

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ**

**МОСКОВСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ОТКРЫТЫЙ УНИВЕРСИТЕТ**

Кафедра разработки месторождений полезных ископаемых

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебной работе



А.К.Порцевский, Г.А.Катков

Проектирование горных предприятий

**Гриф УМО (№ 51-75 от 28.06.2004.). Зарегистрировано в
Федеральном агентстве по образованию (№ 5372 от 16.11.2005.).**

Для студентов специальностей
130404 (090200) «Подземная разработка месторождений
полезных ископаемых»
130406 (090400) «Шахтное и подземное строительство»

Москва 2004 г.

Глоссарий

Горное предприятие – самокупаемое предприятие, предназначенное для разведки, разработки месторождения полезного ископаемого (рудник или шахта, карьер) и обогащения добытой руды (фабрика).

Горный отвод – часть недр, предоставляемая федеральными органами власти (собственниками всех месторождений) горному предприятию для ведения промышленной разработки полезных ископаемых.

Задание на проектирование – составляет заказчик проекта с участием генерального проектировщика на основе геологических и маркшейдерских изысканий (результат изысканий – **паспорт строительства**), содержит характеристику запасов, месторождения, конечной продукции, района строительства, режим работы и организации предприятия, сроки строительства и ввода в эксплуатацию.

Земельный отвод – участок земной поверхности, отведённый органами местной власти горному предприятию и предусмотренный проектировщиками в генплане для размещения промышленных объектов (оформляется государственным актом на долгосрочную аренду или в собственность).

Инвестиционный проект - обоснование экономической целесообразности, объема и сроков осуществления капитальных вложений, в том числе необходимая проектно - сметная документация, разработанная и утвержденными в установленном порядке стандартами (нормами и правилами), а также описание практических действий по осуществлению инвестиций (**бизнес - план**). При государственной инвестиционной поддержке проекта возмещается лишь часть фактически произведенных затрат, которая не может превышать 70%. Общая сумма бюджетных средств, которая может быть выделена на такие проекты не может превышать 20% утвержденного лимита государственной инвестиционной поддержки.

Карьер (разрез) – горное предприятие, производящее открытую разработку месторождения руды (карьер), угля (разрез).

Проект горного предприятия – комплекс юридических и технических документов, содержащих государственные акты, схемы, расчёты, чертежи, сметы и пояснительные записки с обоснованием решений по технологии разведки, разработки и обогащения руды, угля.

Рудник (шахта) – горное предприятие, производящее подземную разработку месторождения руды (рудник), угля, сланца, соли, гипса (шахта).

Состав проекта – обязательные части проекта: геология и оценка запасов, вскрытие и подготовка, системы разработки, проведение выработок, механизация очистных и проходческих работ, генеральный план и поверхностные сооружения, осушение и водоотлив, вентиляция, электроснабжение и автоматизация, подъём и подземный транспорт, обогащение, организация работ и календарный план, охрана труда и окружающей среды, экономика.

Срок окупаемости инвестиционного проекта - срок со дня начала финансирования инвестиционного проекта до дня, когда разность между накопленной суммой чистой прибыли с амортизационными отчислениями и объемом инвестиционных затрат приобретает положительное значение (срок окупаемости дифференцируется, но рекомендуется иметь - до 7 лет).

Стадии проектирования – бизнес-план, технико-экономическое обоснование, технический проект, рабочее проектирование (рис. 1).

Экспертиза инвестиционных проектов - все инвестиционные проекты независимо от источников финансирования и форм собственности объектов капитальных вложений до их утверждения подлежат технико-экономической и экологической экспертизе (органами федеральной и местной власти) - независимыми высококвалифицированными экспертами.

§ 1. Состав проекта

Технико-экономическое обоснование (ТЭО) должно ответить на принципиальный вопрос – есть или нет техническая возможность и экономическая целесообразность рентабельной добычи и переработки полезного ископаемого на конкретном месторождении.

Технический проект (готовится специализированной проектной организацией) составляется на основании данных по запасам месторождения и должен включать ключевые решения по подземной, открытой добыче полезного ископаемого, строительства поверхностных и подземных зданий и сооружений, проведения горных работ, расположения отвалов и хвостохранилищ, вторичного использования отходов, пустых пород и подземного пространства, а также в проекте должны быть отражены источники водоснабжения и энергообеспечения, включена оценка воздействия горного производства на окружающую среду (ОВОС) и предложения по рекультивации нарушенных земель.

Рабочий проект с чертежами и пояснительной запиской (может готовиться и в специализированной проектной организации и на самом горном предприятии в ПТО и ПТБ) составляется на все планируемые строительные, монтажные и горные работы и он должен иметь детальную скрупулёзность при тщательном соблюдении всех правил ГОСТов, ЕПБ, СНиПов и других регламентирующих документов и инструкций.

Типовые масштабы чертежей в дипломном проекте: геологической карты 1:10000 или 1:5000, стратиграфической колонки 1:1000, геологических разрезов 1:200 или 1:500, вскрытие 1:2000-1:5000, подготовка пластов, блоков 1:5000-1:10000, сечения выработок 1:20 или 1:25, расстановка оборудования в очистном забое 1:50 или 1:25, генеральный план 1:1000.

На месте будущей площадки для строительства проводятся инженерные и научные изыскания (геодезическо-маркшейдерские, геологические, гидрометеорологические, геомеханические), служащие обоснованием для выбора технических решений в проектах.

Наиболее крупные проекты согласовываются и утверждаются органами государственного управления, остальные – заказчиком (горным предприятием) и Госгортехнадзором.

При участии инвестиционного проекта в конкурсе на техническое перевооружение, реконструкцию, строительство горных объектов **конкурсная документация** (юридического или физического лица) должна включать:

- заявку на участие в конкурсе;
- анкету организации-претендента;

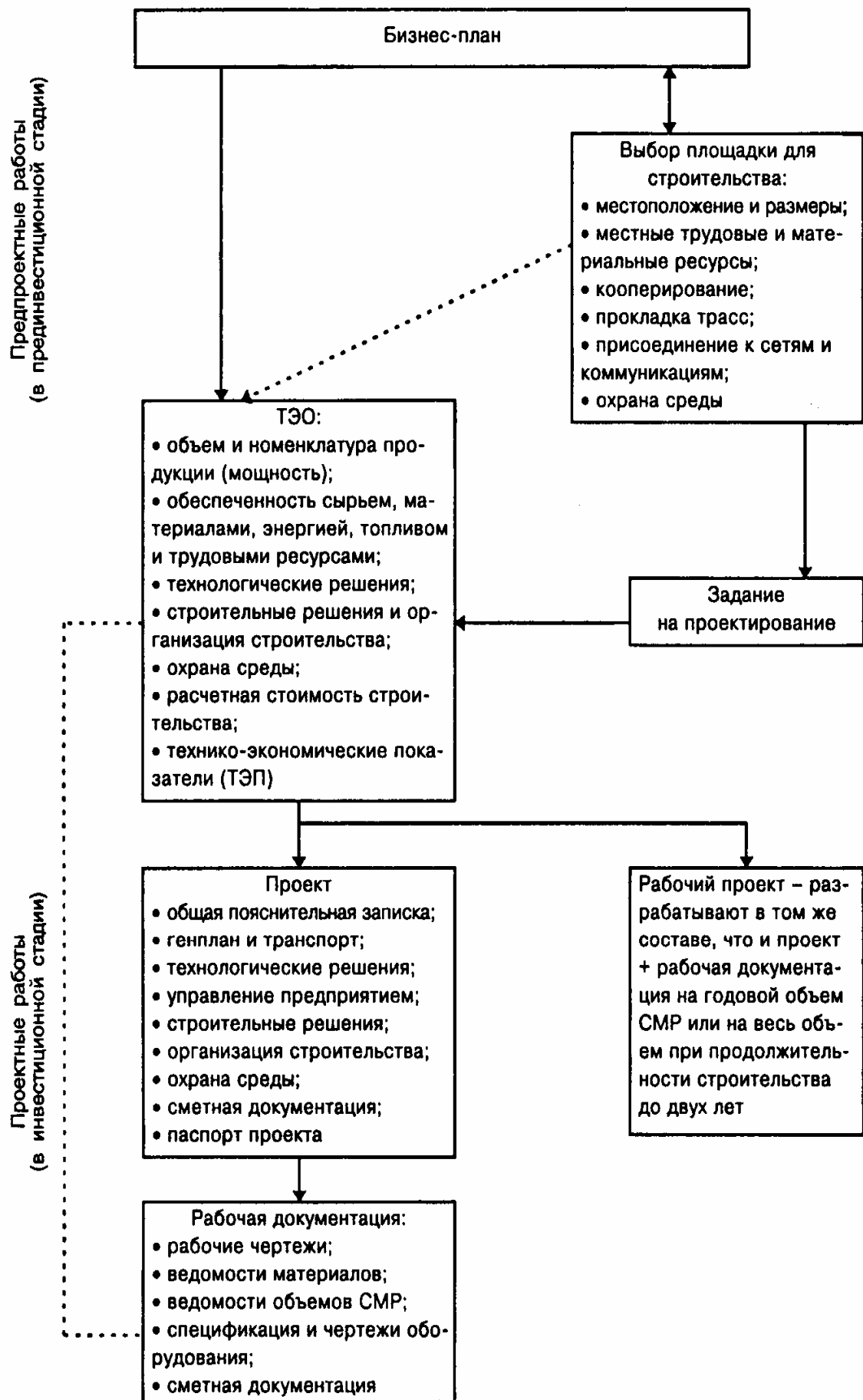


Рис. 1. Последовательность выполнения предпроектных и проектных работ

- копию лицензии на право соответствующей деятельности;
- бизнес-план, составленный на основе проектно - сметной документации;
- общую пояснительную записку по утвержденному проекту;
- заключение государственной экспертизы по проектно – сметной документации;
- заключение экспертных органов Государственного комитета Российской Федерации по охране окружающей среды;
- копии бухгалтерских балансов за последний год и последний отчетный период, с отметкой налоговой инспекции;
- справку налогового органа о задолженности по налоговым и иным обязательным платежам в бюджетные и внебюджетные фонды, а также по заработной плате на день заявки;
- справку претендента о размере чистых активов на дату подачи заявки;
- подлинник и копию соглашений с организациями, предоставляющими заемные средства для реализации данного проекта дополнительно к средствам государственной поддержки;
- справку о ранее вложенных бюджетных средствах в реализацию проекта.

Расчёт основных производственных процессов добычных работ выполняется отдельно и включает:

- определение объёмов работ по основным процессам и штата рабочих для выполнения работ;
- определение месячного фонда заработной платы и начислений на заработную плату;
- установление месячной потребности: а) во вспомогательных материалах, б) в топливе, в) в электроэнергии;
- расчёт амортизационных отчислений;
- учёт прочих расходов;
- сводные затраты на производство горно-капитальных и добычных работ и определение себестоимости 1 т.

Если проектируемый рудник входит в состав горно-обогатительного или горно-металлургического комбината кроме общерудничной себестоимости добычи 1 т горной массы необходимо определять также себестоимость 1 т концентрата.

В разделе "Генплан и поверхностные сооружения" должны быть определены капитальные затраты на производственные здания и сооружения (в титульном списке зданий и сооружений) и на жилищно-коммунальное и социально-бытовое строительство.

В конце проекта, в разделе "Организация производства и экономика предприятия", указывается организационная структура производства и управления на проектируемом предприятии (руднике).

Затем приводятся, в указанной ниже последовательности, сводные ведомости, таблицы, сметы, расчеты и определяются следующие показатели:

1. Штатное расписание и фонд заработной платы рабочих.
2. Штатное расписание и фонд заработной платы участкового (цехового) персонала.
3. Сводная ведомость производительности труда и средней заработной платы.
4. Сводная ведомость капитальных затрат на горные машины и оборудование.

5. Сводная ведомость и структура капитальных затрат.
6. Величина удельных капитальных затрат.
7. Смета участковых (цеховых) расходов.
8. Сводная калькуляция себестоимости 1 т руды.
9. Годовая прибыль и уровень рентабельности горного предприятия.
10. Основные технико-экономические показатели.

Тематическое содержание и порядок разработки экономических вопросов могут быть представлены следующим алгоритмом действия (рис.2).

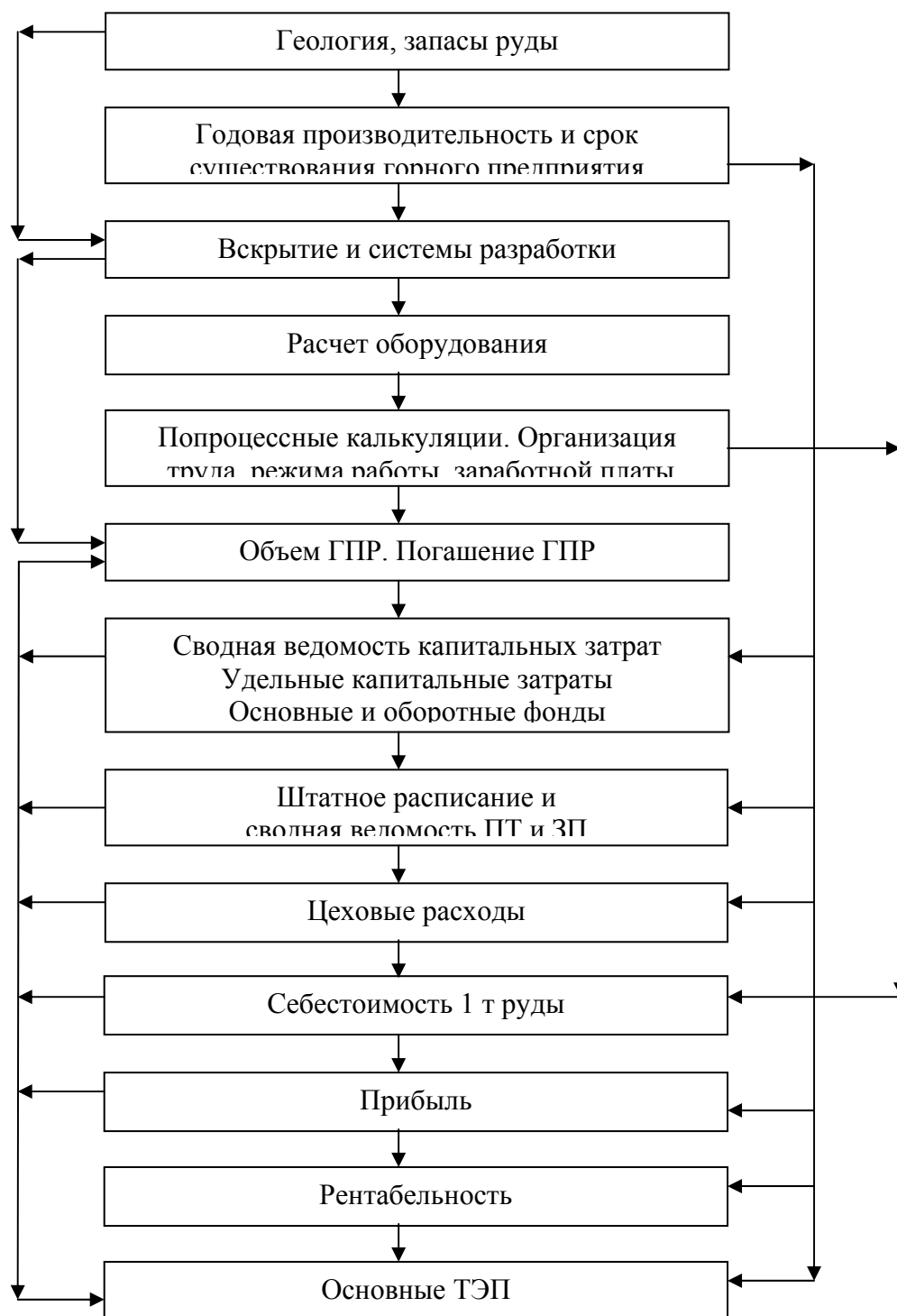


Рис. 2. Алгоритм выполнения экономической части проекта

При решении вопросов организации производства и экономики предприятия обязательно учитывается следующее.

1. Организацию работы производства и трудящихся во времени, формы организации труда и заработной платы, организационную структуру производства и управления принимать с учетом опыта работы передовых предприятий, обосновав отличие принятых решений от известных и применяемых на предприятии.

2. Увязать штаты всех категорий трудящихся с объемами производства, рост производительности труда с ростом заработной платы.

3. Капитальные и эксплуатационные затраты рассчитать на основе технически обоснованных норм (выработки, времени, обслуживания, расхода материалов и энергии, использования горных машин и оборудования).

Сущность метода экономико-математического моделирования и оптимизации параметров шахты раскрывается следующей последовательностью действий:

- анализ горно-геологических и горнотехнических условий: шахтного поля;
- конструирование вариантов технологических схем шахты;
- установление номенклатуры качественных и количественных переменных параметров шахты, ведения горных работ, установление диапазона изменения независимых количественных параметров;
- построение технологического графа (блок-схемы) вариантов; шахты и установление при этом совместимости проектных решений с учетом обоснованных ограничений;
- формирование системы ограничений применения тех или иных решений, качественных или количественных параметров;
- обоснование критерия оптимальности и установление номенклатуры затрат, связанных с реализацией вариантов;
- составление развернутого выражения целевой функции в зависимости от горно-геологических характеристик, параметров шахты и стоимостных величин;
- разработка алгоритма расчета модели, определение количественных параметров шахты;
- анализ наиболее экономичных вариантов и рекомендация оптимальных параметров для разработки технического проекта.

Приведенные затраты зависят от величины промышленных запасов, глубины разработки, числа пластов, расстояний между пластами, мощности и углов падения пластов, плотности угля, крепости и устойчивости пород, водоносности и газоносности месторождения, способов и схем вскрытия и подготовки, систем разработки, средств механизации производственных процессов, схем и типа технологического комплекса на поверхности, мощности шахты и нагрузки на очистные забои, длины лавы и скорости подвигания очистных забоев, скорости проведения горных выработок, длины и сечения вскрывающих, подготовительных горных выработок, объема околотвальных дворов, числа блоков, панелей, горизонтов, этажей, а также стоимостных коэффициентов.

§ 2. Проблемы управления предприятием

В условиях рыночной экономики основой успешной деятельности любого предприятия является обеспечение требуемого уровня рентабельности его хозяйственной деятельности, не менее важен уровень планирования технологическим процессом.

Использование **информационных систем** для проектирования и управления предприятием делает любую компанию более конкурентноспособной за счёт повышения её управляемости и адаптированности к изменениям рыночной конъюнктуры (рис. 3). Подобная автоматизация позволяет:

- повысить эффективность управления компанией за счёт обеспечения руководителей и специалистов максимально полной, оперативной и достоверной информацией на основе единого банка данных;
- упростить доступ сотрудников компании к нужной информации, изменить характер труда сотрудников, избавляя их от выполнения рутинной работы и давая возможность сосредоточиться на профессионально важных обязанностях...

Практика показывает, что только при наличии своевременной и объективной информации о состоянии массива возможно производить динамический многомерный анализ существующего положения горного предприятия, моделирование и прогнозирование будущего развития горных работ.

Проектируемая система управления предприятием создаётся не на один день и должна обладать возможностью легко видоизменяться и адаптироваться к любым структурным изменениям компании и экономическим ситуациям. Горные предприятия с точки зрения изучения, проектирования и управления относятся, как геосистемы, к высшей категории сложности, обладающие комплексом существенных связей с внешним миром и внутри предприятия (рис. 4). Они представляют собой многофакторные природно-технологические объекты, развивающиеся в пространстве в течение длительного времени (более 20 лет) и характеризующиеся большими объёмами различного вида информации, обработку которой необходимо поручать компьютеру.

Современная практика исходит из необходимости предупреждения негативных **экологических последствий**, устранения и компенсации этих последствий и снижения их опасности, отсюда, среди прочих, приоритетными научными направлениями являются:

- изучение комплексного освоения и сохранения недр как фактора экологической опасности, возможностей использования георесурсов в новом качестве;
- создание научных основ мониторинга изменений в окружающей природной среде под действием горного производства.

До настоящего времени технологии подземной разработки месторождений практически не предусматривают дальнейшее использование преобразованных недр (по аналогии с разделом «рекультивация земель» в проекте открытой разработки месторождения, здесь должен быть раздел с названием, например, «**рекультивация недр**»). Недра, после извлечения из них полезных ископаемых, нарушены пустотами, которые можно и нужно использовать в качестве **подземных сооружений** – завода, атомной электростанции, обогатительной фабрики, хранилища стратегических запасов, мусоросжигателя бытовых, высокотоксичных, химических и радиоактивных отходов, ёмкости для выщелачивания металла из бедных и забалансовых руд...

Это потребует дополнительных знаний о горном массиве, особое значение при этом приобретает научно-методологическое обоснование выбора технологии освоения недр, геомеханический, технологический и социально-экономический прогноз последствий извлечения руды и дальнейшего использования пустот.

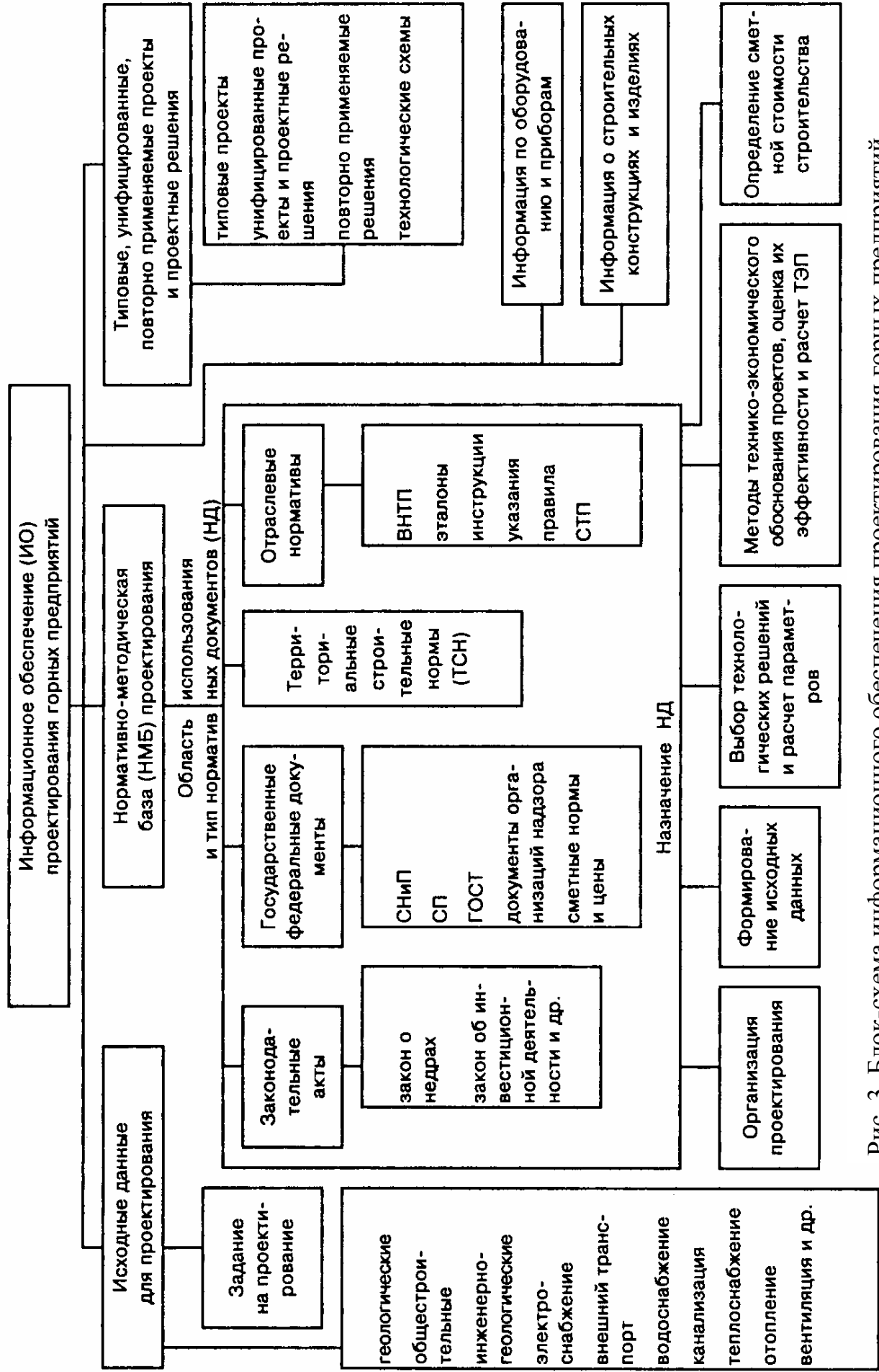


Рис. 3. Блок-схема информационного обеспечения проектирования горных предприятий

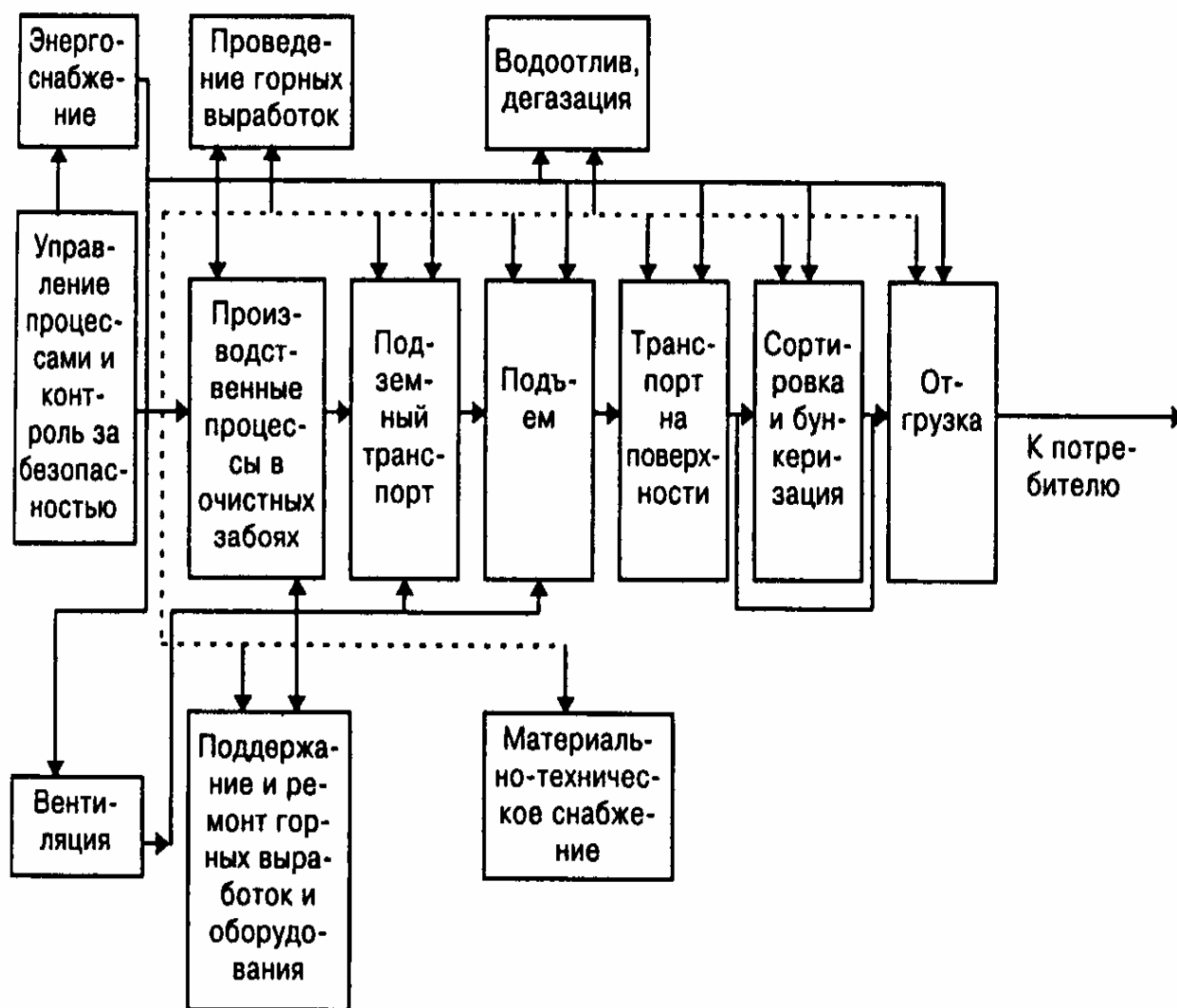


Рис. 4. Блок-схема технологической связи производственных процессов:

—————> непрерывные связи
> дискретные связи

Прежде всего, следует рассмотреть технологии освоения самых сложных в обработке и самых многочисленных, составляющих по запасам 70-80%, месторождений цветных, благородных, редких, радиоактивных и рассеянных металлов - магматогенно-метасоматической генетической группы¹, в том числе гидротермальные² месторождения. Некоторые химические элементы (Hg, Cu, Pb, Zn, Mo, Co, U, As, Sb) имеют исключительно гидротермальный генезис. Другие химические элементы добываются на гидротермальных месторождениях совместно с примесями (элементами-спутниками) - это W, Sn, Bi, Au, Ag, Nb, Ta, Se, Sr, Cd, Re, Ga, Ge, Ba, Ti, V, Te, Pt, Pd... К этой группе также относятся и месторождения разнообразных видов неметаллического минерального сырья (тальк, магнезит, исландский шпат, флюорит, барит, кварц и другие).

¹ Милютин А.Г. Геология и разведка месторождений полезных ископаемых. - М.: Недра, 1989.

² Верчеба А.А., Железняк Н.Н. Основы теории гидротермального рудообразования. - М.: изд. МГТА, 2000. с. 4, 12.

Глубина подземной разработки подобных руд, с каждым годом всё увеличивается, горно-геологические условия – всё усложняются, отсюда **растёт и цена ошибки** в выборе параметров очистных выработок или самой технологии добычи. Проектирование горнодобывающих предприятий производится, как известно, лишь на основе геологоразведочных данных, содержащих информацию о морфологии, запасах и качестве полезного ископаемого, но практически не содержащих сведений о геомеханическом состоянии породного массива. Между тем именно в период проектирования выбирается система разработки, способы управления горным давлением, порядок отработки залежи, размеры и местоположение выработок, скорость их подвигания и другие параметры, от правильности выбора которых зависят эффективность и безопасность работ. Выбор этих параметров только на основании геологоразведочных данных часто ведёт к серьёзным ошибкам и к авариям. Повысить качественный уровень горного производства с одновременным сокращением ошибок в выборе параметров технологий можно за счёт заблаговременной оценки, моделирования, выбора вариантов эффективной технологии освоения месторождений.

