретно подразумевают под величиной используемых ресурсов, показатель рентабельности может быть рассчитан по-разному. Применяют, в частности, следующие две разновидности показателя рентабельности.

Рентабельность $r_{\text{ф}}$ по отношению к стоимости используемых производственных фондов предприятия определяют по формуле

$$r_{\text{ф}} = \Pi / (\Phi_{\text{осн}} + \Phi_{\text{об}}) \cdot 100,$$

где Π — годовая прибыль предприятия, сум; $\Phi_{\text{осн}}$ — среднегодовая стоимость основных производственных фондов предприятия, сум; $\Phi_{\text{об}}$ — среднегодовая стоимость нормируемых оборотных средств предприятия, сум.

Рентабельность $r_{\text{с}}$ по отношению к себестоимости рассчитывают по формуле

$$r_{\text{с}} = (\Pi / c) \cdot 100,$$

где c — годовые затраты по себестоимости, сум/год.

Показатель рентабельности является еще более емким в оценке эффективности производства, чем прибыль. По критерию рентабельности выгоден лишь тот прирост прибыли, который определяет прирост производственных фондов предприятия.

Опорные слова: эффективность, потенциал, имеющиеся средства, природный, производственный, система накопления, полнота и эффективность, степень «отдачи», выпуск продукции, объем валовой продукции, капитал, здания и сооружения, земельные участки, оборудование, годовой объем, показатель, затраты, получение прибыли, рентабельность.

Контрольные вопросы:

1. Для чего используют экономические показатели?
2. Что называется природным потенциалом?
3. Назовите основные фонды предприятия.
4. Что характеризует фондоотдача?
5. Что называется рентабельностью?

Литература:

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М., изд. МГГУ, 1995.
2. Трубецкой К.Н. и др. Проектирование карьеров. М.: изд. Академии горных наук, 2001.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
4. Шешко Е.Ф., Ржевский В.В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат.
5. Юматов Б.П., Бунин Ж.В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., Недра, 1970.
6. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat, 1955.
7. Хохряков В.С., Саканцев Г.Г. и др. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров. М., Недра, 1977.
8. Арсентьев А.И. и др. Планирование развития горных работ в карьерах. М., Недра, 1972.
9. Мельников Н.В., Симкин Б.А. и др. Теория и практика открытых разработок. М., Недра, 1973.

ЛЕКЦИЯ №5

ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННАЯ ОЦЕНКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Цель занятия: ознакомление с геолого-экономическими и технологическими критериями, классификацией и категорией запасов.

План:

1. Геолого-экономические и технологические критерии, факторы и методы оценки.
2. Техничко-экономические обоснования кондиций на минеральное сырье.
3. Группы запасов твердых полезных ископаемых по их экономическому значению.
4. Классификация запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых.
5. Категории запасов и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых.

Геолого-экономические и технологические критерии, факторы и методы оценки

Геологическая оценка месторождений полезных ископаемых предусмотрена на всех стадиях геолого-разведочных работ. На стадиях, предшествующих разведке, оценивают прогнозные минеральные ресурсы, а по результатам разведочных стадий подсчитывают запасы полезных ископаемых.

Разведанные запасы минерального сырья подлежат сравнительной экономической оценке, определяющей техническую возможность и целесообразность их добычи и переработки, т.е. комплексной геолого-экономической оценке. При ее проведении руководствуются принципами, позволяющими обеспечить максимальное удовлетворение потребностей в минеральном сырье с минимальными необходимыми затратами на его добычу, и соблюдением законодательных положений об охране недр и природных ресурсов.

Геологические критерии представляют собой рудоконтролирующие факторы, используемые как при оценке прогнозных ресурсов, так и при подсчете запасов. Однако если при оценке прогнозных ресурсов они являются определяющими, то на разведочных стадиях важную роль в оценке запасов играют экономические и технологические критерии.

Критерием экономической оценки является мера отличия основных стоимостных показателей от их допустимых значений. Эти показатели отражают затраты живого и овеществленного труда на производство единицы продукции из сырья оцениваемого месторождения. Лучшим на данный момент является месторождение, позволяющее получать продукцию с минимальными затратами такого труда.

К числу показателей, по которым осуществляют оценку месторождения, относятся: размеры капиталовложений и оборотного капитала, необходимые для создания горно-добывающего предприятия, эксплуатационные затраты, затраты на природоохранные мероприятия, себестоимость единицы товарной продукции и т.д.

Технологические критерии оценок определяют техническую возможность отработки разведанных запасов минерального сырья и его переработки наиболее эффективными способами. Технологическими показателями отработки месторождений являются параметры и пространственное положение рудных тел, их качественная характеристика, запасы руды и полезных компонентов, горно-технические, инженерно-геологические и криологические условия разработки, годовая производительность предприятия по добыче и переработке руды и выпуску продукции, глубина и границы карьера, режим горных работ, вскрытие, система разработки, технология и механизация работ, величины потерь и разубоживания. Показателями технологической оценки переработки минерального сырья служат степень извлечения основных и сопутствующих полезных компонентов, качественный состав концентратов (помимо продукта в) и конечных продуктов, уровни вредных выбросов и т.д.

Промышленная ценность месторождения обусловлена разнообразными факторами, которые объединены в три основные группы. Это — социально-экономические, горно-геологические и экономико-географические факторы.

Социально-экономические факторы определяют потребность в определенном виде минерального сырья и пути ее удовлетворения с учетом состояния и развития производительных сил региона, в котором находится оцениваемое месторождение. При этом рассматривают современный уровень производства данного вида минерального сырья и возможности его попутного получения из комплексных месторождений или замены более экономичным и экологически чистым видом сырья.

Горно-геологические и технологические факторы обуславливают количество и качество минерального сырья, возможности его добычи и переработки с использованием прогрессивной техники и технологии. Анализ состояния баланса запасов с учетом социально-экономических факторов позволяет выделить месторождения для первоочередной отработки или рекомендовать увеличение производственной мощности действующих предприятий за счет их реконструкции.

Экономико-географические факторы определяются административным и географическим положением месторождения, его границами и площадью, климатическими условиями, особенностями орогидрографии, сейсмичностью района, транспортными связями, наличием населенных пунктов, обеспеченностью рабочей силой, состоянием энергетической базы, источниками хозяйственно-питьевого и технического водоснабжения. Эти факторы определяют величину поясных коэффициентов к заработной плате, удорожающих коэффициентов на капитальное и жилищное строительство, прокладку транспортных магистралей и т.п.

Оценку месторождений можно проводить на различных технологических этапах. Это зависит от видов полезного ископаемого, способов его добычи и переработки. Для одних оценка возможна на уровне добычи руды, для других осуществляют оценку затрат на получение продуктов обогащения или конечных товарных продуктов, пригодных для использования.

Технико-экономические обоснования кондиций на минеральное сырье

Кондиции на минеральное сырье являются синтезирующим показателем геолого-промышленной оценки месторождения.

Кондиции на минеральное сырье представляют собой совокупность требований к качеству и количеству полезных ископаемых, горно-геологическим и иным условиям их разработки, обеспечивающих наиболее полное комплексное и безопасное использование недр на рациональной экономической основе с учетом экологических последствий эксплуатации месторождения.

Они позволяют подсчитать балансовые запасы полезных ископаемых и определить их промышленную ценность. Для подсчета забалансовых запасов также устанавливают кондиции, но с более низкими требованиями.

Разведочные кондиции разрабатывают по результатам различных стадий разведки и геолого-экономической оценки месторождений для оконтуривания и подсчета запасов полезных ископаемых и определения их промышленной ценности.

В зависимости от этапов разведки и геолого-экономической оценки месторождений различают временные и постоянные разведочные кондиции.

Эксплуатационные кондиции разрабатывает недропользователь в процессе отработки месторождения при необходимости уточнения граничных требований к качеству извлекаемого полезного ископаемого и условиям его залегания применительно к конкретным частям месторождения — геологически обособленным участкам, изолированным залежам, рудным телам, существенно отличающимся по геологическим, горно-техническим, технико-экономическим, технологическим и иным условиям отработки от средних показателей, принятых при обосновании разведочных кондиций с целью адаптации их усредненных параметров к конкретным особенностям эксплуатации, а также для обеспечения стабильной безубыточной работы предприятия в период резкого изменения рыночной конъюнктуры на минеральное сырье, продукты его переработки и цен на энергоресурсы.

Они базируются на более детальном геологическом изучении месторождения и экономическом анализе проекта его разработки применительно к сложившимся на рынке ценам, тарифам, налоговым ставкам и т.п. Эксплуатационные кондиции могут обосновывать новые по сравнению с разведочными кондициями величины минимального промышленного и бортового содержания, а также другие параметры, относимые к конкретным выемочным единицам или отдельным участкам месторождения с целью обеспечения в период их отработки условий для получения предприятием минимально необходимого уровня прибыли. Эксплуатационными кондициями может быть уточнен перечень сопутствующих компонентов в зависимости от конкретной потребности.

Группы запасов твердых полезных ископаемых по их экономическому значению

Запасы твердых полезных ископаемых и содержащихся в них полезных компонентов по их экономическому значению подразделяют на две основные группы, подлежащие раздельному подсчету и учету:

- балансовые (экономические);
- забалансовые (потенциально экономические).

Балансовые (экономические) запасы подразделяют на:

а) запасы, извлечение которых на момент оценки согласно технико-экономическим расчетам экономически эффективно в условиях конкурентного рынка при использовании техники и технологии добычи и переработки сырья, обеспечивающих соблюдение требований по рациональному использованию недр и охране окружающей среды;

б) запасы, извлечение которых на момент оценки согласно технико-экономическим расчетам не обеспечивает экономически приемлемую эффективность их разработки в условиях конкурентного рынка из-за низких технико-экономических показателей, но освоение которых становится экономически возможным при осуществлении со стороны государства специальной поддержки недропользователя в виде налоговых льгот, субсидий и т.п. (границно экономические или пограничные запасы).

Забалансовые (потенциально экономические) запасы могут быть подразделены на:

а) запасы, отвечающие требованиям, предъявляемым к балансовым запасам, но использование которых на момент оценки невозможно по горно-техническим, правовым, экологическим и другим обстоятельствам;

б) запасы, извлечение которых на момент оценки согласно технико-экономическим расчетам экономически нецелесообразно вследствие низкого содержания полезного компонента, малой мощности тел полезного ископаемого или особой сложности условий их разработки или переработки, но использование которых в ближайшем будущем может стать экономически эффективным в случае повышения цен на минеральное сырье или при снижении издержек производства.

Забалансовые запасы подсчитывают и учитывают в случае, если технико-экономическими расчетами установлена возможность их сохранения в недрах для последующего извлечения или целесообразность попутного извлечения, складирования и сохранения для использования в будущем.

Классификация запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых

Запасы подсчитывают и учитывают, а прогнозных ресурсы оценивают все недропользователи по каждому виду твердых полезных ископаемых и направлениям их возможного промышленного использования.

Запасы подсчитывают по месторождениям (участкам) на основании результатов геолого-разведочных и горно-добывающих работ. На их базе ведут проектирование горно-добывающих и перерабатывающих предприятий, вскрышных и добычных работ, а также эксплуатационной разведки.

Прогнозные ресурсы оценивают в пределах рудоперспективных территорий и отдельных месторождений на основе благоприятных геологических предпосылок и обоснованной аналогии с известными месторождениями, а также по результатам геолого-съёмочных, геофизических и геохимических работ при планировании поисково-оценочных и разведочных работ.

Запасы и прогнозные ресурсы дифференцируют по видам полезных ископаемых, основным и сопутствующим компонентам. Их подсчитывают в недрах в соответствии с экономически обоснованными параметрами кондиций, подтвержденными государственной экспертизой, без введения поправок на потери и разубоживание при добыче, обогащении и переработке концентратов.

В комплексных месторождениях подсчитывают и учитывают запасы основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых, а также содержащихся в них основных и попутных полезных компонентов (металлов, минералов, химических элементов и их соединений), целесообразность промышленного использования которых определена кондициями для подсчета запасов. При этом запасы попутных компонентов, накапливающихся при обогащении в товарных концентратах или продуктах металлургического передела, подсчитывают и учитывают как в недрах, так и в названных извлекаемых продуктах.

Одновременно с этим определяют содержания попутных ценных, токсичных и вредных компонентов, формы их нахождения и особенности распределения в продуктах обогащения и заводского передела.

Подсчет и учет запасов и оценку прогнозных ресурсов полезных ископаемых осуществляют в единицах массы или объема.

Классификация месторождений по степени их изученности. Месторождения полезных ископаемых по степени их изученности подразделяют на разведанные и оцененные.

К **разведанным** относят месторождения, запасы которых, их качество, технологические свойства, гидрогеологические и горно-технические условия разработки изучены по скважинам и горным выработкам с полнотой, достаточной для технико-экономического обоснования решения о порядке и условиях их вовлечения в промышленное освоение, а также о проектировании строительства или реконструкции на их базе горнодобывающего предприятия.

К **оцененным** относят месторождения, запасы которых, их качество, технологические свойства, гидрогеологические и горно-технические условия разработки изучены в степени, позволяющей обосновать целесообразность дальнейшей разведки и разработки.

Категории запасов и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых

Запасы твердых полезных ископаемых по степени разведанности подразделяют на категории А, В, С₁ и С₂. Запасы первых трех категорий относятся к разведанным, а запасы категории С₂ - к предварительно оцененным. Наиболее детально изученными являются категории А и В.

Прогнозные ресурсы по степени их обоснованности подразделяются на категории Р₁, Р₂ и Р₃.

Запасы категории А выделяют на участках детализации разведываемых месторождений 1-й группы сложности. Контур запасов полезного ископаемого этой категории определяют в соответствии с требованиями кондиций по скважинам и горным выработкам по результатам их детального опробования.

Запасы категории В выделяют на участках детализации разведываемых месторождений 1-й и 2-й групп сложности.

Запасы категории В должны близко удовлетворять указанным для категории А требованиям. Однако в отличие от них при изучении формы, условий залегания и внутреннего строения тел полезных ископаемых устанавливают лишь их основные особенности и изменчивость.

Контур запасов полезного ископаемого категории В определяют в соответствии с требованиями кондиций по результатам опробования скважин и горных выработок с включением в него ограниченной зоны экстраполяции, обоснованной геологическими критериями, данными геофизических и геохимических исследований.

Запасы категории С₁ составляют основную часть запасов разведываемых месторождений 1-й, 2-й и 3-й групп, их также выделяют на участках детализации месторождений 4-й группы сложности.

Контур запасов полезного ископаемого категории С, определяют в соответствии с требованиями кондиций по результатам опробования скважин и горных выработок, с учетом данных геофизических и геохимических исследований и геологически обоснованной экстраполяции.

Запасы категории С₂ выделяют при разведке месторождений всех групп сложности, а на месторождениях 4-й группы они составляют основную часть.

От рассмотренных запасов так называемых промышленных категорий А, В и С₁ принципиально отличаются предварительно оцененные запасы категории С₂.

Контур запасов полезного ископаемого категории С₂ определяют в соответствии с требованиями кондиций на основании опробования ограниченного числа скважин, горных выработок, естественных обнажений или по их совокупности, с учетом данных геофизических и геохимических исследований и геологических построений, а также путем геологически обоснованной экстраполяции параметров, определенных при подсчете запасов более высоких категорий.

Размеры, форму, внутреннее строение тел полезного ископаемого и условия их залегания оценивают по геологическим и геофизическим данным, и

они должны быть подтверждены вскрытием полезного ископаемого ограниченным числом скважин и горных выработок.

Прогнозные ресурсы — это потенциальные запасы полезных ископаемых как уже известных, так и предполагаемых месторождений. Их количественная оценка основывается на рудоконтролирующих факторах, аналогиях с известными в районе месторождениями того же промышленного или генетического типа, а также на благоприятных геологических предпосылках, геофизических и геохимических данных. Оценку прогнозных ресурсов проводят до глубин, доступных для эксплуатации при современном технико-экономическом уровне разработки месторождений, и на ближайшую перспективу. При этом учитывают особенности качества и технологических свойств оцениваемого вида минерального сырья.

Прогнозные ресурсы категории P_1 учитывают возможность выявления новых рудных тел полезного ископаемого на рудопроявлениях, разведанных и разведываемых месторождениях. Другими словами, они оценивают вероятностный прирост запасов при будущей разведке путем увеличения площади и глубины их распространения за пределы внешнего контура, обычно отождествляемого с контуром запасов категории C_2 , а также за счет тел полезных ископаемых, выявленных ранее при поисках и ожидаемых при разведке.

Для количественной оценки ресурсов этой категории используют геологически обоснованные представления о размерах и условиях залегания известных тел, формируемые по результатам геологических, геофизических и геохимических исследований площадей возможного распространения полезного ископаемого, а также на материалах одиночных структурных и поисковых скважин и геологической экстраполяции структурных, литологических, стратиграфических и других особенностей, установленных на более изученной части месторождения и определяющих площади и глубину распространения полезного ископаемого, представляющего промышленный интерес.

Прогнозные ресурсы категории P_2 оценивают потенциальные запасы вероятных для открытия месторождений в пределах бассейна, рудного района и т.д. Ресурсы этой категории учитывают возможность обнаружения новых месторождений полезных ископаемых, предполагаемое наличие которых основано на положительной оценке выявленных при крупномасштабной геологической съемке и поисковых работах проявлений полезного ископаемого, а также геофизических и геохимических аномалий, природа и возможная перспективность которых установлены единичными выработками. Количественная оценка ресурсов, представления о размерах предполагаемых месторождений, минеральном составе и качестве руд основываются на аналогиях с известными месторождениями того же формационного (генетического) типа.

Прогнозные ресурсы категории P_3 учитывают лишь потенциальную возможность открытия месторождений того или иного вида полезного ископаемого на основании благоприятных геологических предпосылок, выявленных при средне- и мелкомасштабном геологическом картировании, дешифрировании космических снимков, анализе результатов геофизических и геохимических исследований. Количественную оценку ресурсов этой категории

осуществляют без привязки к конкретным объектам по предположительным параметрам на основе аналогии с более изученными районами, площадями, бассейнами, где имеются разведанные месторождения того же генетического типа.

Количественную оценку прогнозных ресурсов осуществляют комплексно. При этом используют существующие на момент оценки требования к качеству и технологическим свойствам полезных ископаемых аналогичных месторождений с учетом возможных изменений этих требований в ближайшей перспективе.

Возможное изменение параметров кондиций по сравнению с аналогичными месторождениями должно иметь соответствующее обоснование.

Опорные слова: разведка, минеральные ресурсы, запасы полезных ископаемых, социально-экономические факторы, горно-геологические и технологические факторы, экономико-географические факторы, кондиции на минеральное сырье, разведочные кондиции, эксплуатационные кондиции, балансовые, забалансовые, прогнозные ресурсы, разведанные, оцененные, запасы категории А, В, С₁, С₂.

Контрольные вопросы:

1. Чему подлежат разведанные запасы минерального сырья?
2. Что представляют собой кондиции на минеральное сырье?
3. Назовите основные группы запасов твердых полезных ископаемых.
4. На основании чего подсчитывают запасы?
5. Назовите категории запасов твердых полезных ископаемых.

Литература:

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М., изд. МГГУ, 1995.
2. Трубецкой К.Н. и др. Проектирование карьеров. М.: изд. Академии горных наук, 2001.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
4. Шешко Е.Ф., Ржевский В.В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат.
5. Юматов Б.П., Бунин Ж.В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., Недра, 1970.
6. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat, 1955.
7. Хохряков В.С., Саканцев Г.Г. и др. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров. М., Недра, 1977.
8. Арсентьев А.И. и др. Планирование развития горных работ в карьерах. М., Недра, 1972.
9. Мельников Н.В., Симкин Б.А. и др. Теория и практика открытых разработок. М., Недра, 1973.

ЛЕКЦИЯ №6

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КОНТУРОВ КАРЬЕРА

Цель занятия: определение угла наклона нерабочих бортов карьера, коэффициента вскрыши и коэффициента горной массы.

План:

1. Общие сведения о проектировании контуров карьера.
2. Определение угла наклона нерабочих бортов карьера.
3. Конструкция и размеры транспортных берм.
4. Коэффициент вскрыши и коэффициент горной массы.
5. Граничный коэффициент вскрыши.

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. 5). 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. 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 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. 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.

Рис. 5. Контуры карьера на месторождениях с небольшими (а, б) и значительными (с, д) 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 γ_B — угол наклона временного борта карьера.

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. Контуры карьера влияют на выбор способа вскрытия, места заложения траншей и расположения поверхностных сооружений, транспортных коммуникаций и др.

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 условию принятого запаса устойчивости, заданной высоты уступа и борта, геологических и других факторов.

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, приведены на рис. 6.

Рис. 6. Конструкция конечных бортов на одном из рудных карьеров:

1, 2 — рабочий и конечный борт карьера соответственно

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

$$\operatorname{tg} \beta = \frac{nh}{\sum B_T + \sum B_n + nh \operatorname{ctg} \alpha},$$

где n — число уступов; B_t, B_n — соответственно ширина транспортных 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 и др.

Рис. 7. Конструкция нерабочего (погашенного) борта карьера с горизонтальными (а) и наклонными (б) предохранительными бермами:
1 — предохранительные бермы; 2 — транспортные площадки

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. 7).

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

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. 8) резервную берму безопасности, земляное полотно, кювет, обрез и полосу для установки опор контактной сети (рис. 8). Ширина резервной бермы безопасности принимается в зависимости от вида транспорта, крепости пород и высоты уступа (табл. 4).

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. 5.

При автомобильном транспорте предусматривается размещение защитной стенки (см. рис. 8), 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).

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. 7).

Рис. 8. Конструкция транспортной бермы:

a — двухпутная в рыхлых породах; b — однопутная в скальных породах; c — при автомобильном транспорте в рыхлых породах; l — ось железнодорожного пути; x2 — защитная стенка; 3 — контактная опора

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.

$$B_{\text{тр}} = 2R + Д + Б + Л + К,$$

где R — радиус поворота автодороги; $Д$ — ширина автодороги с учетом проезжей части и обочины; $Б$ — ширина бермы безопасности; $Л$ — ширина полосы для размещения защитной стенки; $К$ — ширина кювета.

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. 9), т. е.

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

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.

$$K_{в.э} = \frac{V - V_o}{Q - Q_o}, \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

где V — полный извлекаемый объем вскрыши в контурах карьера, м^3 ; V_o — объем вскрыши, извлекаемый в период строительства карьера, м^3 ; Q — полный извлекаемый объем полезного ископаемого в контурах карьера, м^3 ; Q_o — 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. 10), т. е.

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

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. 11), т. е.

$$K_{в.т} = \frac{V_m}{Q_m}, \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

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.

$$K_{г.м} = \frac{V_{г.м}}{Q_m} = \frac{V_u + V_v}{Q_m}, \text{ м}^3/\text{т},$$

где $V_{г.м}$, V_u , V_v — соответственно объем горной массы, полезного ископаемого и вскрыши, м^3 ; Q_m — количество металла, т;

$$Q_m = V_u \gamma \alpha, \text{ т};$$

γ — плотность полезного ископаемого, $\text{т}/\text{м}^3$; α — среднее содержание компонента в полезном ископаемом (например, металла в руде), доли единицы.

Из последних двух выражений получим

$$K_{г.м} = \frac{1 + K_v}{\gamma \alpha},$$

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. В качестве критерия для оценки направления развития горных работ используется коэффициент горной массы, определяемый по формуле

$$K_{г.м} = \frac{V_u + V_v}{V_{u.n}},$$

где V_u — текущий объем полезного ископаемого, извлекаемый в карьере, м^3 ; V_v — текущий объем вскрыши, м^3 ; $V_{u.n}$ — текущий объем полезного ископаемого, приведенный по ценности к первому сорту, м^3 ;

$$V_{u.n} = \sum_{i=1}^n V_i q_i;$$

V_i — текущий объем полезного ископаемого i -го сорта, м^3 ; 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

$$m = \frac{1 + \delta K}{\gamma}, \text{ т/т}$$

где $\delta = \frac{C_{\text{в}}}{C_{\text{д}} + C_{\text{п}}}$ отношение удельных затрат $C_{\text{в}}$ на вскрышные работы к

сумме удельных затрат на добычу $C_{\text{д}}$ и переработку $C_{\text{п}}$ руды; K — коэффициент вскрыши; γ — выход концентрата, доли единицы; $C_{\text{в}}$ — затраты на 1 т вскрыши, сум; $C_{\text{д}}$ — затраты на добычу 1 т полезного ископаемого (без учета затрат на вскрышные работы), сум; $C_{\text{п}}$ — затраты на переработку 1 т руды до концентрата, сум.

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.

Граничный коэффициент вскрыши

Себестоимость полезного ископаемого при открытом способе разработки определяется по формуле

$$C_o = C_{\text{д}} + C_{\text{в}} K_{\text{в}}, \text{ сум/м}^3,$$

где $C_{\text{д}}$ — затраты на добычу 1 м^3 полезного ископаемого (без учета затрат на вскрышу), сум; $C_{\text{в}}$ — затраты на выемку 1 м^3 вскрыши, сум; $K_{\text{в}}$ — коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{т}$.

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

$$K_{\text{г}} = \frac{C_{\text{г}} + C_{\text{д}}}{C_{\text{в}}}, \text{ м}^3/\text{м}^3,$$

где $C_{\text{г}}$ — допустимая себестоимость 1 м^3 полезного ископаемого, сум;

В качестве допустимой себестоимости принята себестоимость $C_{\text{п}}$ или оптовая цена Π 1 м³ полезного ископаемого равного качества, добытого подземным способом. Значения $C_{\text{г}}$, $C_{\text{д}}$, $C_{\text{в}}$ вычисляют путем многофакторной статистической отработки практических данных, взятых в одно и то же время по тем шахтам и карьерам, горнотехнические условия которых аналогичны условиям проектируемого карьера. При этом необходимо ориентироваться на приблизительно равную_ производительность карьера, передовую технику и прогрессивную технологию разработки. Существуют также математические модели, позволяющие точно рассчитывать показатели $C_{\text{п}}$, $C_{\text{в}}$, $C_{\text{д}}$ для различных горно-технических условий. Так как достоверность исходных данных сравнительно невелика (20—40%) и в последней формуле 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

$$K_{\text{г}} = \frac{C_{\text{з}} - C_{\text{д}} + K_{\text{п}} \Pi_{\text{п}}}{C_{\text{г}}},$$

где $\Pi_{\text{п}}$ — отпускная цена попутно добываемого полезного ископаемого; $K_{\text{п}}$ — 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.

$$\begin{aligned} & \Pi_{\text{о}} Q \eta_{\text{о}} (1 + \rho_{\text{о}}) \gamma_{\text{о}} - (C_{\text{д}} + C_{\text{н.о}}) Q \eta_{\text{о}} (1 + \rho_{\text{о}}) - V C_{\text{г}} = \\ & = \Pi_{\text{н}} Q \eta_{\text{н}} (1 + \rho_{\text{н}}) \gamma_{\text{н}} - (C_{\text{н}} + C_{\text{н.н}}) Q \eta_{\text{н}} (1 + \rho_{\text{н}}), \end{aligned}$$

где η_o, η_n — коэффициент извлечения руды соответственно при открытой и подземной разработке; ρ_o, ρ_n — коэффициент разубоживания соответственно при открытой и подземной разработке; γ_o, γ_n — 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; D_o, D_n — отпускная цена концентрата соответственно при открытой и подземной разработке.

Из последнего выражения получим формулу для определения граничного коэффициента вскрыши

$$K_z = \frac{\eta_o(1 + \rho_o)(C_o\gamma_o - C_o - C_{н.о}) - \eta_n(1 + \rho_n)(C_n\gamma_n - C_n - C_{н.н})}{C_g}.$$

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 нетрудно 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 глубины 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. Рекомендуется определять граничный коэффициент вскрыши по формуле

$$K_z = \frac{\gamma_o(C_n + EK_n + C_{н.н} + EK_{н.н}) - (C_o + EK_o + C_{н.о} + EK_{н.о})}{C_o + EK_g},$$

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, сум; 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, сум/м³; $K_{п.п}, K_{п.о}$ — удельные капитальные затраты на обогащение 1 м³

полезного ископаемого, добытого подземным и открытым способом соответственно, сум; $E = 0,12$.

Опорные слова: погашение, степень точности, рабочий борт, конечный контур, промежуточный контур, перспективный контур, угол погашения борта, угол наклона, конструкция, параметры бортов, предохранительные бермы, транспортные площадки, ширина транспортных берм, однопутная, двухпутная, коэффициент вскрыши, средний, слоевой, контурный, текущий, плановый, граничный.

Контрольный вопрос:

1. Какие контуры карьера называются конечными?
2. От выбора оптимальных контуров карьера зависят...
3. Чем должны обладать откосы нерабочих уступов?
4. Назовите виды коэффициентов вскрыши.
5. Дайте общие сведения о граничном коэффициенте вскрыши.

Литература:

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М., изд. МГГУ, 1995.
2. Трубецкой К.Н. и др. Проектирование карьеров. М.: изд. Академии горных наук, 2001.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
4. Шешко Е.Ф., Ржевский В.В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат.
5. Юматов Б.П., Бунин Ж.В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., Недра, 1970.
6. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat, 1955.
7. Ржевский В.В. Проектирование контуров карьера. М., Metallurgizdat, 1956.
8. Хохряков В.С., Саканцев Г.Г. и др. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров. М., Недра, 1977.
9. Арсентьев А.И. и др. Планирование развития горных работ в карьерах. М., Недра, 1972.
10. Байков Б.Н. Снижение потерь и разубоживания руд на карьерах цветной металлургии. М., Недра, 1977.
11. Мельников Н.В., Симкин Б.А. и др. Теория и практика открытых разработок. М., Недра, 1973.

ЛЕКЦИЯ №7

НАПРАВЛЕНИЕ И СКОРОСТЬ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ

Цель занятия: показать развитие горных работ в карьере и формирование его рабочей зоны, определить скорость понижения горных работ.

План:

1. Формирование рабочей зоны карьера.
2. Критерии оценки направления развития горных работ в карьере.
3. Графоаналитический метод определения оптимального направления углубки.
4. Определение скорости понижения горных работ.

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.

На рис. 12 показано поперечное сечение карьера, где вскрытие осуществлено скользящими съездами по лежащему боку рудного тела. Скорости перемещения горных работ показаны векторами А, В, 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. 12, 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 $v_{\text{л}}$, а по висячему борту — в точку А на расстояние $v_{\text{в}}$. Годовые горизонтальные перемещения фронта работ определяются по формулам:

$$v_{\text{л}} = Y_{\text{г}} (\text{ctg } \gamma_{\text{р}} - \text{ctg } \alpha), \text{ м};$$

$$v_{\text{в}} = Y_{\text{г}} (\text{ctg } \gamma_{\text{п}} - \text{ctg } \alpha), \text{ м},$$

где Y — годовое понижение горных работ; $\gamma_{\text{р}}$ — угол наклона рабочих бортов; α — угол направления углубки.

Как видно из рис. 12, скорость понижения горных работ ограничивается подвиганием рабочего борта по висячему боку. Если углы наклона рабочих бортов карьера одинаковы со стороны лежачего и висячего боков, то годовое понижение горных работ

$$Y_{\text{г}} = \frac{v_{\text{м}}}{\text{ctg } \gamma_{\text{р}} + \text{ctg } \alpha}, \text{ м},$$

где $v_{\text{м}}$ — 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. $\gamma_{\text{р.л}} \neq \gamma_{\text{р.в}}$ и $v_{\text{л}} \neq v_{\text{в}}$, то максимальное годовое понижение горных работ может быть достигнуто при

$$\alpha = \text{arccctg } \frac{v_{\text{в}} \text{ctg } \gamma_{\text{р.в}} + v_{\text{л}} \text{ctg } \gamma_{\text{р.л}}}{v_{\text{в}} + v_{\text{л}}}, \text{ градусы.}$$

Если $v_{\text{в}} = v_{\text{л}}$ и $\gamma_{\text{р.в}} \neq \gamma_{\text{р.л}}$, то максимальное понижение горных работ может быть достигнуто при

$$\alpha = \text{arccctg } \frac{1}{2} (\text{ctg } \gamma_{\text{р.в}} - \text{ctg } \gamma_{\text{р.л}}), \text{ градусы.}$$

Максимальная годовая скорость горизонтального подвигания горных работ зависит от высоты уступа и интенсивности экскаваторных работ, т. е.

$$v_{\text{м}} = \frac{\Pi_{\text{э}}}{hL_{\text{б}}}, \text{ м},$$

где $\Pi_{\text{э}}$ — годовая производительность экскаватора, м^3 ; h — высота уступа, м; $L_{\text{б}}$ — длина экскаваторного блока, м.

При вскрытии стационарными съездами по борту карьера со стороны лежачего бока (см. рис. 12) положение дна карьера при подготовке очередного горизонта перемещается из точки Б в точку Г по линии БГ под углом β наклона борта карьера и скорость понижения горных работ будет равна вектору БД. Фронт

добычных работ переместится из точки К в точку М, а скорость понижения добычных работ будет измеряться вектором КМ или БМ'. Следовательно, скорость понижения добычных работ по вертикали должна быть больше скорости понижения дна карьера. Горизонтальное годовое подвигание фронта горных работ определяется по формулам:

$$v = Y_r (\operatorname{ctg} \gamma_p - \operatorname{ctg} \alpha), \text{ м};$$

$$v = Y_d (\operatorname{ctg} \gamma_p - \operatorname{ctg} \alpha), \text{ м},$$

где Y_r , Y_d — скорость понижения соответственно горных и добычных работ.

Из последних двух выражений получим формулу для определения годовой скорости понижения добычных работ

$$Y_d = Y_r \frac{\operatorname{ctg} \gamma_p + \operatorname{ctg} \beta}{\operatorname{ctg} \gamma_p + \operatorname{ctg} \alpha}, \text{ м}.$$

Если угол наклона залежи α составляет 35—40°, 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—1,4 раза.

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. 13). Возможные варианты развития горных работ на пологих и крутых месторождениях показаны на рис. 14.

Рис. 13. Направление углубки карьера (цифрами показаны этапы горных работ).

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. 15). 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.

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. При этом используются следующие критерии:

минимальные средние (с начала разработки) удельные эксплуатационные затраты

$$\frac{\sum Z_i}{\sum C_i} \rightarrow \min;$$

средний (с начала разработки) коэффициент горной массы

$$\frac{\sum Q_i}{\sum M_i} \rightarrow \min;$$

средний (с начала разработки) коэффициент вскрыши

$$\frac{\sum V_i}{\sum P_i} \rightarrow \min;$$

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.

Рис. 16. Кумулятивный график функции $V = f(P)$:
1, 2, 3 — для различных вариантов направления углубки карьера.

При использовании кумулятивного графика для оценки вариантов развития горных работ на однокомпонентном месторождении со стабильным выдержанным качеством оптимальный вариант будет соответствовать нижней ветви (рис. 16).

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 приведенные затраты и прибыль, устанавливают динамику получения компонентов и путем технико-экономической оценки выбирают оптимальный вариант.

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. 17) 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 К, Л, М), то объемы полезного ископаемого внутри контуров рабочих зон будут одинаковы, т. е. $P_K = P_L = P_M$. 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. 18) 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. 8. После заполнения верхней части табл. 8, для каждого направления углубки строят график функции $P = f(H)$ (рис. 19). На рис. 19 в качестве примера показана кривая только для одного направления 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. 18) 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. 8. В каждой строке находят минимальное значение объема горной массы, соответствующее оптимальной точке. Например, в строке P_0 — это точка е, в строке P_1 — это точка д. Соединив найденные точки, получают оптимальную линию направления углубки (см. рис. 18).

Таблица 8

Учитывая погрешность исходных геологических данных, графических расчетов, а также то обстоятельство, что принятый критерий не учитывает многих значимых технологических факторов (особенностей вскрытия и т. п.), правильнее будет определять не линию углубки, а область рациональных направлений углубки карьера. На рис. 18 эта область заштрихована.

Для решения объемной задачи 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.

Определение скорости понижения горных работ

Среднегодовое понижение горных работ на карьере при увеличении его глубины от $H_{к1}$ до $H_{к2}$ за время T

$$U = \frac{H_{к2} - H_{к1}}{T}, \text{ м.}$$

Годовая скорость понижения горных работ при отработке одного горизонта

$$U = \frac{H_y}{t}, \text{ м.}$$

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. 20) проведение въездной траншеи объемом V_v и разрезной траншеи объемом $V_{р.т.}$, а также выемку объема V_o (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 рабочей площадки. При последовательном выполнении этих работ одним экскаватором время на подготовку горизонта

$$T_{н.г} = \frac{V_v + V_{р.т.} + V_o}{Q_э}, \text{ мес.},$$

где $Q_э$ — месячная производительность экскаватора, м³.

Для сокращения времени на подготовку горизонта используют несколько экскаваторов, совмещая их работу таким образом, чтобы обеспечить требования правил безопасности. После проведения въездной траншеи и 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. 21). В

результате этого время на подготовку нового горизонта сокращается и определяется по формуле

$$T_{n.2} = \frac{V_{\epsilon} + V_{p.m1}}{Q_9} + \frac{V_{p.m2} + V_o}{2Q_9}, \text{ мес},$$

где $V_{p.2} = V_{p.1} - V_{p.11}$.

Проф. А. И. Арсентьев на основе анализа календарных графиков подготовки горизонтов получил формулу для приближенного определения времени подготовки нового горизонта

$$T = \frac{V_o}{N_9 \Pi_9} + \frac{L_{\epsilon} + L_{\epsilon} + L_o + L_m}{v}, \text{ мес},$$

где V_o — объем работ по расширению разрезной траншеи на лежащем выше уступе, обеспечивающем возможность подготовки нижнего уступа, м^3 ; N_9 — число экскаваторов, занятых на расширении разрезной траншеи; Π_9 — месячная производительность экскаватора на подготовке нового горизонта, м^3 ; L_{ϵ} — длина экскаваторного блока, м; L_{ϵ} — длина въездной траншеи, м; $L_o = 100 \div 150$ — допустимое минимальное расстояние между соседними экскаваторными блоками на уступе, м; L_m — 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 последней формулы 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 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 разноте бортов, время на перегоны 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 каждого 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. 22. 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. 23).

В рассматриваемом примере подготовка производится одним экскаватором, месячная производительность которого равна 100, 115 и 125 тыс. м³ при проведении въездной траншеи, разрезной траншеи и на разnose борта. Объем въездной траншеи 150 тыс. м³, объем разрезной траншеи 675 тыс. м³, объем разноса борта 1350 тыс. м³.

Перемещение экскаваторных забоев при подготовке горизонта показано на графике (см. рис. 23).

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 линий изображает перемещение экскаватора при отработке заходки длиной 1500 м в течение 3,6 мес. Общее время на подготовку горизонта составляет 18,7 мес. Годовая скорость понижения горных работ 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 экскаватором 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. 23). 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.

Опорные слова: развитие горных работ, углубка, число рабочих уступов, вскрытие съездами, скорость понижения, скорость подвигания, годовое понижение, направление углубки, минимальные средние удельные эксплуатационные затраты, средний коэффициент горной массы, суммарные затраты, оптимальный, изолинии, построение изолиний, среднегодовое понижение, подготовка горизонта, перемещение экскаваторов.