Из существующих технологий освоения рудных месторождений наиболее широко применяются системы разработки – с открытым очистным пространством, с твердеющей закладкой и с обрушением руды и пород, которыми на рудниках отрабатываются не менее 65% запасов цветных, редких и радиоактивных металлов (табл. 1). Для этих систем разработки актуален выбор надёжных параметров: пролётов обнажений очистных выработок, прочности и мощности твердеющей закладки, целиков, размеров и расстояния между выпускными отверстиями; а также прогноз местоположения зон концентрации разрушающих напряжений и зон опасных сдвижений в подработанном горном массиве.

Таблица 1

Доля основных систем разработки на месторождениях цветных металлов СНГ³

Тип месторождения	Полезное ископаемое	Системы с открытым пространством	Системы с закладкой	Системы с обрушением руды и пород
Пластообразные глубокозалегающие месторождения*	Никель, кобальт	30-25%	50-20%	4-34%
Крутопадающие неглубокие месторождения неправильной формы	Вольфрам, молибден	55-65%	-	28-22%
Пласто- и линзообразные крутопадающие месторождения	Свинец, цинк	21-29%	34-32%	35-30%
Жильные месторождения	олово	27-43%	нет	34-24%
Сложноструктурные	Сурьма	78-66%	0,5-2,5%	6-20%
	Ртуть	36-60%	2,5-3%	47-28%

*Первая цифра – удельный вес класса систем разработки на 1995 год, вторая – прогноз на 2010 год.

³ Комплексное освоение рудных месторождений: проектирование и технология подземной разработки. Под ред. Д.Р.Каплунова. - М.: изд. ИПКОН РАН, 1998.

Магматогенно-метасоматические месторождения отличаются вулканическим происхождением, сложной структурой, резкими перепадами устойчивости массива, чередованием зон разгрузки и избыточного горного давления, расчленением массива разломами и мощной корой выветривания в кальдере. Тяжёлые условия добычи приводят к необходимости заранее оценить степень нарушенности массива, выбрать наиболее эффективную систему разработки, её оптимальные параметры; или, наоборот, изменить характеристики массива, чтобы применить в разных блоках унифицированную, наилучшую систему разработки; а также разработать мероприятия по поддержанию очистного пространства, погашению пустот, локализации сдвижений, снижению опорного горного давления, учесть последствия извлечения руды и предусмотреть сохранение и дальнейшее использование преобразованных недр.

Рациональное использование ресурсов недр невозможно без взаимоувязки и выбора различных технологических мероприятий. Обоснование же этих мероприятий необходимо производить на основании геолого-маркшейдерских данных, обработанных с использованием современных компьютерных технологий по экономико-математическим моделям.

Управление производством ставит свои специфические задачи:

1. Планирование выпуска продукции в соответствии с планом продаж.
2. Формирование производственных планов по всей технологической цепочке создания продукции.
3. Планирование потребностей в материалах, сырье, оборудовании.
4. Расчёт затрат на производство, калькуляция себестоимости и его рентабельности.
5. Оперативное управление производством.
6. Производственный учёт движения материалов в производстве.
7. Техничко-экономическое планирование.

Компьютерные технологии, входящие в информационную систему, обеспечивают новый качественный уровень в сборе, накоплении, обработке информации о различного рода горных и природных объектах при проектировании и оперативном управлении сложных природно-технологических систем. Информационную (компьютерную) технологию можно определить как последовательность циклов процедур: сбор первичной информации и её преобразование, комплексная интерпретация результатов, построение модели объекта, обращение к банку данных эталонных моделей, принятие альтернативных научных, технических или управленческих решений, связанных с освоением недр, переход к следующей стадии исследований.

§ 3. Основные положения вскрытия месторождений

Первый этап – поиски (предварительные и детальные) месторождения, второй – разведка (предварительная, детальная и эксплуатационная) месторождения, третья – вскрытие. Все стадии поисков и разведки, кроме эксплуатационной, выполняются подразделениями Министерства природных ресурсов (геологии). Эксплуатационная разведка и доразведка месторождения в пределах горного отвода производится специалистами самого горного предприятия. В результате детальной разведки производится подсчёт запасов по категориям и обоснование предоставляется в Государственный комитет по запасам для включения в единый кадастр месторождений. Запасы ме-

сторождения (балансовые и забалансовые) подлежат отдельному учёту и материалы предоставляются, по мере списания запасов, в территориальные органы государственного надзора.

Вскрытие (следующая стадия горных работ после разведки и проектирования) - это проведение и оборудование выработок, открывающих доступ к рудным телам месторождения. По этим выработкам производят спуск и подъём людей, материалов, выдают на земную поверхность руду и пустую породу, подают в шахту воздух, энергию электрическую и сжатого воздуха, воду...

Вскрывающие выработки - стволы, штольни, околоствольные дворы, квершлагги и капитальные рудоспуски.

Способ вскрытия месторождения определяет:

1) тип, число и назначение шахтных стволов или штолен;

— тип - вертикальный или наклонный;

— назначение - выдача руды, пустой породы, спуск-подъём людей, материалов и оборудования, подача свежего воздуха или отвод загрязненного (шурф), выдача шахтных вод (шурф), спуск закладочных материалов (шурф)...

2) схему вскрытия - расположение и порядок проведения основных вскрывающих выработок.

Вместе со способом вскрытия выбирается расположение промплощадки рудника, способ транспортирования рудной массы от рудника до потребителя (авто или железной дорогой).

Вскрытие месторождения требует больших капитальных затрат, более 50% затрат на строительство рудника приходится на горно-капитальные работы, а из них - около 40% на проведение шахтных стволов.

Для проектирования места заложения вертикальных стволов строятся границы зоны сдвижения и охранных целиков.

Угол сдвижения: от 40-45 град. в наносах до 60-80 град. в крепких монолитных породах, углы разрывов на 5-10 град. меньше.

Ширину бермы безопасности принимают в зависимости от категории охраны объекта: для I категории - 25 м, для II категории - 10 м и для III категории охраны - 5 м.

Внешние границы предохранительной зоны (рис. 5) строят от границ бермы на поверхности вглубь массива по углам сдвижения для объектов I и II категории охраны и по углам разрывов для объектов III категории. Вокруг ствола от границ бермы проводят линии под углом 85 град. - так формируется предохранительный целик ствола, где запрещены всякие очистные работы.

Высота распространения опасной зоны сдвижения (по ВНИМИ): при добыче без закладки - 200 м, с сухой закладкой - 80 м, с гидравлической - 30 м.

Генеральный план

В разделе проекта генеральный план поверхности рудника осуществляется выбор промышленной площадки; расположение зданий и сооружения, транспортных путей, линий электропередач, водопроводных, канализационных и воздухопроводных сетей; расположение породных отвалов, отвалов бедных и забалансовых руд, хвостохранилищ

обогащательной фабрики или металлургического завода; расположение санитарных зон и рабочего поселка.

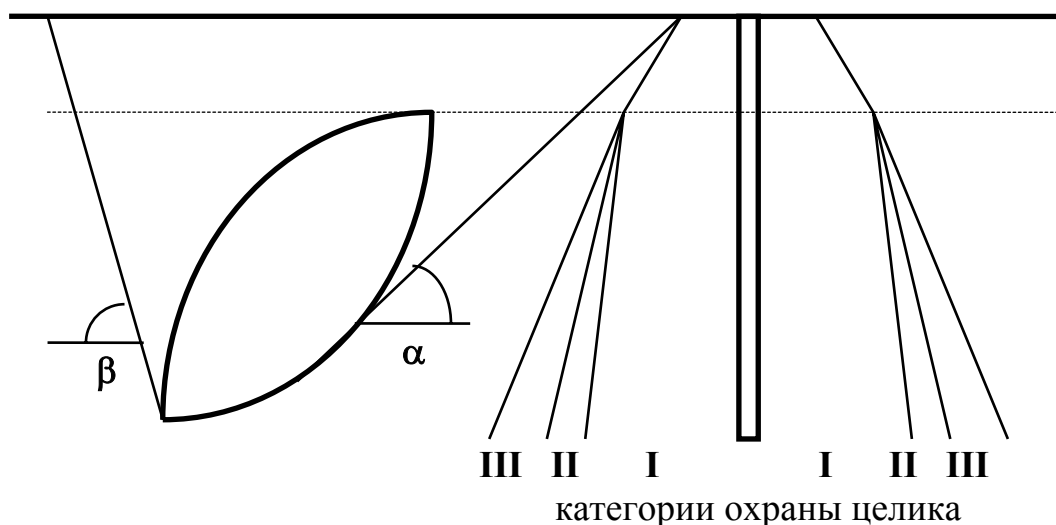


Рис. 5. Границы предохранительной зоны

На генеральном плане наносят границы земельного и горного отводов и предполагаемую границу зоны обрушения горных пород (последние обязательно огораживаются), а также границы оставленных рудных целиков.

Для обеспечения безопасности на руднике здания, сооружения, стволы и другие объекты располагаются с разделением людских и грузовых потоков и с соблюдением противопожарных, санитарных, сейсмически безопасных и других нормативов. Проектирование генплана начинается с группировки отдельных цехов и соответствующего этой блокировке зонирования территории **промплощадки** на четыре зоны: руддворы, предрудничная зона, подсобная, складская. В предрудничную зону, расположенную у въезда на промплощадку, входят здания и сооружения общего назначения (административно-бытовые комбинаты, столовые, стоянки транспорта, депо и т. д.). На территории руддворов у каждого ствола располагаются объекты основного технологического назначения (копры и здания подъемных машин, приёмные бункеры, эстакады). Зону подсобную составляют ТЭЦ, котельные, вентиляторные, компрессорные, калориферные, ремонтно-механические мастерские и т. п. Зона складского и транспортного хозяйства - это рудные и материальные склады, склады ВВ, подъездные пути, погрузочно-разгрузочные пункты и т. п.

Компоновка генплана должна осуществляться с учётом способа вскрытия месторождения и необходимости обеспечения поточности технологических процессов, минимальных затрат на транспорт руды и пород, с учётом тепло- и электроснабжения, условий освоения площадки, вертикальной планировки. Размеры промплощадки (и земельного отвода) должны быть минимальными, а её конфигурация наиболее простой.

Отвалы пород и хвостохранилища располагают вне промплощадки (но они входят в земельный отвод), как правило, на непригодных для сельского хозяйства участках земли, отдаленных от поселка и с учётом розы ветров.

Генеральный план характеризуется показателями использования площадей, которые в зависимости от мощности предприятия по рекомендации Гипроруды должны приниматься в следующих пределах (табл. 2). Совместно с генпланом проектируют внешний транспорт.

Таблица 2

Производственная мощность рудника по сырой руде, млн. т/год	Использование территории, %				Озеленение, %
	всего	застройка зданиями и сооружениями	автодороги и мощные площадки у цехов	железнодорожные пути в границах земельного полотна	
Не более 1	72-80	27—80	34-40	8—10	10-15
1-5	76—83	30—33	38—40	8—10	
5	83-90	33—36	40-42	10—12	

Календарный план строительства и эксплуатации рудника

Календарный план рудника - это заранее намеченный порядок и последовательность выполнения всей совокупности работ с отметкой времени их начала и окончания, необходимых для обеспечения добычи необходимого количества полезного ископаемого с оптимальными затратами в намеченные сроки. Все виды работ делятся на подготовительные (по подготовке площадки к строительству) и собственно горные работы (по строительству рудника, проходке капитальных и подготовительных выработок и сами очистные работы).

В период эксплуатации составляются календарные планы на вскрытие и подготовку новых горизонтов и отработку новых этажей. Для нового рудника календарный план включает все виды капитальных работ по строительству рудника (вскрытие, подготовку) и освоение проектной мощности (**план развития горных работ**).

Календарный план определяет:

- очередность и сроки выполнения того или иного вида горных работ;
- необходимое опережение проходки вскрывающих, подготовительных и нарезных выработок по сравнению с очистными работами;
- число блоков, находящихся на разных стадиях горных работ, объёмы и качество добываемой в них рудной массы;
- величину вскрытых, подготовленных, нарезанных, готовых к выемке запасов;
- штат и квалификация рабочих в разные периоды строительства и эксплуатации рудника;
- количество оборудования, необходимого для выполнения всех видов горных работ, включая охрану и рекультивацию природных ресурсов.

Общие требования к технологической схеме шахты, рудника:

- 1) высокая производительность всей схемы;
- 2) безопасность и надёжность;
- 3) поточность и непрерывность всех процессов;
- 4) концентрация разработки;
- 5) динамичность - возможность совершенствовать технологии;
- 6) низкая трудоёмкость и занятость;
- 7) экономичность;
- 8) высокий уровень извлечения;
- 9) низкий уровень ущерба окружающей среде.

Оптимизация календарного плана имеет своей целью решение одновременно нескольких задач: обеспечить своевременное строительство и ввод в эксплуатацию всех объектов, достичь при этом лучшее (максимально возможное) использование производственных фондов, оборудования, материалов, рабочей силы, энергии, обеспечить наилучшее использование недр и других природных ресурсов. Критерий оптимальности принятого решения – чистый дисконтированный доход NPV (ЧДД) – см. §13.

Разработка вариантов технологических схем сводится к составлению качественно отличных комбинаций: «способ и схема вскрытия - способ и схема подготовки - системы разработки - схема вентиляции - схема транспорта и подъема и т.д.», в сумме представляющих некоторое множество. Такое множество вариантов технологических цепочек, качественно различающихся на каком-либо элементе, удобно представить в форме блок-схем (рис. 6). Взаимосвязь и последовательность технологических операций можно графически изобразить в виде **сетевого графика** или графа (см. рис. 7), позволяющего находить оптимальный путь.



Рис. 6. Блок-схема основных элементов технологической схемы шахты:

—————▶ жёсткие связи
.....▶ связи, учитывающие некоторое влияние на выбор решения

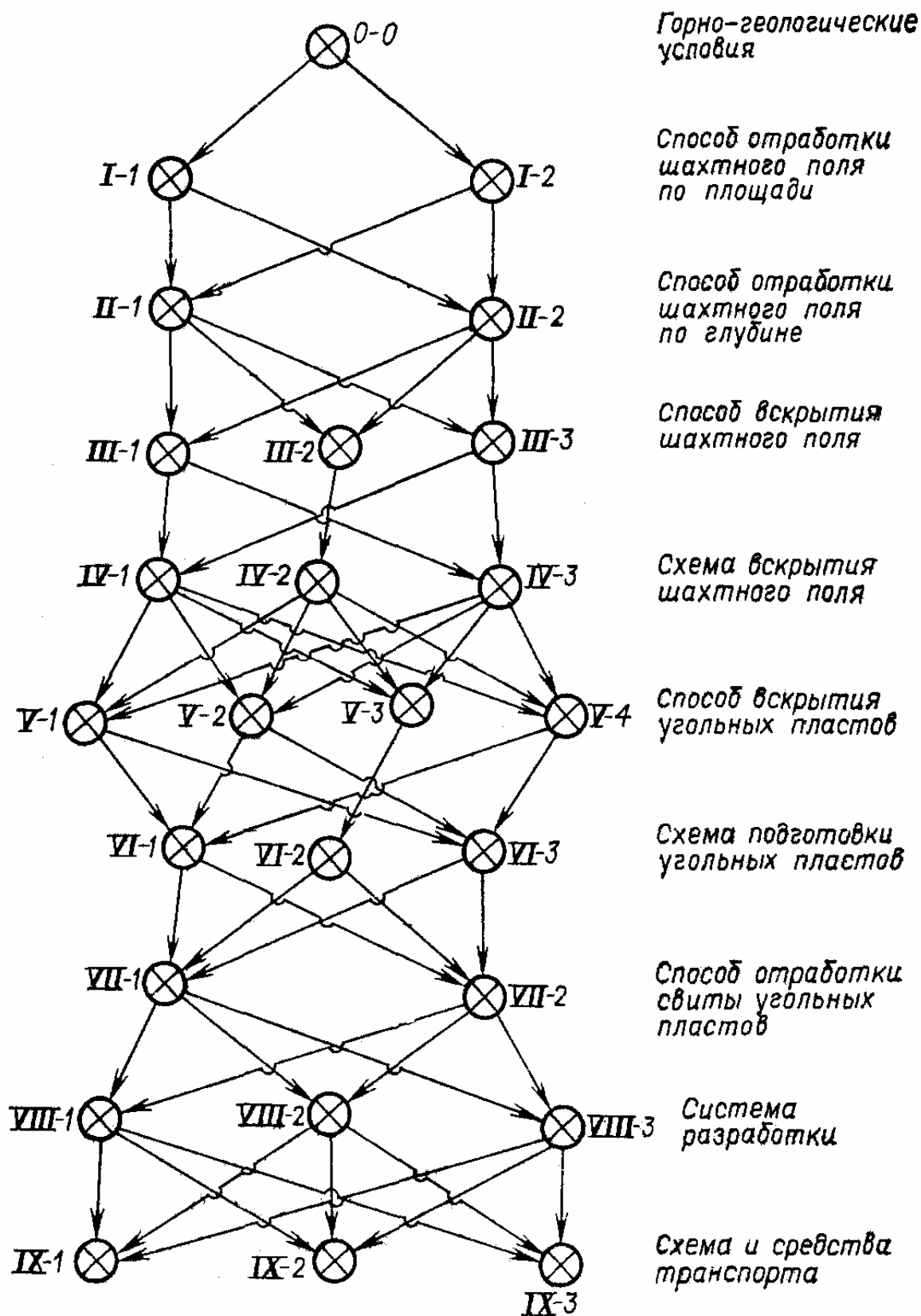


Рис. 7. Граф вариантов технологических схем шахты

Особенности проекта ликвидации (консервации) шахты

Ликвидация предприятия или его части – полное прекращение добычных и проходческих работ, проект должен предусматривать мероприятия по извлечению работоспособных машин, механизмов и электрических кабелей на поверхность, демонтажу поверхностных сооружений, по закрытию доступа людей в горные выработки, по охране недр, окружающей среды и по социальной защите высвобождаемых трудящихся.

Консервация – временное прекращение добычных и подготовительных работ на горном предприятии, с возможностью возобновления работ в будущем. Бывает консервация сухой (водоотлив и вентиляция не отключают) и мокрой (горные выработки затапливаются шахтной водой).

§ 4. Классификация способов вскрытия⁴

А. Стволами

1. По способу подъёма руды

1.1. Скиповой:

- с подземной дробильной установкой;
- без подземной дробильной установки.

1.2. Клетевой (без подземной дробильной установки).

1.3. Конвейерный:

- с подземной дробильной установкой;
- без подземной дробильной установки.

1.4. Автомашинами или троллейвозами (без подземной дробильной установки).

2. По углу падения

2.1. Вертикальный.

2.2. Наклонный:

- прямой;
- спиральный;
- зигзагообразный.

3. По расположению ствола около рудного тела

3.1. Вкрест простирания:

- в лежащем боку;
- в висячем боку;
- в рудном теле с пересечением его.

3.2. По простиранию:

- центральное;
- фланговое.

4. По числу ступеней вскрытия

4.1. Одноступенчатое на всю глубину месторождения.

4.2. Двух- и многоступенчатое.

5. По наличию деления горизонтов на основные и промежуточные

5.1. С основными и промежуточными (без выхода к стволу) горизонтами.

5.2. С транспортом руды по всем горизонтам.

⁴ Именитов В.Р. Вскрытие рудных месторождений.- М.: изд. МГИ, 1976, 48 с.

6. По способам вспомогательного подъёма

- 6.1. Клетевой по вспомогательному стволу.
- 6.2. Клетевой по рудоподъёмному стволу.
- 6.3. Автомашинами.
- 6.4. Канатный бесклетевой, например, проходческой бадьей.

Б. Штольнями

1. По расположению штольни около рудного тела

- 1.1. Вкрест простирания:
 - в лежащем боку;
 - в висячем боку;
 - в рудном теле с пересечением его.

- 1.2. По простиранию:

- центральное;
- фланговое.

2. По наличию деления горизонтов на основные и промежуточные

- 2.1. Самостоятельными штольнями на каждом горизонте.
- 2.2. С нижней штольней и промежуточными горизонтами с капитальными рудоспусками и капитальными восстающими или слепым стволом.

В. Классификация способов комбинированного вскрытия

1. Вертикальными и наклонными стволами.
2. Вертикальными ступенчатыми стволами.
3. Вертикальным и слепым стволом.
4. Штольней и слепым стволом.

§ 5. Характеристика месторождений

А. Горно-геологическая характеристика рудных месторождений (рис. 8)

Руда - это минеральное образование с содержанием полезного ископаемого, она бывает:

- 1) по составу:
 - металлической, это - черные, цветные, редкие и радиоактивные металлы;
 - неметаллической, это - апатит, соли, фосфор, сера, слюда, графит...
- 2) по содержанию полезного компонента:
 - богатые;
 - средней ценности (рядовые);
 - бедные.
- 3) по местоположению:
 - отбитая - отделенная от массива;
 - добытая - выданная на поверхность;
 - товарная - после усреднительного склада готовая к отгрузке потребителю.

Рудная масса - это отбитая руда с примешанной тут же пустой породой.

Горная масса - это совокупность рудной массы и пустых пород из проходческих забоев.

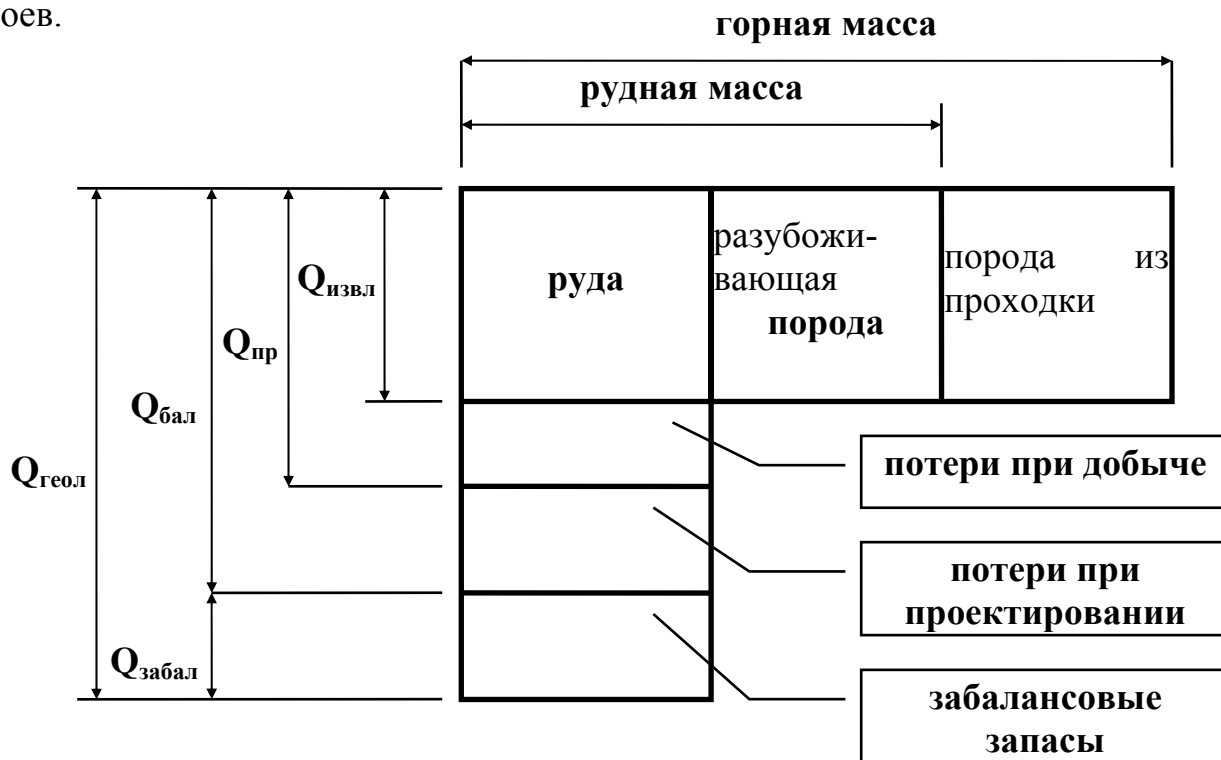


Рис. 8. Горно-геологическая характеристика рудных месторождений

1. Деление месторождений по морфологии рудных тел:

- пластовые - стабильной мощности с четкими контактами руды с пустой породой;
- пластообразные - с нестабильной формой и мощностью;
- линзообразные - в форме эллипсоида вращения под различными углами падения;
- жильные - в виде сплетения толстых шнуров и лент;
- штокообразные - в виде неправильной объемной фигуры (гнезда, шары, кочки и т.п.), не поддающейся простому геометрическому описанию;
- штокверковые - также в виде неправильной объемной фигуры, состоящей из густой сети различно ориентированных рудных прожилков.

2. По углу падения:

- горизонтальные - 0-5 град.;
- пологопадающие - 5-20 град.;
- наклонные - 20-50 град.;
- крутопадающие - >50 град.

3. По мощности залежи:

- весьма тонкие $B < 0.7$ м (отработка возможна только с подрывкой пород, т.к. по ЕПБ min ширина очистного пространства 0.6 м и min высота при пологом залегании - 0.8 м);
- тонкие 0.7-2 м;
- средней мощности 2-5 м;
- мощные 5-20 м;
- весьма мощные > 20 м.

4. Деление месторождения на запасы (запасы - это количество полезного иско-

паемого в определенном объёме горного массива):

- геологические запасы ($Q_{\text{геол}}$) - запасы руды во всех выявленных зонах, независимо от ее содержания;
- балансовые запасы ($Q_{\text{бал}}$) - экономически выгодные для добычи запасы по содержанию и горным возможностям;
- промышленные запасы ($Q_{\text{пр}}$) - часть балансовых запасов, добываемая из недр, за исключением общешахтных проектных потерь руды;
- извлекаемые запасы ($Q_{\text{извл}}$) - это промышленные запасы без технологических потерь руды при эксплуатации;
- забалансовые запасы ($Q_{\text{забал}}$) - это запасы, извлекать которые пока не выгодно из-за малой мощности залежи или низкого содержания или сложности условий добычи;
- эксплуатационные запасы - запасы, извлекаемые из шахты с учётом добавки руды из попутно отбитых вмещающих пород (разубоживание руды).

По степени разведанности и изученности запасы делятся на категории A_1 и A_2 , B , C_1 и C_2 : от A к C_2 снижается степень изученности месторождения и точность подсчета запасов.

Б. Промышленная характеристика рудных месторождений

Каждое месторождение характеризуется содержанием полезного ископаемого, металла, например.

Различают содержание ископаемого:

- в массиве (балансовой руде) α_1 ;
- в добытой рудной массе α_2 ;
- во вмещающих породах α_3 ;
- минимально-промышленное содержание α_{min} (это предельная для выгодной добычи величина одного полезного компонента руды);
- бортовое содержание $\alpha_{\text{борт}}$ (это предельно-низкое содержание руды, по которому оконтуривают месторождение, законтурная руда - забалансовая).

$$\alpha_1 > \alpha_2 > \alpha_{\text{борт}} \geq \alpha_{\text{min}} > \alpha_3$$

Ценность руд (табл. 3) определяется модулем ценности - отношением содержания в массиве к минимально-промышленному содержанию:

$$\beta = \alpha_1 / \alpha_{\text{min}}$$

Для руд цветных металлов ценность руд подразделяется так:

- бедные $\beta=1-1.25$;
- средней ценности $\beta=1.26-1.9$;
- умеренно ценные $\beta=2-2.9$;
- ценные $\beta=3-4.9$;
- весьма ценные $\beta=5-10$;
- исключительно ценные $\beta>10$.

Для железных руд деление по ценности иное:

- бедные $\beta=1-1.15$;
- средней ценности $\beta=1.16-1.28$;
- ценные $\beta=1.29-1.34$;

- исключительно ценные $\beta > 1.35$.

Таблица 3

**Содержание металла в руде и
примерная рыночная стоимость металлов**

Металл	Содержание в рудах, %	Цена ⁵ (на 01.04.95.), у.е./кг металла	Цена ⁶ (на 01.04.98.), у.е./кг металла
1. Черные металлы			
Железо Fe	14 - 65	0.019	0.03 у.е./кг
Марганец Mn	30 - 55	0.1	0.12 у.е./кг
Хром Cr	32 - 60% Cr ₂ O ₃		7 у.е./кг
2. Легирующие металлы			
Титан Ti	0.8 - 30% TiO ₂		7.8 у.е./кг
Ванадий V	0.4 - 2% V ₂ O ₅		13.2 у.е./кг
Никель Ni	0.5 - 5	7.5	5.5 у.е./кг
Кобальт Co	0.1 - 3		44 у.е./кг
Молибден Mo	0.05 - 2		10 у.е./кг
Вольфрам W	0.2 - 2.5% WO ₃	4.2	15 у.е./кг
3. Цветные металлы			
Алюминий Al	50 - 62% Al ₂ O ₃		1.5 у.е./кг
Магний Mg	40 - 50% MgO		2.4 у.е./кг
Медь Cu	0.4 - 5	2.5	1.7 у.е./кг
Свинец Pb	4 - 24	0.6	0.6 у.е./кг
Цинк Zn	4 - 24	1.2	1.1 у.е./кг
Олово Sn	0.02 - 5	5.6	5.5 у.е./кг
Ртуть Hg	0.2 - 2		4 у.е./кг
Сурьма Sb	1 - 10		1.6 у.е./кг
Висмут Bi	0.01 - 5		4 у.е./кг
4. Благородные металлы			
Золото Au	(0.5-30)*10 ⁻⁴ - 0.5-30 г/т	12390	9090 у.е./кг
Серебро Ag	(2 - 70)*10 ⁻⁴ --- 2-70 г/т	170	191 у.е./кг
Платина Pt	(0.7-7)*10 ⁻⁴ --- 0.5-30 г/т	13700	12485 у.е./кг
5. Радиоактивные металлы			
Уран U	0.03 - 5		80 у.е./кг
Торий Th	5.5-10% ThO ₂		90 у.е./кг
6. Редкие металлы			
Литий Li	0.2-8% Li ₂ O		0.2 у.е./кг за 6% концентрат
Рубидий Rb	0.1-0.5% Rb ₂ O		700 у.е./кг
Цезий Cs	0.1-0.6% Cs ₂ O		800 у.е./кг
Бериллий Be	0.1-1.5% BeO		200 у.е./кг
Стронций Sr	10-50% SrO		0.4 у.е./кг за 90% SrCO ₃
Церий Ce	3-5% (Ce,La...)CO ₃ F		50 у.е./кг
Цирконий Zr	1-2% ZrO ₂		50 у.е./кг
Ниобий Nb	0.5-2% Nb ₂ O ₅		70 у.е./кг

⁵ Методические указания по составлению экономической части дипломного проекта по открытой разработке месторождений полезных ископаемых для спец. 0902, специализации «Комбинированная разработка месторождений». Составители: Ю.И. Анистратов, К.Г. Арутюнов, Е.Л. Гольдман, Г.И. Садовский.- М.: изд. МГГА, 1998, 40 с.