Контрольные вопросы:

1. Каким закономерностям подчиняются развитие горных работ в карьере и формирование его рабочей зоны?
2. Чем ограничивается скорость понижения горных работ?
3. Охарактеризуйте определение оптимального направления углубки по методу А.И.Арсентьева.
4. По какой формуле определяется среднегодовое понижение горных работ?
5. Покажите графический метод определения скорости понижения горных работ.

Литература:

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М., изд. МГГУ, 1995.
2. Трубецкой К.Н. и др. Проектирование карьеров. М.: изд. Академии горных наук, 2001.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
4. Шешко Е.Ф., Ржевский В.В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат.
Вспомогательная
5. Юматов Б.П., Бунин Ж.В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., Недра, 1970.
6. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat, 1955.
7. Ржевский В.В. Проектирование контуров карьера. М., Metallurgizdat, 1956.

8. Хохряков В.С., Саканцев Г.Г. и др. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров. М., Недра, 1977.
9. Арсентьев А.И. и др. Планирование развития горных работ в карьерах. М., Недра, 1972.
10. Байков Б.Н. Снижение потерь и разубоживания руд на карьерах цветной металлургии. М., Недра, 1977.
11. Мельников Н.В., Симкин Б.А. и др. Теория и практика открытых разработок. М., Недра, 1973.

ЛЕКЦИЯ №8

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА

Цель занятия: ознакомление с производственной мощностью, производительностью по полезному ископаемому, производительностью по вскрыше и производительностью по горной массе.

План:

1. Производственная мощность.
2. Производительность карьера по полезному ископаемому.
3. Производительность карьера по вскрыше.
4. Производительность карьера по объему и ценности запасов полезных ископаемых.

Важнейшими базисными характеристиками карьера как объекта, определяющими уровень его экономических показателей, являются производственная мощность, производительность по полезному ископаемому, производительность по вскрыше и производительность по горной массе.

Под производственной мощностью предприятия в общем случае понимают максимально возможное количество продукции заданной номенклатуры, которое предприятие способно выпустить с соблюдением технологических норм производства, правил технической и экологической безопасности. Подчеркнем, что это теоретически достижимый объем продукции, который предприятие может выпустить в существующих горно-производственных условиях на основе наиболее полного использования средств производства, рационального режима работы, прогрессивной технологии и эффективной организации производства при соблюдении правил безопасности, технической эксплуатации, экологических ограничений и при условии, что вся выпускаемая продукция имеет сбыт на рынке.

При проектировании карьера устанавливают его проектную производительность по полезному ископаемому, вскрыше и горной массе.

Под проектной производительностью карьера по полезному ископаемому понимают установленный проектом постоянный на фиксированный период времени (год, месяц, сутки) объем добычи полезных ископаемых в тоннах или кубических метрах установленной номенклатуры соответствующего качества, поставляемых потребителям с определенной равномерностью (ритмичностью). Проектная производительность карьера по полезному ископаемому должна обеспечивать экономически эффективную разработку месторождения.

Производительность карьера по вскрыше — это объем (в м³) вскрышных пород, который необходимо удалить для обеспечения производительности карьера по полезному ископаемому. В сумме, в одних и тех же единицах измерения, эти показатели составляют производительность карьера по горной массе. Следует отметить, что в практике проектирования горных предприятий, в технической литературе, термины производственная мощность и производительность часто используют как синонимы.

Фактическая производительность карьера может отличаться от проектной из-за изменения спроса на минеральное сырье, цен, финансового и технического положения предприятия и по другим причинам.

Основными факторами, определяющими производительность карьера, являются:

- горно-геологические условия разработки;
- объем и ценность запасов месторождения;
- максимально возможная скорость развития горных работ в глубину и в плане;
- срок отработки месторождения или эксплуатации карьера;
- потребность в добываемом сырье;
- эффективность производства;
- размер и график инвестиций, условия финансово-хозяйственной деятельности предприятия.

Горно-геологические условия разработки обуславливают жесткую взаимосвязь между производительностью карьера по полезному ископаемому и вскрыше.

При разработке горизонтальных месторождений значения текущих коэффициентов вскрыши в разные периоды достаточно стабильны и близки к среднему. Поэтому соотношение между производительностью карьера по добыче $Q_{\text{и}}$ и вскрыше $Q_{\text{в}}$ также практически постоянно и выражается соотношением

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{и}} K_{\text{ср}},$$

где $K_{\text{ср}}$ — средний коэффициент вскрыши.

При разработке наклонных и крутопадающих месторождений текущие коэффициенты вскрыши значительно изменяются в течение всего периода разработки. Поэтому производительность карьера по горной массе, а по ней рассчитывают число единиц необходимого оборудования, мощность электроподстанций и т.д., в течение срока эксплуатации карьера колеблется в значительных пределах. Исходя из условия обеспечения постоянной производительности карьера по полезному ископаемому, его производительность по вскрыше проектируют различной для различных календарных периодов разработки карьера. Определение производительности карьера по вскрыше для различных периодов разработки и длительности этих периодов осуществляют при исследовании режима горных работ и построении календарного графика разработки.

По объему и ценности запасов полезных ископаемых месторождения, вовлекаемых в разработку, годовую производительность карьера по полезному ископаемому устанавливают таким образом, чтобы обеспечить деятельность предприятия в течение достаточно длительного периода времени с целью более эффективного использования оборудования, строительства и амортизации производственных зданий и сооружений, социально-бытовой инфраструктуры. Вместе с тем мощность проектируемого карьера должна в возможно большей степени удовлетворять текущую потребность в полезном ископаемом, но с учетом общегосударственных интересов в будущем.

Ранее, исходя из предпосылки, что спрос на минеральное сырье постоянно возрастает, предпочтение отдавали проектированию крупных карьеров на месторождениях с большими запасами, с близкой к максимально возможной годовой производительностью. При этом срок отработки запасов принимали не менее периода амортизации основных промышленно-производственных фондов предприятия — горного и транспортного оборудования, а также капитальных выработок, дорог, ЛЭП, зданий и других сооружений.

Были также установлены соотношения между годовой производительностью карьеров и минимальным периодом эксплуатации $T_{\min}$ (табл. 9), которые были регламентированы отраслевыми нормами технологического проектирования.

Таблица 9

При пользовании данными табл. 9 подразумевается выполнение условия

$$\frac{Z_6}{Q_k} \frac{1-\eta}{1-\rho} = T \geq T_{\min},$$

где Z_6 — балансовые запасы месторождения; Q_k — годовая производительность карьера, определенная с учетом потребности; η и ρ — предельно допустимые (нормируемые) коэффициенты соответственно потерь и объемного разубоживания.

Если в состав горно-добывающего комплекса входит несколько карьеров с более коротким периодом эксплуатации, то срок эксплуатации каждого из них не ограничивается. Однако общий срок службы карьеров должен быть не менее указанного в табл. 9, а суммарную годовую производительность (за вычетом времени на развитие и затухание горных работ) целесообразно поддерживать постоянной.

С целью сокращения периода окупаемости капитальных вложений целесообразно предусматривать достижение проектной производительности по этапам (ввод мощности очередями). Мощность пусковой очереди, зависящая от общей годовой производительности карьера, ввода в эксплуатацию крупных машин, очередей обогатительной фабрики, готовности объектов приема продукции и других факторов, можно принимать в соответствии со следующими рекомендациями:

Проектная производительность по полезному ископаемому			
(для железорудных карьеров), млн. т/год.....	До 4	4-20	более 20
Пусковая мощность, % от полной проектной.....	100	50	30

Рекомендовано также нормировать периоды освоения проектной производительности карьеров (табл. 10).

Таблица 10

Если определенная годовая производительность удовлетворяет условию отработки запасов месторождения в период не менее периода амортизации

основных фондов, то, приняв эту производительность в качестве заданной величины, следует провести анализ режима горных работ, получить календарный план и проверить его техническую реализуемость. Для этого найденные по календарному плану значения системы разработки, такие как скорость понижения горных работ, скорость подвигания фронтов уступов, число вскрышных и добычных забоев, мощность грузопотоков, должны быть сопоставлены с их предельно допустимыми значениями, которые можно получить для намеченного варианта вскрытия, системы разработки и технологии и механизации работ.

При этом предельно допустимые значения параметров выступают в качестве ограничений, превышать которые, без изменения исходных данных, нельзя.

При проектировании часто пользуются понятием нормального срока амортизации капитальных затрат, или нормального срока эксплуатации карьера, т.е. срока, в течение которого происходит полный износ основных производственных фондов предприятия. На основе этого понятия годовая производительность, т/год, карьера по полезному ископаемому

$$Q_p = \frac{Z_u}{T_z},$$

где Z_u — запасы полезного ископаемого, извлекаемые в контурах карьера, т; T_z — нормальный срок эксплуатации карьера, принимают обычно равным сроку обеспеченности запасами, годы.

Следует отметить, что обычно через 10-15 лет (иногда через 20—30 лет) возникает необходимость проведения полной реконструкции ранее построенных сооружений и замены оборудования. С учетом этого нормальные сроки амортизации карьеров в 30—50 лет можно считать преувеличенными, что при определении производительности карьера может привести к искусственному снижению интенсивности разработки месторождения. С учетом этого полагаться на показатели нормальных сроков амортизации основных фондов при определении производительности и срока эксплуатации карьера нельзя. Эти параметры следует определять на основе комплексного рассмотрения условий работы будущего предприятия, наличия других источников сырья данного вида, текущей и перспективной потребности в нем, а также с учетом других факторов.

Максимально возможная скорость развития горных работ в глубину и в плане определяет возможную интенсивность разработки месторождения.

За сопоставимый показатель интенсивности разработки может быть принята среднемесячная величина вскрываемой площадки, м²/мес:

$$F_m = L_{\phi y} V_{\phi},$$

где $L_{\phi y}$ — принятая средняя протяженность фронта работ уступа, м; V_{ϕ} — среднемесячная скорость подвигания фронта работ, м/мес.

Интенсивность разработки определяется горно-геологическими условиями месторождения, физико-механическими свойствами разрабатываемых пород, которые в основном обуславливают применение тех или иных систем и технологий разработки и технических средств. При этом отсутствует ограничение

по числу единиц используемого оборудования, т.е. оно может быть максимально возможным.

В этих условиях определяют теоретический — верхний технически достижимый предел производительности карьера. Очевидно, что такая производительность наверняка потребует излишне больших капиталовложений, не увязана с запасами месторождения, потребностью в сырье, возможностями потребителей продукции, региональными интересами, т.е. является экономически неэффективной.

Возможная интенсивность развития горных работ для применяемых систем, технологий разработки и технических средств при разработке наклонных и крутопадающих залежей характеризуется скоростью понижения горных работ, а при разработке горизонтальных — скоростью подвигания фронта работ.

Скорость понижения горных работ при разработке наклонных и крутых залежей, необходимую для обеспечения годовой производительности карьера Q_k , определяют погоризонтно (высота горизонта равна высоте уступа) или поэтапно (высота этапа кратна высоте уступа), через запасы полезного ископаемого горизонта (этапа) Z и высоту уступа (этапа) h :

$$v_n = Q_k \frac{h}{Z} \frac{1-\rho}{1-\eta}.$$

Максимально возможную скорость понижения горных работ (для принимаемых главного направления развития работ, способа вскрытия, системы разработки, комплектов оборудования, структур механизации, а также технологии работ), необходимую для обеспечения производственной мощности карьера, определяют расчетным путем или принимают по данным практики ведения работ в аналогичных условиях.

Скорость понижения горных работ должна соответствовать скоростям движения вышележащих уступов, позволяя создавать на них рабочие площадки не менее минимальной ширины.

Максимальная скорость понижения горных работ определяется минимально возможным временем, необходимым для подготовки нового горизонта в конкретных горно-технических условиях. При этом в подготовительные включают только те работы, которые являются обязательными в соответствии с ЕПБ и правилами технической эксплуатации.

Минимально необходимый объем работ по подготовке нового горизонта включает (рис. 24) проведение въездной траншеи объемом V_v и разрезной траншеи объемом $V_{p.т.}$, а также выемку объема V_o (для подготовки нового горизонта, обеспечивающего возможность в соответствии с правилами техники безопасности проведения разрезной траншеи на следующем нижнем горизонте). Расстояние, на которое должен переместиться борт разрезной траншеи, определяется шириной рабочей площадки.

При последовательном выполнении этих работ одним экскаватором производительностью $Q_э$, продолжительность подготовки горизонта, мес,

$$T = (V_v + V_{p.т.} + V_o) / Q_э,$$

где $Q_э$ — производительность экскаватора, м³/мес.

Для сокращения продолжительности подготовки горизонта используют несколько экскаваторов, совмещая их работу таким образом, чтобы обеспечить выполнение требований правил безопасности.

В частности, согласно ЕПБ, расстояние по горизонтали между рабочими местами или механизмами, расположенными на двух смежных по вертикали уступах, должно составлять не менее полутора максимальных радиусов черпания при экскаваторной разработке. При использовании взаимосвязанных в работе механизмов расстояние между ними по горизонтали определяется проектом.

Работы при этом выполняют в следующей последовательности. Проводят въездную траншею. После этого и проведения разрезной траншеи на длину около 200 м в работу вводят второй экскаватор, который начинает работы по разному борту разрезной траншеи (рис. 25). В результате этого продолжительность подготовки нового горизонта сокращается.

Проф. А.И. Арсентьевым предложена формула для приближенного определения продолжительности подготовки нового горизонта, мес,

$$t = \frac{V_o}{N_e Q_e} + \frac{L_b + L_v + L_o + L_m}{v}$$

где V_o — объем работ по расширению разрезной траншеи на вышележащем уступе, обеспечивающем возможность подготовки нижнего уступа, м³; N_e — число экскаваторов, занятых на расширении разрезной траншеи; Q_e — производительность экскаватора на подготовке нового горизонта, м³/мес; L_b — длина экскаваторного блока, м, при применении автомобильного транспорта длина блока может быть принята в диапазоне 300—400 м; при разработке мощных залежей с большими размерами в плане с целью сокращения длины блоков возможно применение поперечных заходов экскаватора; L_v — длина выездной траншеи, м; $L_o=10\div150$ — допустимое минимальное расстояние между соседними экскаваторными блоками на уступе, м; L_m — минимальная длина тупика траншеи, при которой можно начинать проведение ее вторым забоем в обратном направлении при вскрытии карьера тупиковыми съездами, м; v — скорость проведения траншеи, м/мес. При определении скорости проведения траншеи необходимо учитывать снижение производительности экскаватора, которое составляет 20—30%.

Из формулы следует, что продолжительность подготовки нового горизонта может быть уменьшена, а скорость понижения горных работ — увеличена путем уменьшения объема разрезной траншеи и длины экскаваторного блока.

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 приведенным формулам являются приближенными. Более точно время подготовки нового горизонта и возможную скорость

понижения горных работ следует рассчитывать, исходя из конкретных горно-технических условий, размещения залежей и вскрывающих выработок, организации горно-подготовительных работ, порядка ввода в работу и производительности каждого экскаватора.

Максимальная скорость понижения горных работ $v_{и\max} = h/t_{\min}$.

С целью обеспечения годовой производительности необходимо выполнять условие $v_{и} \leq v_{\max}$.

Практически $v_{и\max}$ при погрузке в железнодорожный транспорт составляет 10—12 м/год, при погрузке в автомобильный транспорт — 20 — 30 м/год и только в отдельных случаях достигает 40—50 м/год.

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

в сторону лежачего бока залежи

$$v_{ф.л.} = v_{п} (\operatorname{ctg} \alpha_{л} - \operatorname{ctg} \alpha_{п});$$

в сторону висячего бока залежи

$$v_{ф.в.} = v_{п} (\operatorname{ctg} \alpha_{в} + \operatorname{ctg} \alpha_{п});$$

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

Годовые объемы полезного ископаемого и вскрывных пород (рис.26):

$$V_{и} = H_{и.л.} v_{ф.л.} L_{ф.и.л.} + H_{и.в.} v_{ф.в.} L_{ф.и.в.};$$

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

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

Число экскаваторов с годовой производительностью по выемке полезного ископаемого $Q_{и}$ и вскрыши $Q_{в}$

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

По горно-техническим условиям максимальное число экскаваторов определяется через минимальную длину фронта на одну машину $L_{\min}$ и суммарную длину активного фронта по добычным и вскрывным работам (за исключением фронта под целиками, съездами и др.):

$$N_{и\max} = \sum_{1}^{n_{и}} \frac{L_{ф.и.и}}{L_{и\min}} \quad \text{и} \quad N_{в\max} = \sum_{1}^{n_{в}} \frac{L_{ф.в.и}}{L_{в\min}},$$

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

Число уступов по полезному ископаемому:

со стороны висячего бока

$$n_{u.6} = \frac{H_{u.6}}{III_{p.n} (tg \alpha_6 + ctg \alpha)};$$

со стороны лежачего бока

$$n_{u.l} = \frac{H_{u.l}}{III_{p.n} (tg \alpha_l + ctg \alpha)}.$$

Число уступов по вскрыше:

со стороны висячего бока

$$n_{6.6} = \frac{H_{6.6}}{III_{p.n} (tg \alpha_6 + ctg \alpha)};$$

со стороны лежачего бока

$$n_{6.l} = \frac{H_{6.l}}{III_{p.n} (tg \alpha_l + ctg \alpha)}.$$

Тогда условия обеспечения производительности по полезному ископаемому и по вскрыше следующие:

$$N_{и} \leq N_{и \max} \text{ и } N_{в} \leq N_{в \max}$$

Максимальные годовые объемы по горно-техническим условиям:

$$V_{и \max} = N_{и \max} Q_{и} \text{ и } V_{в \max} = N_{в \max} Q_{в}.$$

Обеспечению годовой производительности соответствуют неравенства

$$V_{и} \leq V_{и \max} \text{ и } V_{в} \leq V_{в \max}.$$

При выполнении неравенств будут достигнуты необходимые скорости подвигания фронта горных работ на горизонтах, определенные через годовую производительность:

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

При разработке горизонтальных залежей скорость подвигания фронта горных работ при транспортных, транспортно-отвальных схемах и перевалке вскрышных пород определяют, исходя из заданной годовой производительности Q_k , мощности залежи полезного ископаемого M и длины фронта $L_{ф}$:

$$v_{ф} = \frac{Q_k}{ML_{ф}} \frac{1-\rho}{1-\eta}.$$

Годовые объемы вскрышных пород, разработка которых обеспечит годовую производительность,

$$V_6 = v_{ф} H_6 L_{ф} = Q_k K_6 \frac{1-\rho}{1-\eta},$$

где K_6 — коэффициент вскрыши.

В случае использования технологических схем разработки вскрышных пород экскаваторно-автомобильными, экскаваторно-железнодорожными или экскаваторно-конвейерными комплексами технологические ограничения, аналогичные ограничениям при разработке крутых залежей, следующие:

$$N \leq N_{\max}, v \leq N_{\max} Q, v_{ф} \leq v_{ф \max}.$$

При транспортно-отвальных схемах с использованием консольных отвалообразователей и схемах с перевалкой вскрышных пород карьерное поле

обычно делят на участки, на каждом из которых работает одна крупная машина или комплекс машин. Как правило, такой комплекс является вскрышным, для его эксплуатации определяют максимальную мощность вскрыши, отрабатываемую с перемещением пород во внутренний отвал H_v , и годовую производительность Q . Эти параметры определяют скорость подвигания фронта работ $v_{\max} = Q / (L_{\phi} H_v)$ и соответственно производительность участка по полезному ископаемому $Q_y = v_{\max} h L_{\phi}$.

При использовании высокопроизводительного оборудования скорость подвигания фронта составляет 100—150—200 м/год.

Периоды времени для организации разработки пород в следующей заходке (простой или перегоны машин, перемещение транспортных коммуникаций, врезка в заходку и др.), соизмеримые с продолжительностью отработки заходки, не позволяют увеличить скорость подвигания фронта горных работ пропорционально сменной производительности экскаваторов.