⁶ Яковлев П.Д. Промышленные типы рудных месторождений. - М.: Недра, 1986, 358 с.

Тантал	Ta	0.01-0.03% Ta ₂ O ₅		500 у.е./кг
Кадмий	Cd	0.18-0.4		0.7 у.е./кг

По степени подготовленности к добыче запасы делятся на:

- вскрытые - на 18 месяцев работы рудника (пройдены все выработки);
- подготовленные - на 14 месяцев;
- готовые к выемке - на 10 месяцев.

Производственная мощность рудника определяется его годовой производительностью (подробнее см. в отдельном параграфе):

$$A_r = \frac{T_{\text{пром}} * (1 + R) * (1 - \Pi)}{t}, \text{ т / г о д}$$

где $T_{\text{пром}}$ - промышленные запасы руды, т;

R - разубоживание, отн. ед.;

Π - потери при добыче, отн. ед.;

t - срок существования рудника, годы.

По производительности рудники различают:

- малой мощности A_r до 300 тыс. т/год;
- средней $A_r = 300-800$ тыс. т/год;
- большой $A_r = 800-10$ млн. т/год;
- сверхбольшой $A_r > 10$ млн. т/год.

При производительности рудника до 500 тыс. т/год проводится однопутевой квершлаг (сечением 8 м²), при производительности более 500-800 тыс. т/год проводится двухпутевой квершлаг (сечением 12-14 м²).

Разработка месторождений связана и с другими понятиями, величинами:

1) Рудная площадь - средняя горизонтальная площадь месторождения, бывает общей и действующей.

Действующая рудная площадь - та, на которой в течение года ведутся эксплуатационные работы.

Коэффициент использования рудной площади - это отношение действующей площади S_o к общей S :

$$K_{\text{исп}} = S_o / S$$

Этот коэффициент используется при определении величины годовой добычи рудника по "Нормам технологического проектирования".

2) Коэффициент эксплуатации - это количество руды, добываемой за год с 1 м² рудной площади:

$$n = A_r / S, \text{ т / год} * \text{м}^2$$

3) Годовое опускание фронта очистных работ - это скорость отработки запасов (всей горизонтальной площади) по глубине месторождения, м/год.

4) Коэффициент изменения качества руды - это отношение показателя качества в добытой руде (например, содержание α_2) к показателю качества в погашенных балансовых запасах α_1 :

$$K_k = \alpha_2 / \alpha_1 .$$

5) Коэффициент извлечения рудной массы - позволяет уточнить фактический объём добытой рудной массы с учётом потерянных объёмов руды и объёмов примешанных вмещающих пород:

$$K_{\text{и}} = (1 - \Pi) / (1 - R) , \text{ отн. ед.}$$

Принцип экономически рациональной разработки рудных месторождений с плановыми потерями руды: недопустимо разрабатывать месторождение с таким уровнем потерь в недрах, при котором количество металла, теряемого в отработанном массиве, делает выгодной в это же время повторную разработку.

§ 6. Годовая производительность рудника

1) по горной массе

$$A_{\text{г}} = \frac{(1+R)(1-\Pi)Q_{\text{пром}}}{t_0}$$

где $Q_{\text{пром}}$ - промышленные запасы, т;
 t_0 - срок существования рудника, годы;
 R - разубоживание;
 Π - потери.

2) по руде

$$A_{\text{р}} = \frac{Q_{\text{пром}}}{t_0}$$

3) по металлу

$$A_{\text{м}} = \frac{\alpha Q_{\text{пром}}}{t_0 100\%}$$

где α - среднее содержание металла в руде, % .

Определяется годовая производительность рудника:

- по скорости понижения очистных работ;
- по фронту ведения очистных работ (количеству блоков в одновременной работе);
- по горным возможностям рудника.

А. По скорости понижения очистных работ на крутопадающих месторождениях

$$A_{\text{г}} = v_{\text{ср}} k_1 k_2 k_3 k_4 S \gamma \frac{1-\Pi}{1-R} , \text{ т/год}$$

где $v_{\text{ср}}$ - среднее годовое понижение уровня выемки по всей площади рудного

поля в зависимости от площади, изрезанности рудного поля, числа подэтажей в одновременной отработке $V_{cp} = 15-40$ м/год (все необходимые коэффициенты приведены в Приложении);

k_1 - поправочный коэффициент на мощность рудного тела, $k_1 = 1.25-0.6$ при мощности от $M < 5$ м до $M > 25$ м;

k_2 - поправочный коэффициент на угол падения рудного тела, $k_2 = 1.2-0.8$ при $\alpha = 90-30^\circ$;

k_3 - поправочный коэффициент на систему разработки, $k_3 = 1$ для систем с открытым очистным пространством, $k_3 = 0.8$ для систем с обрушением пород и $k_3 = 0.75$ для систем разработки горизонтальными слоями;

k_4 - поправочный коэффициент на число этажей в одновременной отработке, $k_4 = 1-1.2-1.5-1.7$ соответственно при $N_{эт} = 1-2-3-4$;

S - средняя рудная площадь, м²;

γ - плотность руды, т/м³.

Б. По скорости подвигания лавы на пологопадающих пластовых месторождениях

При разработке пологопадающих пластов (свиты пластов) годовая производительность рассчитывается так:

$$A_r = [\sum L_i * B_i * p_i * (1 - \Pi_i)] * N_{кр} * N_3 * K_0, \quad \text{т/год}$$

где L_i - годовое подвигание забоя (лавы) в отдельном блоке, 110-180 м/год (при мощности пласта соответственно 4-1 м);

B_i - длина забоя (лавы) в отдельном блоке, обычно 50-60 м;

p_i - продуктивность рудной залежи (пласта) с 1 м² ее площади:

$$p = \gamma * h, \quad \text{т / м}^2;$$

γ - плотность руды, т/м³;

h - истинная мощность пласта (высота забоя), м;

$N_{кр}$ - число отрабатываемых крыльев (лав, блоков) в этаже;

N_3 - число одновременно отрабатываемых этажей;

K_0 - коэффициент одновременности выемки пластов, т.е. коэффициент использования рудной площади.

В. По фронту ведения очистных работ

$$A_r = 12 * \zeta * \sum^{N_0} (\Pi_{бл} * k_0),$$

где 12 - количество месяцев в году;

N_0 - число блоков в одновременной очистной выемке

$$N_0 = \frac{n * t_0}{t_0 + t_n + t_{п}}$$

n - общее число блоков на руднике;

$t_0, t_n, t_{п}$ - средняя продолжительность очистных, нарезных и подготовительных работ в блоке;

$\Pi_{\text{бл}}$ - средняя месячная производительность блока, т/мес;

k_0 - доля объема добычи данного блока в общем объеме работ по руднику;

ζ - коэффициент резерва производительности рудника, $\zeta=1.2-1.3$.

Производительность блока $\Pi_{\text{бл}}$ (включает все технологические операции - отбойки, выпуска-доставки, крепления, закладки, нарезки) всегда ниже производительности забойного рабочего (включает только основные операции - отбойку и выпуск-доставку с креплением рабочего пространства) – см. табл. 4.

Таблица 4

Сравнительная характеристика систем разработки

Система разработки	Размеры блока ВхL, м	Средняя производительность	
		блока, тыс.т/мес	рабочих, м ³ /ч-см
Камерно-столбовая, камера $b=8-20$ м	80-200 х 200-400	4-6	15-30
Сплошная	60-80 х 150-200	2-3	15-40
Подэтажной отбойки	10-30 х 30-90	2-6.5	10-35
Этажно-камерная	10-30 х 30-90	4-15	15-25
С магазинированием	0.8-5 х 40-100	0.5-1.5	3-7
С распорной крепью, потолкоуступная	0.8-4 х 30-80	0.5-1	0.5-2
Горизонтальными восходящими слоями	50-80 х 100-120	0.5-1.5	5-8
Горизонтальными нисходящими слоями	50-80 х 100-120	0.5-1.5	5-8
Подэтажное обрушение	4-30 х 50-90	2-5	10-30
Этажное обрушение	4-30 х 50-90	3-10	15-25
Этажное самообрушение	20-50 х 40-100	3-13	10-30
Слоевое обрушение	2-30 х 30-60	0.5-1	3-8
Столбовая, на мягких пластах	20-80 х 300-800	10-20	10-15

Г. По горным возможностям рудника

Это максимально возможная производительность всего оборудования, работающего отдельными комплексами.

Общее число блоков на руднике, где ведутся добычные, нарезные и подготовительные работы:

$$N_{\text{общ}} = \frac{N_0}{t_0} (t_0 + t_n + t_{\text{п}})$$

Соотношение между временем отработки одного этажа $t_{\text{з}_0}$ и вскрытием $t_{\text{з}_в}$, подготовкой $t_{\text{з}_п}$ следующего этажа получается таким:

$$t_{\text{з}_0} = \omega * (t_{\text{з}_в} + t_{\text{з}_п}),$$

где ω - коэффициент опережения вскрытия и подготовки этажа над очистной выемкой, $\omega = 1.3-1.6$;

$$t_{э-в} = \frac{L_{ств}}{v_{ств}} + \frac{L_{кв-г}}{v_{кв-г}} + \frac{V_{од}}{v_{од}}$$

$$t_{э-п} = \frac{L_{штр}}{v_{штр}} + \frac{L_{восст}}{v_{восст}} + \frac{V_{рудосп}}{v_{рудосп}}$$

где $L_{ств}$, $L_{кв-г}$, $L_{штр}$, $L_{восст}$, $L_{рудосп}$, $V_{од}$ – длина ствола, квершлага, штрека (и орта), восстающего, рудоспуска, объём окоlostвольного двора, м и м³;

$v_{ств}$, $v_{кв-г}$, $v_{од}$, $v_{штр}$, $v_{восст}$, $v_{рудосп}$ – скорость проходки ствола, квершлага, штрека (и орта), восстающего, рудоспуска, окоlostвольного двора, м/мес и м³/мес.

Д. Проверка годовой производительности рудника по соотношению между временем отработки одного этажа и вскрытием, подготовкой следующего этажа

$$A_{г} = \frac{B_{эг}}{\omega(t_{э-в} + t_{э-п})} \frac{1-P}{1-R}, \quad T$$

где $B_{эг}$ – балансовые запасы руды в этаже, где идет добыча, т.

§ 7. Особенности схем вскрытия и подготовки угольных шахт

Прежде всего определяются с качественными и количественными параметрами угольной шахты (рис. 9).

При глубине горизонта подъёма до 600 м, отсутствии плывунов и сильно водоносных пород вскрытие производится главными наклонными и вспомогательными вертикальными стволами и капитальными квершлагами (см. рис. 10 и 11).

При многоразностном вскрытии основным параметром является расстояние между подъёмными горизонтами, определяемое наличием на нём только бремсбергового или бремсбергового и бесступенчатого уклонного полей.

На действующих шахтах размеры горизонтов при панельной подготовке составляют 800-1100 м по падению. При погоризонтной подготовке и отработке пластов лавами по падению-восстанию наклонная высота горизонтов находится в диапазоне 800-2600 м (чаще 750—1500 м).

На новых и реконструируемых шахтах мощностью свыше 1,8 млн. т/год вскрытие шахтного поля длиной более 6-8 км при разработке сильногазоносных пластов (более 15 м³/т) целесообразно осуществлять с делением на независимо проветриваемые и одновременно разрабатываемые блоки длиной по простиранию 2,5-4 км, вскрываемые центрально-расположенными вертикальными стволами.

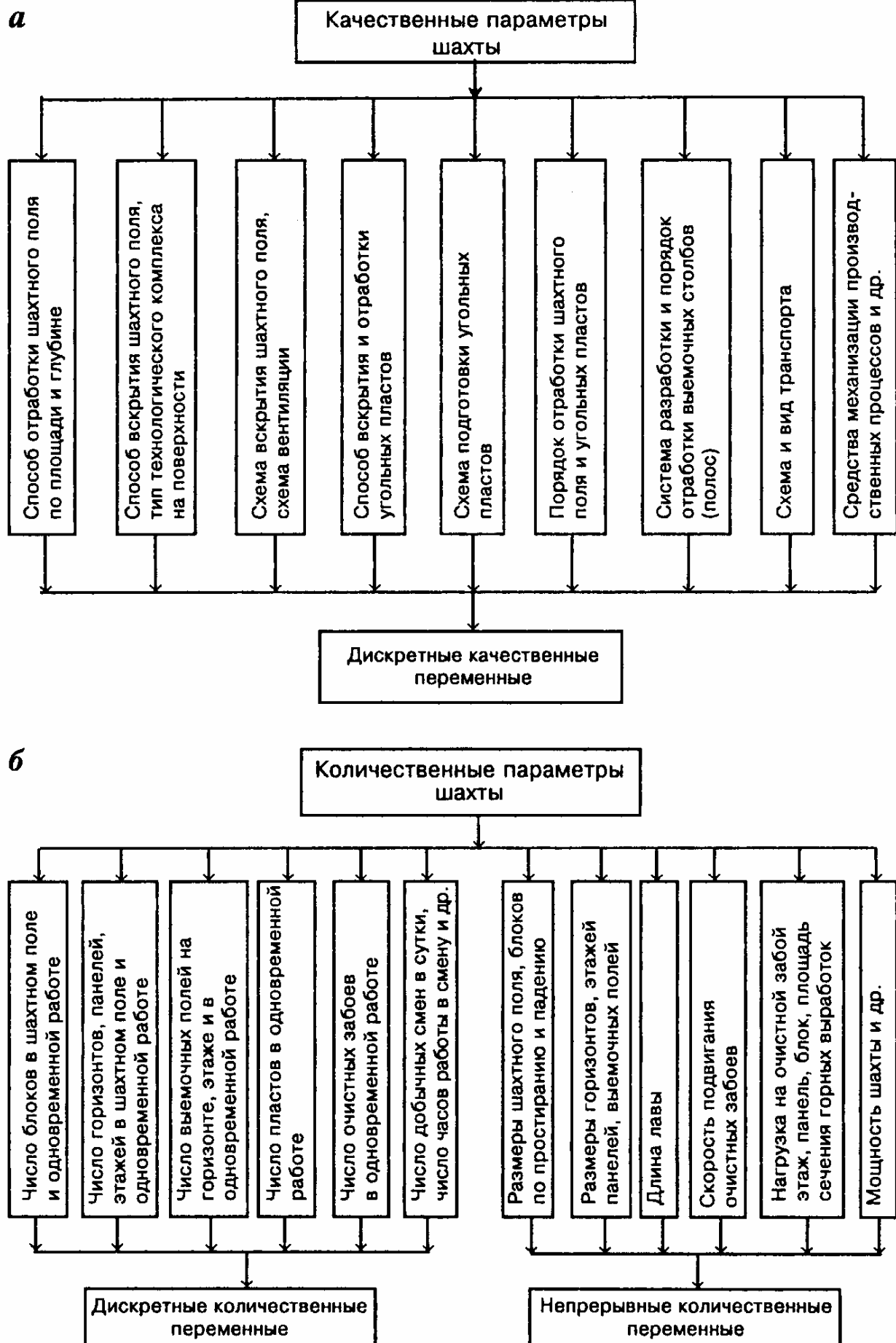


Рис. 9. Блок-схемы качественных (а) и количественных (б) параметров шахт

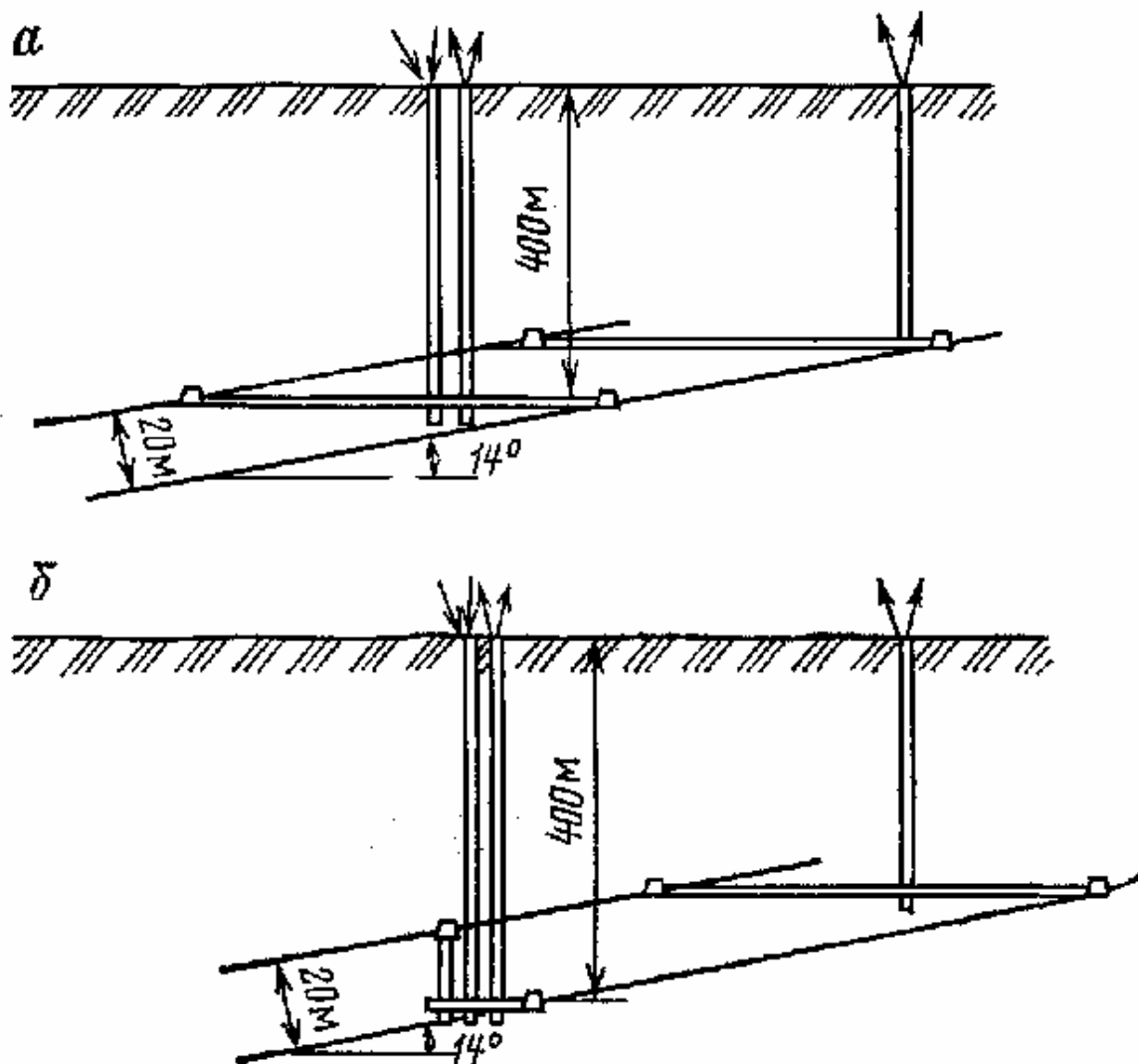


Рис. 10. Варианты вскрытия угольного месторождения центральными вертикальными стволами:
а – с капитальным квершлагом; б – с капитальным гезенком

При разработке пластов с газоносностью до $15 \text{ м}^3/\text{т}$ рациональным является вскрытие шахтных полей без деления на блоки с центральной схемой проветривания шахты при длине шахтного поля по простиранию менее 6 км или фланговой схемой при большей длине. При фланговой схеме в каждом крыле шахтного поля должны быть предусмотрены вентиляционные стволы.

Основными факторами, влияющими на эффективность применения способов подготовки шахтного поля, являются угол падения и мощность пласта, водообильность и расположение подготавливаемой части поля по отношению к подъёмному горизонту: а) погоризонтная подготовка рациональна при разработке пластов с углами падения до 10° и подвиганием очистного забоя по падению, если пласт необводнен, и б) по восставанию, если пласт обводнен и имеет мощность менее 2 м. Длину выемочных столбов при этом следует принимать 800-1000 м для мощных и 1200-1500 м для пластов тонких и средней мощности.

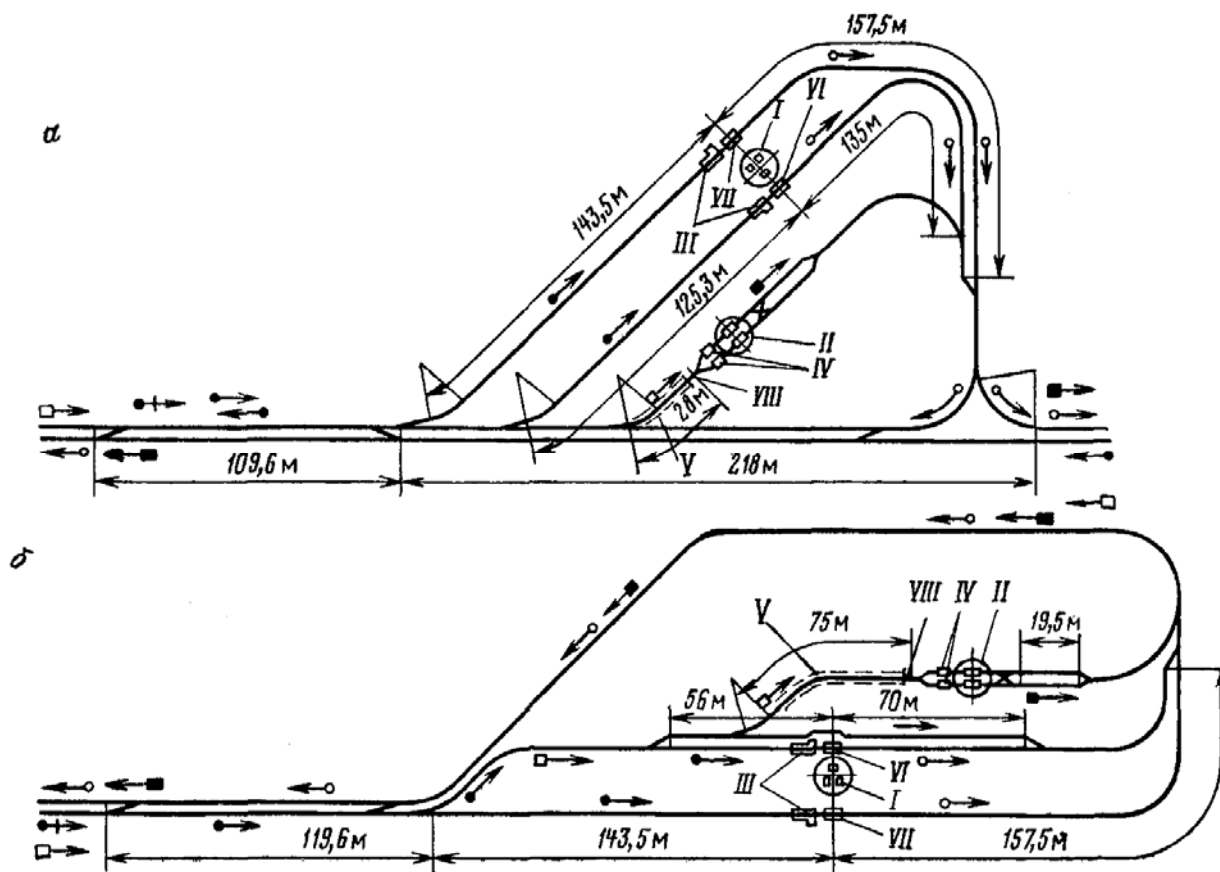


Рис. 11. Схемы околоствольных дворов
(стрелками указано движение состава вагонеток):
а — кругового; б — петлевого

I — скиповый ствол; II — клетевой ствол; III — толкатель; IV — оборудование для обмена вагонеток; V — канатный толкатель; VI — породный опрокидыватель; VII — угольный опрокидыватель; VIII — дозирующий стопор

Панельный способ подготовки рекомендуется при разработке пластов с углом падения от 10° до 25° при любой их мощности и обводненности независимо от расположения панели в шахтном поле, а также обводненных пластов любой мощности с углом падения до 10° в бремсберговых полях.

Рациональная длина двукрылой панели по простиранию для пластов тонких и средней мощности составляет 2500-3000 м и по падению 1000-1500 м. В благоприятных условиях целесообразно увеличение длины панели по простиранию до 4000 м с проведением промежуточных наклонных выработок в каждом крыле. Для мощных пластов длину двукрылой панели по простиранию следует принимать 2000-2500 м, а однокрылой — 800-1200 м при длине по падению 1000-1200 м,

Этажную подготовку рекомендуется использовать при разработке пластов с углами падения свыше 25° независимо от их мощности и обводненности. Наклонная длина этажа при углах падения пласта до 55° принимают 300-400 м, при больших углах падения — в зависимости от вертикальности высоты этажа, которая должна составлять 100-150 м.

При разработке газоносных (свыше $10 \text{ м}^3/\text{т}$) пластов должны применяться схемы, обеспечивающие прямооточность проветривания выемочных участков и **подсвежение ис-**

ходящей из лавы струи воздуха. Поэтому целесообразно проведение фланговых наклонных выработок в панели и устройство дренажного горизонта с проведением на нём вентиляционных выработок при по-горизонтной подготовке уклонных полей. Схемы подготовки с возвратноточным проветриванием выемочных участков рациональны при газоносности пласта до $10 \text{ м}^3/\text{т}$.

С геомеханической точки зрения наиболее благоприятные условия для поддержания выработок, охраняемых без оставления целиков угля, создаются при **проведении их вслед за лавой** в разгруженном от горного давления массиве горных пород. Смещения пород в выработках, проведенных **вприсечку** к выработанному пространству, в 1,5 раза, а в повторно используемых выработках в 2 раза больше, чем в выработках, проведенных вслед за лавой. По экономическим и техническим факторам наиболее эффективной и технологически совершенной является бесцеликовая отработка пластов с повторным использованием выработок.

Расстояние от полевых наклонных выработок до угольного пласта и при расположении главных штреков под массивом угля (при отсутствии последующей надработки) принимается не менее 5 м.

Расчет **годовой мощности** угольной шахты $A_{ш}$ (тыс. т/год) аналитическим методом:

$$A_{ш} = k_1(k_2 + k_3) \sqrt{Z \frac{m_o}{\Sigma m} k_4}$$

где k_1 - надежность технологической цепи шахты: очистной забой - подземный транспорт - подъём - поверхность шахты, $k_1 = 0,6-0,9$;

k_2 - коэффициент, учитывающий влияние числа угольных пластов в шахтном поле и в одновременной отработке

$$k_2 = \frac{n_1 + \sqrt{n_2 - n_1}}{\sqrt{n_2}}$$

n_1 - число пластов, принятых к одновременной отработке;

n_2 - число угольных пластов в шахтном поле;

k_3 - коэффициент, учитывающий влияние уровня нагрузки на забой, условий работы забоев;

$$k_3 = \sqrt{\frac{\psi A m_{cp}}{m}}$$

k_4 - коэффициент, учитывающий глубину разработки и угол залегания

$$k_4 = 1 + \frac{H_v}{H_n}$$

H_v - глубина верхней границы шахтного поля, м;

H_n - глубина нижней границы шахтного поля, м;

ψ - коэффициент, учитывающий условия работы забоев

$$\psi = \frac{k_5 k_6}{1 + k_7 + k_8}$$

k_5 - коэффициент, учитывающий устойчивость кровли; при неустойчивой кровле $k_5=0,06$; при кровле средней устойчивости $k_5=0,08$; при устойчивой кровле $k_5=0,10$;

k_6 - коэффициент, учитывающий крепость почвы, при крепости почвы $f < 4$ $k_6=0,01$, при $f=5-6$, $k_6=0,015$; при $f>7$ $k_6=0,02$;

k_7 - коэффициент, учитывающий нарушенность запасов, равный не более 0,3;

k_8 - коэффициент, учитывающий влияние газа на мощность шахты

$$k_8 = \frac{Q}{q}$$

Q - естественная продуктивная газоносность угольных пластов, м³/т;

q - относительная газообильность шахты, характерная для шахт данного региона бассейна, м³/т;

A - месячная нагрузка на очистной забой одновременно разрабатываемых пластов, т/мес:

$$A = L m v k_{из} N$$

L - длина лавы, м;

m - средняя мощность одновременно разрабатываемых пластов, м.

v - суточное подвигание очистного забоя, м;

γ — плотность угля, т/м³;

$k_{из}$ — коэффициент извлечения угля по системе разработки, обычно 0,9-0,98;

N - число рабочих дней в месяце;

m_0 - суммарная мощность всех одновременно разрабатываемых пластов, м;

Σm - суммарная мощность всех пластов в шахтном поле, принятых к отработке, м.

Пример. Произвести расчет мощности шахты в следующих условиях: $Z=80000$ тыс. т; три пласта: $m_1=1,2$ м; $m_2=1,6$ м; $m_3=0,8$ м; $\alpha=14^\circ$; $H_b=400$ м; $H_n=600$ м; $\gamma=1,4$ т/м³; породы кровли средней устойчивости $k_5=0,08$; породы почвы с $f=6$; $k_6=0,015$; нарушенность запасов характеризуется коэффициентом $k_7=0,2$; коэффициент влияния газа $k_8=0,5$ (продуктивная газоносность месторождения $Q=20$ м³/т угля), газообильность шахт в регионе в сходных условиях $q=40$ м³/т; надежность технологической схемы проектируется с $k_1=0,8$.

К разработке принимается два пласта, причем пласт m_1 будет отрабатываться в 1,5 раза интенсивнее,

$$k_2 = \frac{n_1 + \sqrt{n_2 - n_1}}{\sqrt{n_2}} = \frac{2 + \sqrt{3 - 2}}{\sqrt{3}} = 1,73$$

Принимая $L=200$ м; $v=3,15$ м/сут; $k_{из}=0,9$; $N=25$ дней и учитывая

$m_0=(1,2+1,6)/2=1,4$ м;

$m=(1,2+1,6+0,8)/3=1,2$ м;

$A=200 * 1,4 * 3,15 * 1,4 * 0,9 * 25=27\,000$ т/мес;

$\psi=(0,08 * 0,015)/(1+0,2+0,5)=0,0007$;

$$k_3 = 0,0007 \cdot 27\,000 - 1,2/1,4 = 4;$$

$$k_4 = 1 + 400/600 = 1,67,$$

получаем

$$A_{ш} = k_1(k_2 + k_3) \sqrt{Z \frac{m_o}{\Sigma m} k_4} = 1466 \text{ тыс. т/год.}$$

Как типовое значение мощности можно принять $A_{ш} = 1,5$ млн. т/год. Срок службы при этом составит $T_{сл} = 50-60$ лет. Оптимальная мощность шахт для сходных условий $A_{ш} = 1,8$ млн. т/год.