Скорость подвигания фронта работ и скорость углубки карьера могут быть увеличены путем изменения технологии разработки, числа и мощности применяемых машин. При обосновании производительности карьера должна постоянно находиться в поле зрения техническая реализуемость извлечения намеченных объемов полезного ископаемого. Другими словами, всегда должно быть четко известно, с каких уступов и из каких забоев в определенные периоды времени будут добыты намеченные объемы полезного ископаемого. Возникновение этой задачи связано с постоянным изменением по мере развития работ положений и площадей выходов залежей на поверхность отрабатываемых уступов, а также скоростей подвигания и углубления горных работ. Повышения надежности определения производительности карьера достигают прослеживанием изменений этих параметров на погоризонтных планах за достаточно длительный промежуток времени, т.е. конкретным календарным планированием.

Мощность карьера в значительной степени определяется производительностью комплексов оборудования. Максимальное их число, по условиям эффективного использования, ограничено размерами рабочей зоны карьера. В период эксплуатации выделяют вскрышную и добычную рабочие зоны. Площадь рабочей зоны экскаватора S_3 , m^2 , приближенно равна произведению ширины рабочей площадки $Ш_{p.n}$ на длину экскаваторного блока L_6 :

$$S_3 = Ш_{p.n} \cdot L_6.$$

Величина рабочей зоны определяется производительностью и типом экскаватора, видом транспорта, способом выемки, свойствами разрабатываемых пород. При выемке пород без предварительного рыхления с погрузкой в автотранспорт площадь рабочей зоны экскаватора находится в пределах 3—15 тыс. m^2 . При селективной выемке и железнодорожном транспорте S_3 принимает максимальные значения — 15—40 тыс. m^2 . Число экскаваторов в рабочей зоне карьера определяют по выражению

$$N_3 = \frac{S_{p.3}}{S_3} K_3,$$

где $S_{p.з}$ — площадь рабочей зоны карьера, m^2 ; K_3 — коэффициент использования рабочей зоны, учитывающий резерв фронта работ, откосы уступов и площадь вскрытых запасов полезного ископаемого, $K_3 = 0,6 \div 0,7$.

По изменению площади рабочей зоны во времени можно определить динамику производительности карьера по этому фактору и необходимое число добычных экскаваторов. Их число принимают в зависимости от фронта добычных работ, равного сумме фронтов добычных уступов. Число последних определяется системой и направлением развития горных работ. При железнодорожном транспорте на уступе обычно располагают не более двух экскаваторов и при автомобильном транспорте — 3—4 экскаватора. При этом должна быть обеспечена длина экскаваторного блока 500—700 м в первом случае и 250—400 м во втором.

Аналогично описанному с использованием календарного графика должна быть установлена мощность карьера по вскрыше.

При проектировании производительности карьера по полезному ископаемому необходимо учитывать связь между извлекаемыми объемами полезного ископаемого, количеством и качеством товарной продукции и полезного ископаемого.

Годовая производительность карьера должна быть увязана с суммарной пропускной способностью всех грузотранспортных выходов, с одной стороны, и суммарной провозной способностью комплектов транспортного оборудования — с другой, и не должна превосходить их значений.

Число грузотранспортных выходов определяется способом, схемой и системой вскрытия, а их пропускная способность — видом транспорта, конструкцией и параметрами транспортных коммуникаций. Провозная способность комплектов транспортного оборудования — типоразмерами (мощностью) применяемого оборудования, структурой комплекса, составом комплектов оборудования и организацией перевозок.

При железнодорожном транспорте число капитальных траншей и станций на карьере средней мощности, как правило, не более одной, на мощном карьере — не более двух. Сменная пропускная способность однокорейных траншей и простых съездов приблизительно составляет 15—20, двухкорейных траншей и сложных съездов — 50—60 и карьерных железнодорожных станций — 200-250 пар поездов.

Пропускная способность однопутного перегона может быть определена по выражению

$$N_1 = \frac{60T_{см}K_u}{T_{пп}K_3},$$

где N_1 — пропускная способность однопутного перегона, пар поездов/смену; $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; K_u — коэффициент использования смены ($K_u \approx 0,9$); $T_{пп}$ — период парно-параллельного графика (время, в течение которого перегон занят парой поездов), мин; K_3 — коэффициент запаса времени, необходимого для выполнения ремонтных работ, $K_3 = 1,2$.

Период графика складывается из продолжительности движения поезда по перегону в грузовом направлении — t_r и порожнем направлении — t_n , и интервалов скрещения $\tau_1 + \tau_2$, т.е.

$$T_{пп} = t_r + t_n + \tau_1 + \tau_2.$$

Величины интервалов скрещения, м, при различных способах связи приведены ниже:

Телефон	13
Полуавтоматическая блокировка при:	
ручном управлении стрелками.....	8
централизованном управлении стрелками ..	6
Автоблокировка	5

Пропускная способность двухпутного перегона N_2 при любом способе связи определяется интервалом между поездами попутного следования для того перегона, на котором скорость движения поезда меньше (обычно в глубоких карьерах для пути грузового направления),

$$N_2 = \frac{60T_{см} K_u}{T_n K_z},$$

где N_2 — пропускная способность двухпутного перегона, поездов/смену;
 T_n — интервал между поездами попутного следования, мин,

$$T_n = t + \tau.$$

Величину станционного интервала попутного следования при телефонном способе связи принимают равной 4 мин, при полуавтоматической блокировке — 3 мин, при автоблокировке — 1 мин. С учетом реальных условий по организации движения поездов, а также по энергоснабжению стационарных выездов следует соблюдать требование $T_n \geq 6$ мин.

Если скорость движения груженых поездов на руководящем подъеме стационарного выезда существенно ниже скорости движения по порожнему пути, то предусматривают три перегонных пути, из которых два используют для движения груженых поездов и один — для порожних (или два пути работают как двухпутный перегон, а один — как однопутный). Тогда пропускную способность перегона определяют по двум последним формулам.

При массе состава nq (n — число вагонов в составе, q — грузоподъемность вагона, т) и известной пропускной способности N сменная провозная способность транспортной коммуникации, т,

$$N_c = \frac{N}{f} nq,$$

где f — коэффициент резерва провозной способности, $f = 1,2 \div 1,25$.

По этому выражению при известном числе смен работы в сутки и рабочих дней в году может быть определена провозная способность перегона за год.

При автомобильном транспорте число грузотранспортных выходов при разработке верхних уступов может быть большим, но с глубины 30—40 м оно

сокращается до 2—3. Пропускная способность автомобильного съезда или траншеи с двухполосным движением в обычных климатических условиях составляет 200—250 пар автосамосвалов в час. При неблагоприятных климатических факторах она может значительно снижаться. Пропускная способность карьерных автодорог ограничена условиями безопасности движения и определяется по формуле

$$N = \frac{1000v_u n_n}{L_6} K_n,$$

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 усредненных условий при загрузке одним экскаватором 30 автосамосвалов в час коэффициент неравномерности имеет следующие значения:

Число погрузочных экскаваторов на одну выездную траншею.....	2	5	15
Коэффициент неравномерности движения.....	0,75	0,6	0,53

Величину L_6 , зависящую от расстояния видимости, тормозного пути и скорости движения, обычно принимают в пределах 50-60 м.

Число конвейерных линий или скиповых подъемников определяется рациональными размерами рабочей зоны, приходящейся на один подъемник, расположением перегрузочных пунктов на поверхности и длиной нерабочего борта, на котором можно располагать подъемники. Минимальное расстояние между перегрузочными подъемниками на поверхности, обеспечивающее необходимое развитие железнодорожных путей и обмен поездов, составляет 250—300 м. При применении автомобильного транспорта это расстояние составляет 150—200 м. Годовая производительность современных скиповых и конвейерных подъемников находится -в пределах 6—30 млн т.

В табл. 11 приведены ориентировочные значения провозной способности различных видов транспорта.

Производительность карьера, исходя из потребности в добываемом сырье, следует устанавливать на основе маркетинга — изучения и учета спроса и требований рынка для ориентировки производства на выпуск конкурентоспособной продукции, отвечающей определенным технико-экономическим характеристикам, в объективно обусловленных объемах.

Суть маркетинга заключается в том, что производитель должен выпускать такую продукцию, которой гарантированно обеспечен сбыт и которая обеспечит получение намечаемого, максимально возможного в конкретных условиях уровня рентабельности и массы прибыли.

При этом подразумевается, что потребитель диктует свои требования и запросы на рынке, а производитель заинтересованно к ним подстраивается. Таким образом, с помощью маркетинга целенаправленно решают комплекс задач: какую продукцию, в каких объемах, какого потребительского качества и с какими затратами должен выпускать производитель, чтобы, удовлетворив требования потребителя, самому получить максимальную прибыль.

Опорные слова: мощность, базисные характеристики, полезное ископаемое, вскрыша, горная масса, период времени, проектная производительность, ритмичность, фактическая производительность, основные факторы, горно-геологические условия разработки, объем, ценность, запас, срок эксплуатации, нормативы, сроки освоения проектной производительности, скорость развития горных работ.

Контрольные вопросы:

1. Назовите экономические показатели карьера.
2. Что Вы понимаете под производственной мощностью предприятия?
3. Что понимают под производительностью карьера по полезному ископаемому?
4. Что понимают под производительностью карьера по вскрыше?
5. Что определяет максимально возможная скорость развития горных работ?

Литература:

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М., изд. МГГУ, 1995.
2. Трубецкой К.Н. и др. Проектирование карьеров. М.: изд. Академии горных наук, 2001.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
4. Шешко Е.Ф., Ржевский В.В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат.
Вспомогательная
5. Юматов Б.П., Бунин Ж.В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., Недра, 1970.
6. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat, 1955.
7. Ржевский В.В. Проектирование контуров карьера. М., Metallurgizdat, 1956.
8. Хохряков В.С., Саканцев Г.Г. и др. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров. М., Недра, 1977.
9. Арсентьев А.И. и др. Планирование развития горных работ в карьерах. М., Недра, 1972.

ЛЕКЦИЯ №9

ПРОЕКТИРОВАНИЕ РЕЖИМА ГОРНЫХ РАБОТ

Цель занятия: анализ последовательности выполнения вскрышных и добычных работ в карьере.

План:

1. Общие сведения о режиме горных работ.
2. Горно-геометрический анализ карьерных полей.
3. Горно-геометрический анализ вытянутых карьерных полей при наклонном и крутом падении залежей.
4. Линейный метод горно-геометрического анализа карьерных полей при наклонном и крутом падении залежей.

Одним из основных решений, принимаемых при проектировании карьера, является определение последовательности отработки запасов.

В границах контуров объем карьера представляет совокупность отдельных объемов вскрышных пород и полезных ископаемых, имеющих определенное пространственное положение и очертания, количественные и качественные характеристики.

При разработке месторождения практически всегда имеются различные технологически возможные варианты последовательности выемки этих объемов, т.е. варианты развития работ. Прежде всего они характеризуются местом заложения начальных горных выработок и главным направлением развития работ. Следовательно, при проектировании развития горных работ на карьере из ряда возможных вариантов должен быть выбран такой, который обеспечивал бы наиболее полное извлечение полезных ископаемых с максимальной экономической эффективностью при строгом выполнении всех требований и соблюдении ограничений.

Для определения рационального направления развития работ в карьере в середине 50-х гг. XX в. В.В. Ржевским были разработаны методы горно-геометрического анализа карьерных полей и исследования режима горных работ. Этим же проблемам были посвящены многие работы профессоров В.С. Хохрякова, А.И. Арсентьева, С.Д. Коробова и других ученых. Вместе с тем необходимо отметить, что до настоящего времени не разработана приемлемая математическая формулировка задачи определения оптимальной последовательности отработки запасов месторождения в конечных контурах карьера — выбора оптимальной траектории развития горных работ, а также точные методы ее решения.

Поэтому сохраняют свое значение эвристические приближенные методы выбора направления развития работ — порядка развития вскрышных и добычных работ в карьере при максимально возможном применении точных методов решения частных задач.

Решение задачи определения рациональной последовательности отработки запасов месторождения основано на выявлении объективных характеристик

карьерного поля — значений средних и контурных содержаний полезных компонентов, средних, контурных и текущих коэффициентов вскрыши или горной массы, абсолютных значений объемов полезного ископаемого и горной массы в отдельных слоях, по этапам разработки и в целом по карьере при различном положении границ, а также на наиболее общих экономических критериях эффективности, характеризующих работу карьера как объекта. При этом рассмотрение других важнейших аспектов разработки карьера, таких как вскрытие, система разработки, технология и механизация работ и др., должна быть выполнена с эквивалентной степенью детализации. Исходя из этого, на этапе общего проектирования карьера, когда решения по этим аспектам принимают лишь как эскизные, выбор рационального режима горных работ, во многом определяющего и главное направление развития работ, можно осуществлять с использованием определенных технических показателей, таких как среднеэксплуатационный и текущий коэффициенты вскрыши, коэффициент выемки и др. Однако в конечном итоге выбор рационального варианта разработки месторождения должен быть осуществлен по общим экономическим критериям.

Режим горных работ — это последовательность выполнения вскрышных и добычных работ в карьере, определенная по объемам, местам проведения и календарным срокам, обеспечивающая планомерную, безопасную и экономически эффективную разработку месторождения.

Считают, что режим горных работ установлен, если найдено положение начальных горных выработок, главное направление развития работ, календарное распределение объемов вскрышных и добычных работ по годам (этапам) разработки карьера, отвечающее экономическим критериям и обеспечивающее достижение установленных технических показателей и требований потребителей продукции. Таким образом, в процессе проектирования режима горных работ должны быть определены места заложения начальных горных выработок, выбраны направление и интенсивность развития горных работ в глубину и по простиранию по отдельным бортам карьера, определен объем горно-капитальных работ, сформирован календарный график выполнения вскрышных и добычных работ, отвечающий принятым критериям эффективности.

Режим горных работ неразрывно связан со вскрытием, системой разработки, технологией и механизацией работ, другими важнейшими параметрами карьера. Поэтому специфичность задачи проектирования режима горных работ заключается в том, что все названные и другие важнейшие технические системы и характеристики карьера не только определяются режимом горных работ, но и сами являются основой для его определения. Однако влияние режима горных работ на выбор всех технологических решений следует признать доминирующим.

Исследование режима горных работ и определение рационального варианта развития работ для различных типов месторождений и видов карьерных полей осуществляют по единой методике, включающей проведение горно-геометрического анализа месторождения, построение календарного графика разработки, регулирование календарного и обоснование рационального графиков.

Горно-геометрический анализ карьерных полей

Горно-геометрический анализ карьерных полей — это совокупность методов изучения месторождения полезных ископаемых или его участка, предназначенного для разработки открытым способом, с помощью которых устанавливают закономерности изменения горно-геометрических показателей разработки по мере развития горных работ.

В процессе горно-геометрического анализа прежде всего исследуют зависимость поэтапно извлекаемых объемов вскрышных пород и полезных ископаемых от положения горных работ в карьере на отдельных этапах. Для этого устанавливают границы карьера, эскизно намечают технологию разработки месторождения и ряд возможных вариантов начального положения горных выработок (разрезной траншеи) и направлений развития работ.

Для каждого выбранного варианта развития работ строят график зависимости извлекаемых объемов от положения горных работ [для крутопадающих месторождений — $V=f(H)$; для горизонтальных — $V=f(L)$]. На этом графике по одной оси откладывают положение горных работ, а по другой — соответствующие ему объемы горной массы, полезного ископаемого и вскрышных пород.

Построенные для карьера графики $V = f(H)$ и $V = f(L)$ являются основой для получения исходных календарных графиков $V = f(T)$ и разработки их улучшенных вариантов.

Исходным материалом для горно-геометрического анализа в зависимости от типа и сложности месторождения служат поперечные геологические сечения, погоризонтные планы или топографические планы с нанесенными изомощностями или изолиниями поверхностей пород и полезного ископаемого, выполненные в масштабе 1:2000, 1:1000 или 1:500.

Порядок проведения горно-геометрического анализа следующий:

1. Эскизно намечают основные технологические решения открытой разработки месторождения (вскрытие, система разработки, технология, механизация работ и т.д.).

2. Ориентировочно устанавливают углы откосов бортов карьера: рабочего, нерабочего и на момент погашения. На стадии горно-геометрического анализа значения этих углов можно принимать в следующих диапазонах:

- угол откоса рабочего борта карьера — 5—20° (в большинстве случаев 10-12°);
- угол откоса нерабочего борта карьера — 23-27°;
- угол откоса бортов карьера на момент погашения горных работ — 25-55 в зависимости от физико-механических свойств пород, принятой технологии разработки и механизации работ.

Точные значения углов устанавливают графически после принятия основных технологических решений.

3. Определяют глубину и контуры карьера [проектом может предусматриваться отработка карьера этапами (участками, зонами) по глубине или по простиранию с изменением по мере отработки этапов вариантов вскрытия,

систем разработки, технологии и механизации работ; в этом случае углы откосов бортов можно устанавливать для каждого этапа отдельно].

4. Намечают начальные положения и возможные направления развития работ, а также определяют ширину дна разрезной траншеи.

Для каждого рассматриваемого варианта развития работ на исходных геологических разрезах (планах) наносят границы карьера, один из вариантов начального положения горных работ (дна разрезной траншеи) и ряд промежуточных положений (этапов) горных работ, соответствующих одному из возможных направлений их развития. Для этого от нижних бровок разрезных траншей на каждом горизонте наносят линии откоса рабочих бортов.

5. Определяют этапные объемы (объемы между смежными положениями границ этапа) горной массы, полезного ископаемого и вскрышных пород, по которым по каждому геологическому профилю (плану) строят график зависимости извлекаемых объемов от положения горных работ $V = f(H)$ (для крутопадающих и наклонных месторождений) и $V = f(L)$ (для горизонтальных и пологопадающих месторождений). На этом графике по одной из осей откладывают положения (этапы) работ, а подругой — соответствующие им объемы.

6. Определяют суммарные этапные объемы горной массы, вскрыши и полезного ископаемого по всему месторождению путем раздельного сложения этих показателей для соответствующих этапов, найденных по отдельным геологическим разрезам (планам). По значениям суммарных объемов строят график, выражающий зависимость поэтапно извлекаемых объемов горной массы, вскрыши и полезного ископаемого для всего карьера.

Аналогично строят графики и исследуют соответствующие зависимости и для других вариантов начального положения горных работ и направлений их развития.

7. Определяют годовую производительность карьера по полезному ископаемому на весь срок существования карьера.

8. Строят исходные календарные графики $V = f(T)$, выражающие зависимость извлекаемых объемов горной массы, вскрыши и полезного ископаемого от времени разработки при принятом месте начала и направлении развития горных работ путем преобразования графиков $V = f(H)$ или $V = f(L)$.

9. Проводят преобразование — улучшение исходных графиков $V = f(T)$, т.е. приведение их к некоторому желательному (рациональному) виду.

10. Сравнивают календарные графики, полученные для различных направлений развития работ по некоторому принятому критерию и обосновывают выбор одного из них в качестве рационального.

При исследовании режима горных работ необходимо рассматривать не только различные варианты направления развития работ для какой-либо одной эскизно принятой технологии разработки месторождения и выполнения работ, но и варианты, отличающиеся друг от друга самими технологиями.

Горно-геометрический анализ вытянутых карьерных полей при наклонном и крутом падении залежей по методу В.В.Ржевского

При проведении горно-геометрического анализа вытянутых карьерных полей при наклонном и крутом падении залежей, имеющих сложные конфигурацию и топографию поверхности и криволинейные или ломаные очертания бортов карьера, В.В. Ржевский предложил определять поэтапно извлекаемые объемы вскрышных пород и полезных ископаемых графическим методом осаднения трапеций.

Его суть сводится к тому, что при параллельных горизонтальных линиях положений площадок уступов поэтапное приращение площадей может быть найдено как сумма приращений площадей по каждому уступу, каждое из которых равно про изведению горизонтального расстояния между линиями положений бортов карьера смежных этапов на расстояние между линиями площадок по вертикали (длины средней линии трапеции на ее высоту).