Ориентировочный объём околоствольного двора угольных шахт (по А..Малкину):

- для локомотивного транспорта

$$V = 1.8 A + 85 q + 10 \omega + 2400, \text{ м}^3$$

- для конвейерного транспорта

$$V = 1.4 A + 85 q + 10 \omega + 1700, \text{ м}^3$$

где A – суточная производственная мощность шахты, т/сут;

q – газообильность шахты, $\text{м}^3/\text{т}$;

ω – водоприток шахты, $\text{м}^3/\text{ч}$.

§ 8. Оценка производительности рудника⁷

Обычно на руднике существует годовой план по добыче рудной массы кондиционного содержания, он определяет годовую производительность рудника.

Влияют на производительность рудника следующие факторы:

- качество руды (содержание компонентов руды);
- заданный объём производства металла;
- запасы месторождения;
- срок существования рудника;
- горно-геологическая характеристика месторождения;
- экономические условия района добычи;
- обеспеченность рудника людьми и материалами;
- удаленность от обогатительной фабрики;
- возможность обеспечения жильем и работой работников рудника и их семей;
- наличие первоначальных средств на капитальное строительство;
- степень разведанности, перспективы прироста запасов руды;
- при реконструкции - пропускная способность существующих капитальных выработок...

Учёт влияние этих факторов на эффективность добычи руды и на установление производительности рудника - это сложная многовариантная задача, легко решаемая с помощью компьютера.

С увеличением годовой производительности при фиксированных запасах ме-

⁷ Симаков В.А. Годовая производительность рудника.- М.: изд. МГРИ, 1978.

сторождения пропорционально растут капитальные затраты на строительство, но остаются неизменными некоторые из эксплуатационных затрат, это - расходы на содержание руководства рудника, АБК, подсобных служб, дорог, ЛЭП, отчисления на геологоразведку, на погашение ГПР... Это означает, что на 1 т добытой руды капитальные затраты в виде амортизационных отчислений увеличиваются, а удельные эксплуатационные расходы уменьшаются, поэтому существует оптимальное значение годовой производительности и соответствующего срока эксплуатации рудника.

В общем виде, с допущениями, себестоимость добычи определяется так:

$$C_{\text{доб}} = C_{\text{экспл}} + C_{\text{аморт}},$$

где $C_{\text{экспл}}$ - эксплуатационные расходы на 1 т добытой руды, у.е./т;

$C_{\text{аморт}}$ - амортизационные отчисления на 1 т добытой руды, у.е./т.

Пример калькуляции себестоимости добычи 1 т рудной массы

Статьи затрат	Амортизационные отчисления, %	Эксплуатационные расходы, %		Всего, %
		условно-постоянные	условно-переменные	
Материалы		--	7.9	7.9
Энергия		--	6.0	6.0
Зарплата		2.5	16.2	18.7
Отчисления на ГПР		19.5	--	19.5
Погашение ГПР		7.3	--	7.3
Цеховые расходы		21.6	--	21.6
Амортизация	20.0			20.0
Итого:	20.0	50.9	30.1	100

Для рудника средней мощности соотношение между эксплуатационными условно-постоянными и условно-переменными затратами в себестоимости добычи следующее:

Статьи затрат	Эксплуатационные расходы, %		
	условно-постоянные	условно-переменные	удельный вес в общей себестоимости
Подготовительные работы	8.4	1.6	10
Очистные работы	36.0	4.0	40
Подземная откатка	1.7	3.1	4.8
Подъём по стволу	1.9	2.9	4.8
Водоотлив	1.2	1.2	2.4
Ремонт, поддержание выработок	0.1	0.7	0.8
Вентиляция	0.3	0.5	0.8

Освещение	0.1	0.3	0.4
Общерудничные расходы	0.5	15.5	16.0
ИТОГО	50.2	29.8	80.0

С увеличением производительности рудника условно-постоянные и условно-переменные затраты изменяются следующим образом:

Годовая производительность рудника, тыс.т/год	Общие затраты рудника на год, тыс.у.е.		Уд.затраты на 1 т р/массы, у.е./т		
	условно- постоянные	условно- переменные	условно- постоянные	условно- переменные	Итого
200	1000	50	5.0	2.5	7.5
400	1000	1000	2.5	2.5	5.0
800	1000	2000	1.25	2.5	3.75

Поэтому функция изменения удельных эксплуатационных затрат от годовой производительности рудника имеет вид:

$$q_3 = A_6 * q_{\text{пост}} / A_r + q_{\text{пер}} ,$$

где A_6 - базовая производительность рудника, для которой имеется фактическая калькуляция себестоимости добычи руды;

A_r - расчетная производительность рудника;

$q_{\text{пост}}$ - удельные условно-постоянные расходы;

$q_{\text{пер}}$ - удельные условно-переменные расходы.

Функция изменения амортизационных отчислений от годовой производительности тоже включает постоянные и переменные расходы:

$$q_a = K * (1 - \Pi) / (1 - P) / B = qq_{\text{пост}} + A_r * qq_{\text{пер}} / A_6 ,$$

где K - сумма капитальных вложений на год в период эксплуатации;

B - балансовые запасы, отрабатываемые за год;

Π - потери;

P - разубоживание;

$qq_{\text{пост}}$ - удельные амортизационные затраты, независимые от A_r (подъездные пути, ЛЭП ...);

$qq_{\text{пер}}$ - удельные амортизационные отчисления, пропорциональные производительности (амортизация горно-капитальных выработок, зданий и сооружений).

Отсюда суммарные удельные затраты в год по руднику составят:

$$q_{\text{доб}} = q_3 + q_a = A_6 * q_{\text{пост}} / A_r + q_{\text{пер}} + qq_{\text{пост}} + A_r * qq_{\text{пер}} / A_6 .$$

Поэтому можно по минимуму себестоимости добычи отыскать оптимальную производительность рудника.

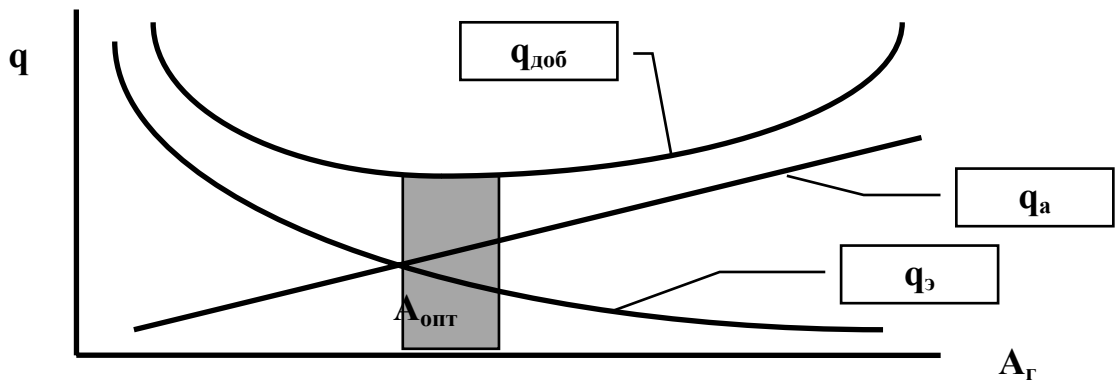


График изменения себестоимости добычи с изменением
производительности рудника

Отсюда в общем случае:

$$A_{\text{опт}} = A_6 * (q_{\text{пост}}/qq_{\text{пер}})^{0.5} .$$

Общие затраты по руднику складываются из затрат (капитальных и эксплуатационных) в период добычи и из затрат на строительство, поддержание и реконструкцию рудника в целом:

$$\mathcal{E} = q_{\text{доб}} + E_n * K \rightarrow \min$$

где $K = K_{\text{стр}} + T * K_{\text{подд}} + K_{\text{рек}}$;

E_n - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, 0.12-0.15;

T - период эксплуатации рудника.

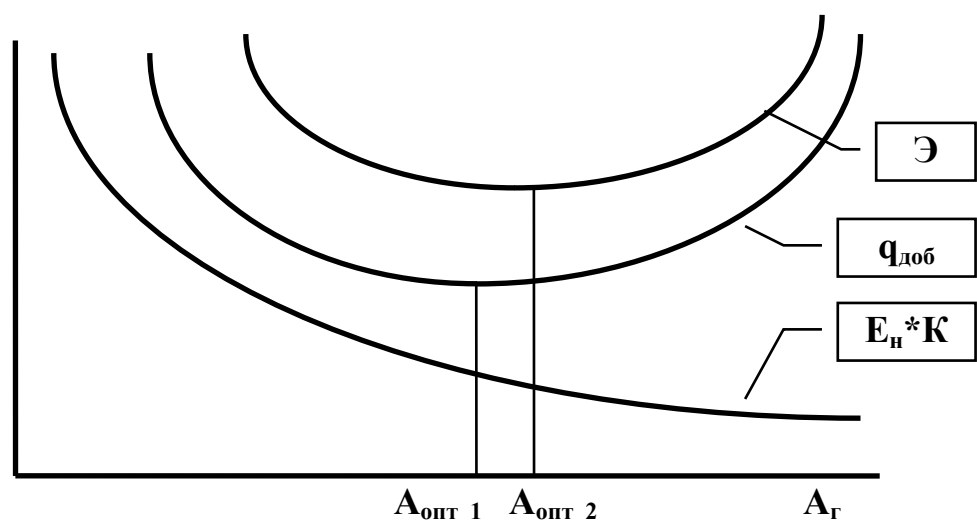
Отсюда

$$A_Г = A_6 * [(q_{\text{пост}} + E_n * Q_{\text{пост}})/qq_{\text{пер}}]^{0.5} ,$$

где $Q_{\text{пост}}$ - объём капитальных вложений при строительстве, независящий от масштаба предприятия.

Оптимальная производительность, $A_{\text{опт}_2}$, получаемая с учётом строительства рудника, больше той, что получается с учётом только эксплуатационных и амортизационных затрат (см. эскиз) $A_{\text{опт}_1}$.

Удельные
затраты на
1 т рудной
массы



§ 9. Требования к вскрытию месторождений

1. Необходимы два независимых выхода на земную поверхность с расстоянием между ними не меньше 30 м, имеющие клетевое и лестничное отделения.

2. Пропускная способность стволов, штолен должна соответствовать принятой производительности рудника по горной массе с коэффициентом резерва не меньше 1.3-1.5 (за рубежом до 2-2.5).

3. Обеспечивать запас вскрытых объёмов руды на 18 месяцев работы рудника.

4. Для уменьшения первоначальных затрат ввод вскрытых горизонтов целесообразно производиться по частям или вскрывать месторождение двумя ступенями (со слепым стволом или с углубкой рудовыдачного ствола).

5. Минимальный срок строительства рудника - от 2.5 (при $Q=300$ тыс.т/год) до 7 лет (при $Q > 3$ млн. т/год). Срок строительства считается от его начала до момента достижения рудником полной проектной мощности.

6. Минимальный запас руды в охранных целиках - выработки вскрытия должны находиться вне зон сдвижения пород, исключения - это большая горизонтальная площадь месторождения, которая приведет к огромной длине квершлага.

7. Удобная площадка для размещения комплекса поверхностных сооружений с уклоном не более 5-6 град.:

- | | |
|-------------------------------|--|
| - здание подъёмной машины; | - трансформаторная; |
| - копер с надшахтным зданием; | - мастерские, склады оборудования; |
| - АБК; | - дороги и электролинии; |
| - вентиляторная; | - обогатительный комплекс - грохоты, |
| - компрессорная; | дробилки, отвалы, усреднительные склады... |

8. Расположение капитальных выработок вне тектонических разломов и зон сильного обводнения.

9. Экономическая эффективность эксплуатации, за счет:

- уменьшения расстояния транспортирования руды от забоев к стволу;
- уменьшения числа перегрузок, например, вместо двухступенчатого одноступенчатое вскрытие;
- использования наклонных стволов с самоходным транспортным оборудованием;
- применения для вентиляции отдельных стволов или шурфов (таким образом можно уменьшить потери воздуха в шахте с 25-40% до 5-7%) ...

10. Предусмотреть возможность отработки перспективных запасов, пока не входящих в промышленные запасы, т.е. расположить стволы вне зон сдвижения пород над будущими балансовыми запасами, поставить более мощную подъёмную машину на более широкий ствол, чтобы потом не перестраивать его.

§ 10. Типы и назначение шахтных стволов

$$D = 3.5 - 9 \text{ м}$$

При определении способа вскрытия должны быть выбраны:

- ствол или штольня для выдачи руды;

- число стволов и тип рудовыдачного ствола - вертикальный или наклонный, клетевой или скиповой подъём;
- число, тип и назначение вспомогательных и вентиляционных вскрывающих выработок, способы подъёма по вспомогательным стволам.

А. Вертикальные шахтные стволы со скиповым и клетевым подъёмами (рис. 12 и 13)

Достоинства скипового подъёма по сравнению с клетевым:

- а) более высокая производительность при том же поперечном сечении (в 5-7 раз) из-за большой высоты скипа, а значит и его ёмкости: грузоподъёмность скипа до 50 т, а у вагонетки - до 10 т;
- б) более благоприятные возможности для полной автоматизации работы подъёма.

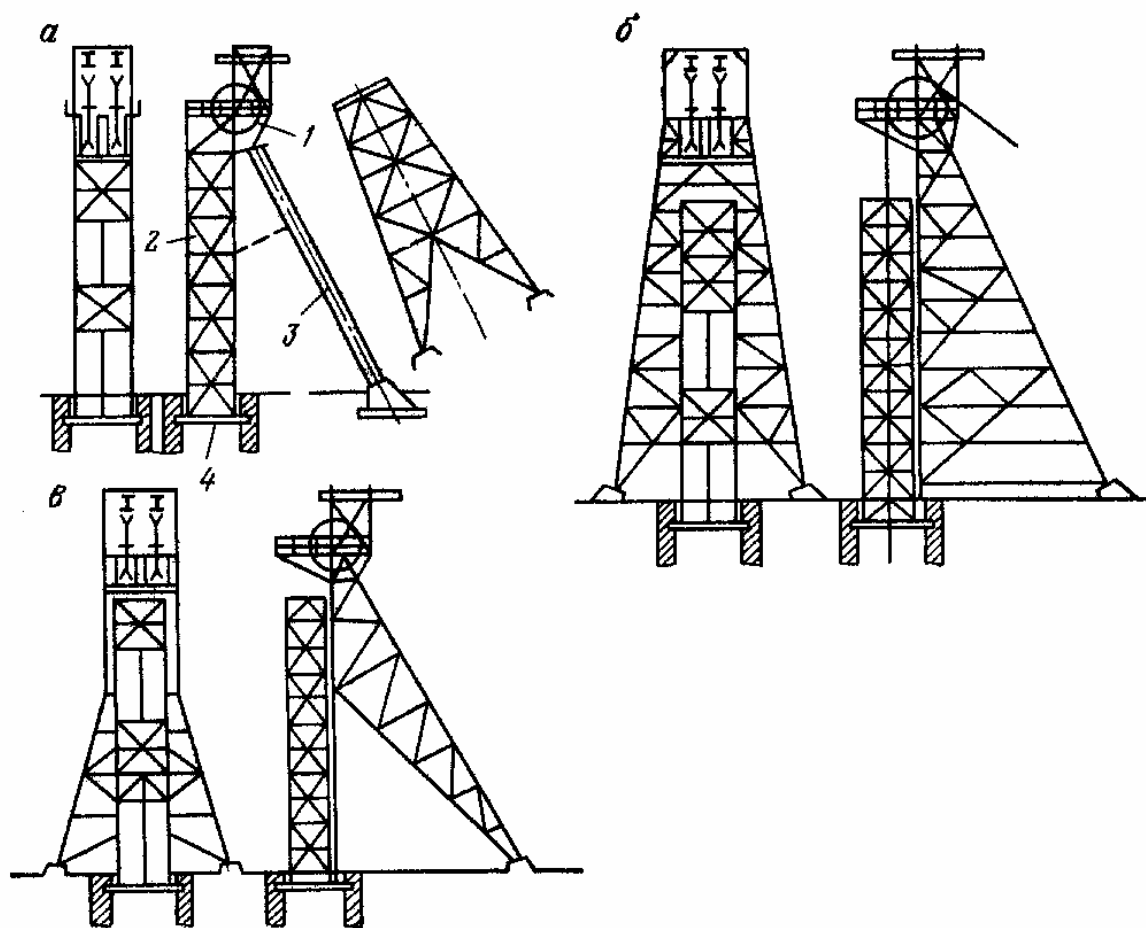


Рис. 12. Схемы копров:

- а – станковой, б – шатровой, в – полушатровой системы
- 1 – головка со шкивом; 2 – станок; 3 – укосина; 4 – опорная рама

Недостатки:

- а) необходимо иметь отдельный клетевой подъём для вспомогательных целей (это имеет значение только для маломощных шахт);

- б) большой объём околоствольных выработок: добавляются выработки для:
- разгрузки вагонеток (опрокида) в бункер-накопитель;
 - дозаторной камеры;
 - подземной дробильной установки (не всегда);
 - перепуска руды с промежуточных горизонтов на основные (если такое деление есть на руднике);
- в) при выдаче двух и более сортов руды требуются либо секционные бункеры-накопители либо отдельные скиповые подьёмы разносортной руды;
- г) увеличивается высота копра и глубина ствола из-за особенностей его загрузки и разгрузки;
- д) запыляется воздух в стволе при погрузке и разгрузке скипов, поэтому применение скипового подьёма запрещено на силикозоопасных шахтах.

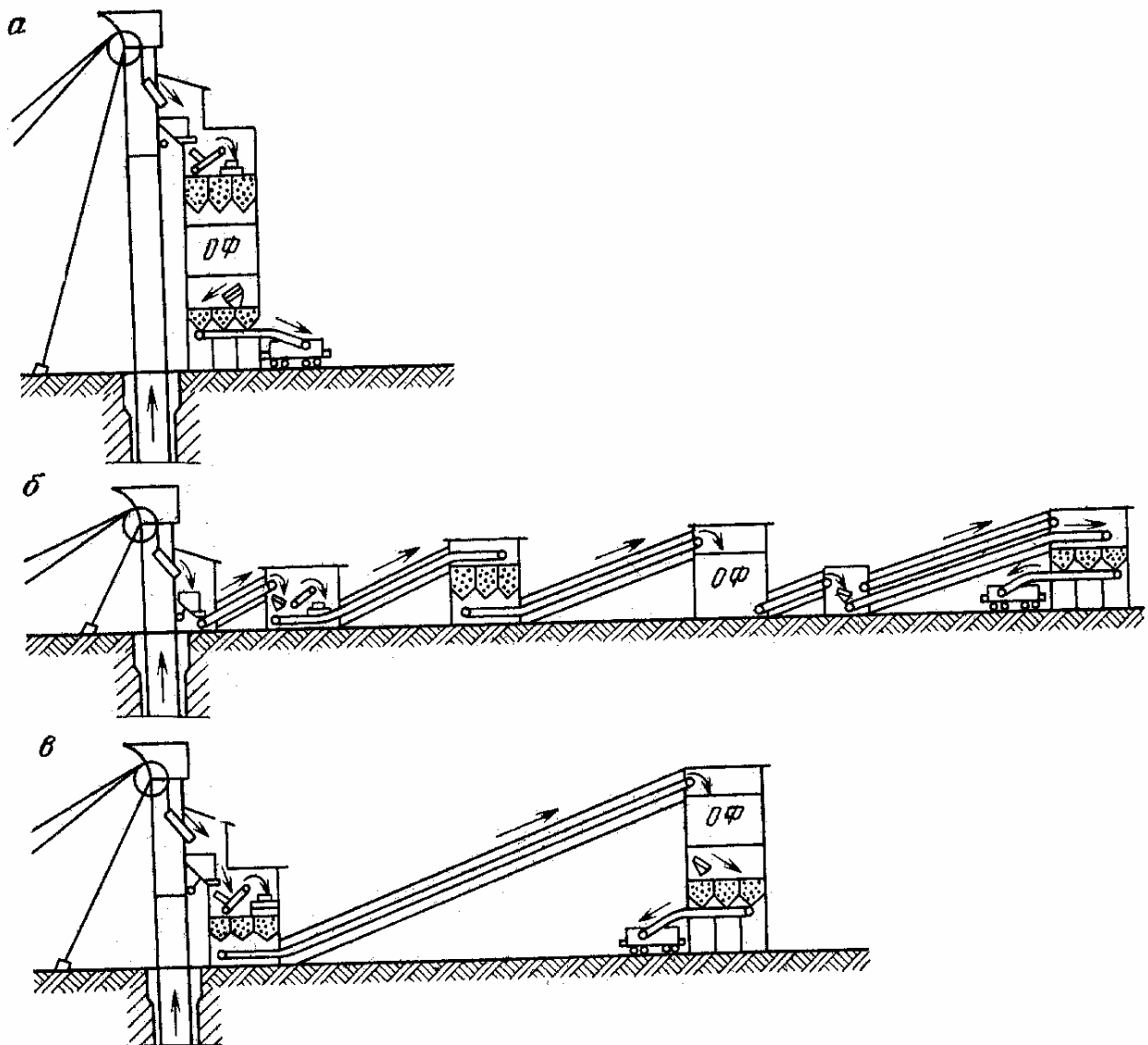


Рис. 13. Схемы компоновки технологического комплекса на земной поверхности:
а – высотная; б – плоскостная; в – смешанная

Общий недостаток вертикальных стволов - большая длина квершлагов на нижних горизонтах при наклонном залегании месторождения (здесь целесообразно применить слепой ствол и двухступенчатое вскрытие).

Обычно на шахтах производительностью до 300-700 тыс.т/год используется клетевой подъём, а на более мощных - скиповой. В стволе используется либо двухклетевой (двухскиповой) независимый или зависимый подъём, либо клеть (скап) с противовесом.

Конструктивно жёсткая армировка шахтных стволов представляет собой пространственную стержневую систему, состоящую из горизонтальных расстрелов с шагом 2-4 м (из сваренных в короб уголков толщиной не менее 8 мм и шириной 160-200 мм) и закреплённых на них вертикально расположенных проводников (обычно из дерева) – по обеим сторонам от клетки или скапа.

Б. Наклонные стволы со скиповым и клетевым подъёмом

Недостатки наклонных стволов по сравнению с вертикальными стволами:

- меньше длина ствола и высота подъёма, меньше продолжительность его строительства;
- больше скорость движения подъёмных сосудов по стволу (в 2 раза):
для скипового подъёма по вертикальному стволу максимальная скорость
 $V_{\max} = 0.8 * H^{0.5}$, т.е. 17 м/с при $H=300$ м;
а при наклонном подъёме с любой глубины $V_{\max} = 7$ м/с ;
- из-за высокой скорости и меньшего расстояния подъёма производительность у вертикального ствола выше примерно в 3 раза;
- в вертикальном стволе можно разместить одновременно 2 скапа и 2 клетки, а в наклонном стволе это приведет к слишком большому сечению;
- более надежная работа подъёма, т.к. при наклонном подъёме более вероятна авария при сползании скапа или клетки с рельсов;
- проходка вертикального ствола возможна и в водонасыщенных породах, например, методом замораживания...

Наклонные стволы у нас применяют на угольных месторождениях при наклонном залегании пласта и производительности шахты до 500-600 тыс.т/год.

В горнорудной промышленности наклонные стволы целесообразно применять в следующих случаях:

- при невысокой производительности шахты (до 500-600 тыс.т/год), наклонном залегании рудных тел и ограниченной глубине разработки (до 400-500 м);
- когда наклонный ствол можно расположить в более благоприятных условиях для проходки и поддержания ствола.

В. Наклонные шахтные стволы с конвейерным подъёмом

Для конвейерного подъёма используют только ленточные конвейеры, они могут транспортировать руду в кусках размером не более 200 мм во избежание сильного износа конвейерной ленты.

Угол наклона конвейеров 16-17 град. На одну приводную станцию приходится от 300 до 600 м конвейера, т.е. на каждые 100-180 м высоты подъёма необходима отдельная приводная станция в специальной камере.

Производительность конвейерного подъёма практически не ограничена, например, при ширине ленты 2 м конвейеры на Криворожском руднике и на Кировском апатитовом руднике развивают производительность до 12-18 млн. т/год.

Преимущества конвейерного подъёма по сравнению со скиповым:

- неограниченная производительность при любой глубине;
- при использовании самоходной техники на горизонтах можно использовать магистральные конвейерные линии.

Недостатки:

- увеличенная (в 3 раза) длина ствола;
- необходимость в промежуточных приводных станциях и камерах;
- необходимость контроля за габаритами поступающего на конвейер груза;
- необходимость в подземной дробильной установке.

Конвейерный подъём целесообразен в следующих случаях:

- для очень крупных шахт производительностью более 6-8 млн. т/год;
- для шахт с самоходным оборудованием (особенно конвейерным) на горизонтах.

Г. Наклонные шахтные стволы с подъёмом самоходным безрельсовым оборудованием

Здесь используются автосамосвалы и реже троллейбусы. Угол подъёма для самосвалов - 10 град., для троллейбусов - до 12 град. Грузоподъёмность автосамосвалов от 10 до 80 т.

Для троллейбусов требуется более широкий ствол и оборудование контактной сети, троллейбусы пока не выпускаются в шахтном исполнении.

Подъём автосамосвалами целесообразен при следующих условиях:

- небольшая глубина разработки (до 300 м);
- возможность загрузки автосамосвалов прямо в забоях;
- производительность рудника 300-1500 тыс. т/год;
- при дальнейшем транспортировании руды этими же самосвалами на обогатительную фабрику (от забоя до фабрики без перегрузки).

Д. Наклонные шахтные стволы с вагонеточным (фуникулерным) подъёмом, новые способы подъёма

При вагонеточном подъёме наклон ствола 18-25 град. Подъёмная машина устанавливается на поверхности и вытягивает канатом по рельсам состав из нескольких вагонеток.

Вагонеточный подъём применяется редко и только на шахтах производительностью до 100-200 тыс.т/год и глубиной не более 100 м.

Новые перспективные способы подъёма:

- модификация вагонеточного подъёма с углом подъёма 45 град. и мощной подъёмной машиной;
- гидравлический подъём по трубам пульпы крупностью до 50-100 мм (гидродобыча).

Число шахтных стволов

На старых рудниках большое число стволов сложилось исторически из-за постепенного увеличения мощности шахт и обнаружения новых запасов. На большинстве современных рудников выдают всю руду через один ствол.

По правилам безопасности рудник должен иметь не менее двух стволов: по одному спускаются и поднимаются из шахты люди, воздух, чистое оборудование, а по другому выдается на земную поверхность грязный воздух и руда.

Расположены стволы обычно на разных флангах месторождения, чтобы улучшить сквозное проветривание выработок. При центральном расположении стволов (пологие месторождения большой площади) общее число стволов бывает не менее трех для обеспечения хорошей вентиляции.

Число рудоподъемных стволов приходится иногда увеличить по следующим причинам:

1) на крупных шахтах - для спуска-подъема крупногабаритного оборудования (самоходного и безрельсового), тогда ствол оборудуется не копром, а мостовым или козловым краном; другой вариант - наличие наклонных стволов для самостоятельного передвижения самосвалов и другой техники;

2) проходка специального вентиляционного ствола в силикозоопасных шахтах со скиповым подъемом - для уменьшения запыленности;

3) из-за больших утечек воздуха через людской ствол (до 45%), а в специальных вентиляционных стволах утечки воздуха бывают до 4-12% и требуется менее мощная вентиляционная установка;

4) для обеспечения независимого вскрытия новых горизонтов или участков месторождения.

Таким образом, крупная шахта может иметь, например, 5 стволов:

- 1 - рудоподъемный скиповой или конвейерный (в центре);
- 2 - вспомогательный людской ствол (в центре);
- 3 - ствол для спуска-подъема самоходного оборудования;
- 4 - вентиляционно-подающий (на одном фланге);
- 5 - вентиляционно-отводящий (на другом фланге).

§ 11. Выбор схемы вскрытия месторождения

Схема вскрытия - это расположение и очередность проведения горно-капитальных выработок.

Схемой вскрытия последовательно определяются:

1. Расположение стволов или штолен по отношению к рудному телу:
 - вкрест простирания (в лежащем, висячем боку, с пересечением рудного тела с малым углом падения);
 - по простиранию (в центре, на фланге).
2. Общая схема проветривания рудника, т.е. какие стволы подают и какие отводят воздух; их расположение; нагнетательная, всасывающая или приточно-вытяжная схема вентиляции; где расположен главный вентилятор, а где вспомогательный.
3. Одноступенчатое или двухступенчатое вскрытие (при двухступенчатом нижние горизонты вскрывают отдельным слепым стволом).
4. Глубина I очереди вскрытия - глубину, на которую месторождение вскрывают в период строительства (до начала полноценной эксплуатации).
5. Шаг вскрытия - глубину, на которую месторождение вскрывают дополни-

тельно во **II, III** ... очереди.

6. Расположение основных и промежуточных горизонтов (по основным горизонтам руду транспортируют к стволу).

7. Порядок осушения месторождения, отдельная или совместная будет производиться выдача руды с нескольких соседних шахтных полей (характерно для угольных шахт)...

Последовательность выбора оптимального варианта вскрытия

Сначала осуществляется поисковое конструирование вариантов вскрытия и подготовки шахтного поля или его части из отдельных элементов, совместимых с горно-геологическими условиями, исключая при этом элементы, несовместимые между собой. Затем производится выбор наилучшего варианта вскрытия и подготовки на основе анализа расчетов затрат. Если в результате анализа выявлен не один, а несколько равноценных вариантов, то выбор наилучшего из них следует производить по вспомогательным показателям (рентабельность производства, экологичность, надежность, безопасность, меньшие потери...).

Последовательность такова:

1) сконструировать и выбрать технически возможные и целесообразные для данных горно-геологических условий варианты вскрытия и подготовки;

2) для каждого варианта определить количественные и качественные параметры:

- размеры основных частей шахтного поля (горизонта, выемочного блока, этажа, подэтажа...),

- технические характеристики процессов и объектов (сечение, длину, вид крепи, вид транспорта в подготовительных выработках, тип и характеристики подъемных установок, тип и характеристики вентилятора главного проветривания...);

3) выполнить эскизную проработку выбранных вариантов, с выделением выработок, проведение которых финансируется за счет капитальных вложений на строительство;

4) для каждого варианта определить отдельно объёмы первоначальных работ на момент пуска шахты и работ будущих лет по периодам их выполнения, а также объёмы работ по учитываемым эксплуатационным расходам, определить время проведения работ (для отнесения части затрат на период строительства и части - на период эксплуатации);

5) на основании рассчитанных объёмов работ для каждого варианта по стоимостным параметрам определить по-квартальные капитальные, эксплуатационные затраты и прибыль при вводе рудника в эксплуатацию;

6) подсчитать с учётом дисконтирования за весь срок существования рудника чистый дисконтированный доход (NPV) по вариантам и выбрать экономически наиболее выгоднейший вариант.

Выбор способа вскрытия

Расходы делятся на капитальные и эксплуатационные, в экономической части проекта приводят:

- капитальные затраты на строительство предприятия и размер производственных фондов на момент сдачи предприятия в эксплуатацию;
- расчёт эксплуатационных затрат на добычу полезного ископаемого на 1 т полезного ископаемого (погашенных балансовых запасов);
- удельные капитальные затраты на 1 т добычи (погашенных балансовых запасов);
- расчёт себестоимости продукции, прибыли, уровня рентабельности производства;
- расчёт по обоснованию технико-экономических показателей работы предприятия;
- показатели экономической эффективности технических решений;
- сравнение технико-экономических показателей (результатов, полученных при проектировании, с реальными проектами новых предприятий, с существующим рудником, по которому ведётся проектирование, с лучшими предприятиями отрасли и т.п.).

Инвестиционные затраты определяются как сумма средств необходимых для строительства (расширения, реконструкции, модернизации) и оснащения оборудованием инвестируемых объектов, расходов на подготовку капитального строительства и прироста оборотных средств, необходимых для нормального функционирования предприятий (**основные производственные фонды $\Phi_{\text{осн}}$**):

- на горно-капитальные работы (стволы, квершлаг, околоствольные дворы и другие выработки со сроком эксплуатации более 4 лет);
- на строительство зданий и сооружений (копёр, надшахтное здание, здание подъемных машин, компрессорная, котельная, административно-бытовой комбинат, линия электропередач и электроподстанция, мастерские, склады, линии электропередач, подъездные железнодорожные пути, автодороги, склад ВВ, сооружения по очистке шахтных вод, обогатительная фабрика с отвалом и хвостохранилищем);
- на оборудование.

Стоимость производственных фондов складывается из стоимости основных производственных, непроизводственных фондов и оборотных средств (составляющих 10-12% от $\Phi_{\text{осн}}$). Для более точного расчёта можно принять, что число оборотов оборотных средств за год составляет 8-12, т.е. средняя продолжительность одного оборота равна 30-45 дням. На вышеперечисленные основные производственные фонды рассчитываются годовые **амортизационные отчисления**.

Годовые амортизационные отчисления по горно-капитальным работам и погашение горно-подготовительных выработок на 1 т добытой рудной массы определяются по потонным ставкам.

Потонная ставка – это величина амортизационных отчислений на полное восстановление специализированных основных фондов, приходящихся на тонну добытой рудной массы (в рублях) и обеспечивающая полное воспроизводство основных фондов за время отработки запасов, которые они обслуживают.

Величина потонной ставки определяется в проектах по формуле:

$$S = K_1 / Q_{\text{пром}} ,$$

где: K_1 – инвестиционные затраты на основные фонды, связанные непосредственно со вскрытием, подготовкой и отработкой запасов полезных ископаемых на месторождении, руб.;

$Q_{\text{пром}}$ – промышленные запасы данного месторождения, т.

Для предприятий по добыче руд и нерудных ископаемых со сроком эксплуатации свыше 25 лет **норма амортизационных отчислений** на полное восстановление устанавливается в размере 4% от стоимости соответствующих горно-капитальных работ (K_1).

На амортизационные отчисления не начисляются налоги, поэтому этот фонд и фонд развития технологии производства, науки и техники – служат для накопления предприятием средств на модернизацию техники и технологии.

Способ и схему вскрытия обычно выбирают методом отбора вариантов: сначала намечают на основе опыта 2-3 возможные варианта способа вскрытия, а затем технико-экономическим сравнением выбирают лучший.

В современном технико-экономическом сравнении любых вариантов используются показатели эффективности инвестиционных проектов: чистый дисконтированный доход (NPV), индекс доходности (PI) и срок окупаемости инвестиций - подробнее см. в материале практических занятий.

В СССР (при “плановой экономике”) сравнение вариантов производилось по сумме затрат, приведенных к одному сроку (обычно к началу строительства). Критерий выбора - минимум сравнительных затрат и экономического ущерба от общерудничных потерь руды:

$$E_n * K + (C_3 + Y_n) \longrightarrow \min$$

где E_n - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, 0.12-0.15;

K - суммарные капитальные затраты на строительство рудника, руб.;

C_3 - полная себестоимость добычи по руднику, руб/год;

Y_n - ущерб от общерудничных потерь руды, руб/год.

А. Расчет капитальных затрат

Затраты подсчитываются на:

- 1) проведение вскрывающих выработок (стволов, штолен, квершлагов, околовствольных дворов, капитальных рудоспусков и восстающих).
- 2) оборудование поверхности шахты (копры, эстакады, бункеры, подъездные пути...);
- 3) установку горного и электромеханического оборудования.

Затраты на проведение выработок подсчитывается по имеющейся калькуляции себестоимости проходки 1 м или 1 м³ выработки или по ЕРЕР-40.

Условно затраты на оборудование поверхности⁸:

$$З = 6.6 + 1.8 * A_r, \text{ млн. у.е.}$$

где A_r - производительность рудника в млн. т/год

⁸ Шелест Л.А. Вскрытие рудных месторождений.- Иркутск: изд. ИПИ, 1977, 78 с.

Условно затраты на установку оборудования:

$$З = 1.3 + A_r, \quad \text{млн. у.е.}$$

Объём околоствольного двора ориентировочно подсчитывается (или принимается по таблицам, приведённым в Приложении) по формулам:

- при применении контактных электровозов

$$V_{\text{од.}} = 13.5 + (4.6 + 0.9 \cdot w_0) \cdot A_{\text{ш}}, \quad \text{тыс. м}^3$$

- при применении аккумуляторных электровозов

$$V_{\text{од.}} = 12.5 + (4.9 + 0.9 \cdot w_0) \cdot A_{\text{ш}}, \quad \text{тыс. м}^3$$

где $A_{\text{ш}}$ - проектная мощность шахты, млн.т/год;

w_0 - коэффициент водообильности, м³/т

- при наклонных стволах

$$V_{\text{од}} = 6 A_{\text{ш}}^{0.5} + \frac{A_{\text{ш}}}{200}, \quad \text{тыс. м}^3$$

Капитальные затраты на проведение ствола:

$$K_{\text{пр}} = C_{\text{ств}} S \frac{H+h}{\sin \alpha}, \quad \text{у.е.}$$

где $C_{\text{ств}}$ - себестоимость проходки ствола, у.е./м ;

S - площадь ствола (вчерне), м²;

H - глубина разработки, м;

h - высота сооружений ниже нижнего горизонта (прямой ствола $h=10\text{м}$);

α - угол наклона ствола от горизонта.

Капитальные затраты на проведение квершлага:

$$K_{\text{кв}} = C_{\text{кв}} \cdot S \cdot L \cdot n, \quad \text{у.е.}$$

где $C_{\text{кв}}$ - себестоимость проходки квершлага, у.е./м³;

S - площадь сечения, м²;

L - длина, м;

n - число основных горизонтов с квершлагами.

Капитальные затраты на околоствольные выработки:

$$K_{\text{о.д.}} = C_{\text{о.д.}} \cdot V_{\text{о.д.}} \cdot n, \quad \text{у.е.}$$

Б. Расчет эксплуатационных расходов

Эксплуатационные расходы – это **себестоимость работ**, калькуляция которых производится по следующим **статьям: зарплата, энергия, материалы, амортизация.**

Затраты подсчитываются на следующие виды работ:

- 1) ремонт и поддержание выработок;
- 2) откатку руды по квершлагам, штольням;
- 3) подъём руды по стволам;
- 4) водоотлив и вентиляцию;
- 5) наземный транспорт руды от рудника до обогатительной фабрики.

Ремонт (поддержание) стволов: $\mathcal{E}_c = q_c * H$, у.е./год ,

где q_c - затраты на ремонт и поддержание вертикального ствола, 45-55 у.е./м*год;

H - глубина ствола, м.

Ремонт (поддержание) квершлагов: $\mathcal{E}_k = q_k * L$, у.е./год ,

где q_k - затраты на ремонт и поддержание квершлагов, 30-35 у.е./м*год;

L - суммарная длина квершлагов, м.

Откатка руды: $\mathcal{E}_o = q_o * A_r * L_{cp}$, у.е./год ,

где q_o - затраты на откатку горной массы по квершлагам, 0.00008 у.е./м*т;

A_r - годовая производительность рудника по горной массе, т/год;

L_{cp} - средняя длина откатки, м.

Расходы на подъём: $\mathcal{E}_n = q_n * A_r * H_{cp}$, у.е./год ,

где q_n - затраты на подъём горной массы по вертикальному стволу, 0.0004 у.е./м*т;

H_{cp} - средняя высота подъёма (при сравнении вариантов принимается одинаковой, т.е. подъём руды производится с одинаковой глубины), м.

Расходы на водоотлив: $\mathcal{E}_{vo} = q_{vo} * A_r * w_0 * H$, у.е./год ,

где q_{vo} - затраты на водоотлив по вертикальному стволу, 0.0003 у.е./м*т;

w_0 - водопристок на 1 т горной массы, отн.ед.

Расходы на проветривание: $\mathcal{E}_{ve} = q_{ve} * A_r * (H_{cp} + L_{cp})$, у.е./год ,

где q_{ve} - затраты на вентиляцию по вертикальному стволу и по квершлагам, 0.0003 у.е./м*т.

На угольных шахтах суммарные расходы на проветривание рассчитываются по формуле:

$$\mathcal{E}_{ve} = 0.0048 * a * V * S^{0.33} , \text{ млн.у.е.}$$

где a - коэффициент сопротивления движению воздуха по выработкам;

V - скорость движения воздуха, м/с;

S - эквивалентная площадь сечения подземных выработок в свету, м².

Расположение основных рудовыдачных стволов выбирается по равенству суммарных затрат на транспортирование руды с левого и правого флангов месторождения:

$$V_{лев} * L_{лев} * C_{т-лев} = V_{прав} * L_{прав} * C_{т-прав} ,$$

где $V_{лев}$ и $V_{прав}$ - объёмы перевозок горной массы с левого и правого флангов (от ствола) месторождения, м³;

$L_{лев}$ и $L_{прав}$ - длина перевозок, м;

$C_{т-лев}$ и $C_{т-прав}$ - себестоимость перевозок, у.е./ м³.

§ 12. Методика выбора систем подземной разработки рудных месторождений

Выбор оптимальной системы разработки - это самый ответственный шаг при проектировании будущей добычи руды. От системы разработки зависят все экономические показатели работы рудника (затраты по системе достигают 60% всех общерудничных затрат), безопасность труда горнорабочих, применение определенного горного оборудования.

Последовательность выбора системы разработки

Каждую систему можно применять только в определенных горно-геологических условиях, на выбор системы разработки наиболее существенное влияние оказывают - мощность рудного тела, угол падения, устойчивость руды и вмещающих пород - это **постоянные** факторы; другие факторы, **переменные**, к ним относятся - размеры рудного тела по простиранию и падению, морфология тела, ценность руды, характер распределения в ней металла, глубина разработки, склонность руды к слёживанию, окислению и возгоранию, гидрогеологические условия, необходимость сохранения земной поверхности. Учет этих факторов позволяет уточнить и конкретизировать выбор системы разработки, добавить некие детали, элементы в технологию добычи.

Учет влияния мощности и угла падения рудного тела позволяет изъять из дальнейшего рассмотрения целые классы систем разработки. Устойчивость руды и пород также определяет класс системы - с открытым очистным пространством или с обрушением, закладкой...

При добыче ценных руд применяют системы с высокой полнотой извлечения, хотя и более дорогих, а при выемке малоценных руд стараются применять системы с низкой себестоимостью, допускающие высокие потери и разубоживание. Сложность морфологии и характер распределения в руде металла практически не создают затруднений при разработке месторождения слоевыми системами. Глубина разработки и необходимость сохранения земной поверхности определяют повышенные требования к размерам очистного пространства, к погашению выработанного пространства и к управлению горным давлением. Сильная обводненность налегающих пород вынуждает отказаться от систем разработки, нарушающих водоупорный слой в кровле, или даже вынуждает оставлять рудные водоупорные целики в потолочине (так работают на Новомосковском гипсовом месторождении).

Прочие факторы - степень разведанности месторождения, наличие дешевых крепежных и закладочных материалов вблизи рудника и др. - оказывают косвенное влияние на выбор системы разработки.

Последовательность выбора системы разработки методом исключений

1. Отбирают возможные классы систем разработки (см. табл.3), описывая характеристики постоянных и переменных факторов.

2. Из возможных систем разработки выбирают две-три наиболее эффективные с технологической точки зрения (потери, разубоживание, производительность труда, необходимость в закладке).

3. Производят технико-экономическое сравнение двух-трех систем разработки по укрупненным показателям.

Пример. Определить вероятную систему разработки месторождения, представленного залежью вкрапленных руд с содержанием серы 10%. Сульфидные минералы легко окисляются. Руды очень устойчивы, а вмещающие породы неустойчивы. Контуры рудной залежи неправильные, контакт между рудами и вмещающими породами четкий. Мощность залежи 2 м, угол падения 50°, глубина залегания - до 300 м. Ценность руды средняя, распределение сортов руд неправильное: богатые руды перемежаются с бедными рудами и пустой породой.

Составим таблицу (табл. 5) с перечислением факторов и их характеристикой.

Таблица 5

Выбор систем разработки по горно-геологическим факторам

Наименование фактора	Характеристика фактора	Возможные классы систем разработки
Постоянные		
Угол падения	50°	I, III, IV, V, VII (кроме систем с самообрушением)
Мощность рудной залежи	2 м	I, III, IV, V
Устойчивость: - руды - пород	очень устойчивая неустойчивые	III, V, VI
Переменные		
Контур тела, контакт с породой	неправильный контур, четкий контакт	III, IV, V I (кроме подэтажной отбойки)
Распределение металла в рудной залеже	богатая руда перемежается с бедной рудой и породой	I - V (с забойной сортировкой)
Минералогический и химический состав руды	содержание серы 10%, сульфидные минералы легко окисляются	I - IV I, III - V
Возможность нарушения земной поверхности	ограничений нет	I - VII
Глубина разработки	до 300 м	I - VII
Наличие водоупорного слоя в кровле	нет	I - VII

Из дальнейшего рассмотрения исключаем некоторые классы систем разработки.

Ввиду неустойчивости вмещающих пород не рекомендуется применение следующих классов систем разработки: с непогашенным выработанным пространством, с магазинированием, с креплением, т.е. без закладки.

Из-за высокой устойчивости руды не рекомендуется применение систем с обрушением руды: слоевого, этажного и подэтажного обрушения, самообрушения...

Угол падения позволяет исключить системы с магазинированием руды в очистном пространстве.

Небольшая мощность и неправильный контур рудного тела определяет нецелесообразность применения систем разработки с магазинированием, с обрушением руды и пород.

Содержание серы не оказывает влияния на выбор системы разработки, а склонность руды к окислению исключает применение систем с магазинированием руды, с обрушением руды и вмещающих пород.

Незначительная глубина залегания и неправильное распределение сортов руды не оказывают влияния на выбор системы разработки, но при малой мощности залежи затруднительна селективная выемка.

Из таблицы 1 видно, что пригодными для разработки являются системы III и V классов: а) система разработки горизонтальными слоями с закладкой блоками по простиранию; б) система разработки длинными блоками по простиранию с креплением рамами и закладкой с восходящей выемкой слоев.

Обе системы равноценны по уровню потерь и разубоживания, поэтому предпочтение следует отдать системе III класса как менее трудоемкой и более экономичной. Окончательное решение следует принимать в результате технико-экономического сравнения этих систем.

Технико-экономическое обоснование выбора системы разработки

Структура себестоимости добычи руды по элементам затрат (в процентах от производственной себестоимости) включает следующие позиции:

1. Заработанная плата с отчислениями в страховой фонд	18-25%
2. Материалы и топливо	8-14%
3. Электроэнергия	3-8%
4. Амортизационные отчисления	14-25%
5. Прочие денежные расходы	8-12%
6. Производственная себестоимость	100%
7. Внепроизводственные расходы	6-12%
8. Полная себестоимость	106-112%

1. Экономическое сравнение систем разработки по методике проф. В.А.Симакова (Геологоразведочный университет) выполняется на основе подсчета прибыли, получаемой при отработке 1 т балансовых запасов (в руб./т):

$$\Pi = \Pi * n^1 - \sum Z =$$

$$= \Pi * \left[(c - K_{\Pi} * c + r^1 * c_{\Pi}) * e_o * e_m \right] - \eta * (C_o + C_{\Pi} + C_{об} + \eta_k * C_{мп}) ,$$

где Π – прибыль с 1 т балансовых запасов, руб./т;

Π - оптовая цена полезного компонента (например, металла), руб./т;

n^1 - количество компонентов с 1 т балансовых запасов, т;

$\sum Z$ – сумма затрат на отработку 1 т балансовых запасов, руб./т;

c – содержание полезного компонента в погашенных при добыче балансовых запасах, отн. ед.;

K_n – коэффициент потерь руды при добыче, отн. ед.;

r^1 – коэффициент примешивания вмещающих пород, отн. ед.

$$r^1 = \frac{T}{B} = \eta * r = \frac{D}{B} * r ;$$

$C_{пр}$ – содержание в примешанных породах, отн. ед.;

e_o и e_m – коэффициент, учитывающий выход компонента при обогащении и при металлургическом переделе, отн. ед.;

η – выход рудной массы, отн. ед.;

C_o – общерудничная себестоимость добычи 1 т рудной массы, руб./т;

$C_{тр}$ – себестоимость транспортировки 1 т рудной массы на обогатительную фабрику, руб./т;

$C_{об}$ – себестоимость обогащения 1 т рудной массы на обогатительной фабрике, руб./т;

$C_{мп}$ – себестоимость металлургического передела 1 т концентрата, руб./т;

η_k – выход концентрата из 1 т рудной массы, отн. ед.;

T – количество примешанных вмещающих пород в 1 т балансовых запасов, т;

B – 1 т погашенных запасов, т;

D – добытая рудная масса при погашении 1 балансовых запасов, т;

r – коэффициент изменения качества рудной массы (разубоживание руды), отн. ед.

$$r = \frac{c - a}{c} .$$

Выбирается та система разработки, которая обеспечивает максимум прибыли, получаемой при отработки 1 т балансовых запасов (вернее, 1 т добытой рудной массы).

2. Экономическое сравнение систем разработки по методике проф. М.И.Агошкова (Горный университет) выполняется на основе подсчета приведенного дохода с 1 т балансовых запасов:

$$D_{пр} = C * c * K_n * I_o - Y_n - Y_p - \left(\frac{C_{тов}}{K_k} + 3p \right) * \frac{K_n * I_o}{1 - r} - E_n * K_{уд} , \text{ \$ / т}$$

где $D_{пр}$ – приведенный доход с 1 т балансовых запасов, руб./т;

K_n – коэффициент извлечения металла из недр, отн. ед.;

I_o – коэффициент извлечения металла в концентрат (при обогащении и металлургическом переделе), отн. ед.;

K_k – коэффициент изменения качества, отн. ед.

$$K_k = \frac{a}{c} ;$$

$3p$ – затраты на разведку 1 т балансовой руды, руб.;

E_n – коэффициент эффективности капитальных затрат, отн. ед.;

$K_{уд}$ – удельные капитальные вложения, руб.;

Y_p – условный ущерб от разубоживания 1 т балансовой руды

$$Y_p = R * C_{тов} , \text{ \$ / т};$$

a – содержание металла в добытой рудной массе, отн. ед.;

$C_{\text{тов}}$ – полная себестоимость добычи ($C_{\text{д}}$), транспортировки ($C_{\text{тр}}$) и переработки ($C_{\text{пер}}$) 1 т рудной массы в товарную руду с учетом неучтенных затрат

$$C_{\text{тов}} = (C_{\text{д}} + C_{\text{тр}} + C_{\text{пер}}) * 1.15, \text{ \$ / т};$$

$Y_{\text{п}}$ – условный ущерб от потерь 1 т балансовой руды

$$Y_{\text{п}} = Ц * с * (1 - K_{\text{н}}) * И_{\text{о}}, \text{ \$ / т}.$$

Условный ущерб от разубоживания представляет собой лишние расходы на добычу, транспортировку и первичную переработку пустой породы (косвенным образом эти расходы должны были быть учтены в себестоимости добычи 1 т «рудной массы», но для выбора оптимального варианта выемки предпочтительнее этим пренебречь). Условный ущерб от потерь – это неполученные деньги от продажи брошенного в недрах металла (при рыночной экономике ущерб от потерь – достаточно выдуманное понятие). Приведенный доход обусловлен разницей между полученными деньгами от продажи извлеченного из недр металла и расходами на добычу, разведку с учетом кап/затрат и ущерба от потерь, разубоживания.

Следует заметить, что полученные таким образом величины приведенного дохода могут быть использованы лишь для сравнения вариантов между собой, а не для планирования реального дохода предприятия, именно поэтому мы рекомендуем студентам использовать в курсовых и дипломных работах методику проф. В.А.Симакова.

Пример. Выбор системы разработки

Выбрать систему разработки для пологопадающего медного месторождения.

При разработке медного месторождения камерно-столбовой системой в рудных целиках теряется до 25-30% балансовых запасов. Применение этой же системы, но с искусственными целиками из твердеющей закладки повышает себестоимость добычи, но резко уменьшает потери. В связи с этим в таблице приведены технико-экономические расчеты на 1 тонну погашенных балансовых запасов при отработке блока (панели) тремя системами:

- 1 вариант - камерно-столбовая система с применением твердеющей закладки для возведения ленточных целиков-опор;
- 2 вариант - системой с обрушением руды и пород при торцевом выпуске;
- 3 вариант - камерно-столбовой системой с панельной выемкой и оставлением рудных целиков.

Для упрощения расчетов принимаются одинаковыми удельные капитальные вложения на 1 тонну годовой производственной мощности рудника по вариантам.

Прибыль (методика МГГРУ) с 1 т погашенных запасов в ценах 1990 г⁹.

Исходные данные	Ед. изм.	Усл. обозн.	1 вариант	2 вариант	3 вариант
Цена 1 т меди	руб.	Ц	2500	2500	2500
Содержание меди в балансовых запасах	%	с	1.64	1.64	1.64
Содержание меди в примешанных породах	%	с _{пр}	0.2	0.2	0.2

⁹ Ориентировочно принимается 1 руб.=1 \$

Балансовые запасы	тыс.т	Б	600	600	600
Добыто рудной массы	тыс.т	Д	600	630	420
Коэффициент, учитывающий потери руды	отн. ед.	К_п	0.03	0.08	0.30
Коэффициент разубоживания руды	отн.ед.	r	0.03	0.134	0.149
Коэффициент примешивания пород	отн.ед.	r¹	0.03	0.141	0.104
Коэффициент, учитывающий выход меди в концентрат при обогащении	отн. ед.	е_о	0.83	0.81	0.82
Общерудничная себестоимость добычи 1 т погашенных запасов	руб.	С_о	6.1	5.5	4.0
Себестоимость транспортирования 1 т рудной массы до обогатительной фабрики	руб.	С_{тр}	1.8	1.8	1.8
Себестоимость обогащения 1 т рудной массы	руб.	С_{об}	2.0	2.0	2.0
Прибыль с 1 т погашенных запасов	руб.	П	23.23	21.82	16.16

**Приведенный доход (методика МГГУ) с 1 т балансовых запасов
в ценах 1990г.**

Исходные данные	Ед. изм.	Усл. обозн.	1 вариант	2 вариант	3 вариант
Цена 1 т меди	руб.	Ц	2500	2500	2500
Удельные капитальные вложения	руб./т	К_{уд}	50	50	50
Коэффициент эффективности капзатрат	отн. ед.	Е_н	0.1	0.1	0.1
Содержание меди в балансовых запасах	%	с	1.64	1.64	1.64
Содержание меди в добытой рудной массе	%	а	1.59	1.42	1.56
Коэффициент изменения качества	отн. ед.	К_к	0.970	0.866	0.951
Коэффициент извлечения меди из недр	отн. ед.	К_н	0.968	0.915	0.696
Коэффициент извлечения меди в концентрат (при обогащении и металлургическом переделе)	отн. ед.	И_о	0.922	0.913	0.922
Коэффициент разубоживания руды	отн. ед.	r	0.030	0.134	0.049
Себестоимость добычи 1 т рудной массы по системе разработки	руб.	С_д	5.27	4.77	3.42
Себестоимость транспортирования и рудосортировки 1 т рудной массы	руб.	С_{тр}	1.83	1.83	1.83
Себестоимость обогащения и металлургического передела 1 т рудной массы	руб.	С_{пер}	2.0	2.0	2.0
Полная себестоимость 1 т рудной массы в товарную руду с учетом неучтенных затрат	руб.	С_{тов}	10.47	9.88	8.34
Затраты на разведку 1 т балансовых запасов	руб.	З_р	0.86	0.86	0.86
Условный ущерб от разубоживания 1 т балансовой руды	руб.	У_р	0.213	0.884	0.257
Условный ущерб от потерь 1 т балансовой руды	руб.	У_п	1.210	3.182	11.492
Приведенный доход (пусть капзатраты примерно равны)	руб.	Д_{пр}	19.45	13.35	3.06

Как видно из таблиц, в которых подсчитаны прибыль и доход по обоим методам, первый вариант в обоих случаях обеспечивает наибольшую экономическую эффективность из-за высокой полноты извлечения металла из недр.

Обоснование параметров систем разработки

Выбор способа отделения руды от массива (шпурами, скважинами, механической отбойкой) и объема единовременно отбиваемой руды (согласовать с плановой производительностью очистного блока), оптимизация БВР. Выбор способа доставки руды в пределах блока и средств механизации, оптимизация доставки.

Обоснование варианта системы разработки для конкретных участков шахтного поля ведется на основе анализа достижений в горнорудной промышленности в целом и на конкретном руднике в частности. При этом подсчетами выявляются технико-экономические преимущества (в условиях проектируемого участка шахтного поля) принятого варианта системы разработки:

- снижение удельного объема подготовительных и нарезных работ;
- повышение производительности труда;
- снижение трудоемкости работ;
- снижение расхода важнейших материалов (ВВ, крепежный лес, закладочные материалы и т.д.);

Механизация¹⁰ и организация очистных работ принимаются на основе анализа последних достижений отечественной и зарубежной горной промышленности.

Простейшие рекомендации по выбору буровой и доставочной техники таковы:

- при выборе техники для бурения скважин учитывать, что для скважин диаметром 46, 56, 65, 75 и 85 мм рекомендуется буровой станок с выносной бурильной головкой БУ-50НА, а для бурения скважин диаметром 85, 105, 125, 155 и 160 мм – буровой станок с погружным пневмоударником НКР-100МА (скважины диаметром 85 мм рекомендуется бурить или БУ-50НА или НКР-100МА) – если нет возможности применить самоходную технику;

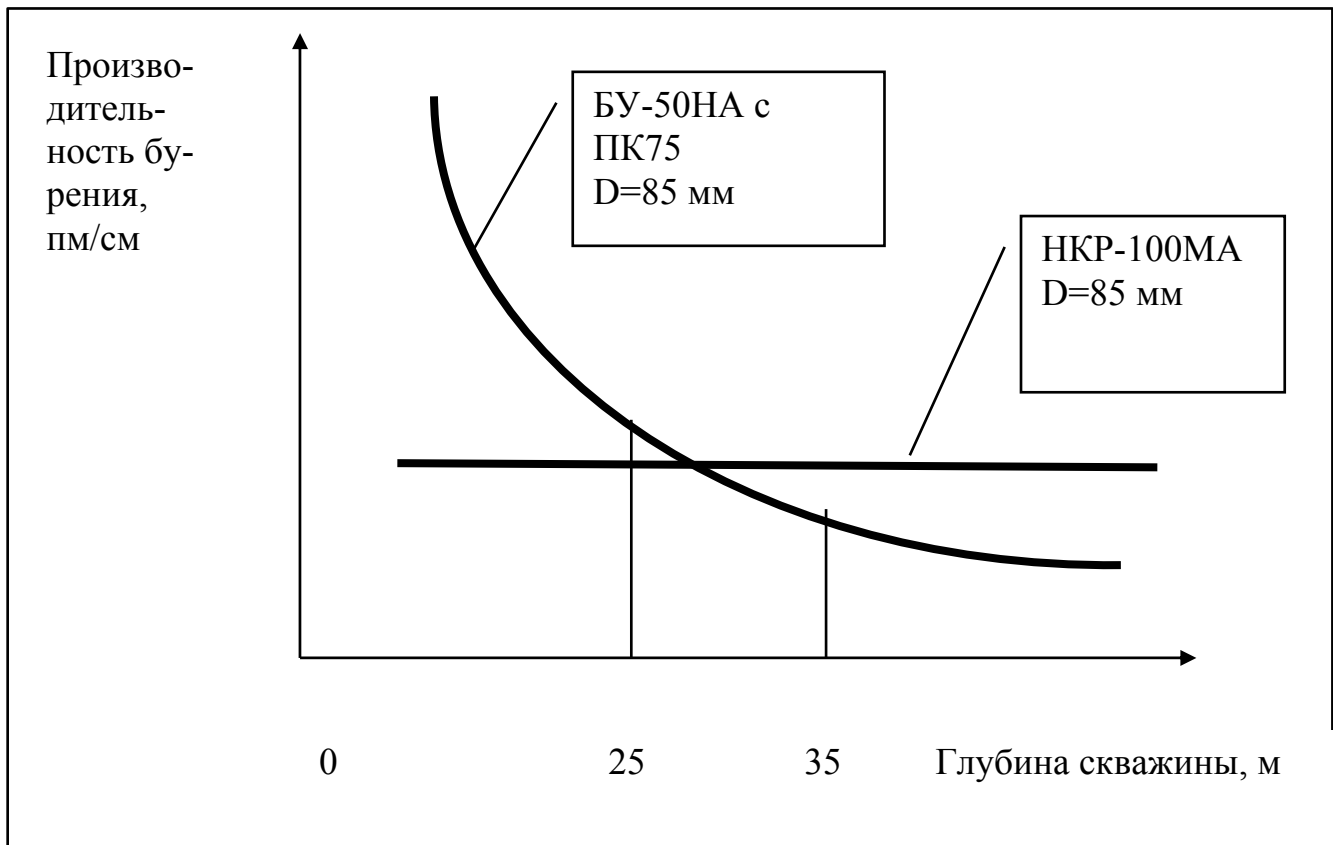
- при выборе погрузочно-доставочной техники учитывать, что самоходную технику (при длине доставки до 100-150 м обычно используется ПД-3 или ПТ-4, МПДМ-1М) можно использовать лишь при подготовке блоков наклонным съездом (в крайнем случае предусмотреть перепуск с подэтажа на подэтаж разобранной машины ПТ-4 или МПДН-1М по расширенному рудоспуску), без наклонного съезда на подэтажных выработках рекомендуется использовать только скреперные лебедки 10ЛС-2СМ или 17ЛС-2СМ.