Так, для профиля (рис. 24) приращение объемов горной массы при развитии горных пород от контура АА до контура ББ равно сумме площадей трапеций, заключенных между этими линиями и линиями горизонтов, умноженной на протяженность залежи по простиранию, равную 1 м:

$$\Sigma S = l_1 H_{y1} + l_2 H_{y2} + \dots + l_7 H_{y7} + l_8 H_0.$$

Таким образом, приращение объемов горной массы численно равно приращению площадей, измеренных по геологическому разрезу.

При одинаковом расстоянии между слоями по вертикали ($H_{y1} = H_{y2} = \dots = H_y$)

$$\Sigma S = H_y \sum_{k=1}^n l_k.$$

Таким образом, измерение площадей трапеций может быть сведено к измерению их средних линий.

Рис. 24. Схема к определению объема горных работ этапа методом трапеций

В случае, когда в поуступном приращении объема содержатся различные виды горных пород, их количество может быть определено отдельно.

Измерение и суммирование средних линий трапеций с достаточной степенью точности можно выполнить измерителем. На графике (см. рис. 24) по вертикальной оси отложены положения высотных отметок горизонтов H_k , H'_k , соответствующие положению бортов карьера на начало и конец этапа. На средней линии от точки 0 поочередно в сторону разноса левого борта отложены отрезки l_1 , l_2 , l_3 , l_4 и отрезки l_5 , l_6 , l_7 , l_8 , относящиеся к правому борту. Отрезок NN' является ординатой горной массы данного этапа. Аналогично находятся точки K и K' , определяющие ординату полезного ископаемого этапа.

Следует отметить, что положение оси Оу на рис. 24, от которой измеряют отрезки вправо и влево, соответствует направлению развития работ на этапе.

Положение оси устанавливают для каждого этапа соединением точек, означающих положение нижних бровок разрезных траншей, на смежных этапах.

Разделение объемов по бортам удобно для оценки скорости их развития. Если необходимость разделения объемов по бортам отсутствует, находят суммарные объемы.

Описанным способом могут быть найдены необходимые точки по сортам и видам полезного ископаемого и вскрышных пород.

Построение графика зависимости извлекаемых объемов от положения горных работ осуществляют в следующей последовательности:

1. Определяют ширину дна разрезной траншеи.
2. Ориентировочно намечают начальное положение горных работ и порядок их развития (направление развития работ).

3. Устанавливают положение дна разрезной траншеи для каждого этапа (уступа) в соответствии с принятым местом начала и направлением развития работ.

4. Для каждого намечаемого положения дна карьера (этапа работ) от нижних бровок разрезных траншей на каждом горизонте проводят линии под углами откосов рабочих бортов до встречи с линией поверхности земли или конечным контуром карьера. Замена поуступного профиля борта результирующей линией откоса допустима при одинаковой ширине рабочих площадок. Профили бортов могут быть также вычерчены ломаными и криволинейными.

5. В прямоугольной системе координат (рис. 25) на вертикальную ось переносят отметки дна разрезных траншей по каждому этапу. По горизонтальной оси на средних линиях этапов для каждого этапа откладывают ординаты, выражающие объемы горной массы и полезного ископаемого. Измерение и суммирование отдельных ординат удобно выполнять измерителем. Например, для этапа 6 ордината горной массы представлена отрезками $aa' + bb' + cc' + dd' + ee' + ff' + gg' + hh' + kk' + mm' + nn'$. Ее откладывают на линии посередине отметок - 100 и - 120, что соответствует этапу 6 (см. рис. 25).

Аналогично, как сумму отрезков $pg + of' + gs + tr$, определяют общую ординату полезного ископаемого.

6. Соединением найденных конечных точек ординат получают графики горной массы и полезного ископаемого.

При наличии в полезном ископаемом пустых пород, извлекаемых раздельно, графическое измерение их объема может быть заменено его вычислением по величине среднего содержания (в процентах) с последующим соответствующим уменьшением ординат полезного ископаемого этапов.

7. Ординаты вскрыши получают вычитанием ординат полезного ископаемого из ординат горной массы. По ним строят соответствующий график.

Площади, заключенные между двумя любыми ординатами, осью абсцисс и графиками горной массы, полезного ископаемого и вскрыши, выражают площади горной массы, полезного ископаемого и вскрыши при углублении горных работ между высотными отметками соответствующих ординат.

Рис.25. Построение графика горно-геометрического анализа $V=f(H)$ для крутопадающей залежи:
1 – полезное ископаемое; 2 – горная масса; 3 – вскрышные породы; 4 – текущий коэффициент вскрыши.

Площадь между начальными и конечными ординатами, осью и графиком соответствует в масштабе площади горной массы, вскрыши и полезного ископаемого в пределах контуров карьера.

8. Значения текущих коэффициентов вскрыши находят делением ординат вскрыши на ординаты полезного ископаемого и по этим значениям строят график изменения текущего коэффициента вскрыши в зависимости от углубления горных работ.

9. Средние коэффициенты вскрыши от начала горных работ до какого-либо их положения могут быть найдены путем деления суммарных площадей вскрыши на суммарные площади полезного ископаемого, извлекаемого из карьера от начала работ до рассматриваемого положения. По полученным значениям может быть построен соответствующий график.

Результаты измерений и расчетов удобно сводить в таблицу определенной формы (табл. 9).

Значения ординат (средних линий) горной массы и полезного ископаемого получают измерениями (в масштабе чертежа).

Таблица 9

Площади вычисляют умножением значений средних линий на расстояние между соответствующими высотными отметками (в масштабе чертежа).

Объемы в кубических метрах находят умножением найденных площадей на квадрат масштаба чертежа и на длину блока по простиранию.

Обычно по длине карьера строят графики по нескольким вертикальным геологическим сечениям. Для получения сводных графиков для всего карьера отдельные графики суммируют (раздельно для каждого этапа по глубине и по бокам по простиранию). После этого вычисляют значения текущих и средних коэффициентов вскрыши для всего карьера. В процессе построения суммарных графиков объемов извлекаемых горных пород необходимо учитывать и объемы от разности торцевых бортов. Они могут быть определены несколькими методами или рассчитаны по выражению

$$S_T = Ш_d H \operatorname{ctg} \alpha_T + \frac{\pi}{4} (H_{\text{л}}^2 + H_{\text{в}}^2) \operatorname{ctg} \alpha_{\text{ср}},$$

где S_T — площадь от разноса одного торцевого борта при единичном приращении глубины карьера (на 1 мм), мм²; $Ш_d$ — ширина дна, мм; $H_{\text{л}}$, $H_{\text{в}}$, H — высота торцевого борта по лежащему, висячему боку и посередине дна соответственно, мм; α_T и $\alpha_{\text{ср}}$ — угол откоса торцевого борта и средний угол откоса по лежащему, висячему и торцевому бортам, градус.

Делением суммы площадей от разноса двух торцевых бортов на сумму площадей извлекаемых запасов для рассматриваемого горизонта работ определяют дополнительный текущий коэффициент вскрыши от разноса торцевых бортов.

Общий объем горной массы, м³, заключенный в одном торцевом борту карьера, определяется по выражению

$$V_T = \frac{1}{2} \Pi H^2 \operatorname{ctg} \alpha_T + \frac{\pi}{12} (H_{\text{л}}^3 + H_{\text{с}}^3) \operatorname{ctg}^2 \alpha_{\text{ср}}.$$

По этому показателю уточняют средний коэффициент вскрыши и общие объемы работ.

Рис. 26. Сводный график режима горных работ:

1 – полезное ископаемое; 2 – вскрышные породы; 3 – текущий коэффициент вскрыши.

Как уже было отмечено, график изменения текущего коэффициента вскрыши строят путем деления ординат вскрышных пород на ординаты полезного ископаемого. С учетом необходимости иметь на карьере вскрытые запасы полезного ископаемого ординаты вскрыши и полезного ископаемого измеряют не по одной вертикальной линии (рис. 26), а таким образом, чтобы ордината вскрышных пород ББ' отстояла от ординаты полезного ископаемого АА' на величину вскрытых запасов, объем которых выражается площадью АабБ.

График изменений средних коэффициентов вскрыши от начала работ до какого-либо промежуточного положения находится делением объемов вскрыши от начального до данного положения на соответствующие объемы полезного ископаемого.

Линейный метод горно-геометрического анализа карьерных полей при наклонном и крутом падении залежей

Линейный метод горно-геометрического анализа карьерных полей на поперечных геологических сечениях, разработанный проф. В.С.Хохряковым, во многом аналогичен графическому методу горно-геометрического анализа В.В.Ржевского. Меньшая трудоемкость и достаточная для сравнения вариантов точность позволяют использовать линейный метод для учебных и приближенных расчетов.

Исходным материалом для горно-геометрического анализа этим методом служат поперечные геологические сечения в масштабе 1:500, 1:1000, 1:2000. На них наносят конечные контуры карьера и линии горизонтов.

Направление развития горных работ задают точками середины дна разрезных траншей на горизонтах (рис. 27, точки д, к, е, ж, з) и проходящей через них линией. От этих точек под углами откосов левого и правого бортов карьера ($\alpha_{\text{л}}$ и $\alpha_{\text{п}}$) проводят линии откосов.

Площади горной массы, вскрыши и полезного ископаемого для каждого этапа определяют отдельно со стороны левого и правого бортов как площади трапеций.

Рассмотрим пятый этап, выделенный на рис. 27, на котором центр разрезной траншеи обозначен точкой к.

Площадь горной массы для этапа со стороны правого борта

$$S_{\text{п}} = l \cdot h_{\text{с}},$$

где l — длина средней линии слоя со стороны правого борта, численно равная длине отрезка между точками к и е; $h_{\text{с}}$ — толщина этого наклонного слоя.

Длину отрезка vk находят измерением по чертежу. Толщина слоя h_c также может быть определена графически или более точно аналитически по формуле

$$h_c = h \cdot \sin(\alpha \pm \alpha_n) / \sin \alpha,$$

где h — высота этапа (уступа); α — угол направления углубки; α_n — угол наклона рабочего борта (правого).

Рис. 27. Линейный метод горно-геометрического анализа:

а — поперечное сечение карьера; б — схема к определению толщины наклонного слоя; 1 — 15 — этапы развития горных работ.

При определении площади вскрыши или полезного ископаемого в слое должны быть измерены отрезки ga и ak . Аналогичным образом определяют площади горной массы, вскрыши и полезного ископаемого в слое левого борта и других слоях.

Толщина слоя в общем случае

$$h_c = h \frac{\sin(\alpha \pm \alpha_p)}{\sin \alpha} = h\Delta.$$

Если угол между линиями направления углубки и откоса рабочего борта больше 90° , то в формуле принимают плюс, в противном случае — минус.

Значения коэффициента поправок Δ , выражающего соотношение синусов углов, приведены в табл. 10.

С учетом коэффициента поправок Δ площадь горной массы (вскрыши, полезного ископаемого)

$$S_{Г.М. (В,И)} = l_{Г.М. (В,И)} h \Delta,$$

где $l_{Г.М. (В,И)}$ — длина средней линии слоя соответственно по горной массе, вскрыше, полезному ископаемому.

Для удобства вычислений результаты измерений и расчетов заносят в табл. 11, которую можно дополнить различными показателями — коэффициентами вскрыши, значениями площадей (нарастающим итогом), данными по разным сортам полезного ископаемого и видам вскрыши.

Получив площади этапов по каждому поперечному сечению, определяют, пользуясь методом вертикальных сечений, объемы вскрыши и полезного ископаемого, а также коэффициенты вскрыши в целом по карьере или его участкам.

Опорные слова: последовательность, отработка, контур, объем, совокупность, варианты разработки, направление развития, методы выбора направления развития работ, аспект разработки, решение задач, рациональная последовательность отработки, положение начальных горных выработок, главное направление развития горных работ, горно-геометрический анализ, графики $V=f(H)$, $V=f(L)$, $V=f(T)$, анализ при наклонном и крутом падении залежей, построение графиков, подсчет площадей, линейный метод.

Контрольные вопросы:

1. Что называется горно-геометрическим анализом карьерных полей?
2. Охарактеризуйте горно-геометрический анализ вытянутых карьерных полей при наклонном и крутом падении залежей по методу В.В.Ржевского.
3. Какие еще существуют методы горно-геометрического анализа?
4. С чем связан режим горных работ?
5. В чем заключается сущность линейного метода горно-геометрического анализа?

Литература:

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М., изд. МГГУ, 1995.
2. Трубецкой К.Н. и др. Проектирование карьеров. М.: изд. Академии горных наук, 2001.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
4. Шешко Е.Ф., Ржевский В.В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат.
Вспомогательная
5. Юматов Б.П., Бунин Ж.В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., Недра, 1970.
6. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat, 1955.
7. Ржевский В.В. Проектирование контуров карьера. М., Metallurgizdat, 1956.
8. Хохряков В.С., Саканцев Г.Г. и др. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров. М., Недра, 1977.
9. Арсентьев А.И. и др. Планирование развития горных работ в карьерах. М., Недра, 1972.
10. Байков Б.Н. Снижение потерь и разубоживания руд на карьерах цветной металлургии. М., Недра, 1977.

11. Мельников Н.В., Симкин Б.А. и др. Теория и практика открытых разработок. М., Недра, 1973.

ЛЕКЦИЯ №10

ПОСТРОЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО КАЛЕНДАРНОГО ГРАФИКА ГОРНЫХ РАБОТ

Цель занятия: организация работы карьера по календарному графику горных работ.

План:

1. Способы выравнивания календарного графика.
2. Признаки календарного графика горных работ.

Проектной практикой и многими исследованиями доказано, что экономически целесообразно организовывать работу карьера таким образом, чтобы его производительность по полезному ископаемому и горной массе была сравнительно постоянной в течение достаточно длительных периодов времени, т.е. чтобы работа в эти периоды характеризовалась достаточно постоянными значениями эксплуатационного коэффициента вскрыши.

Первоначальный календарный график разработки, обладающий такими характеристиками, может быть получен только в частном случае — при разработке горизонтальных выдержанных по мощности залежей, равнинном рельефе местности и применении одной системы разработки с постоянными параметрами — длиной фронта работ, высотой уступов и шириной рабочих площадок. В других условиях залегания горизонтальных и пологопадающих месторождений и при изменении параметров системы разработки, а также для наклонных и крутопадающих залежей первоначальный календарный график, как правило, имеет существенные колебания объемов вскрышных работ по периодам разработки.

Поэтому возникает необходимость его выравнивания и приведения к определенному виду — рациональному календарному графику. Рациональный календарный график должен обеспечивать быстрое достижение установленной производительности карьера по всем видам полезных ископаемых и надежное ее поддержание в течение длительного периода. Этого достигают путем переноса пиковых объемов вскрышных работ на другие периоды разработки.

Принципиально возможны три способа выравнивания календарного графика:

- уменьшением на период пиковых объемов вскрыши производительности карьера по полезному ископаемому;
- переносом выполнения части пиковых объемов вскрыши на более

поздние периоды;

- переносом выполнения части пиковых объемов вскрыши на более ранние периоды.

В первом случае снижение ежегодных объемов вскрыши на этапе t_3 (рис. 28, а) возможно за счет снижения производительности по полезному ископаемому до уровня Q_3 , при сохранении первоначально принятой производительности Q в дальнейшем. Теоретически это должно вести к удлинению первоначально принятого периода отработки на величину t_d . Естественно, что изменение производительности по полезному ископаемому должно быть согласовано с потребителями продукции и предусмотрено в экономической деятельности предприятия.

Во втором случае (рис. 28, б) часть объемов добычных работ (площадь $bвг$) переносят с периода t_2 на период t_3 . За период t_3 производительность карьера по вскрыше увеличивается, а в целом на протяжении периода $t_2 + t_3$ можно считать постоянной (линия $бггг$).

В третьем случае производительность карьера по вскрыше в период t_2 искусственно увеличивают до установленного уровня (рис. 28, в).

За кажущейся простотой регулирования режима горных работ на графике нельзя упускать из виду те изменения технологии, которые вызываются переносом объемов.

Перенос пиковых объемов вскрышных работ следует осуществлять, исходя из условия равенства объемов по первоначальному и отрегулированному календарным графикам. Это выражается тем, что площади над отрегулированным и первоначальным графиками должны быть равны площадям под ними.

Считается, что рациональный календарный график горных работ характеризуется следующими признаками.

1. Текущий коэффициент вскрыши должен в любой период разработки (за исключением периода затухания работ) быть минимальным и меньшим, чем в последующем периоде, т.е.

$$K_{T1} < K_{T2} < \dots < K_{Ti}.$$

Поэтому при постоянной производительности карьера по полезному ископаемому производительность по вскрыше в каждом последующем периоде должна быть больше, чем в предыдущем, т.е.

$$Q_{B1} < Q_{B2} < \dots < Q_{Bi}.$$

2. Производительность карьера по полезному ископаемому должна быть постоянной или возрастающей во времени, и при переходе горных работ через промежуточный контур добыча полезного ископаемого не должна прекращаться или уменьшаться.

3. Календарные графики объемов вскрышных работ и добычи полезного ископаемого при длительных сроках отработки месторождения должны быть, как правило, не только ступенчатыми, но и возрастающими (рис. 29).

Рис. 29. Рациональный календарный график объемов вскрышных (1) и добычных (2) работ в карьере. Римскими цифрами обозначены периоды отработки.

4. При разработке комплексных месторождений вместо коэффициентов вскрыши целесообразно использовать коэффициенты выемки, добычи, отходов.

Целесообразность возрастающего по объемам ступенчатого календарного графика обосновывается тем, что динамика открытых горных работ неизбежно связана с необходимостью периодического внесения существенных корректив в технологию, механизацию и организацию работ, т.е. с реконструкцией карьера. Для ее проведения требуются единовременные крупные капиталовложения в дорогостоящее оборудование, сооружение перегрузочных пунктов, транспортных коммуникаций, отвалов, новых вскрывающих выработок и т.д., которые не могут быть заменены последовательным вложением некоторого объема средств относительно равными частями в течение достаточно длительного периода времени. Одной из целей реконструкции является, как правило, повышение производительности предприятия.

Таким образом, по календарному графику могут быть сформированы размеры увеличения производительности карьера по вскрышным работам и полезному ископаемому и определены этапы развития горных работ — периоды работы карьера с существенно различающимися объемами вскрышных работ.

Рациональную продолжительность этапа по организационно-техническим и экономическим факторам рекомендуется устанавливать в диапазоне 7—12 лет. Ее, как правило, увязывают со сроками амортизации основного оборудования.

Переход от этапа к этапу целесообразно приурочивать к периоду реконструкции карьера.

Высота ступени определяется по продолжительности этапа, характеру и темпам повышения ежегодного объема работ внутри этапа. В большинстве проектов реконструкции увеличение производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше, выражающееся на графике в виде ступени, предусматривается в пределах 15—30% от достигнутой. Вариант разработки с равномерным графиком вскрышных работ, как правило, оказывается более экономичным при небольшой продолжительности периода оценки (менее 5—7 лет) и в тех случаях, когда, исходя из горно-геометрических условий залегания месторождения, в период строительства осуществляют основной объем (70—80%) капитальных вложений (например, в случае использования транспортно-отвальных мостов и других мощных комплексов при разработке горизонтальных месторождений).

Опорные слова: экономическая целесообразность, организация работы карьера, период времени, эксплуатационный коэффициент вскрыши, первоначальный календарный график разработки, выравнивание, приведение к определенному виду, способы выравнивания, уменьшение объемов вскрыши, перенос, рациональный календарный график, признаки, производительность карьера.

Контрольные вопросы:

1. Каким образом необходимо организовывать работу на карьере?
2. Как может быть получен первоначальный календарный график разработки?
3. Что должен обеспечивать рациональный календарный график?
4. Назовите три способа выравнивания календарного графика.
5. Охарактеризуйте признаки рационального календарного графика.