Выбор технологии отработки целиков (междукамерных, междуэтажных) производится так же, как и для выемки основных запасов руды, но в дипломном проекте эта технология описывается без детализации.

Подготовительные и нарезные работы

Выбор способа подготовки этажного горизонта с учетом принятой схемы транспорта руды и условий залегания (пологое, наклонное, крутопадающее).

¹⁰ См. работы Рогизного В.Ф. в списке литературы.



Подготовка: этажными штреками; этажными штреками и ортами; для весьма мощных месторождений - главными штреками или главными и панельными штреками (для горизонтальных и пологих месторождений); обоснование расположения подготовительных выработок по руде или во вмещающих породах; определяются расстояния между откаточными штреками или ортами, на которые будет производиться выпуск рудной массы из камер (при донном выпуске), расположение восстающих, рудоспусков и наклонных съездов (если они есть), подсчитывается объем подготовительных выработок.

При выборе принятой схемы учитывается опыт передовых отечественных рудников и достижений зарубежной практики.

Обосновывается схема расположения нарезных выработок в блоке (камере) в зависимости от выбранного варианта БВР и выпуска отбитой рудной массы на откаточный горизонт, варианта образования отрезной щели в камере.

Сечение и способ крепления подготовительных и нарезных выработок (откаточные штреки и орты; блоковые восстающие; подэтажные, выемочные штреки; выработки горизонта вторичного дробления и подсечки; буровые выработки и т.д.). В виде таблицы приводятся сечения в свету и проходке, а также указываются способы крепления и типы применяемой крепи для каждой выработки.

Определяется объем подготовительных и нарезных выработок в м на 1000 т готовых к выемке запасов руды.

Эксплуатационные потери и разубоживание руды принимаются в соответствии с особенностями системы разработки и горнотехническими условиями проектируемого месторождения по данным практики или литературным источникам.

Подсчет стоимости проведения подготовительных и нарезных выработок на блок дается в виде таблицы 6.

Таблица 6

Наименование выработок	Общая длина на блок, м	Стоимость проходки, руб.		Примечание
		1 м	Общая	
Итого:				

Расчет очистных работ

Расчетная схема работ, операции цикла. Дается описание технологического цикла по системе разработки.

Расчет всех производственных процессов очистной выемки выполняется по работам для одного (выбранного) варианта.

Буровзрывные работы: буровое оборудование; расположение, глубина и количество шпуров или скважин; способ их заряжания, трудоемкость работ и расход энергии, ВВ и средств взрывания на 1 цикл работ и на 1000 т добытой рудной массы.

Погрузка и доставка: производительность выбранных машин и механизмов; трудоемкость работ и расход энергии на 1 цикл работ и на 1000 т добытой рудной массы. Необходимо предусмотреть возможность применения дистанционного управления механизмами и использование самоходного оборудования.

Стоимость проведения выработок принимается по данным предприятия или из литературных источников.

Выпуск руды под обрушенными породами: (при системах разработки этажного и подэтажного обрушения). Обосновывается расстояние между выпускными отверстиями, режим выпуска, объем выпускаемой руды из каждого отверстия по достижению предельного разубоживания и составляется планограмма выпуска руды из блока.

Крепление выработанного пространства: выбор способа крепления и его основных элементов, трудоемкость работ, расход материала и энергии на 1 цикл работ и на 1000 т рудной массы.

Закладка выработанного пространства: выбор материала для закладки, объем закладочных работ, выбор способа закладки и оборудования. Для твердеющей закладки – расчет необходимой прочности, для гидравлической – описать технологию дренажа воды из блока. Трудоемкость работ, расход материалов и энергии на 1 цикл работ и на 1000 т добытой руды.

Организация работ очистной выемки: на основании произведенных расчетов составить график организации работ при очистной выемке, дать краткое описание организации работ в забое и блоке. Подсчитать состав забойной группы и определить её производительность.

Количество блоков, необходимое для обеспечения годовой производительности рудника (шахты). Число блоков в одновременной очистной выемке.

Расчет калькуляции себестоимости добычи 1 т рудной массы

Расчет калькуляции по каждой из статей расходов прямых затрат (заработная плата, материалы, энергия, амортизация) производится по форме таблицы 7.

В заключении определяется себестоимость в расчете на 1 т погашенных запасов руды.

Основные технико-экономические показатели системы разработки

- Распределение запасов руды в блоке по стадиям работ.
- Длина подготовительных и нарезных выработок, м.
- Производительность рудника, т/год.
- Срок существования, лет.
- Средняя производительность блока, т/мес.
- Средняя производительность труда по системе разработке, т/см.
- Себестоимость одной тонны руды из очистных работ.
- Средние потери и разубоживание по блоку.
- Среднее содержание полезного компонента в добытой руде.

Последовательность расчета параметров системы разработки

1. Выбор способа отделения руды от массива (шпурами, скважинами, механической отбойкой) и объема единовременно отбиваемой руды (согласовать с плановой производительностью очистного блока), оптимизация БВР. Выбор способа доставки руды в пределах блока и средств механизации, оптимизация доставки. Проектирование системы разработки.
2. Выбор размеров блока, исходя из устойчивости обнажений и требуемой производительности рудника.
3. Подсчет объемов подготовительных и нарезных работ, распределение балансовых запасов по стадиям работ.
4. Вычисление показателей извлечения руды (потерь и разубоживания) по стадиям работ.
5. Определение состава проходческой бригады на подготовительных работах, продолжительность работ, потребное оборудование.
6. Расчет очистной выемки:
 - среднесуточная производительность и продолжительность очистной выемки блока;
 - необходимое очистное оборудование;
 - число блоков в одновременной работе;
 - основные технологические процессы (БВР, доставка, управление горным давлением);
 - извлечение целиков.

Калькуляция себестоимости производственных процессов (указать единицу счета, например, 1 т погашенных запасов)

	Наименование статей расходов	Раз- ряд	Ед.изм .	Кол. на ед. счета	Стои- мость ед., руб.	Сум- ма, руб.
	1. Заработная плата					
	Итого по тарифу					
	Доплата за ночное время					
	Премия					

Итого с ночными и премией					
Итого с районным коэффициентом					
Дополнительная заработная плата					
Итого с дополнительной заработной платой					
Отчисления на социальные нужды					
ИТОГО заработной платы с начислениями					
2. Материалы					
ИТОГО материалов (с учетом транспортных					
3. Энергия					
ИТОГО энергии					
4. Амортизация (по отдельному расчету)					
ИТОГО прямых затрат на единицу расчета					

**Инвестиционные затраты и годовые амортизационные отчисления
на горные машины и оборудование**

Наименование горных машин и оборудования	Оптовая или до- говор- ная це- на, руб.	Количе- ство единиц	Сумма, руб.	Транс- порт и монтаж, руб.	Полная (балан- совая) стои- мость, руб.	Норма аморти- зации, %/год	Сумма годовой амортиза- ции, руб.
1.							
2.							
ИТОГО затрат на горные машины и оборудование							

7. Составление циклограмм и календарного плана работ подготовительных и очистных работ на основании табл. 5 настоящего пособия.

8. Расчет технико-экономических показателей по системе разработки.

Извлечение полезных ископаемых

Потери - это часть балансовых запасов руды, неизвлечённой из недр при добыче или потерянной при транспортировке рудной массы. Разубоживание - это снижение содержания полезного компонента в добытой руде за счет примешивания к ней пустой породы (потери качества руды).

Коэффициент потерь (по металлу, полезному компоненту):

$$K = \frac{V_{\text{пот}} * \alpha_{\text{пот}}}{\alpha_{\text{бл}} * B_{\text{бл}}}, \text{ отн.ед.}$$

где $V_{\text{пот}}$ - количество потерянной руды из балансовых запасов, т;

$\alpha_{\text{пот}}$ и $\alpha_{\text{бл}}$ - содержание полезного компонента в потерянной руде и в погашенных балансовых запасах, т.е. в извлеченных запасах, %;

$B_{\text{бл}}$ - количество погашенных балансовых запасов руды, т.

Коэффициент разубоживания руды:

$$P = \frac{\alpha_{\text{бл}} - \alpha_{\text{доб}}}{\alpha_{\text{бл}}}, \text{ отн.ед.}$$

$\alpha_{\text{доб}}$ - содержание полезного компонента в добытой руде, %.

Потери руды (по руде, без учета содержания металла):

$$П = \frac{V_{\text{пот}} * 100\%}{B_{\text{бл}}}, \text{ отн.ед.}$$

Разубоживание:

$$r = \frac{V_{\text{разуб}} * 100\%}{V_{\text{добыт}}}, \text{ отн.ед.}$$

где $V_{\text{разуб}}$ - объем примешанной в руду пустой породы, т или м^3 ;

$V_{\text{добыт}}$ - объем добытой руды, т или м^3

$$V_{\text{добыт}} = B_{\text{бл}} - V_{\text{пот}} + V_{\text{разуб}} = \frac{B_{\text{бл}} * (1 - K)}{(1 - r)} = \frac{B_{\text{бл}} * K_{\text{извл}}}{(1 - r)}, \text{ отн.ед.}$$

Выход рудной массы:

$$\eta = V_{\text{добыт}} / B_{\text{бл}}$$

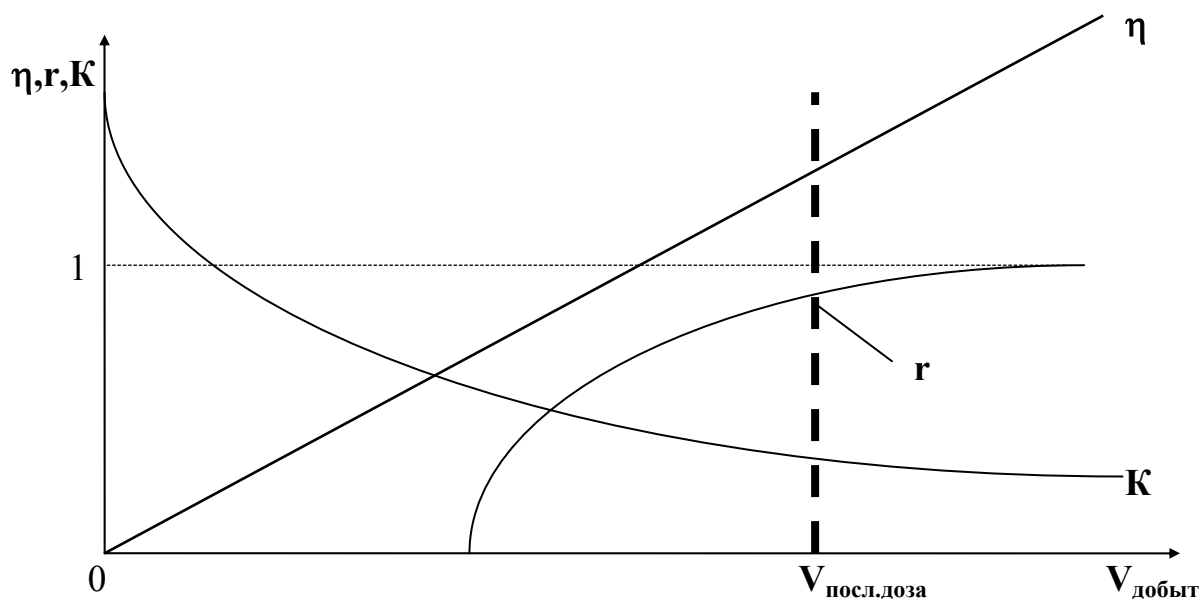
Коэффициент примешивания пустых пород:

$$r^1 = \frac{V_{\text{разуб}} * 100\%}{B_{\text{бл}}} = \eta * r, \text{ отн.ед.}$$

При подсчете коэффициентов потерь и разубоживания руды:

а) по блоку - расчет ведется:

- на текущее состояние по выпуску рудной массы;
- на выпуск последней дозы, т.е. что останется в блоке когда всю руду уже извлекли, исключая эксплуатационные потери и потери в целиках (см. эскиз);



б) по подготовительно-нарезным работам $K = 0$, $r = (S_{\text{вчерне}} - S_{\text{руда}}) / S_{\text{вчерне}}$.

Средние значения извлечения при очистных работах:

$$K_{\text{извл}} = 1 - K_0 = I_0 / B_0, \quad r_0 = (D_0 - I_0) / D_0$$

Средние значения извлечения по блоку:

$$K_{\text{извл}} = 1 - K = I / B_{\text{бл}}, \quad r = (D - I) / D.$$

Показатели извлечения по блоку (участку) сводят в таблицу 7.

Таблица 7

Стадия работ	Балансовые запасы, Б, м ³	Коэффициент извлечения, $K_{\text{извл}}$	Разубоживание, r	Извлекаемые запасы, И, м ³	Объем добытой руды, Д, м ³
Подготовительные работы	$B_{\text{п}}$	$1 - K_{\text{п}}$	$r_{\text{п}}$	$I_{\text{п}} = B_{\text{п}} * (1 - K_{\text{п}})$	$D_{\text{п}} = I_{\text{п}} / (1 - r_{\text{п}})$
Нарезные работы	$B_{\text{н}}$	$1 - K_{\text{н}}$	$r_{\text{н}}$	$I_{\text{н}}$	$D_{\text{п}}$
Очистные работы:					
- выемка камер	$B_{\text{о.к.}}$	$1 - K_{\text{о.к.}}$	$r_{\text{к}}$	$I_{\text{к}}$	$D_{\text{п}}$ $D_{\text{п}}$
- выемка целиков	$B_{\text{о.ц.}}$	$1 - K_{\text{о.ц.}}$	$r_{\text{ц}}$	$I_{\text{ц}}$	
ИТОГО:	$B_0 = B_{\text{о.к.}} + B_{\text{о.ц.}}$	$1 - K_0$	r_0	$I_0 = I_{\text{к}} + I_{\text{ц}}$	$D_0 = D_{\text{к}} + D_{\text{ц}}$
ВСЕГО по блоку:	$B_{\text{бл}} = B_{\text{п}} + B_{\text{н}} + B_0$	$1 - K$	r	$I = I_{\text{п}} + I_{\text{н}} + I_0$	$D = D_{\text{п}} + D_{\text{н}} + D_0$

§ 13. Техничко-экономическое сравнение вариантов технологии очистной выемки (пример)

- Суточная производительность:
по базовому варианту $P = 1500$ т/сутки;
по проекту $P = 1828,2$ т/сутки

- Фонд зарплаты на сутки (в году 300 рабочих суток)

Списочный состав	Зарплата, руб.	Количество людей		Сумма, руб.	
		базовый	проект	базовый	проект
Машинист горно-выемочной машины V р.	330,11	3	3	990,33	990,33
ГРОЗ	330,11	30	27	9903,3	8912,97
Подз. э/слесарь IV р.	212,85	5	4	1064,25	851,4
Э/слесарь ППР V р.	242,73	8	8	1941,84	1941,84
МПУ III р.	174,64	6	4	1047,84	698,56

ГПРШ р.	174,64	7	4	1222,48	698,56
Всего, руб.		59	50	16170,04	14093,66
Итого на год, тыс. руб.				4851,0	4228,1
Месячный фонд оплаты ИТР, руб/мес				28537,3	28537,3
Годовой фонд оплаты ИТР, тыс. руб.				342,45	342,45
ИТОГО, тыс. руб/год				5193,45	4570,55
Отчисления на социальные нужды, 35,6%, тыс. руб/год				1848,9	1627,1
ВСЕГО, тыс.руб/год				7042,35	6197,65

Месячный фонд оплаты ИТР, одинаковый по обоим вариантам - 28537,3 руб., на год - 342,45 тыс.руб.

3. Расход материалов в сутки – исходя из суточной производительности и норм расхода

Материалы	Ед. изм., руб.	Количество	
		базовый	проект
Зубки комбайновые	руб/сутки	6618,8	6855,0
Смазочные материалы	руб/сутки	3039,6	2488,3
Запчасти вспом.	руб/сутки	983,6	1200,0
Малоценка и БИП	руб/сутки	3682,3	3272,5
Кабель комбайновый	руб/сутки	421,1	513,7
Кабель конвейерный	руб/сутки	312,6	381,4
Рештаки	руб/сутки	2705,9	2081,3
Цепи конвейерные	руб/сутки	1655,7	800,0
Лента конвейерная	руб/сутки	69016,4	72000
Лесные материалы	руб/сутки	4555,1	4337,2
Пиломатериалы	руб/сутки	753,9	919,8
Материалы с длит.сроком эксплуатации	руб/сутки	4571,4	4357,2
Взрывчатые вещества	руб/сутки	571,3	697,1
Средства взрывания	руб/сутки	129,8	158,4
Итого	руб/сутки	90017,9	100061,9
Прочие материалы, 10%	руб/сутки	9001,8	10006,2
Итого	руб/сутки	99219,7	110068,1
Неучтённые 15%	руб/сутки	13532,9	16510,2
Итого на сутки, руб.	руб/сутки	103752,6	126578,3
Итого на год, тыс. руб.		31125,8	37973,5

4. Электроэнергия

Расчёт электроэнергии (по двухставочному тарифу)¹¹

Затраты на энергию в месяц по двухставочному тарифу в общем виде определяются по следующей формуле:

$$S = (N * a + W * b) * (1 \pm c),$$

где: S – сумма затрат на энергию, руб.;

N – мощность трансформаторов, кВ·А;

a – тариф за установленную мощность;

W – расход электроэнергии за месяц, кВт·ч;

b – тариф за расходуемую электроэнергию;

c – поправка на $\cos\varphi$ (полнота использования потребителем номинальной мощности).

Расход электроэнергии для механизмов определяется по формуле:

$$W = N_{\text{уст}} * t_{\text{мес}} * k,$$

где: $N_{\text{уст}}$ – установленная мощность двигателей, кВт;

$t_{\text{мес}}$ – число часов работы машины в месяц;

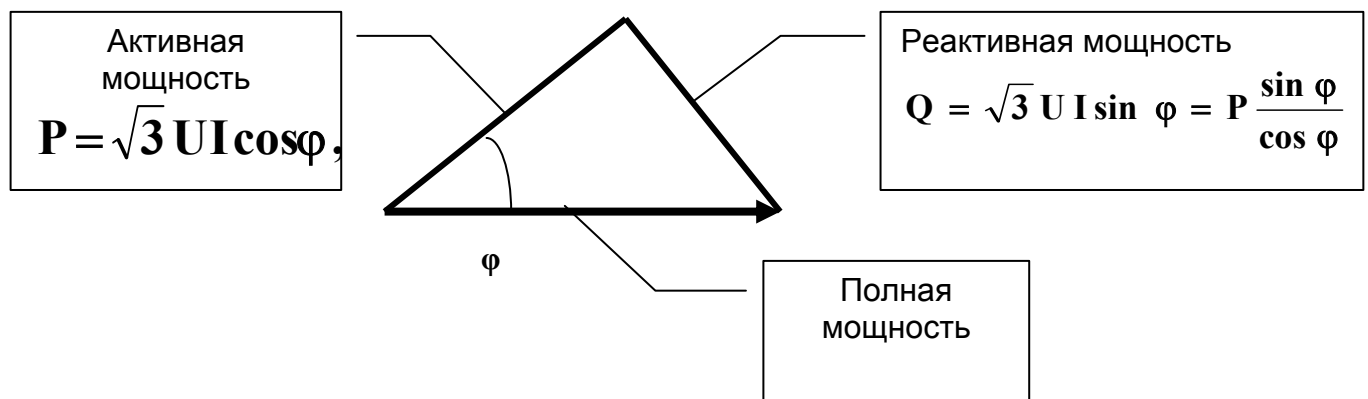
k – коэффициент использования электроэнергии во времени, равен 0.25-0.6.

В настоящее время для питания подземных электроприемников рудников и угольных шахт страны применяются 6 кВ, 660 В и напряжение 10 кВ.

Напряжение 6 кВ применяют для питания стационарных электроприемников мощностью 200—250 кВт и выше, напряжение 0,66 и 1,14 кВ — для питания электродвигателей меньшей мощности и двигателей механизмов очистных и подготовительных участков.

Для питания ручного электроинструмента применяется напряжение 127 В, а для освещения - 127 и 220 В.

Для питания электровозной откатки применяют напряжение 250 В постоянного тока, однако есть тенденция применения 650 В постоянного тока и 470 В (при высокочастотной откатке).



А. При $P_{\text{акт}} > 500$ кВт:

$$C_{\text{э-энергия}} = (P_{\text{акт}} * m_1 + W_{\text{акт}} * m_2) * (1 \pm k) \quad , \quad \text{руб/мес}$$

¹¹ Гладилин Л.В. Основы электроснабжения горных предприятий.- М.: Недра, 1980.

где $P_{\text{акт}}$ - величина оплачиваемого максимума (в течение получаса) заявленной активной мощности (основная оплата), кВт;

$W_{\text{акт}}$ - величина фактически отпущенной активной электроэнергии (дополнительная оплата), кВт;

m_1 – ставка оплаты за 1 кВт максимума нагрузки, руб/кВт-мес;

m_2 – ставка оплаты за фактически отпущенную активную электроэнергию, руб/кВт-час;

k – скидка или надбавка к тарифу, в зависимости от фактического отклонения от нормативного коэффициента мощности: для асинхронных двигателей коэффициент мощности равен: $\cos \varphi = 0,95$ – в рабочем режиме и $\cos \varphi = 0,2$ – в холостом режиме (при отклонении на $\pm 0,05$ $k=0$)

Б. При $P_{\text{акт}} < 500$ кВт и $Q_{\text{реакт}} > 100$ кВА:

$$C_{\text{э-энергия}} = (Q_{\text{реакт}} * m_1 + W_{\text{акт}} * m_2) * (1 \pm k) \quad , \quad \text{руб/мес}$$

где $Q_{\text{реакт}}$ - величина оплачиваемой присоединённой реактивной мощности (основная оплата), кВА;

$W_{\text{акт}}$ - величина фактически отпущенной активной электроэнергии (дополнительная оплата), кВт;

m_1 – ставка оплаты за за 1 кВА реактивной нагрузки, руб/кВА-мес;

m_2 – ставка оплаты за фактически отпущенную активную электроэнергию, руб/кВт-час;

k – скидка или надбавка к тарифу, в зависимости от фактического отклонения от нормативного коэффициента мощности: для асинхронных двигателей коэффициент мощности равен: $\cos \varphi = 0,95$ – в рабочем режиме и $\cos \varphi = 0,2$ – в холостом режиме (при отклонении на $\pm 0,05$ $k=0$)

Тарифы m_1 и m_2 (в 2002 г.)

Регион	m_1 , руб/кВт-мес	m_2 , руб/кВт-час
Губкин	113	0,91
Прокопьевск	200	1,2
Солигорск	6,4 тыс.бел-руб/кВт-мес	75 бел-руб/кВт-час

Потребители электроэнергии	Уст. мощность, кВт		Cos φ базов / проект	Затраты, руб/сутки	
	базовый	проект		базов.	проект
Очистной комбайн	250	300	0,91/0,92	2996,25	3595,5
Лавный конвейер	400	500	0,9/0,9	4474,4	5593,0
Подлавный конвейер	220	220	0,91	2460,9	2460,9
Ленточный конвейер	100	100	0,9	2237,2	2237,2
Насос	22	22	0,87	124,08	124,08
Лебёдка маневровая	11	11	0,86	155,1	155,1

Маслостанция	72	76	0,9	1500,0	1500,0
Освещение	17,5	17,5	0,88	1974,0	1974,0
Итого, руб/сутки				15921,93	17639,78
Всего, тыс.руб/год				4776,6	5291,9

Потребители электроэнергетики	Реактивная. мощность, кВА		Sin φ базов / проект	Затраты, руб/сутки	
	базовый	проект		базов.	проект
Очистной комбайн	112,6	127,2	0.41/0,39	4,2	4,7
Лавный конвейер	191,1	238,9	0,43/0,43	7,1	8,8
Подлавный конвейер	99,1	99,1	0,41	3,7	3,7
Ленточный конвейер	47,8	47,8	0,43	1,8	1,8
Насос	12,1	12,1	0,48	0,5	0,5
Лебёдка маневровая	6,5	6,5	0,51	0,2	0,2
Маслостанция	34,4	36,3	0,43	1,3	1,4
Освещение	9,3	9,3	0,47	0,3	0,3
Итого, руб/сутки				19,1	21,4
Всего, тыс.руб/год				5,73	6,42

5. Амортизация

Оборудование	Суточная норма амортизации, %	Балансовая стоимость, тыс. руб.		Сумма отчислений за сутки, руб/сутки	
		Базовый 2КМТ	Проект 2КШ138	базовый	проект
Комбайн и крепь	0,08	16950	18600	13560,0	14880,0
Скребок конвейер	0,06	480,5	494,3	288,3	296,58
Ленточный конвейер	0,06	3586	3586	4303,2	4303,2
Лебёдка	0,09	32,8	32,8	59,04	59,04
Насос центральный	0,06	15,9	15,9	9,54	9,54
Крепь сопряжения	0,11	249	249	273,9	273,9
Итого на сутки, руб.				18493,98	19822,26
Итого на год, тыс. руб.				5640,67	6045,79

6. Общешахтные капитальные затраты

Оборудование	Балансовая стоимость, тыс. руб.	
	Базовый 2КМТ	Проект 2КШ138
Комбайн и крепь	16950	18600
Скребковый конвейер	480,5	494,3
Ленточный конвейер	3586	3586
Лебёдка	32,8	32,8
Насос центробежный	15,9	15,9
Крепь сопряжения	249	249
Итого, тыс. руб.	21314,2	22978,0

7. Сравнение показателей

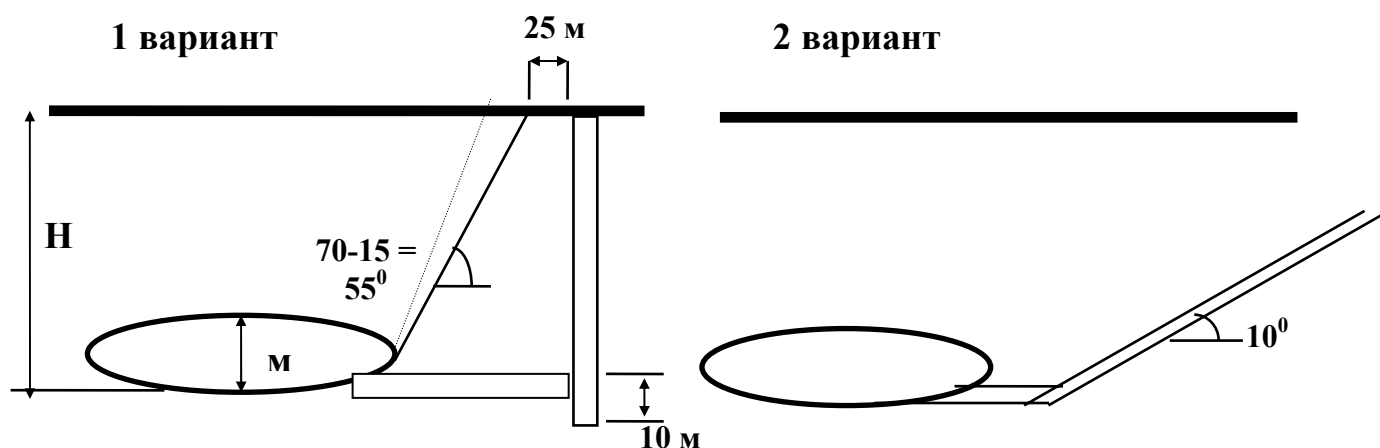
Показатели	Ед. изм.	Сумма, руб.		Результат
		базовый	проект	
Годовой объём работ	Тыс.т	1800	1940	+140
1. Эксплуатационные затраты, всего	Тыс.руб.	53450,25	61066,76	
Удельные эксплуатационные затраты, С	Руб/т	29,7	31,5	
Заработная плата: горнорабочих ИТР	Тыс.руб/год	4851,0 342,45	4228,1 342,45	
Отчисления на социальные нужды	Тыс.руб/год	1848,9	1627,1	
Материалы	Тыс.руб/год	31125,8	37973,5	
Электроэнергия: по кВт по кВА	Тыс.руб./год	4776,6 5,73	5291,9 6,42	
Амортизация	Тыс.руб/год Руб/т	5640,67	6045,79	
Всего	Тыс.руб/год Руб/т	48591,15 27,0	55515,26 28,6	
Общехозяйственные затраты 10%	Тыс.руб/год Руб/т	4859,1 2,7	5551,5 2,9	
Итого	Тыс.руб/год Руб/т	53450,25 29,7	61066,76 31,5	
2. Капитальные вложения	Тыс.руб.	21314,2	22978,0	

Удельные капвложения, К	Руб/т	11,83	11,84	
Приведённые капитальные вложения ($0,14 \cdot K$)	Руб/т	1,66	1,66	
Общие суммарные приведённые затраты ($C + E \cdot K$)	Руб/т	31,36	33,16	
Годовой экономический эффект	Тыс.руб/год			

§ 14. Выбор способа вскрытия (пример)

Определить способ вскрытия при следующих условиях:

Мощность залежи $m=20$ м, длина по простиранию 600 м, длина вкрест простирания 400 м. Угол падения 0 град, глубина разработки $H=320$ м, плотность руды 3 т/м^3 . Коэффициент крепости породы $f=10$, коэффициент извлечения руды $K_{из}=0.95$. Коэффициент разубоживания $R=0.1$. Угол сдвижения налегающих пород 70 град. Годовая производительность рудника $A_r=0.5$ млн.т/год. Примерная рыночная стоимость добываемого металла (медь) $\Pi=2$ у.е./кг, среднее содержание в руде $\alpha=3\%$.