Литература:

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М., изд. МГГУ, 1995.
2. Трубецкой К.Н. и др. Проектирование карьеров. М.: изд. Академии горных наук, 2001.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
4. Шешко Е.Ф., Ржевский В.В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат.
5. Юматов Б.П., Бунин Ж.В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., Недра, 1970.
6. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat, 1955.
7. Ржевский В.В. Проектирование контуров карьера. М., Metallurgizdat, 1956.
8. Хохряков В.С., Саканцев Г.Г. и др. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров. М., Недра, 1977.
9. Арсентьев А.И. и др. Планирование развития горных работ в карьерах. М., Недра, 1972.
10. Байков Б.Н. Снижение потерь и разубоживания руд на карьерах цветной металлургии. М., Недра, 1977.
11. Мельников Н.В., Симкин Б.А. и др. Теория и практика открытых разработок. М., Недра, 1973.

ЛЕКЦИЯ №11

ПРОЕКТИРОВАНИЕ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Цель занятия: ознакомление с порядком и последовательностью выполнения открытых горных работ.

План:

1. Общие сведения о системе разработки.
2. Классификации систем разработки.
3. Выбор системы разработки.

Система разработки месторождения — это порядок и последовательность выполнения открытых горных работ в пределах карьерного поля или его участка, обеспечивающие безопасную, планомерную, экономичную и комплексную разработку всех полезных ископаемых и пород вскрыши, требуемую производительность предприятия, полное извлечение запасов, охрану недр и окружающей среды. Задача при проектировании системы разработки заключается в формировании такой рабочей зоны карьера и динамики ее развития, т.е. общей схемы и параметров перемещения фронта горных работ карьера и отдельных уступов, последовательности и мест выполнения горно-подготовительных, вскрышных и добычных работ, которые обеспечивали бы выполнение сформулированных условий.

Система разработки характеризуется рядом параметров — элементов. Важнейшие из них:

- высота уступа, минимальная ширина рабочих площадок, размеры траншей, ширина берм, минимальная длина вскрышного и добычного блоков, отводимых на один экскаватор;
- число действующих и резервных добычных, вскрышных забоев;
- длина добычных и вскрышных блоков и фронтов уступов;
- скорость подвигания забоев и фронтов добычных и вскрышных уступов;
- темп углубления горных работ;
- количество вскрытых и подготовленных к выемке запасов полезного ископаемого;
- размеры рабочей зоны карьера и расположение в ней выемочного оборудования;
- размещение и протяженность соединительных берм и места заложения вскрывающих и подготовительных выработок;
- продолжительность отработки отдельных уступов и горизонтов;
- продолжительность проведения и опережения подготовительных работ и др.

При проектировании должны быть определены численные значения элементов системы разработки, которые полностью описывают создание, развитие и поддержание на необходимом уровне рабочей зоны карьера.

Рабочая зона — это та часть поверхности карьера, в которой выполняют основные технологические процессы. Она представляет собой совокупность рабочих зон отдельных уступов. Размеры рабочей зоны характеризуются площадью в плане и высотой, равной сумме высот разрабатываемых уступов. Размеры, конфигурация и пространственное положение рабочей зоны меняются в зависимости от календарного плана и системы разработки. В период строительства рабочая зона, как правило, включает только вскрышные уступы. К моменту окончания горно-капитальных работ наряду со вспомогательным фронтом создают фронт добычных работ, а в период эксплуатации обязательно выделяют зоны вскрышных, добычных и горно-подготовительных (нарезных) работ. Число блоков и забоев в каждой из этих зон проектируют, исходя из необходимости выполнения календарного графика, ритмичности ведения работ и надежности выполнения запланированных объемов.

Динамика рабочей зоны карьера определяется типом разрабатываемого месторождения, характером залегания полезного ископаемого, периодом разработки, углами откоса рабочих бортов и на момент погашения — размерами карьерного поля и календарным графиком разработки, а также требованиями потребителей полезного ископаемого в обеспечении ритмичности и надежности его поставок. Она служит основой для установления объемов подготовленных, вскрытых и готовых к выемке запасов.

В период строительства и освоения проектной мощности рабочая зона непрерывно увеличивается в плане и по высоте при разработке месторождений любых типов. К моменту достижения проектной мощности при сохранении интенсивности горных работ размеры рабочей зоны достигают максимальных значений. При разработке горизонтальных и пологих залежей рабочая зона, достигнув своих максимальных значений по площади (высоте и в плане), в дальнейшем сохраняет эти значения и лишь перемещает, в соответствии с календарным планом. При этом нет необходимости в проведении горно-подготовительных работ.

При разработке наклонных и крутых залежей рабочая зона увеличивается в плане и по высоте за счет разноса бортов и вскрытия новых горизонтов до тех пор, пока верхние уступы не достигнут конечных (промежуточных) границ карьера. После этого горные работы на верхних уступах прекращают, и рабочая зона опускается по вертикали, при этом обычно уменьшаются ее размеры в плане.

Изменения площадей горизонтальной и вертикальной проекций рабочей зоны в целом по вскрышным породам и полезному ископаемому по мере развития горных работ могут быть изображены на графиках режима горных работ, а также приняты в качестве одного из критериев при выборе системы разработки.

Часть параметров системы разработки устанавливают при исследовании режима горных работ, проектировании вскрытия, технологии и механизации работ.

При определении элементов системы разработки следует учитывать такие факторы, как форма и строение залежи, физико-механические свойства породы полезного ископаемого, возможные к применению комплексы оборудования,

возможности реализации той или иной технологической схемы, установленные, желаемые или возможные сроки выполнения задания и т.п.

Место расположения, размеры разрезной траншеи (котлована) и выбор направления ведения (развития) горных работ на уступе должны соответствовать принятому режиму горных работ и обеспечивать возможность размещения необходимого числа вскрышных и добычных забоев, грузопотоки от них, а также планомерность, ритмичность и надежность выполнения вскрышных и добычных работ.

По найденным элементам системы разработки конкретизируют направление развития работ, установленное при исследовании режима горных работ, и принимают окончательное решение о характере развития рабочей зоны карьера.

При проектировании системы разработки решают задачу определения максимально возможной по природным и принимаемым техническим решениям производительности карьера по полезному ископаемому.

Интенсификация и концентрация горных работ способствует наиболее полному использованию горного и транспортного оборудования. Поэтому реализация максимально возможной по горным условиям производительности карьера ведет в большинстве случаев к достижению более высоких технико-экономических результатов разработки.

Классификации систем разработки

Термин «система открытой разработки» широко распространен, но его определение и трактовка, даваемые крупнейшими специалистами, различны. Классификации систем разработки, разработанные проф. Е.Ф. Шешко, акад. Н.В. Мельниковым, акад. В.В. Ржевским, проф. А.И. Арсентьевым, проф. В.С. Хохряковым, имеющие в основе различные классификационные признаки или их сочетания, также различны.

Проф. Е.Ф. Шешко понимал под системой разработки «способ осуществления определенного комплекса вскрышных, добычных и других горных работ». В основу разработанной им классификации систем разработки положены способ и направление перемещения вскрышных пород, а в качестве второго классификационного признака — способ механизации вскрышных работ — экскаваторами, специальными отвалообразователями или транспортными средствами.

Акад. Н.В. Мельников предложил под системой разработки понимать способ перемещения пустых пород в отвалы и тип применяемого горно-транспортного оборудования и разработал классификацию систем, в основу которой положен способ ведения вскрышных работ и их механизация.

Проф. В.С. Хохряков под системой разработки понимает совокупность горных работ, проводимых в пределах карьерного поля в определенном порядке, или конструкцию рабочей зоны и форму ее развития во времени и в пространстве. При этом в наименовании системы разработки предложено отражать те основные особенности технологии горных работ в определенных горно-геологических

условиях, которые существенно отличают данный технологический комплекс от прочих.

К числу таких особенностей отнесены: способ механизации выемки и доставки горных пород, формирование рабочей зоны в пространстве и во времени, т.е. ее конструкция и динамика.

Приняв в качестве классификационных признаков, расположенных по значению в убывающем порядке, способ перемещения вскрыши, характер развития рабочей зоны, расположение фронта работ в плане, число бортов или направление перемещения фронта работ, проф. В.С. Хохряков предложил следующую технологическую классификацию систем открытой разработки (табл. 12).

Академик В.В. Ржевский, понимая под системой открытой разработки месторождения порядок и последовательность выполнения открытых горных работ в пределах карьерного поля или его участка (полное определение термина система разработки приведено в начале подразд.), принял в качестве основного признака построения классификации систем направление подвигания фронта горных работ в профиле и плане (табл. 13, рис. 31).

В общем случае горные работы включают добычные, вскрышные и горно-подготовительные работы.

При разработке месторождений, практически выходящих на поверхность, вскрышные работы могут отсутствовать или не иметь существенного значения. В таких случаях система разработки охватывает только порядок и последовательность добычных работ и работ по вскрытию и подготовке новых горизонтов в пределах карьерного поля.

При разработке горизонтальных или пологопадающих залежей по окончании горно-подготовительных работ создается первичный фронт вскрышных и добычных работ карьера. В дальнейшем необходимость в проведении горно-подготовительных работ возникает только при проведении реконструкции карьера. Системы разработки таких месторождений, характеризующиеся в период эксплуатации только последовательностью и порядком вскрышных и добычных работ, называются сплошными.

При разработке наклонных и крутопадающих месторождений, для вскрытия новых горизонтов и создания фронта вскрышных и добычных работ, горно-подготовительные работы необходимо вести как в период строительства, так и в процессе эксплуатации карьера. Системы разработки таких месторождений, характеризующиеся порядком выполнения регулярных горно-подготовительных, вскрышных и добычных работ, называют углубочными.

При разработке месторождений нагорного типа во многих случаях применяют системы первой группы. При крутых склонах и крутом или наклонном падении залежей применяют системы второй группы. При разработке сложных по топографическим и горно-геологическим условиям месторождений в пределах одного карьерного поля можно одновременно применять системы из обеих групп.

Определение системы открытой разработки как порядка выполнения горных работ и классификация акад. В.В. Ржевского в целом наиболее полно соответствуют самому понятию «система». Все, что трактуется как порядок

отработки карьерного поля, развитие горных работ, порядок формирования рабочей зоны карьера и т.п., относится к указанному определению.

Таблица 12

**Технологическая классификация систем открытой разработки по
В.С.Хохрякову**

Индекс системы	Наименование системы разработки в зависимости от				Условия применения системы разработки
	способа перемещения вскрыши	развития рабочей зоны	расположения фронта работ в плане	направления перемещения фронта работ	
А	Бестранспортная	Сплошная	Продольная	Одно- или двухбортная	Горизонтальные и пологие залежи и пласты относительно небольшой мощности (до 20-30 м) и с небольшой мощностью вскрыши (до 20-455 м)
			Поперечная	То же	
			Веерная	Центральная или рассредоточенная	
			Кольцевая	Центральная или периферийная	
Б	Транспортная	Сплошная	Продольная	Одно- или двухбортная	Горизонтальные и пологие пласты большой мощности
			Поперечная		
			Веерная	Центральная или рассредоточенная	
		Углубочная	Кольцевая	Центральная периферийная	Наклонные и крутые залежи и глубокозалегающие месторождения
			Продольная	Одно- или двухбортная	
			Поперечная	Рассредоточенная	
В	Комбинированная	Сплошная и углубочная	Кольцевая	-	
			Те же в различных сочетаниях		

Рис. 31. Системы открытой разработки месторождений полезных ископаемых (по В.В. Ржевскому):

а — сплошные; б — углубочные; о, д, ц, п и р — направления выемки в плане соответственно одностороннее, двустороннее, центральное, периферийное и рассредоточенное; 1 — рабочая зона карьера; 2 — направление перемещения вскрышных пород; 3 — направление перемещения полезного ископаемого; 4 — отвалы вскрышных пород; 5 — полезное ископаемое; б — направление перемещения фронта работ в профиле — направление перемещения рабочей зоны.

Таблица 13

Классификация систем открытой разработки по В.В.Ржевскому

Индекс группы	Группа систем	Индекс подгруппы	Подгруппа	Индекс системы	Система разработки
С	Сплошные	СД	Сплошные продольные	СДО	Сплошная продольная односторонняя
		СП	Сплошные поперечные	СДД	То же, двусторонняя
				СПО	Сплошная поперечная односторонняя
		СВ	Сплошные веерные	СПД	То же, двусторонняя
У	Углубочные	СК	Сплошные кольцевые	СВЦ	Сплошная веерная центральная
				СВР	То же, рассредоточенная
		СД	Сплошные продольные	СКЦ	Сплошная кольцевая центральная
				СКП	То же, периферийная
		УД	Углубочные продольные	УДО	Углубочная продольная односторонняя
		УП	Углубочные поперечные	УДД	То же, двусторонняя
				УПО	Углубочная поперечная односторонняя
		УВ	Углубочные веерные	УПД	То же, двусторонняя
УС	Смешанные (углубочно-сплошные)	УВР	Углубочные веерные	УВР	Углубочная веерная рассредоточенная
		УК	Углубочные кольцевые	УКЦ	Углубочная кольцевая центральная
УС	Смешанные (углубочно-сплошные)	-	То же, в различных сочетаниях		

П р и м е ч а н и е. к наименованию системы добавляется: «с внешними или внутренними отвалами».

Развитие практики открытой разработки месторождений привело к созданию различных вариантов поэтапно-углубочной технологии разработки, суть которой состоит в реализации такого порядка развития горных работ, когда их углубление чередуется в пространстве и во времени с развитием в плане при стабильных параметрах рабочей зоны. Для этого сначала на одном из флангов карьерного поля создают первоочередной карьер 1 (котлован, разрезную траншею) ограниченной глубины H_n (рис. 32).

При этом применяют углубочную продольную или поперечную систему разработки. Разрабатываемые вскрышные породы размещают во внешних отвалах 2, чаще прибортовых.

Рис. 32. Углубочно-сплошная система разработки крутопадающего месторождения при внутреннем отвалообразовании

Глубину первоочередного карьера принимают небольшой по отношению к конечной (предельной) глубине разработки на противоположном фланге карьерного поля. Это позволяет ускорить вовлечение в производство ресурса выработанного пространства в целях его использования для складирования вскрышных пород.

На последнем этапе формирования первоочередного карьера на его торцевом борту создают рабочие площадки, а на других бортах — транспортные бермы. Далее применяют поэтапно-углубочную технологию разработки.

В дальнейшем горные работы развивают по всей высоте рабочей зоны карьера. Уступы отрабатывают поперечными заходками или широкими панелями. При этом фронт горных работ развивается по простирацию пластов. В этот основной период эксплуатации месторождения горные работы получают относительно интенсивное развитие в плане, которое через определенные промежутки времени чередуется с их углублением в границах выделяемых при этом этапов отработки.

Отношение скоростей подвигания фронта v_{ϕ} и углубления горных работ v_y обычно изменяется в пределах $v_{\phi}/v_y = 12 \div 30$. При таком развитии горных работ формируется наклонное дно карьера 4 ступенчатой формы. Угол наклона дна α_d зависит от длины карьерного поля, глубины первоочередного карьера H_n и предельной глубины карьера H_k на противоположном фланге или на участке, где осуществляется переход на сплошную систему разработки. Величину α_d устанавливают расчетами с учетом обеспечения устойчивости отвала 5 на наклонном основании и необходимой его приемной способности. Обычно $\alpha_d = 2 \div 6^\circ$.

Каждый этап отработки характеризуется выполнением работ по вскрытию нового горизонта на глубину Δh_3 и дальнейшим подвиганием всего рабочего борта без понижения горных работ. Расстояние между поперечными разрезными траншеями определяет длину этапа l_3 , а соотношение между Δh_3 и l_3 — угол углубления на этапе $\alpha_i = \arctg(\Delta h_3/l_3)$.

Поперечные системы разработки позволяют управлять направлением углубления горных работ, изменяя его от этапа к этапу, регулируя объемы вскрышных пород, размещаемые в выработанном пространстве. Целе-направленное управление развитием горных работ в плане и по глубине карьера должно обеспечить как вовлечение в отработку максимальных запасов полезных ископаемых, так и эффективное использование ресурса выработанного пространства для размещения внутренних отвалов. Между этими целями существуют определенные противоречия. Поэтому такое управление следует

основывать на оптимизационных расчетах по выбранному критерию и уточнять в процессе эксплуатации в зависимости от внешних и внутренних факторов.

Не исключено, что на определенном этапе дальнейшее углубление горных работ может оказаться нецелесообразным по экономическим или другим условиям. В этом случае осуществляют переход с углубочно-сплошной на сплошную систему разработки без особой перестройки технологического комплекса и привлечения дополнительных инвестиций. Описанная система разработки наиболее просто адаптируется к изменяющимся внешним условиям (спросу на уголь, ценовой и налоговой политике государства и т.п.). Исходя из этого, на стадии проектирования можно ограничиться выбором примерных границ разработки с последующей их корректировкой в процессе эксплуатации месторождения.

Для отражения описанной особенности развития горных работ, несвойственной традиционным системам их очередности, было предложено дополнить классификацию систем разработки В.В. Ржевского новой группой систем — а именно группой углубочно-сплошных (углубочно-площадных) систем разработки, в которых формируется пологий (не более $5\text{—}10^\circ$) нерабочий борт карьера 3 (см. рис. 32), при котором создаются условия для размещения основных объемов вскрышных пород в выработанном пространстве.

Дополнительно к этому, смешанные системы в их нынешнем понимании предложено из классификации исключить, так как на отдельных участках карьерного поля могут быть использованы как разные системы разработки, так и разные способы вскрытия рабочих горизонтов и комплексы оборудования, представляющие в совокупности на каждом участке конкретные технологические комплексы горных работ.

Сплошные системы разработки называют также площадными, что точнее отражает суть этих систем.

Сплошные (площадные) системы разработки характеризуются развитием горных работ (рабочей зоны) только в плане (площади) карьерного поля, направление вектора развития (и скорости) горизонтальное (рис. 33, а).

Рис. 33. Системы открытой разработки:

а — сплошная (площадная); б — углубочная; в — углубочно-сплошная (площадная).

Общую толщу вскрышных пород и полезного ископаемого, рассматриваемую как один мощный слой, при ведении вскрышных и добычных работ в эксплуатационный период отрабатывают горизонтальными выемочными слоями. По мере продвижения фронта горных работ образуется свободная горизонтальная площадь, которая и позволяет формировать внутренние отвалы в выработанном пространстве карьера.

Углубочные системы разработки определяются тем, что имеют наклонное (рис. 33, б), чаще всего по падению залежи (более 15°) направление вектора развития горных работ. Первоочередной целью развития горных работ в плане является обеспечение возможности их углубления, так как из-за отсутствия высокопроизводительного оборудования, способного работать на больших

уклонах (300—500% и более), выемку осуществляют горизонтальными слоями. Минимальное отношение скоростей подвигания фронта v_{ϕ} и углубления v_y горных работ $v_{\phi}/v_y = 1,5 \div 5$, а $v_{\phi}/U_r = 2,5 \div 10$ (U_r — темп углубления горных работ). Поэтому вынужденно систематически в эксплуатационный период осуществляются горно-подготовительные работы.

Возможность внутреннего отвалообразования (даже при углубочной продольной однобортной системе разработки) отсутствует в связи с тем, что горизонтальное (пологое) основание выработанного пространства карьера часто ограничивается площадью дна разрезных траншей или котлованов.

Углубочно-сплошные (углубочно-площадные) системы разработки характеризуются слабонаклонным (пологим) направлением вектора развития горных работ и площадным формированием выработанного пространства (рис. 33, в). Это создает принципиальные возможности внутреннего отвалообразования и выемки наклонными слоями при использовании обычных экскаваторов. Минимальные отношения: $v_{\phi}/v_y = 1,15 \div 2,3$; $v_{\phi}/U_r = 8 \div 25$. Вскрывающие выработки обычно проводят систематически (при использовании колесного транспорта), нарезка новых рабочих горизонтов происходит постепенно, и разрезные траншеи часто не проводят.