Для вскрытия месторождения могут быть применены следующие варианты:

- вскрытие вертикальным стволом;
- вскрытие наклонным стволом с транспортированием руды самоходным оборудованием;
- вскрытие наклонным стволом с конвейерным транспортом;
- вскрытие наклонным стволом со скиповым транспортом;

При заданной годовой производительности применения скипа и конвейера на наклонном стволе нецелесообразно, поэтому для технико-экономического сравнения вариантов оставляем два первых варианта. При их сравнении затраты на про-

ведение и эксплуатацию вспомогательных стволов, на водоотлив, вентиляцию не учитываем, т.к. они одинаковые для обоих вариантов.

Балансовые запасы руды:

$$B = L * B * m * = 600 * 400 * 20 * 3 = 14.4 \text{ млн. т}$$

Количество добытой руды:

$$D = B \frac{1-P}{1-R} = B \frac{K_{из}}{1-R} = 14,4 \frac{0,95}{0,9} = 15,2 \text{ млн.т}$$

Количество добываемого металла:

$$M = \alpha * D / A_r = 0.03 * 15.2 / 0.5 = 0.912 \text{ т/год}$$

Продолжительность отработки месторождения:

$$t = 15.2 / 0.5 = 30 \text{ лет}$$

1) Капитальные затраты по сравниваемым вариантам

Поперечные сечения вскрывающих выработок и объёмы околоствольных дворов принимаем типовыми в соответствии с годовой производительностью рудника, назначением выработок и принятым способом транспортировки (см. таблицу).

Длина квершлага для 1 варианта:

$$L = 25 + 320 / \text{tg}55 = 250 \text{ м}$$

Стоимость оборудования для вариантов транспортирования:

- клетевой подъём - 2500 тыс.у.е.;
- подъём автосамосвалами подсчитаем для 2 варианта:

Выработка	Сечение, м ²	Длина м	Объём, м ³	Себестоимость проведения, у.е./м ³	Затраты на проведение, у.е./м ³
1 вариант					
Вертик.ствол d=5.7м	25.5	330	8415	650 (без крепи)	5469.75
Околоствольный двор	---	---	1400	450	630
Квершлаг	9.4	250	2350	300	705
Итого:					6804.75
2 вариант					
Наклонный ствол	19.8	1850	36630	400	14652
Околоствольный двор	---	---	450	450	202.5
Итого:					14854.5

Число автосамосвалов (ценой каждый 65.6 тыс.у.е.) для транспортирования руды по подземным выработкам:

$$N_a = \frac{A_{\Gamma} K_{\text{нер}} K_{\text{инв}}}{3 \cdot 300 A_{\text{см}}}$$

где $K_{\text{нер}} = 1.15$ - коэффициент неравномерности работы автосамосвалов;

$K_{\text{инв}} = 1.2$ - коэффициент инвентаризации (запаса);

3 - число рабочих смен в сутках;

300 - число рабочих дней в году;

$A_{\text{см}}$ - сменная производительность автосамосвалов:

$$A_{\text{см}} = \frac{L_{\text{см}} Q_a}{2 L_{\text{тр}}}$$

$L_{\text{см}}$ - сменный пробег автосамосвала (из практики $L_{\text{см}} = 60$ км);

$Q_a = 5$ т - грузоподъемность автосамосвала;

$L_{\text{тр}}$ - длина транспортирования, км:

$$L_{\text{тр}} = H / \sin 10 = 320 / \sin 10 = 1.85 \text{ км.}$$

Отсюда:

$$A_{\text{см}} = 60 \cdot 5 / (2 \cdot 1.85) = 81.1 \text{ т}$$

$$N_a = 500\,000 \cdot 1.15 \cdot 1.2 / (3 \cdot 300 \cdot 81.1) = 9.5 = 10 \text{ шт.}$$

Итак затраты на оборудование:

1 вариант $З = 2500$ тыс.у.е..

2 вариант $З = 10 \cdot 65.6 = 656$ тыс.у.е..

Итого капитальные затраты по вариантам:

1 вариант $К = 6804.75 + 2500 = 9304.75$ тыс.у.е..

2 вариант $К = 14854.5 + 656 = 15510.5$ тыс.у.е..

2) Эксплуатационные затраты

Затраты на транспортирование руды по наклонному стволу:

$$K_a = \frac{L_{\text{см}} (C_1 + C_2)}{1000 A_{\text{см}}} + \frac{C_3}{A_{\text{см}}} = \frac{60 (670 + 270)}{1000 \cdot 81} + \frac{32}{81} = 1,1$$

где $L_{\text{см}} = 60$ км - сменный пробег;

$A_{\text{см}} = 81$ т - сменная производительность одного автосамосвала;

$C_1 = 670$ у.е./ $(1000 \cdot \text{км} \cdot \text{т})$ - затраты на обслуживание и ремонт автомашин;

$C_2 = 270$ у.е./ $(1000 \cdot \text{км} \cdot \text{т})$ - затраты на горюче-смазочные материалы;

$C_3 = 32$ у.е./см - зарплата водителя за смену.

Затраты на поддержание выработок и транспортирование руды на поверхность

Виды затрат	1 вариант	2 вариант
Годовые затраты на поддержание, у.е./пм:		
- ствола	250	200
- квершлага	20	---
Затраты на транспортирование руды K_T :		

- по вертикальному стволу, у.е./($T \cdot \text{пм}$)	0.004	---
- по подземным выработкам, у.е./($T \cdot \text{пм}$)	0.0007	---
- по наклонному стволу, у.е./пм	---	1.1

Рассматриваемая задача является статической, т.к. каждый из сравниваемых вариантов характеризуется только первоначальными капиталовложениями, постоянством ежегодных эксплуатационных расходов, одинаковым сроком службы рудника (а это вряд ли).

Виды затрат	Формула	Расчет	Затраты, тыс.у.е.
1 вариант			
Поддержание ствола	$K_{\text{под}} * L_c * t$	250*330*30	2475
Поддержание квершлага	$K_{\text{под}} * L_k * t$	200*250*30	1500
Транспортирование руды по:			
- квершлагоу	$K_T * L_k * D$	$0.0007 * 250 * 15.2 * 10^6$	2660
- стволу	$K_T * L_c * D$	$0.004 * 330 * 15.2 * 10^6$	20064
ИТОГО:			26699
2 вариант			
Поддержание ствола	$K_{\text{под}} * L_c * t$	200*1850*30	11100
Транспортирование руды по:			
- наклонному стволу	$K_T * D$	$1.1 * 15.2 * 10^6$	
ИТОГО:			27820

Оптимальный вариант определяем по $\min$ удельных суммарных затрат:

$$\frac{E_n K}{A_r} + \frac{\Xi}{B} \rightarrow \min$$

$$A_r = 500\,000 \text{ т}; \quad B = 15.2 * 10^6 \text{ т}; \quad E_n = 0.15$$

Виды затрат	1 вар	2 вар
Капитальные затраты, у.е.	9 304 750	15 510 500
Эксплуатационные затраты, у.е.	26 699 000	27 820 000
Удельные суммарные затраты, у.е./т	5.16	12.66

Т.к. затраты по вариантам отличаются более, чем на 10%, то они убедительно выявили оптимальный вариант вскрытия - вертикальным стволом.

§ 15. Сравнение вариантов при выборе способа вскрытия рудных месторождений

В общем виде задача выбора оптимального варианта вскрытия и подготовки шахтного поля решается на основе технико-экономического сравнения конкурентоспособных вариантов с учётом горно-геологических условий (угла падения, мощности, устойчивости ... рудного месторождения), затрат на капитальное строительство

и эксплуатацию вскрывающих выработок...

В качестве критерия выбора рекомендуется использовать средние за расчетный период удельные приведенные затраты (дисконтированные затраты) по вариантам.

Для выполнения простейших практических расчетов в случае, когда годовые объёмы добычи и себестоимость руды стабильны в период эксплуатации, а срок строительства мал, капитальные вложения на поддержание эксплуатации рудника близки по величине отчислениям на реновацию, тогда можно использовать формулу:

$$Z_y = C + E_n * K, \text{ у.е. / т}$$

где C - себестоимость добычи (см. § 9), у.е./т ;

$E_n=0.15$ - нормативный коэффициент эффективности (рентабельность), соответствующий нормативному сроку окупаемости капитальных затрат ($0,15^{-1} = 6,7$ лет);

K - суммарные дисконтированные удельные капитальные вложения на строительство рудника, у.е./т.

При определении капитальных вложений необходимо учитывать не только первоначальные капитальные вложения на строительство шахты (или нового очистного горизонта) для достижения проектной мощности, но также и капитальные вложения будущих лет, т.е. дополнительные капвложения, осуществляемые в процессе эксплуатации шахты для поддержания проектной мощности шахты на определенном уровне (затраты на углубку стволов, на удлинение трасс внутришахтного транспорта ...)

Сравниваемые варианты могут отличаться не только по величине капитальных затрат, но и по времени их вложения. В этом случае капвложения должны быть приведены (дисконтированы) к затратам настоящего времени, обычно затраты приводятся к началу строительства, тогда все затраты будут затратами будущих лет.

Дисконтирование - процедура приведения к базисному (обычно к началу строительства) моменту времени затрат, результатов и эффектов, возникающих в будущем, за счет умножения затрат, результатов и эффектов на коэффициент дисконтирования, равный

$$\beta_t = \frac{1}{(1 + E)^t},$$

где t - номер шага расчета, например, годы или кварталы после начала строительства;

E - норма дисконта, принимается равной приемлемому для инвестора уровню дохода на его капитал, например, 10% . т.е. $E=0.1$.

Шаг расчета обычно принимается равным кварталу, т.е. трем месяцам (с такой периодичностью фирма обязана составлять финансовый отчет).

Если же норма дисконта E сама меняется во времени и на t -м шаге расчета равна E_t , то коэффициенты дисконтирования равны:

$$\beta_0 = 1 \quad \text{и} \quad \beta_t = \frac{1}{(1 + E_t)^t}.$$

Процедура дисконтирования численно отражает падающую со временем сравнительную значимость для нас затрат и эффектов, возникающих в отдаленном будущем (т.е. деньги сегодня для фирмы важнее, чем деньги потом).

Таким образом удельные капитальные вложения будущих лет равны

$$K_{\text{пр}} = K_{\text{буд}} \beta_t = \frac{K_{\text{буд}}}{(1 + E_{\text{ип}})^{\tau - T}}, \text{ у.е./т},$$

где $K_{\text{буд}}$ - затраты, которые будут производиться через t лет после сдачи рудника в эксплуатацию (момент времени τ), у.е.;

T - произвольный срок, к которому приводятся все капитальные затраты (обычно $T=0$), год.

При сравнении вариантов согласно “Методическим рекомендациям по оценке эффективности инвестиционных проектов и их отбору для финансирования”, утвержденные Госстроем, Минэкономки, Минфином и Госкомпромом РФ 31.03.94., необходимо рассчитать **показатели эффективности инвестиционных проектов**.

1. **Чистый дисконтированный доход (ЧДД - синоним интегральному эффекту NPV):**

$$NPV = \text{ЧДД} = \sum (R_t - Z_t) * \beta_t,$$

где R_t – результаты (выручка), получаемые на t -м шаге расчетов, в твердой валюте, например, у.е.;

Z_t - затраты, осуществляемые на том же шаге, у.е.

Чем выше ЧДД, тем выше эффективность проекта, при отрицательном ЧДД проект признают убыточным.

Под затратами Z_t понимают как капитальные вложения K_t , осуществляемые в этом году, квартале, так и текущие, эксплуатационные издержки I_t данного периода. А под текущими издержками I_t подразумевают себестоимость выпуска готовой продукции C_t за вычетом амортизационных отчислений A_t (амортизационные отчисления служат источником накопления денежных средств на специальном банковском счету, не облагаемом никакими налогами, который может расходоваться только на замену устаревших объектов основного фонда предприятия на новые, норма амортизации на горном предприятии рассчитывается обычно в виде потонной ставки - фиксированных отчислений с тонны добытой руды):

$$I_t = C_t - A_t, \text{ у.е.};$$

$$Z_t = K_t + I_t, \text{ у.е.}.$$

Себестоимость C_t (эксплуатационные затраты, участковые или полные) включает в себя все затраты, связанные с выпуском и реализацией продукции предприятия и не включает инвестиционные расходы. Элементы затрат:

1. Затраты материальных ресурсов:

- на сырье (полуфабрикат, на руднике сырья нет), основные материалы (основа выпускаемой продукции, как глина для кувшина, на руднике этих материалов нет) и вспомогательные материалы (ВВ, буровой инструмент и т.п.);

- на услуги производственного характера (оплата труда подрядчиков и посред-

ников).

2. Затраты на топливо, поступающее извне (уголь, мазут в котельной калорифера для обогрева воздуха в шахте).

3. Энергетические затраты на электроэнергию, поступающую извне (только для производственных нужд).

4. Амортизация основных фондов предприятия.

5. Оплата труда работников (зарплата, премии, вознаграждения).

6. Отчисления на социальные нужды (отчисления на страхование, в пенсионный фонд и фонд занятости).

7. Прочие денежные расходы (налоги, платежи за непроизводственное хозяйство, оплата командировок, услуг связи, банков, арендная плата, представительские расходы и т.д.).

Затраты по себестоимости готовой продукции C_t можно ориентировочно рассчитать по рыночной стоимости добываемых металлов (Π) с учётом планируемой рентабельности (r), например, в 15%:

$$C_t = (1 - r) * \Pi_t * Q_t, \text{ у.е. } .$$

Результаты R_t , получаемые в t -м году осуществления проекта, рассчитывают в виде годовой выручки, получаемой в этом году от реализации продукции Q_t по ожидаемым ценам Π_t , кроме того в состав выручки, получаемой от реализации проекта, может входить также выручка $\Phi_{в,t}$ от рыночной реализации высвобождаемых технических устройств, зданий, сооружений и т.п.:

$$R_t = \Pi_t * Q_t + \Phi_{в,t}, \text{ у.е. } .$$

Годовая прибыль равна:

$$\Pi_t = \Pi_t * Q_t - C_t = r * \Pi_t * Q_t, \text{ у.е. } .$$

Окончательно чистый дисконтированный доход определяем по формуле:

$$\begin{aligned} NPV &= [(\Pi_t * Q_t + \Phi_{в,t}) - (K_t + C_t - A_t)] * \beta_t = (\Pi_t + \Phi_{в,t} + A_t - K_t) * \beta_t = \\ &= (r * \Pi_t * Q_t + \Phi_{в,t} + A_t - K_t) * \beta_t, \text{ у.е. } \end{aligned}$$

Расчеты ЧДД удобнее всего осуществлять в табличной форме (табл. 8).

Таблица 8

Поряд- ковый номер года, кварта- ла t	Капи- таль- ные за- траты K_t , у.е.	Затра- ты по себе- стои- мости C_t , у.е.	Амор- тиза- цион- ные прито- ки A_t , у.е.	Реали- зуемая про- дукция $Ц_t * Q_t$, у.е.	При- быль $П_t$, у.е.	Оста- точная стои- мость фондов $Ф_{в.t}$, у.е.	Коэф- фици- ент дис- контин- гирования β_t	ЧДД у.е.
--	--	--	--	---	------------------------------	--	--	-------------

0	5	-	-				1	- 5
1	1	6	0.8	4.4	-1.6	-	0.93	-1.7
2	0.5	9	0.8	9.8	+0.8	0.2	0.86	+1.1
Всего:								-5.6

2. **Индекс доходности** (ИД - синоним индекс прибыльности PI) - отношение суммы приведенных эффектов к величине капиталовложений:

$$PI = ИД = \frac{1}{K_t} \sum (R_t - Z_t) \frac{1}{(1+E_t)^t}, \text{ у.е.}$$

где K_t - капиталовложения, у.е.;

R_t - результаты (выручка), получаемые на t -м шаге расчетов, в твердой валюте, например, у.е.;

Z_t - затраты на t -м шаге расчетов при условии, что в них не входят капиталовложения, у.е..

Проект считается эффективным в случае, если ИД больше единицы.

3. **Внутренняя норма доходности** (ВНД - синоним внутренняя норма прибыли IRR) - та норма дисконта E , при которой величина приведенных эффектов равна приведенным капиталовложениям, т.е. ту норму, при которой осуществление проекта приносит возврат осуществленных инвестиций точно к концу расчетного периода. Если эта норма выше процентной ставки кредита, то кредит выгодно брать. Расчет очень сложен и в курсовых, дипломных проектах производить его не следует.

4. **Срок окупаемости** представляет собой длительность периода, в течении которого первоначальные вложения и другие затраты, связанные с осуществлением

проекта, покрываются суммарным денежным эффектом, приносимым проектом, т.е. когда сумма чистых доходов будет равна сумме инвестиций:

$$t = \frac{\text{Ln} \left[1 - \frac{E_t}{r} \langle 1 - (1+r)^{-t} \rangle \right]}{\text{Ln}(1+E_t)}, \text{ годы}$$

где r - внутренняя ставка доходности (рентабельности), должна быть больше величины E_t , иначе инвестиции убыточны.

§ 16. Последовательность выбора схемы вскрытия (зная годовую производительность A_r)

1. Балансовые запасы $B = L * N_p * m * \gamma$
2. Количество добываемой руды $D = B * (1-P) / (1-P)$
3. Число этажей $N_{эт} = N_p / N_{эт}$
4. Продолжительность отработки месторождения $T = D / A_r$
5. Продолжительность отработки этажа $T_{эт} = T / N_{эт}$
6. Объём околоствольного двора
- вертикального клетевого

$$V = 13.5 + (4.6 + 0.9 * w_0) * A_r, \text{ тыс.м}^3$$

где w_0 - коэффициент водообильности, обычно $1 \text{ м}^3/\text{т}$;
 A_r - годовая производительность рудника, млн.т;

- наклонного

$$V = 6 * A_r^{0.5} + A_r / 200, \text{ тыс.м}^3$$

- вертикального скипо-клетевого

$$V = 2500 * A_r, \text{ тыс.м}^3$$

7. Шаг углубки

$$h_y = 2 * W_{\text{верт}} * T_{эт}, \text{ м}$$

где $W_{\text{верт}}$ - скорость понижения очистных работ, м/год.

8. Первоначальная глубина проходки ствола

$$H_{\text{перв}} = H_{\text{нанос}} + h_y + N_{эт}, \text{ м}$$

9. Сечение ствола

- вертикального $S = 23.4 + 3.6 * A_r, \text{ м}^2$

- наклонного $S = 19.3 + 0.98 * A_r, \text{ м}^2$

где A_r - годовая производительность рудника, млн.т.

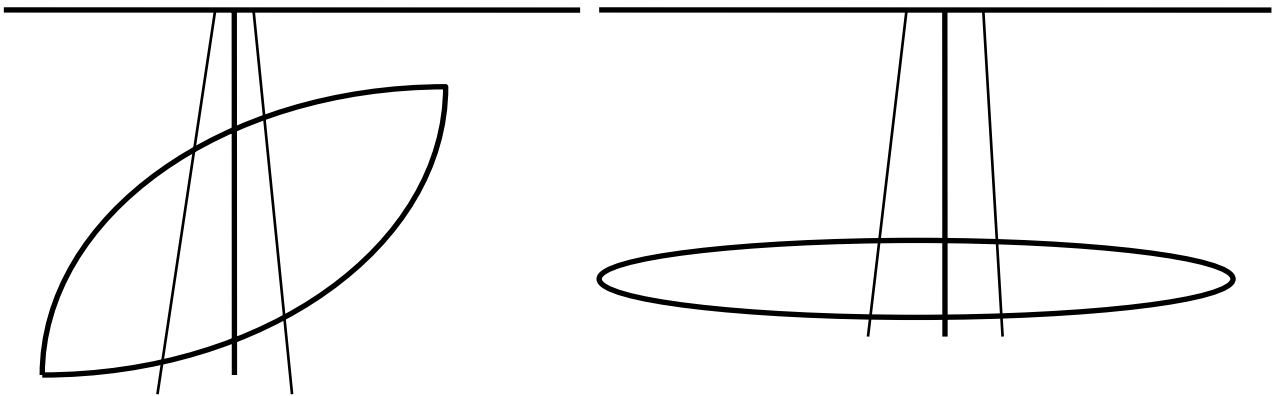
10. Сечение квершлага $S = 4.2 + 5.4 * A_r$, но не менее 12 м^2 .

§ 17. Расположение стволов относительно рудного тела

1) Вкрест простирания обычно стволы располагают в лежащем боку вне зоны сдвижения пород и так, чтобы руда не попала в охранный целик ствола.

Исключение - вскрытие крупных наклонных залежей с большой длиной по падению, тогда верхние горизонты вскрываются стволом в лежащем боку, а нижние - в висячем (Ачисайский полиметаллический комбинат - рудники Миргалимсайский и Глубокий).

Стволы с пересечением рудного тела располагают в пологих залежах большой площади, т.к. при крутом падении больше охранный целик.



2) По простиранию бывает центральное и фланговое расположение стволов. При центральном - сокращается длина транспортирования руды и ускоряется подготовка горизонтов, но увеличивается число стволов, т.к. потребуется еще два ствола на флангах для сквозной (диагональной) вентиляции шахтного поля.

Как правило, при длине по простиранию шахтного поля до 500-700 м в мощных залежах и до 1-1.5 км в маломощных - рудоподъемный ствол может располагаться в центре.

При центральном расположении ствола шахтное поле делят пополам по величине запасов руды для обеспечения мин затрат на откатку до ствола.

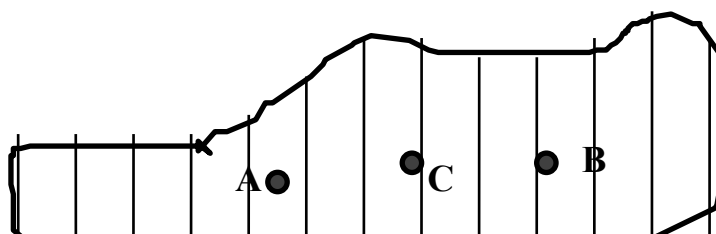
При смещении центра тяжести запасов руды по горизонтам ствол располагают со смещением в сторону центра тяжести верхних горизонтов для скорейшего возмещения затрат на строительство рудника.

A, B и C - центры тяжести запасов двух флангов и шахтного поля в целом.

Условие: $T_a * L_1 = T_b * L_2$,

где T_a и T_b - запасы флангов;

L_1 и L_2 - длина транспортирования руды от центров тяжести флангов до ствола.



Число основных откаточных квершлагов:

$$n = \frac{H - (h_k + h_{\text{пот}})}{h_z n_z}$$

где H - глубина оруденения от поверхности, м;

h_k - толщина наносов (или предельная глубина карьера), м;

$h_{\text{пот}}$ - толщина предохранительной потолочины под днищем карьера или под наносами, м;

h_z - высота этажа, м;

n_z - количество этажей, обслуживаемых основными (концентрационными) горизонтами.

Выбор места заложения ствола (пример)

Определить место заложения основного ствола по простиранию рудной залежи. Высота этажа 60 м, плотность руды 3.5 т/м^3 , длина рудного тела по простиранию 750 м.

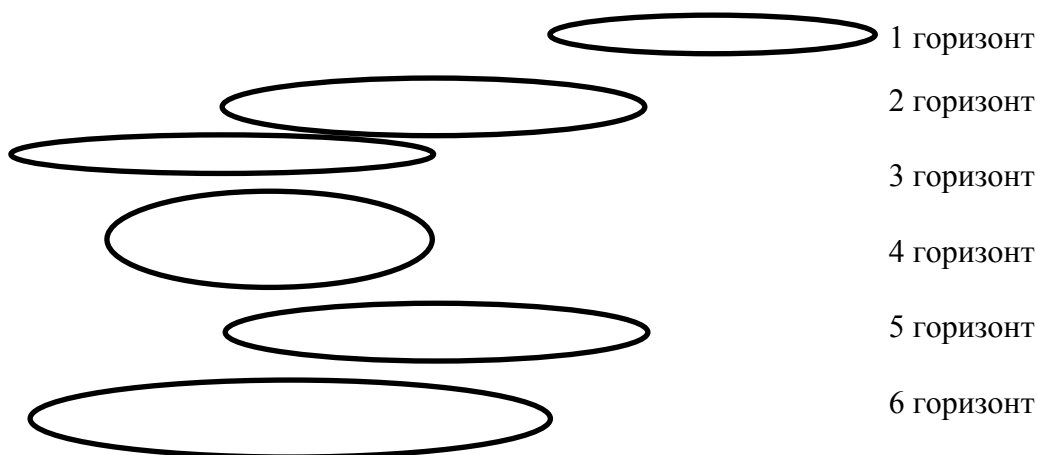
Место заложения ствола определяем из условий:

$$S = S_{\text{пр}} = 0.5 * S \quad \text{или} \quad S = 0.5 * S_1 + S_2 + \dots + S_5 + 0.5 * S_6$$

Общая расчетная рудная площадь (определяем графически) – рис. 14:

$$S = 141210 \text{ м}^2, \quad \text{отсюда} \quad 0.5 * S = 70605 \text{ м}^2$$

Принимаем погрешность в расчетах рудных площадей 10% от $0.5 * S$ - это область оптимального расположения ствола по простиранию (заштриховано).



Как изменится полученное в предыдущем примере положение ствола, если учесть затраты на транспортирование рудной массы на земной поверхности от ствола до обогатительной фабрики, расположенной справа по простиранию залежи. Затраты на поверхностное транспортирование составляют 70% от затрат на подземное транспортирование, т.е. $C_{\text{п}} / C_{\text{ш}} = 0.7$.

Определяем величину эквивалентной расчетной рудной площади из условия:

$$S_{\text{з}} = S * C_{\text{п}} / C_{\text{ш}} = 141210 * 0.7 = 98847 \text{ м}^2$$

где $C_{\text{п}}$ и $C_{\text{ш}}$ - затраты на транспортирование рудной массы по поверхности и в шахте, у.е./($\text{т} * \text{км}$).

$$\text{Следовательно } S + S_{\text{з}} = 141210 + 98847 = 240057 \text{ м}^2.$$

$S_1, S_2 \dots S_6$ - площади балансовых запасов

Отсюда расположение ствола будет соответствовать участку, сдвинутому немного вправо:

$$0.5 * (S + S_{\text{з}}) = 0.5 * 240057 = 120028.5 \text{ м}^2$$

§ 18. Ступени вскрытия месторождения

При одноступенчатом вскрытии месторождение вскрывается одним рудовыдачным стволом на всю глубину, при двухступенчатом - нижние горизонты вскрываются отдельным, слепым стволом.

Достоинства двухступенчатого вскрытия:

- производительность ствола не снижается с глубиной работ, т.к. высота подъё-

ма не так велика как при одноступенчатом вскрытии;

- уменьшается длина квершлагов, т.к. слепой ствол располагают ближе к рудному телу (но за пределами зоны сдвижения);
- рудник вводится в эксплуатацию, не дожидаясь окончания проходки слепого ствола, т.е. предприятие начинает раньше приносить прибыль.

Недостатки:

- необходимость содержать лишнюю подъёмную машину;
- необходимость лишней перегрузки и откатки руды от слепого ствола до основного (выходящего на земную поверхность) ствола.

Одноступенчатое вскрытие применяется до глубины 1.2-1.5 км на крупных шахтах и до 1.8-2.2 км на маломощных шахтах (например, в Южной Африке), на более глубоких шахтах применяют двухступенчатое (или многоступенчатое) вскрытие.

Выбор числа ступеней вскрытия осуществляется экономическим сравнением по чистому дисконтированному доходу (NPV), при этом возможны два случая:

1) по одному варианту до определенной глубины проходят основной ствол, а затем его углубляют; по другому варианту - вместо углубки основного ствола производят проходку слепого ствола;

2) другой случай - месторождение по первому варианту вскрывают сразу на всю глубину (без углубки), по второму - проходят основной и слепой стволы; в этом случае различие будет в скорости проведения стволов и в сроке начала эксплуатации, т.е. начала окупаемости капитальных вложений.

На действующих рудниках нередко создается положение, когда подъёмные возможности ствола недостаточны для вскрытия нижних горизонтов, либо обнаруживаются новые запасы руды на нижних горизонтах вдали от основного ствола, тогда приходится рассматривать варианты вскрытия нижних горизонтов: с углубкой и монтажом более мощной подъёмной машины или со слепым стволом.

Глубина I очереди вскрытия, шаг вскрытия

Обычно ствол проходят сразу, в первую очередь строительства, на несколько этажей, т.к. проходка с поверхности намного дешевле и быстрее проходки ствола из подземных выработок, при углубке. Но увеличение глубины I очереди увеличивает сроки строительства и начальные капитальные вложения, отодвигает срок получения первых денег от продажи руды.

Шаг вскрытия - это глубина, на которую углубляют ствол во II, III и другие очереди.

Если шаг вскрытия равен одному этажу, то каждый этаж должен иметь квершлаг, в этом случае нет концентрации работ (на откатке горной массы) и эта схема используется лишь при очень больших запасах руды в каждом этаже.

Обычно же шаг вскрытия (углубки) составляет несколько этажей, чтобы организовать концентрацию горных работ на основных горизонтах и разгрузить от работ по дроблению, откатке к стволу и погрузке руды в скип на промежуточных горизонтах, т.е. без квершлагов.

При увеличении шага вскрытия сокращаются затраты на околоствольные дво-

ры, квершлагги, т.к. уменьшается количество этажей.

Недостатки большого шага вскрытия с концентрационными горизонтами:

- 1) увеличение продолжительности строительства и срока ввода рудника в эксплуатацию;
- 2) затраты на проходку капитальных рудоспусков для перепуска руды с промежуточных горизонтов на концентрационный;
- 3) увеличение высоты подъёма руды и воды, т.к. руда и вода с промежуточных горизонтов перепускаются вниз на концентрационный горизонт;
- 4) увеличение срока службы и затрат на поддержание выработок концентрационных горизонтов.

При большой глубине месторождения недостатки большого шага вскрытия смягчаются, а достоинства возрастают из-за возможности использовать более мощное оборудование для подъёма руды (более грузоподъёмные скипы и клетки) и тем сократить время на подъём руды, более мощные подземные дробилки, большие вагонетки и мощные электровозы. А снижение времени на откатку, дробление, погрузку и подъём руды резко увеличивает производительность рудника, т.к. это самое узкое звено в подземных горных работах.