Выбор системы разработки

Выбор системы разработки определяется естественными факторами и взаимосвязанными технологическими решениями.

К основным естественным факторам относятся горно-геологические условия залегания месторождения, форма, размер залежи, количество и качество полезных ископаемых.

Взаимосвязанные (с системой разработки) технологические решения — это режим горных работ и календарный план разработки, вскрытие карьерного поля, технология и механизация работ, организационные и экономические факторы.

На основе факторов первой группы формируются наиболее общие черты будущей системы разработки. Далее, исходя из намечаемых технологических решений, определяют такие численные значения элементов системы разработки, которые необходимы для реализации найденного календарного плана (высоту уступов, скорость подвигания и число действующих и резервных добычных, вскрышных и подготовительных забоев, длину добычных и вскрышных блоков работ на уступах, скорость подвигания фронтов добычных и вскрышных уступов, темп углубления горных работ, количество вскрытых и подготовленных к выемке запасов полезного ископаемого и др.). Эти же элементы системы разработки определяют конструкцию, параметры и показатели рабочей зоны карьера.

Опорные слова: порядок, последовательность, бестранспортная, транспортная, комбинированная, сплошная, углубочная, продольная, поперечная, веерная, кольцевая, однобортная, двухбортная, рассредоточенная,

горизонтальная залежь, пологая залежь, наклонная залежь, крутая залежь, внутреннее, внешнее, с внешними и внутренними отвалами.

Контрольные вопросы:

1. Что называется системой разработки?
2. Назовите важнейшие элементы системы разработки.
3. Что называется рабочей зоной?
4. Что принимается в качестве основного признака в классификации систем разработки В.В.Ржевского?
5. Чем определяется выбор системы разработки?

Литература:

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М., изд. МГГУ, 1995.
2. Трубецкой К.Н. и др. Проектирование карьеров. М.: изд. Академии горных наук, 2001.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
4. Шешко Е.Ф., Ржевский В.В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат.
5. Юматов Б.П., Бунин Ж.В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., Недра, 1970.
6. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat, 1955.
7. Ржевский В.В. Проектирование контуров карьера. М., Metallurgizdat, 1956.
8. Хохряков В.С., Саканцев Г.Г. и др. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров. М., Недра, 1977.
9. Арсентьев А.И. и др. Планирование развития горных работ в карьерах. М., Недра, 1972.
10. Байков Б.Н. Снижение потерь и разубоживания руд на карьерах цветной металлургии. М., Недра, 1977.
11. Мельников Н.В., Симкин Б.А. и др. Теория и практика открытых разработок. М., Недра, 1973.

ЛЕКЦИЯ №12

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВЫСОТЫ УСТУПОВ

Цель занятия: осуществление проектирования высоты уступов в зависимости от различных факторов.

План:

1. Влияние высоты уступа на ряд общекарьерных показателей.
2. Расчет потерь и разубоживания при различных способах подготовки уступа.

Высота уступа непосредственно влияет на ряд общекарьерных показателей: качество добываемого полезного ископаемого; скорость подвигания фронта; темп углубления горных работ и, следовательно, производительность карьера; срок его строительства; объем горно-капитальных работ; общую протяженность фронта работ, внутрикарьерных путей и дорог; угол откоса рабочих и нерабочих бортов.

Проектирование высоты уступов следует осуществлять, исходя из геологического строения месторождения, физико-механических свойств пород, формы и строения залежи полезного ископаемого, требуемой интенсивности работ, календарного плана, максимально возможного сохранения качества извлекаемых полезных ископаемых, намечаемых к применению способов отработки уступов, технологии и механизации работ.

Естественно, что основным условием при выборе высоты уступа является его устойчивость в процессе работы карьера, обеспечивающая безопасность ведения горных работ, поэтому высота уступов регламентируется ЕПБ.

Высота уступов, определенная по условиям устойчивости, в подавляющем большинстве случаев получается большей, чем при определении с учетом других факторов, поэтому во многих случаях устойчивость уступов не рассчитывают.

При разработке горизонтальных и пологих месторождений мощность залежей и покрывающих пород обычно предопределяет высоту и число уступов. При чередовании горизонтальных и пологих пластов высоту уступа определяют в зависимости от мощности отдельных пластов и залегающих между ними слоев

пустых пород с учетом обеспечения необходимого качества полезного ископаемого.

При разработке наклонных и крутопадающих залежей, представленных преимущественно скальными и полускальными породами, высота уступа определяется в основном показателями технологических процессов, потерь и разубоживания полезного ископаемого, требуемой производительностью карьера и условиями вскрытия рабочих горизонтов.

Принимаемые при проектировании значения высоты уступов и углов откосов рабочих уступов во многом определяют размеры рабочих площадок и, как следствие этого, угол наклона рабочего борта карьера.

Углы откоса рабочих уступов зависят от свойств пород, принятых способов отработки уступов и других факторов. В процессе проектирования при определении углов откоса рабочих уступов пользуются либо практическими данными, либо таблицами.

Параллельно с определением высоты уступов, исходя из условий залегания горных пород, необходимо устанавливать положения их верхних и нижних площадок. Отметки площадок уступов по возможности должны совпадать с контактами различных пород. Необходимо также учитывать возможность селективной выемки. Всегда желательно, чтобы уступ был сложен однородными горными породами, в добычном уступе было как можно меньше пустых пород, а во вскрышном — полезного ископаемого.

Высота уступа существенно влияет на скорость подвигания экскаваторных забоев и фронта работ, а также на сроки вскрытия и подготовки новых горизонтов, т.е. на интенсивность отработки месторождения. С увеличением высоты уступа снижается скорость подвигания забоев и фронтов работ уступа.

Увеличение высоты уступа приводит к существенному увеличению объема траншейных работ и, как следствие этого, к увеличению времени подготовки новых горизонтов.

Высота уступов оказывает существенное влияние на скорость углубления карьера. Так, при уменьшении высоты уступов с 20 до Юм, т.е. в 2 раза, достижимая скорость углубления увеличивается в 1,5 раза. Она ограничена продолжительностью работ по вскрытию и подготовке горизонтов, а не скоростью перемещения фронта верхних рабочих уступов.

Для сокращения периода строительства и сроков освоения проектной производительности карьера целесообразно высоту верхних уступов принимать небольшой, что обеспечит более быстрое развитие работ в первый период эксплуатации, а затем, когда карьер перейдет на нормальный режим работы, высота уступов может быть увеличена.

Так, во многих проектах высоту верхних уступов принимали в пределах 8—10 м, а нижних — 12—15 м и более.

Известна тенденция увеличения высоты уступов для повышения интенсивности отработки месторождения, угла наклона рабочего борта и уменьшения текущего коэффициента вскрыши. Проверить, что интенсивность отработки не снизилась с увеличением высоты уступа, можно по выражению

$$\frac{Q_2}{h_2 L_{62} (\operatorname{ctg} \alpha_2 + \operatorname{ctg} \beta)} \geq \frac{Q_1}{h_1 L_{61} (\operatorname{ctg} \alpha_1 + \operatorname{ctg} \beta)},$$

где Q_1 и Q_2 — производительности экскаваторов при меньшей h_1 и большей h_2 высоте уступа, м³/год; (например, $h_1 = 15$ м, $h_2 = 20$ м); L_{61} и L_{62} — длины экскаваторных блоков, м; α_1 и α_2 — углы наклона борта карьера при меньшей и большей высоте уступа, градус (например, $\alpha_1 = 15^\circ$, $\alpha_2 = 18^\circ$); β — угол наклона залежи, градус (например, $\beta = 35^\circ$).

При приведенных выше значениях параметров и $L_{61} = L_{62} = 1000$ м, получим $Q_2 \geq 1,17Q_1$, т.е. необходимо увеличить производительность экскаваторов на 17% или уменьшить длину экскаваторных блоков на 14% (при $Q_1 = Q_2$) и увеличить число экскаваторов.

Кроме того, необходимо проверить влияние увеличения высоты уступа на показатели потерь и разубоживания. При разработке малоценных полезных ископаемых этот вопрос остро не стоит. При высокой ценности полезных ископаемых на изменение этих показателей следует обратить самое пристальное внимание, так как при увеличении высоты уступа прямо пропорционально увеличиваются потери и разубоживание.

Их величины во многом зависят от взаимного положения плоскостей забоя и фронта рабочего уступа и контакта полезного ископаемого и пустых пород. Возможные положения этих плоскостей могут быть сведены к трем случаям:

1. Фронт работ уступа перемещается по вскрышным породам со стороны висячего бока залежи (рис. 34, а).
2. Фронт работ уступа перемещается по вскрышным породам со стороны лежащего бока залежи (рис. 34, б).
3. Фронт работ перемещается по рудному телу (рис. 34, в).

Рис. 34. Схемы к расчету потерь ΔP и разубоживания ΔV у контактов рудного тела при различных способах подготовки уступа (по А.И.Арсентьеву).

На рис. 34 приведены наиболее распространенные условия, когда угол падения залежей β меньше угла откоса рабочего уступа α . Угол падения залежи существенно влияет на высоту уступов. Наиболее часто, особенно на месторождениях цветных металлов, не прослеживается четкой закономерности в изменении угла падения рудных тел по глубине как со стороны висячего, так и со стороны лежащего боков. В связи с этим можно пользоваться средневзвешенным значением угла β для всего месторождения или его части.

Удельные объемы теряемого полезного ископаемого ΔP , м³/м, и при-
мешиваемой пустой породы ΔV , м³/м, на контакте рудного тела могут быть определены по следующим выражениям:

для схемы, приведенной на рис. 34, а,

$$\Delta P = \frac{(h - a)^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha); \quad (1)$$

$$\Delta V = \frac{a^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha); \quad (2)$$

для схемы, приведенной на рис. 34, б,

$$\Delta P = \frac{(h-a)^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \alpha); \quad (3)$$

$$\Delta = \frac{a^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \alpha); \quad (4)$$

для схемы, приведенной на рис. 34, в,

$$\Delta P' = \frac{(h-a)^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \alpha); \quad (5)$$

$$\Delta V' = \frac{a^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \alpha); \quad (6)$$

$$\Delta P'' = \frac{(h-a)^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha); \quad (7)$$

$$\Delta V'' = \frac{a^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha). \quad (8)$$

В обобщенном виде уравнения (1) – (8) для одного контакта полезного ископаемого и породы могут быть записаны следующим образом:

$$\Delta P = \frac{(h-a)^2}{2} (\pm \operatorname{ctg} \beta \pm \operatorname{ctg} \alpha); \quad (9)$$

$$\Delta V = \frac{a^2}{2} (\pm \operatorname{ctg} \beta \pm \operatorname{ctg} \alpha), \quad (10)$$

где h — высота уступа, м; a — высота треугольника пустых пород, попадающих в руду в процессе отбойки, м; α — угол откоса уступа, градус; β — угол падения контакта руды, градус.

Знаки «+» и «+» ставят при направлении работ от лежачего бока к висячему, «—» и «+» — при направлении работ от висячего бока к лежачему и $\beta > \alpha$, «+» и «—» — то же, при $\beta < \alpha$.

Приведенные выражения позволяют устанавливать количественное влияние на величину потерь и разубоживания, направления перемещения рабочих уступов по отношению к контактам рудного тела. Так, при углублении карьера в породах лежачего бока потери и разубоживание всегда больше, чем при углублении в породах висячего бока. Уменьшить их можно только с помощью применения селективной выемки.

На показатели потерь и разубоживания существенное влияние оказывает расположение взрывных скважин в зоне контакта полезного ископаемого и пустой породы, так как изменение расположения скважин с изменением высоты треугольника пустых пород [см. формулы (9) и (10)] может существенно влиять

на величину потерь и разубоживание. Коэффициент потерь ориентировочно может быть определен по формуле

$$\eta = \Delta P_0 / (Mh),$$

а коэффициент объемного разубоживания — по формуле

$$\rho = \frac{\Delta V_0}{Mh + \Delta V_0 - \Delta P_0},$$

где M — горизонтальная мощность рудного тела, м; ΔP_0 и ΔV_0 — удельные объемы теряемого полезного ископаемого и примешиваемых пород на всех контактах полезного ископаемого, м³/м.

При наличии в полезном ископаемом породных прослоек их необходимо дополнительно учитывать при определении ΔP_0 и ΔV_0 .

Очень часто при разработке ценных руд высоту уступов по руде принимают меньшей, чем по пустым породам. Обычно вскрышной уступ при подходе к руде разделяют на два уступа.

Отметим, что между высотой уступа и параметрами буровзрывных работ существует тесная взаимосвязь: с увеличением высоты уступа (при применении вертикальных скважин и угле откоса уступа меньше 90°) увеличивается сопротивление по подошве. Для обеспечения эффективности работ требуется увеличивать вместимость скважин, используя котловые заряды или увеличивая диаметр скважины.

Применение наклонных скважин, параллельных откосу рабочего уступа, позволяет резко увеличить высоту уступа без изменения диаметра скважин.

Высоту уступа следует выбирать, исходя из условия обеспечения высокоэффективной работы экскаваторов. Прежде всего высота уступа должна обеспечивать наполнение ковшей экскаваторов, поэтому она должна быть не менее 2/3 высоты расположения напорного вала механической лопаты.

При разработке развала взорванных пород высота развала h_p должна быть увязана с высотой черпания экскаватора H_q :

$$h_p \leq \alpha_n H_q,$$

где α_n — коэффициент, зависящий от степени дробления и слеживаемости пород, а также от необходимости селективной выемки (при селективной выемке $\alpha_n = 1$; при хорошо раздробленных и исслеживаемых породах $\alpha_n = 1,2 \div 1,4$).

Зависимость высоты развала породы от высоты уступа пока еще недостаточно изучена. Ориентировочно предполагается прямая пропорциональная зависимость:

$$h_p = \tau h,$$

где τ — коэффициент, учитывающий способ взрывания (при однорядном взрывании $\tau = 0,7 \div 0,9$; при многорядном — $\tau = 1 \div 1,15$). Из последних двух выражений высота уступа

$$h \leq \frac{\alpha_n}{\tau} H_q.$$

Ширина развала породы после взрыва B для обеспечения наилучшего использования экскаватора должна содержать целое число его заходов, т.е.

$$B = \mu A,$$

где μ — число заходов (1,2 или 3).

При $A = 1,5R_q$ высота уступа

$$h = 1,5R_q \frac{\mu}{c},$$

где R_q — радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м; c — коэффициент ширины развала, $c = 1 \div 3$.

Для обеспечения взрывания без уборки путей ширина развала должна удовлетворять определенному условию, при этом

$$h \leq \frac{1}{c}[W_0 + 0,8(R_q + R_p) - l],$$

где W_0 — ширина отрываемой части уступа, м; R_q и R_p — радиусы черпания на уровне стояния и разгрузки экскаватора, м; l — допустимое расстояние от оси пути до развала породы (обычно $l = 2 \div 3$ м).

Экономические расчеты показывают, что с увеличением высоты уступов себестоимость экскавации сначала снижается, а затем, начиная с высоты 20 м, увеличивается. Применительно к одному типу экскаваторов с увеличением высоты уступа себестоимость экскавации снижается.

С точки зрения наилучшей организации транспортирования горной массы в карьере всегда целесообразно принимать уступы большой высоты. При этом сокращается число горизонтов в карьере и уменьшается объем работ по устройству и передвижке путей. Только в случае коротких карьеров высота уступа ограничена возможной длиной наклонных съездов.

Высоту уступа необходимо выбирать также по условию обеспечения производительности карьера по полезному ископаемому, которая прямо пропорциональна скорости понижения добычных работ. Если рабочей зоной охвачена вся площадь рудного тела, то производительность карьера, $\text{м}^3/\text{год}$,

$$A_{pi} = S_i h_{0i},$$

где S_i — текущая площадь рудного тела (с учетом рудоносности, потерь и разубоживания), м^2 ; h_{0i} — текущая скорость понижения добычных работ, $\text{м}/\text{год}$.

При изменяющейся по мере углубки карьера площади рудного тела поддержание постоянной производительности можно осуществлять изменением скорости углубки карьера и понижением добычных работ или высоты уступов, в зависимости от мощности залежей полезного ископаемого.

При определении высоты уступов необходимо также учитывать, что она оказывает влияние на годовые объемы вскрышных работ и текущий коэффициент вскрыши. С уменьшением высоты уступов обычно увеличивается коэффициент вскрыши первого периода работы карьера.

Приведенный анализ основных факторов, влияющих на высоту уступов, показывает, что это влияние противоречиво. Окончательное решение следует принимать в конкретных условиях индивидуально.

Опорные слова: уступ, общекарьерные показатели, скорость подвигания, темп углубления, проектирование высоты уступа, геологическое строение месторождения, выбор высоты уступа, разработка горизонтальных и пологих

месторождений, положение верхних и нижних площадок, скорость подвигания экскаваторных забоев, фронт работ, потери, разубоживание.

Контрольные вопросы:

1. На какие общекарьерные показатели влияет высота уступа?
2. Исходя из чего следует осуществлять проектирование высоты уступов?
3. От чего зависят углы откосов рабочих уступов?
4. Для чего следует увеличивать высоту уступа?
5. Что оказывает влияние на показатели потерь и разубоживания?

Литература:

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М., изд. МГГУ, 1995.
2. Трубецкой К.Н. и др. Проектирование карьеров. М.: изд. Академии горных наук, 2001.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
4. Шешко Е.Ф., Ржевский В.В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат.
5. Юматов Б.П., Бунин Ж.В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., Недра, 1970.
6. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat, 1955.
7. Ржевский В.В. Проектирование контуров карьера. М., Metallurgizdat, 1956.
8. Хохряков В.С., Саканцев Г.Г. и др. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров. М., Недра, 1977.
9. Арсентьев А.И. и др. Планирование развития горных работ в карьерах. М., Недра, 1972.
10. Байков Б.Н. Снижение потерь и разубоживания руд на карьерах цветной металлургии. М., Недра, 1977.
11. Мельников Н.В., Симкин Б.А. и др. Теория и практика открытых разработок. М., Недра, 1973.

ЛЕКЦИЯ №13

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕЗЕРВЫ ЗАПАСОВ ГОРНЫХ ПОРОД В КАРЬЕРЕ

Цель занятия: ознакомление с характером развития рабочей зоны карьера.

План:

1. Классификация технологических резервов запасов полезного ископаемого.
2. Виды запасов горной массы.

Основой определения технологических резервов запасов горных пород в карьере является характер развития его рабочей зоны.

Резервы запасов обуренной и взорванной горной массы, полезного ископаемого, подготовленного к выемке, оборудования и т.д. являются средством повышения надежности работы карьера.

Естественно, создание и поддержание любых резервов связано с дополнительными затратами и поэтому всегда стоит задача поиска их рационального уровня.

Отсутствие в карьере необходимых доступных для выемки запасов горной массы может привести к срыву выполнения плана добычи и вскрыши, что повлечет за собой простои потребляющих и перерабатывающих звеньев. Эти простои по экономическим последствиям могут во много раз превзойти расходы на поддержание и возобновление резервов.

Существует несколько классификаций технологических резервов запасов полезного ископаемого. Запасы пустых пород в карьере до последнего времени не регламентировались. Во всех классификациях запасы различаются по степени доступности полезного ископаемого для выемки его из массива и называются вскрытыми, подготовленными, готовыми к выемке.

В толковании этих категорий существуют большие разногласия, которые объясняются как многообразием условий залегания и строения месторождений, так и сложившимися традициями.

Следует отметить, что с точки зрения технологии работ и управления запасами вид добываемой горной породы не имеет значения. Различие в полезном ископаемом и пустых породах условно определяется только экономическими факторами. Поэтому более правильно регламентировать и рассматривать запасы не только полезного ископаемого, но и всех горных пород.

В карьере, добывающем одно полезное ископаемое, существуют две взаимосвязанные подсистемы — вскрышные и добычные работы.

При разработке комплексного месторождения в карьере функционируют несколько взаимосвязанных подсистем, и все они должны быть подстрахованы различными видами запасов.

В каждой подсистеме имеется группа взаимосвязанных (по закону со-размерности) рабочих уступов. Отсутствие резерва ширины рабочей площадки на уступе затрудняет, а иногда и делает невозможным развитие работ на нижележащем уступе.

На каждом рабочем уступе осуществляют следующие технологические процессы: подготовку горных пород к выемке, выемку и погрузку, транспортирование. Надежное протекание этих процессов обеспечивается созданием технологических резервов запасов горных пород для каждого из них. Рассмотрим различные виды запасов горной массы (горных пород).

Вскрытыми называют запасы полезного ископаемого месторождения или его части из числа балансовых запасов предприятия, освобожденные от покрывающих пород или обнаженные вследствие естественных условий залегания, для разработки которых пройдена въездная траншея и выполнены горно-капитальные работы, предусмотренные техническим проектом.

Вскрытые запасы определяют в пределах массива полезного ископаемого, сверху ограниченного поверхностью полезного ископаемого, обнаженной вследствие выполненных горных работ или естественных условий залегания, и снизу — горизонтом, на котором пройдены наклонная въездная траншея и горизонтальная выработка (разрезная траншея или первоначальная панель). Сбоку вскрытые запасы ограничены обнаженными поверхностями уступов, построенными со стороны массива полезного ископаемого, — поверхностями, построенными от границ верхней обнаженной поверхности залежи под углами откосов и с учетом размеров предохранительных берм, предусмотренных проектом.

Другими словами, вскрытые запасы полезного ископаемого (запасы опережения горных работ) — это часть запасов горной массы, для выемки которой необходимо проведение горных работ только на рабочих уступах. Причем эту выемку следует осуществлять без нарушения правил эксплуатации и с сохранением минимальных рабочих площадок, чтобы обеспечить возможность дальнейшей нормальной работы.

К **подготовленным** относят запасы уступов (из объема вскрытых) с обнаженными верхней и боковой поверхностями (выполнены горно-подготовительные работы, предусмотренные проектом).

Подготовленные запасы уступа сверху ограничены верхней обнаженной поверхностью уступа, снизу — подошвой уступа, сбоку — со стороны добычных работ — обнаженной поверхностью откоса уступа, со стороны массива полезного ископаемого — поверхностью, построенной от границы предохранительной бермы вышележащего уступа под углом откоса, предусмотренным проектом.

Готовыми к выемке считаются запасы из числа подготовленных, которые могут быть отработаны независимо от подвигания смежного верхнего уступа с оставлением при этом минимальной ширины рабочей площадки; часть подготовленных запасов на каждом рабочем уступе, которые можно вынуть при остановке работ на вышележащем уступе, сохраняя минимальную рабочую площадку. Запасы можно считать готовыми к выемке, если выполнены вспомогательные работы (зачистка уступов от остатков пород, планировка и

устройство подъездов к экскаваторам, проведение временных водоотводных канав и зумпфов на отдельных уступах).

Готовые к выемке запасы уступа сверху ограничены верхней обнаженной поверхностью уступа, снизу — горизонтом подошвы уступа, сбоку — со стороны добычных работ — обнаженной поверхностью откоса уступа, со стороны массива полезного ископаемого — поверхностью откоса уступа, построенной от границы минимальной рабочей площадки вышележащего уступа под углом откоса, предусмотренным проектом. Готовые к выемке запасы включают также запасы, отбитые от массива полезного ископаемого.

Схема определения вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов приведена на рис. 35.

Обеспеченность предприятия вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке запасами определяют как частное от деления количества этих запасов на среднемесячную добычу в планируемый период и измеряют в месяцах (долях месяца).

При проектировании учитывают и нормируют только готовые к выемке запасы, наличие которых на каждом добычном уступе гарантирует бесперебойную и относительно независимую их отработку в течение некоторого периода времени.

Резерв готовых к выемке запасов полезного ископаемого выражается обычно временем, в течение которого карьер может выработать этот запас:

$$\tau = V_r / Q,$$

где V_r — объем запасов полезного ископаемого, готового к выемке; Q — годовая производительность карьера по полезному ископаемому.

Величина τ до настоящего времени серьезно не обоснована и обычно принимается неодинаковой в различных отраслях. Так, для железорудных карьеров обычно рекомендуют резерв 0,33 года, для карьеров цветной металлургии — 0,5 года.

Определенное количество готовых к выемке запасов в карьере обеспечивает соответствующий объем подготовленных и вскрытых запасов.

Рис. 35. Схемы к определению запасов по степени подготовленности к выемке:

а — при продольной выемке; б — при поперечной выемке; 1 — разрезная траншея; 2 — уступ по полезному ископаемому; 3 — незащищенная кровля полезного ископаемого; 4 и 5 — подготовленные и вскрытые запасы; 6 — минимальная ширина рабочей площадки; 7 — уступ по вскрышным породам; 8 — контур залежи полезного ископаемого; 9 — взорванное полезное ископаемое (готовые запасы); 10 — готовые к выемке запасы; 11 — берма безопасности; 12 — первоначальная панель (выемка).

Таким образом, коэффициент резерва, а следовательно, и минимальный суммарный объем готовой к выемке породы у каждого экскаватора зависит от частоты массовых взрывов: при производстве массовых взрывов у каждого экскаватора в среднем один раз в месяц минимальный коэффициент резерва равен 1,1 мес, один раз в два месяца — 2,1 мес и т.д.

Нормативы обеспеченности, мес, готовыми к выемке запасами полезного ископаемого при ведении вскрышных работ в мягких породах круглый год на

железрудных карьерах при различных схемах механизации вскрышных работ приведены ниже:

Механическая лопата или драглайн с железнодорожным транспортом.....	3
Механическая лопата с автомобильным транспортом.....	2
Драглайн при бестранспортной схеме.....	0,5
Транспортно-отвальный мост.....	0,5/1*
Роторный комплекс.....	Обосновывается проектом

* Этот норматив принимают в случае, если вскрышные работы ведут сезонно, т.е. к началу вскрышных работ.

При проектировании карьеров со скальными породами и рудами необходимо планировать готовые к выемке запасы как полезного ископаемого, так и породы. Обеспеченность карьера готовыми запасами породы в определенной степени зависит от частоты массовых взрывов. Общий объем готовой к выемке породы у каждого экскаватора состоит из объема взорванного блока и объема блока, подготовленного к взрыву. Объем разрыхленной породы взорванного блока, в свою очередь, можно разделить на две разновидности: оперативный, обеспечивающий нормальную работу экскаватора в период между массовыми взрывами, и переходящий, представляющий резерв разрыхленного материала при появлении неблагоприятных условий работы экскаватора. Оперативный объем разрыхленной породы изменяется от максимальной величины — сразу после массового взрыва до нуля — накануне следующего взрыва.

После массового взрыва объем породы в блоке, подготавливаемом к взрыву, достигает минимальных значений и может быть равен нулю. По мере подвигания вышележащих уступов объем породы в этом блоке возрастает и накануне массового взрыва равен максимальной величине. Следовательно, для каждого экскаватора сумма оперативного объема разрыхленной породы и объема породы в блоке, подготавливаемом к взрыву, должна быть не меньше объема породы, отгружаемой экскаватором за период между массовыми взрывами.

Наличие переходящего объема разрыхленной породы позволяет не нарушать технологический процесс в неблагоприятных условиях работы, когда возникает необходимость перевода экскаватора в другой забой. По практическим данным переходящий объем взорванной породы у каждого экскаватора должен обеспечивать его работу не менее чем на 2—3 сут.

Уменьшение числа массовых взрывов в карьере, с одной стороны, приводит к увеличению производительности горно-транспортного оборудования и снижению затрат на ликвидацию их последствий, с другой — к выполаживанию рабочего борта за счет увеличения ширины рабочих площадок, что приводит к росту текущего коэффициента вскрыши.

Рациональную частоту массовых взрывов устанавливают в проекте при условии минимальных суммарных затрат на подготовку массового взрыва и ликвидацию его последствий, а также на удаление объемов породы и при фиксированной мощности карьера по руде. Установлено, что рациональная частота проведения массовых взрывов на крупных высокомеханизированных карьерах — один взрыв в две недели.

Увеличение периода времени между массовыми взрывами должно быть тщательно обосновано, поскольку оно связано с высокой концентрацией бурового оборудования и «замораживанием» большого количества готовых к выемке запасов (в виде обуренной породы).

Ниже приведены нормативы обеспеченности готовыми к выемке запасами руды для скальных пород при производстве массовых взрывов один раз в две недели.

Годовой объем горной массы, млн т.....	До 30	30—60	60—100
Норматив, мес, при внутрикарьерном транспорте:			
Автомобильном.....	1,5	2,5	4
Железнодорожном.....	2	3	4,5

Отклонения от приведенных нормативов и рекомендуемой организации взрывных работ допустимы на основании технических и экономических обоснований, выполняемых при проектировании.

При необходимости объемы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов разбивают по видам и сортам полезного ископаемого. Могут быть отдельно учтены по тем же категориям запасы некондиционных и забалансовых руд. Общие запасы карьера по категориям складываются из объемов по отдельным уступам. По мере ведения работ запасы извлекают, переводят из одной категории в другую, подготавливают к разработке. Различают следующие виды запасов горной массы и полезного ископаемого на фиксированный момент времени: текущие и долговременные (для обеспечения работы карьера в течение определенного периода).

Текущих запасов горной массы должно быть достаточно для бесперебойного выполнения всех подготовительных работ. На основании этого положения следует определять объемы соответствующих рабочих блоков: подготовленных к бурению, обуриваемых, взрывааемых и др. Готовыми к выемке запасами должна быть обеспечена бесперебойная работа выемочно-погрузочного оборудования, а в добычной зоне должно быть обеспечено наличие всех добываемых видов и категорий качества полезных ископаемых.

Очевидно, что колебания объемов вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов должны происходить в строго определенных пределах, не достигая минимальных значений. Нарушение этого условия может стать причиной нарушения ритмичности работы и уменьшения надежности выполнения календарного плана, т.е. добычи и поставки потребителям согласованного объема полезных ископаемых.

Объем долговременных вскрытых и подготовленных запасов горной массы и полезного ископаемого должен позволять выполнять плановые объемы вскрышных, добычных и горно-подготовительных работ при принятом порядке их проведения. Величину и местоположение этих запасов устанавливают по принятому календарному плану и конкретизируют при годовом планировании горных работ с учетом возможности временной остановки работ на отдельных

или всех вскрышных уступах, резкого отклонения качества полезного ископаемого от геолого-разведочных данных.

Объем долговременных запасов горной массы зависит от возможного подвигания всех нижних уступов относительно какого-либо верхнего, остановленного (рис. 36).

Рис. 36. Схемы к определению долговременных запасов горной массы при остановке промежуточного (а), всех (б) и верхнего (в) вскрышного уступов:

1 — полезное ископаемое; 2,3 — запасы пород и ископаемого; $Ш'_{р.л.}$ и $Ш''_{р.л.}$ — минимальная и фактическая ширина рабочих площадок.

В соответствии с правилами технической эксплуатации запасы полезного ископаемого фиксируют на 1 апреля и 1 октября каждого года. В соответствии с отраслевыми инструкциями их объем должен соответствовать мощности карьера на фиксируемые периоды эксплуатации.

При сезонном ведении вскрышных работ подготовленные запасы полезного ископаемого на 1 октября должны быть больше тех запасов, которые можно отработать за период, когда вскрышные работы не осуществляют.

При сдаче карьера в эксплуатацию при круглогодичном ведении вскрышных работ объем подготовленных запасов следует принимать, как правило, не менее планового трехмесячного объема добычи первого года эксплуатации, а при сезонной работе — не менее шести- или семимесячного плана.

Следует отметить, что понятия вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов, особенно для сложноталегующих месторождений с большим разнообразием сортов и категорий качества полезных ископаемых, не имеют единой терминологической и графической трактовки и поэтому при проектировании их следует уточнять в соответствии с принятыми отраслевыми инструкциями.

Опорные слова: резерв, рабочая зона, запасы обуренной и взорванной горной массы, создание и поддержание резервов, дополнительные затраты, простои, подсистема, вскрышная, добычная, вскрытые, подготовленные, готовые, запас по степени подготовленности, число массовых взрывов, частота массовых взрывов, долговременный запас.

Контрольные вопросы:

1. К чему может привести отсутствие в карьере необходимых доступных для выемки запасов?
2. Назовите основные виды запасов горной массы.
3. Какие запасы называются вскрытыми?
4. Какие запасы относятся к подготовленным?
5. Что необходимо делать при проектировании карьеров со скальными породами и рудами?

Литература:

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М., изд. МГГУ, 1995.
2. Трубецкой К.Н. и др. Проектирование карьеров. М.: изд. Академии горных наук, 2001.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
4. Шешко Е.Ф., Ржевский В.В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат.
5. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat, 1955.
6. Ржевский В.В. Проектирование контуров карьера. М., Metallurgizdat, 1956.
7. Арсентьев А.И. и др. Планирование развития горных работ в карьерах. М., Недра, 1972.

ЛЕКЦИЯ №14

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВСКРЫТИЯ И ГЕНЕРАЛЬНОГО ПЛАНА

Цель занятия: ознакомление со вскрытием и генеральным планом карьера.

План:

1. Проектирование вскрытия.
2. Проектирование генплана.

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. 37).

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. 38) и для нескольких промежуточных контуров (в том числе для начального периода развития горных работ).

**Рис. 37. План карьера
в изолиниях.**

**Рис. 38. План трассы съезда в
карьере:**

1 – наклонный участок съезда;

2 – площадка примыкания.

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 производятся 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 контурах.

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%.

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.

Проектирование ситуационного плана начинается с оконтуривания карьера и его зон.

Местоположение карьера определяется залеганием полезного ископаемого. На плане показываются контуры карьера, соответствующие его конечной или перспективной глубине. При поэтапной разработке наносятся промежуточные контуры с указанием момента их достижения. Вокруг карьера выделяются взрывоопасная, сейсмоопасная, санитарная зоны и граница возможного сдвижения бортов, внутри которых нецелесообразно расположение постоянных промышленных объектов (кроме отвалов) и жилых массивов (рис. 39).

Рис. 39. Ситуационный план карьера

Границы взрывоопасной зоны определяются по условию действия воздушной волны от взрыва заглубленных зарядов и по разлету осколков породы. В связи с динамичностью горных работ взрывоопасная зона подвижна. Максимальный ее радиус вычисляется для случая ведения буровзрывных работ по верхнему приконтурному уступу карьера. Радиус взрывоопасной зоны по условию действия воздушной волны.

$$r_{\text{в}} = k_{\text{в}} \sqrt[3]{Q_3}, \text{ м}$$

где Q_3 — масса заряда ВВ, кг; $k_{\text{в}}$ — коэффициент пропорциональности ($k_{\text{в}} = 20 \div 50$ при $Q_3 < 20$ т; $k_{\text{в}} = 200$ 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.

Сейсмически безопасное расстояние определяется по формуле

$$r_c = k_c \alpha \sqrt[3]{Q_{\text{эк}}}, \text{ м},$$

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_v действия взрыва ($\alpha = 1$ при $n_v = 1$, $\alpha = 0,8$ при $n_v = 2$, $\alpha = 0,7$ при $n_v \geq 3$); $Q_{\text{эк}}$ — эквивалентный заряд, равный суммарной массе зарядов взрывааемых 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 сдвижение и обрушение за пределами контура погашения из-за неточности расчета устойчивых углов откоса. Поэтому следует выделить зону обрушения бортов, ширина которой зависит от прочности пород, условий их залегания, водонасыщенности, глубины карьера 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. 40). Действие ветра учитывается при определении зоны загрязнения пылью, дымом и газами. Направление действия господствующих ветров отмечается на плане в виде зоны, проходящей через центр источника вредностей. Вокруг этой зоны определяются полоса рассеивания и расстояние полного исчезновения вредной концентрации пыли, дыма, газов.

Рис. 40. Роза ветров:

- 1 — линия повторяемости ветров до 1,9 м/с;
- 2 — линия повторяемости ветров более 10 м/с;
- 3 — линия средней скорости ветра.

Отвалы пород и бедных руд с целью сокращения транспортных затрат по возможности приближаются к карьере. 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

$$S_0 \approx \frac{V_n k_p}{1000 n_{\text{я}} h_{\text{я}} \eta}, \text{ м}^2,$$

где V_n — 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.

Опорные слова: вскрытие, траншея, съезд, способ вскрытия, система разработки, взаимосвязь, проектирование вскрытия, исходные данные, задачи, генеральный план, ситуационный план, проектный, строительный, разбивочный, исполнительный, основные объекты, земельный отвод, местоположение карьера, объекты технологического комплекса, отвалы пород и бедных руд, промышленная площадка, поселок.

Контрольные вопросы:

1. Что называется вскрытием?
2. Какие исходные данные необходимы для проектирования вскрытия?
3. Что называется генеральным планом?
4. Назовите основные объекты генерального плана.
5. Чем определяется местоположение карьера?

Литература:

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М., изд. МГГУ, 1995.

2. Трубецкой К.Н. и др. Проектирование карьеров. М.: изд. Академии горных наук, 2001.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
4. Шешко Е.Ф., Ржевский В.В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат.
5. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat, 1955.
6. Арсентьев А.И. и др. Планирование развития горных работ в карьерах. М., Недра, 1972.

ЛЕКЦИЯ №15

ВЫБОР ГОРНОТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Цель занятия: ознакомление с порядком проектирования структуры комплексной механизации и выбором типа основного горного оборудования.

План:

1. Требования к проектированию структуры комплексной механизации.
2. Порядок проектирования структуры комплексной механизации.
3. Выбор типа основного горного оборудования.
4. Выбор рационального вида транспорта.

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 ковшем емкостью до 100 м³ и более, ковшовые погрузчики, шнекобуровые 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.

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 подвигания 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. 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. 14).

Таблица 14

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

Структуры II класса (выемочно-отвальные) включают две машины — для выемки и складирования пород. Они же выполняют процесс перемещения пород. Например, такой комплекс может 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 обусловливаемая ею технология горных работ должна оказывать минимальное отрицательное воздействие на окружающую среду.

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.

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 $P_{тр} < 9$. 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 расстоянии 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 цикличного 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 скреперов, 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. 15, 16 и 17.

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. 18, 19.

В условиях любого карьера возможно рациональное сочетание оборудования, которое определяется путем непосредственного сравнения вариантов.

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. 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. 20). 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).

Таблица 20

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. 21) 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 разновременностью 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 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 Трасчетный 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.

Опорные слова: горно-транспортные машины, комплекс машин, структура механизации, выемочно-разгрузочные, выемочно-отвальные, выемочно-транспортно-разгрузочный комплекс, выемочно-транспортно-отвальный комплекс, требования к структуре, факторы, природные, технологические и технические, организационные, экономические.

Контрольные вопросы:

1. Какие требования предъявляются к проектированию структуры комплексной механизации?
2. Какие машины включаются в выемочно-транспортно-разгрузочный комплекс?
3. Охарактеризуйте порядок проектирования структуры комплексной механизации.
4. Чем определяется класс структуры комплексной механизации?
5. Что оказывает влияние на выбор рационального вида транспорта?

Литература:

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М., изд. МГГУ, 1995.
2. Трубецкой К.Н. и др. Проектирование карьеров. М.: изд. Академии горных наук, 2001.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
4. Шешко Е.Ф., Ржевский В.В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат.
5. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat, 1955.
6. Арсентьев А.И. и др. Планирование развития горных работ в карьерах. М., Недра, 1972.