В мировой практике стволы проходят сразу на глубину до 800-1000 м, а шаг вскрытия (углубки) составляет примерно 300 м.

Глубина первой очереди вскрытия, шаг вскрытия, расположение основных и промежуточных горизонтов, способ вскрытия вспомогательных стволов выбираются одновременно и варианты ориентировочно можно сравнить между собой по критерию $\min$ приведенных затрат:

$$E_n \cdot (K_{\text{ств}} + K_{\text{ок}} + K_{\text{руд}} + K_{\text{кв}} + K_{\text{сл_ств}}) + (C_{\text{дост}} + C_{\text{тр}} + C_{\text{вод}} + C_{\text{всп}} + C_{\text{вент}} + C_{\text{подд}}) \rightarrow \min$$

где $K_{\text{ств}}$ - капитальные затраты на проходку основного ствола (с земной поверхности), у.е.;

$K_{\text{ок}}$ - капитальные затраты на проходку околоствольных выработок, у.е.;

$K_{\text{руд}}$ - капитальные затраты на проходку капитальных рудоспусков, у.е.;

$K_{\text{кв}}$ - капитальные затраты на проходку квершлагов, у.е.;

$K_{\text{сл_ств}}$ - капитальные затраты на проходку слепого ствола, у.е.;

$C_{\text{дост}}$ - годовые эксплуатационные затраты на перепуск руды с промежуточных горизонтов на концентрационный горизонт, у.е./год;

$C_{\text{тр}}$ - эксплуатационные затраты на транспорт руды к стволу, у.е./год;

$C_{\text{вод}}$ - эксплуатационные затраты на водоотлив, у.е./год;

$C_{\text{всп}}$ - эксплуатационные затраты на содержание вспомогательных подъёмов на слепых стволах, у.е./год;

$C_{\text{подд}}$ - эксплуатационные затраты на поддержание выработок, у.е./год.

Групповое вскрытие шахтных полей

Групповое вскрытие применяется, когда близко расположены несколько рудных тел, шахтных полей, тогда эти тела вскрываются общим рудовыдачным стволом, а вспомогательные стволы проходят для каждого рудного тела отдельно. Групповое

вскрытие применено на Лениногорском, Зыряновском, Джезгазганском, Приаргунском комбинатах, на Криворожском руднике им. Кирова.

Достоинства группового вскрытия:

- 1) в гористой местности за счет подземной откатки по квершлагам устраняется транспорт руды по земной поверхности к складу или обогатительной фабрике, которые в этом случае расположены возле общего рудовыдачного ствола;
- 2) удешевляется подъём руды и водоотлив;
- 3) уменьшаются капитальные затраты на проходку стволов;
- 4) усиливается концентрация горных работ, растет производительность за счет более мощной техники на откатке и подъёме;
- 5) уменьшается поверхностный комплекс зданий.

Недостатки:

- увеличивается расстояние подземной откатки руды;
- увеличивается объём выработок концентрационного горизонта.

Особенности вскрытия месторождений в гористой местности

При расположении месторождения выше уровня долины могут применяться следующие схемы вскрытия:

- капитальной штольней (1) с капитальным рудоспуском (2) и вспомогательным стволом (3);
- этажными штольнями (4);
- этажными штольнями с капитальными рудоспусками.

Преимущества вскрытия штольней по сравнению со стволом:

- отсутствие подъёма руды;
- не требуется строительства ствола с копром и зданием подъёмной машины;
- не требуется подземная дробильная установка;
- отсутствует принудительный водоотлив, только естественный за счет уклона штольни от забоя к устью.

Отсюда достигается общее снижение себестоимости добычи руды на 10-15%. По срокам и себестоимости проходки штольня предпочтительнее ствола в 5 раз, т.к. 1 пм ствола по затратам эквивалентен 5 пм штольни.

Преимущества вскрытия штольней, рудоспуском и стволом по сравнению с этажными штольнями:

- более удобное сообщение с промышленной площадкой рудника;
- не требуется транспортировка руды по горным дорогам;
- возможен подогрев воздуха в штольне и слепом стволе (при этажных штольнях эффективный подогрев невозможен);
- меньшее количество штолен.

Недостатки:

- необходимость проходки вспомогательного слепого ствола и капитального рудоспуска;
- увеличение объёма горных работ по строительству рудника;
- большие первоначальные капитальные вложения.



Руда перепускается по капитальному рудоспуску и по штольне выдается на поверхность, по вспомогательному стволу спускают людей, материалы, оборудование

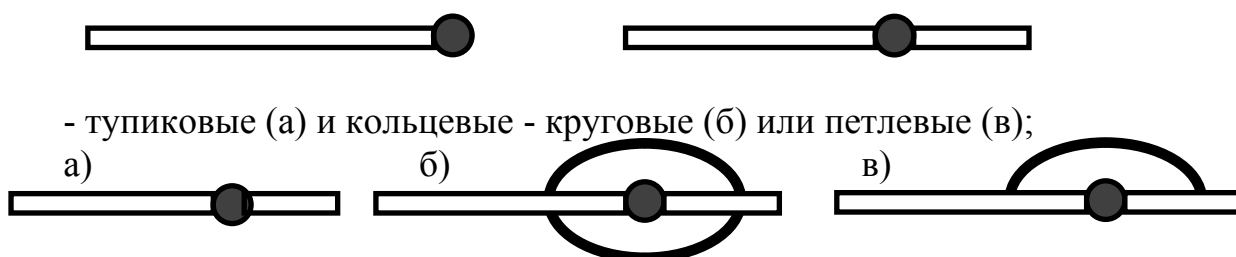
Независимая откатка по каждой штольне, каждому горизонту

§ 19. Околоствольные дворы

Околоствольный двор - это совокупность подземных протяженных и камерных выработок возле ствола. **Рудничный двор** - это территория промышленной площадки ствола на земной поверхности.

Околоствольные дворы бывают:

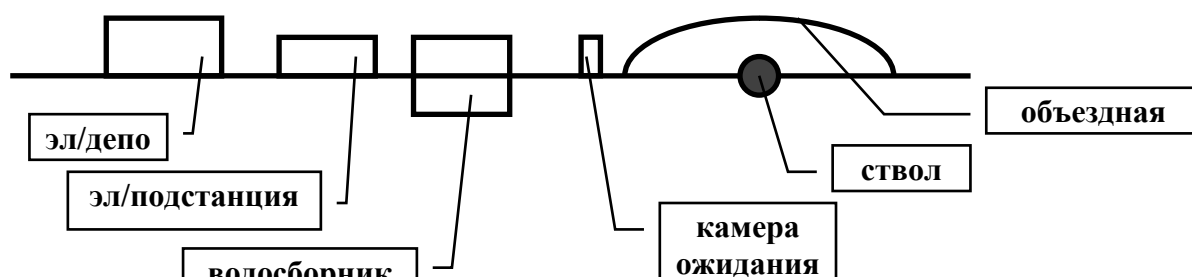
- односторонние или двухсторонние по отношению к стволу;



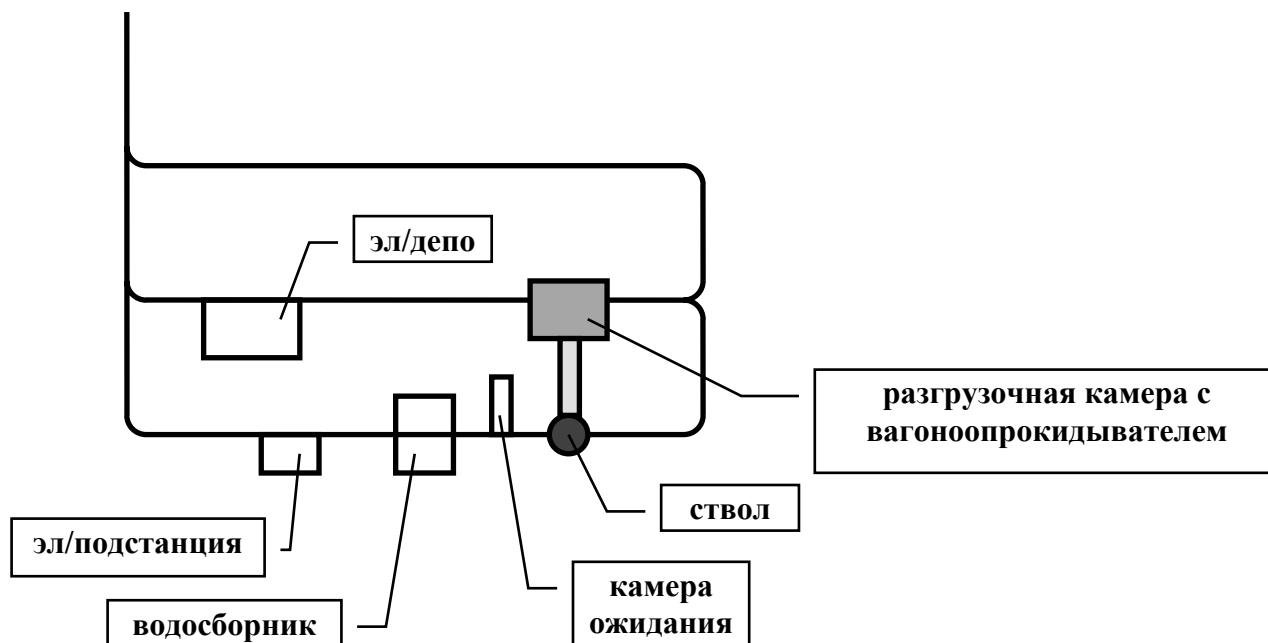
- тупиковые (а) и кольцевые - круговые (б) или петлевые (в);

- скиповые, клетевые, скипо-клетевые;
- параллельно или перпендикулярно размещенные относительно откаточных штреков и квершлагов.

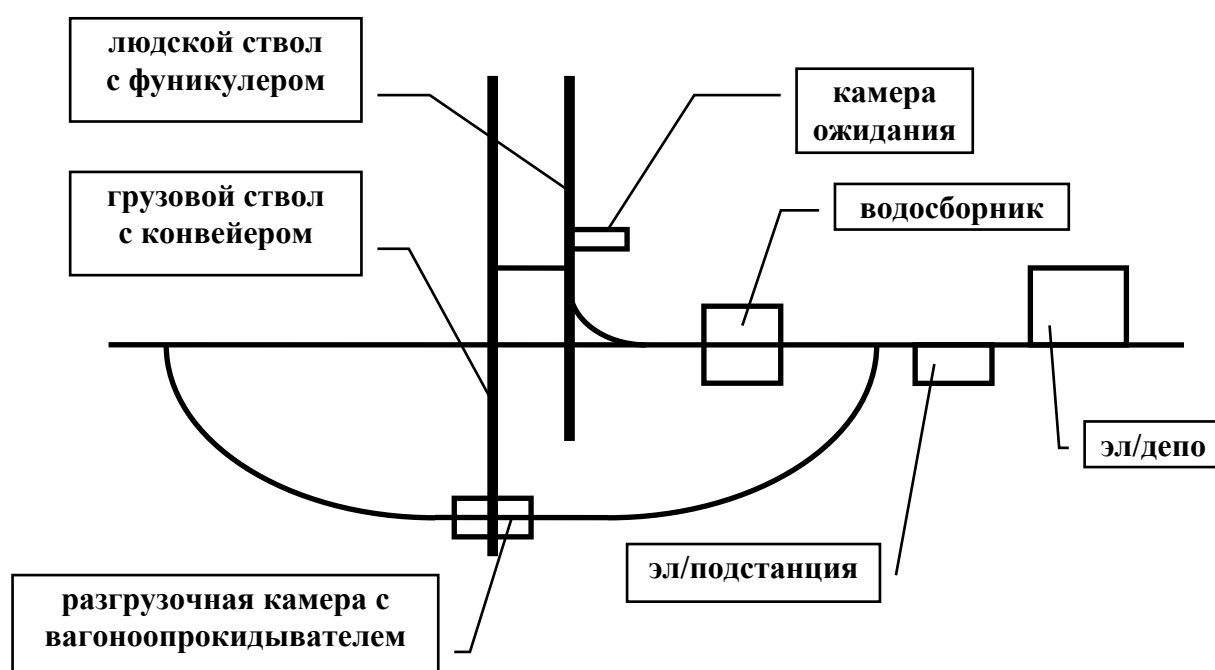
А. Тупиковый околоствольный двор (при $A_r < 600$ тыс. т/год)



Б. Круговой околоствольный двор (при $A_r < 1.5$ млн т/год)



Г. Околоствольный двор наклонного ствола



Околоствольные дворы (ОД) маломощных рудников обычно тупикового типа. Перпендикулярная схема размещения ОД применяется при вскрытии с лежачего или висячего бока, параллельная схема - при фланговом и центральном вскрытии.

Для крупных шахт (при $A_r > 0.8$ млн. т/год) объем выработок ОД "в свету" рассчитывается так:

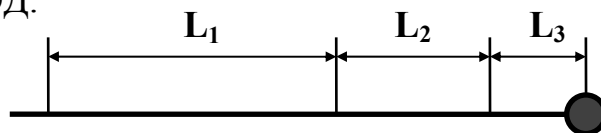
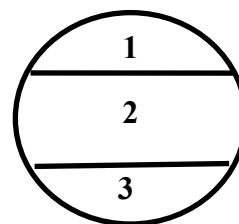
$$V_{од} = 4 + 7.6 * A_r, \text{ тыс. м}^3$$

Бывают ОД секционного вида: к стволу подходит круглая выработка диаметром 8.5-10 м, которая по высоте разделена на три сегмента:

- 1-передвигаются люди;
- 2-маневрируют вагонетки;
- 3-расположены коммуникации.

Достоинства секционного ОД:

- двор обслуживает скиповой и клетевой подъёмы;
- повышена безопасность людей;
- снижается объем выработок;
- снижаются эксплуатационные расходы на 50%;
- стоимость ОД меньше на 25-30%;
- сокращается срок строительства ОД.



ОД клетевой двора состоит из:

- приемного участка квершлага L_1 ;
- участка для расцепки вагонеток L_2 ;
- участка толкания вагонеток в клеть L_3 .

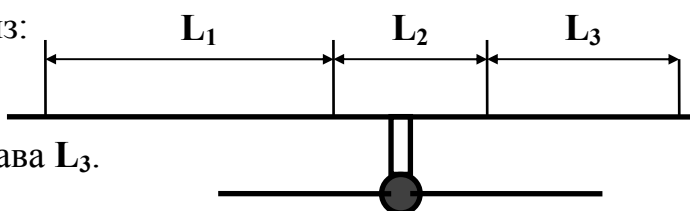
$$L_1 = 1.2 * L_{\text{длина_состава}} ;$$

$$L_2 = 0.5 * L_{\text{длина_состава}} ;$$

$$L_3 = 10 \text{ м} \quad (\text{по нормам обмена вагонеток})$$

ОД скипового ствола состоит из:

- приемного участка L_1 ;
- вагоно-опрокидывателя L_2 ;
- участка формирования состава L_3 .



$$L_1 = 1.5 * L_{\text{длина_состава}} ;$$

$$L_2 = L_{\text{длина_состава}} - L_{\text{эл-воза}} ;$$

$$L_3 = L_{\text{длина_состава}} + L_{\text{эл-воза}}$$

§ 20. Выбор способа подготовки месторождения

Подготовка - это проведение выработок, разделяющих рудничное или шахтное поле на этажи, блоки, панели. Подготовительные выработки обеспечивают транспортирование руды от добычных участков до квершлага, обеспечивают проветривание выработок. При проведении подготовительных выработок осуществляется детальная разведка месторождения, уточняются контуры залежи и качество руды.

Подготовительные выработки - это штреки, орты, восстающие, рудоспуски.

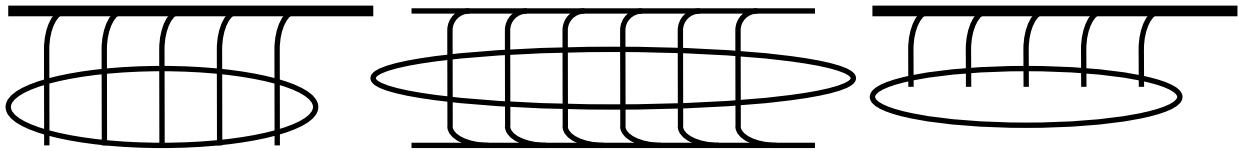
Проведение этих выработок финансируется за счет основной деятельности рудника и списываются на себестоимость добычи.

Выбор способов зависит от следующих факторов:

- горно-геологических условий залегания (мощность, угол падения, устойчивость руды и пород, глубина залегания, геологические нарушения, водообильность...);
- технические и экономические условия разработки (производительность рудника, применяемое оборудование, срок службы, условия проветривания, ценность руды, система разработки, схема выпуска руды из камеры, склонность к возгоранию ...).

Подготовка рудных залежей (название подготовки определяется следующим - на какую выработку производится выпуск руды из блоков) может быть:

- ортовой (тупиковой или кольцевой) с одним двухпутным штреком (или с двумя однопутевыми штреками) и двумя однопутевыми ортами на один блок;
- штрековой с ортами-заездами или без них (если штрек пройден по руде).



В тонких и маломощных (до 2 м) залежах подготовительные выработки проводят по руде, в более мощных - возможна подготовка рудная или полевая. При мощности залежи более 20 м подготовка обычно только полевая - в лежащем боку залежи. Полевая подготовка обязательна и на залежах руды, склонных к возгоранию.

Своевременная подготовка запасов руды к очистной выемке (14 мес.) обеспечивает фронт очистных работ.

Для характеристики объема подготовительных работ существует два показателя:

1) Удельный объем подготовительных работ

$$V_y = 100\% * T_n / T ,$$

где T_n - объем подготовительных выработок, м³;

T - объем руды в этом блоке, на участке, м³.

Для различных систем разработки этот показатель колеблется от 2 до 15-25%.

2) Коэффициент подготовки

$$K_n = 1000 * L / (T - T_n) , \text{ пм/1000 т руды}$$

где L - общая длина подготовительных выработок, пм;

$(T - T_n)$ - подготовленные к выемке запасы, за исключением уже извлеченных при проходке, т.

Затраты по поддержанию подготовительных выработок могут превысить расходы на проходку, поэтому выработки необходимо располагать в наиболее устойчивых местах и по возможности без рудных целиков, чтобы не было лишних потерь, например, за пределами зоны опорного давления на расстоянии от рудного тела:

$$L_{оп} = (1.87 + 1.13 \cdot h) \cdot (H \cdot \xi)^{0.4}, \text{ м},$$

где h - высота этажа, м;

H - глубина разработки, м;

ξ - поправочный коэффициент на крепость пород лежащего бока, $\xi=0.8-1.2$ соответственно для крепких-слабых пород.

Выбор схемы расположения выработок ориентировочно может производиться технико-экономическим сравнением вариантов по удельным суммарным затратам на 1 т добычи руды:

$$\frac{Q_i - Q_v}{B \frac{(1-\Pi)}{(1-P)}} \rightarrow \min$$

где Q_i - сумма затрат на проведение и поддержание выработок, транспортирование руды и вентиляцию, руб.;

Q_v - возмещение затрат от попутно добытой руды, руб.

Годовая производительность рудника и ширина железнодорожной колеи:

A_r , тыс.т/год	Ширина колеи, мм
< 200	600
200-600	600, 750
600-3000	750, 900
> 3000	900

Годовая производительность рудника и мощность электровозов, ёмкость глухих вагонеток

A_r , тыс.т/год	Электровозы сцепным весом, т	Ёмкость глухих вагонеток, м ³
< 100	3	1.0
100-300	7	1.2, 1.3
300-600	10	2.2, 2.5
600-1000	10, 14	2.2, 4.0
> 1000	14, 20	4.0

Выбор схемы расположения подготовительных выработок

Выбор схемы производится тоже на основании технико-экономического сравнения вариантов подготовки по удельным суммарным затратам на 1 т добычи руды (у.е./т):

$$a = \frac{(Q - Q_{возм})}{B \frac{1-\Pi}{1-R}} \rightarrow \min$$

где Q - сумма затрат на проведение и поддержание выработок, транспортирование руды и пропуск воздуха по подготовительным выработкам, руб.;

$Q_{\text{возм}}$ - возмещение затрат от попутно добытой руды, руб.

Выбор схемы расположения откаточных выработок (пример)

Мощность залежи $m_r=30$ м, угол падения $\alpha=80$ град., длина рудного тела по простиранию $L=1020$ м, высота этажа $H_z=60$ м, система разработки - подэтажного обрушения, длина блока $L_{\text{бл}}=60$ м, плотность руды $\gamma=3$ т/м³, годовая производительность рудника $A_r=1.5$ млн.т, месячная производительность блока $P_{\text{бл}}=0.14$ млн.т, потери $\Pi=10\%$, разубоживание $R=10\%$.

Себестоимость 1 т руды из очистного блока за вычетом затрат на амортизацию выработок $C_0=50$ у.е./т.

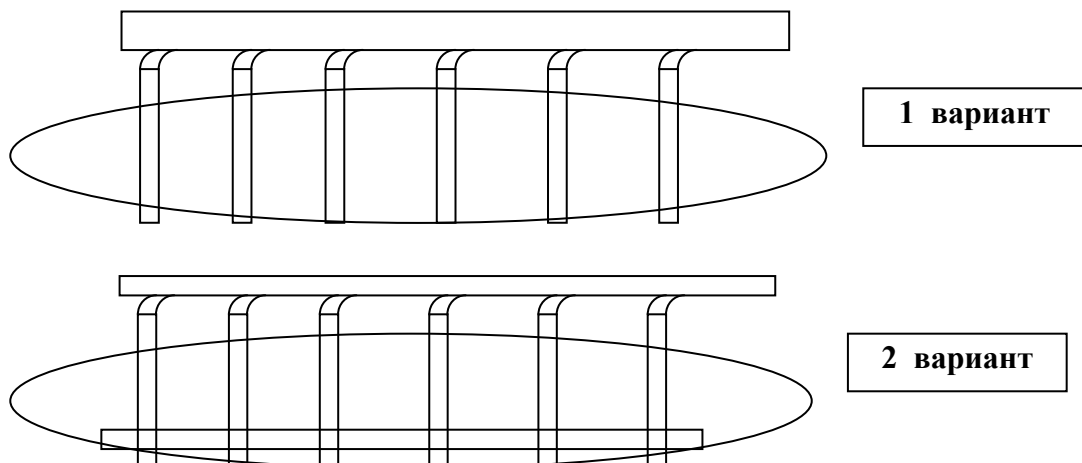
Сравнительные показатели откаточного штрека

Показатели	Двухпутевой полевой штрек	Однопутевой штрек	
		полевой	рудный
Поперечное сечение, м ²	15	11.3	11.3
Затраты на проведение, у.е./м ³	300	250	250
Годовые затраты на поддержание, у.е./пм*год	200	200	220

Решение. Для сравнения принимаем два способа подготовки:

1 вариант - двухпутевой полевой штрек с тупиковыми ортами;

2 вариант - однопутевые рудный и полевой штреки с ортами между ними.



При заданной годовой производительности рудника и месячной производительности блока в одновременной отработке должно находиться следующее количество блоков:

$$n_0 = A_r / (12 * P_{\text{бл}}) = 1.5 / (12 * 0.14) = 9 \text{ блоков.}$$

С учётом 30% резерва число блоков в одновременной отработке должно быть:

$$n = 1.3 * n_0 = 1.3 * 9 = 12 \text{ блоков.}$$

При длине рудного тела $L=1020$ м и длине блока $L_{\text{бл}}=60$ м в этаже может раз-

меститься блоков:

$$n_{\max} = L / L_{\text{бл}} = 1020 / 60 = 17 \text{ блоков} > n = 12.$$

Балансовые запасы руды в этаже:

$$B = L * H * m * \gamma = 1020 * 60 * 30 * 3 = 5.508 \text{ млн.т}$$

Продолжительность отработки этажа:

$$T_3 = \frac{B(1-\Pi)}{A_r(1-R)} = \frac{5,508(1-0,1)}{1,5(1-0,1)} = 3,7 \text{ года}$$

Затраты на проведение выработок:

- двухпутного полевого штрека (1 вариант)

$$K = C_{\text{штр}} * S * L = 300 * 15 * 1020 = 4\,590\,000 \text{ у.е.}$$

- 2 однопутных штрека - полевого и рудный (2 вариант)

$$K = 2 * C_{\text{штр}} * S * L = 2 * 250 * 11.3 * 1020 = 5\,763\,000 \text{ у.е.}$$

Затраты на поддержание выработок за весь период отработки этажа:

- двухпутного штрека

$$\Xi = C_{\text{подд}} * L * T_3 = 200 * 1020 * 3.7 = 755\,000 \text{ у.е.}$$

- двух однопутных штреков

$$\Xi = (C_{\text{подд1}} + C_{\text{подд2}}) * L * T_3 = (200 + 220) * 1020 * 3.7 = 1\,585\,000 \text{ у.е.}$$

Возмещение затрат от попутно добытой руды при проведении рудного штрека:

- объём добытой руды

$$V = S * L = 11.3 * 1020 = 11\,526 \text{ м}^3 ;$$

- возмещение затрат

$$C_{\text{возм}} = 1.15 * C_o * V_{\text{возм}} * \gamma = 1.15 * 50 * 11526 * 3 = 1\,988\,200 \text{ у.е.}$$

где 1.15 - коэффициент, учитывающий 15% прибыль от продажи руды.

Затраты на 1 т добываемой руды: $a = (C + \Xi - C_{\text{возм}}) / B$

Суммарные затраты по вариантам

Виды затрат	1 вариант, тыс. у.е.	2 вариант, тыс. у.е.
Затраты на проведение выработок	4 590	5 763
Затраты на поддержание выработок	755	1 585
Возмещение затрат от попутной добычи	---	1 988.2
Всего затрат:	5 345	5 359.8
Затраты на 1 т добываемой руды, у.е./т	0.97	1.01

Оба варианта практически равноценны, т.к. разница между ними

$$(1.01-0.97)*100\% / 1.01 = 4.5\% < 10\%.$$

Окончательно выбираем вариант № 2, т.к. здесь лучше условия проветривания и транспортирования руды и возмещение затрат можно было бы посчитать с учётом прибыли, а в 1 варианте - нерадостная перспектива использовать вентиляторы местного проветривания в тупиковых ортах.

Определение удельного объёма подготовительно-нарезных работ для блока (пример)

Горизонтальная мощность $m_r=0.9$ м, угол падения $\alpha=70$ град., плотность $\gamma=3.6$ т/м³. Система разработки - потолкоуступная с распорной крепью, высота этажа $h_{эт}=40$ м, длина блока $L_{бл}=30$ м, потери $\Pi=0.05$, разубоживание $R=0.17$.

Объём руды в блоке:

$$B = L_{бл} * h_{эт} * m_r * \gamma = 3456 \text{ т}$$

Объём очистных работ:

$$B_o = B - V_{возм}$$

Длина восстающего:

$$L_{восст} = h_{эт} / \sin \alpha = 40 / \sin 70 = 43 \text{ м}$$

Удельный объём подготовительно-нарезных работ:

$$K_y = 100 * V_{возм} / B$$

Коэффициент подготовки и нарезки блока:

$$K_{пн} = \frac{1000 L}{B - V_{возм}} = \frac{1000 * 68}{3456 - 607,7} = 23,9 \text{ пм} / 1000 \text{ т}$$

в том числе

- по штреку (горизонтальным выработкам):

$$K_{пн1} = K_{пн} * L_{штр} / L = 23.9 * 30 / 68 = 10.5 \text{ пм} / 1000 \text{ т}$$

- по восстающему (вертикально-наклонным выработкам):

$$K_{пн2} = 23.9 * 43 / 68 = 15.1 \text{ пм} / 1000 \text{ т}$$

Подсчет объёмов работ на блок

Выработки	Длина выра- боток, пм	Площадь сечения, м ²		Объём по ру- де, м ³	Балансовые запасы руды	
		всего	по руде		т	% к общим запасам блока
Откаточный штрек с подсечным слоем	30	8.1	3.6	108	388.8	11.2
Восстающий	43	1.6	1.6	60.8	218.9	6.3
Итого	68	---	168.8	168.8	607.7	17.5
Очистные работы	---	---	---	791.2	2848.3	82.5

Всего по блоку	68	---	---	960	3456	100
----------------	----	-----	-----	-----	------	-----

§ 21. Расположение восстающих, рудоспусков и порядок подготовки

Восстающие обеспечивают выход из забоев, по ЕПБ выходов должно быть два или больше. Восстающие могут располагаться по руде или по пустой породе, вертикально или наклонно (под углом падения рудного тела).

Восстающие отличаются от ходков тем, что ходки тупиковые, не выходят сразу на два горизонта, а восстающие обязательно сквозные.

Конструкция восстающего: ленточное отделение, грузовое - для леса, оборудования. Крепь: деревянная - срубная или распорная (расстрелами).

Обычно рудоспуск проходят отдельно от восстающего, но иногда - это рудоспускное отделение восстающего, между этим отделением и ходовым - сплошная крепь.

Размеры лестничного отделения по ЕПБ: ширина - две лестницы по 0.6 м каждая, высота между полками - до 5 м, угол наклона - до 80 град.

Диаметр рудоспуска $D > (4-5) \cdot d_{\text{ср}}$ кондиционного куска.

Верхний горизонт рабочего блока - вентиляционный, нижний - откаточный.

Подготовка участка, блока наклонными спиральными съездами

Пример области применения наклонных съездов: при $H_{\text{бл}}=60$ м, дизельном погрузчике и $K_{\text{исп}}=0.65$, $S_{\text{бл}} > 10-15$ тыс.м², $B_{\text{бл}} > 45-50$ тыс.м³. Угол подъема съезда зависит от применяемого оборудования, обычно 8-12 град.

Достоинства - перегон оборудования со слоя на слой без их разборки, возможность одновременной добычи на слоях одним и тем же буровым и погрузо-доставочным самоходным оборудованием;

Недостатки - более значительный объем горно-подготовительных работ и затрат на поддержание (ремонт крепи).

Нарезные работы

Вслед за разделением залежи на блоки и столбы проходят нарезные выработки, обеспечивающие непосредственно подходы и выемку руды:

- поэтажные и слоевые выработки (штреки и орты), разделяющие блок на слои и этажи;

- выработки горизонта скрепирования (штреки и орты), служащие для скрепной доставки отбитой руды из блока (камеры) до штрека или орта откаточного горизонта;

- выработки горизонта грохочения (камеры, штреки, орты), служащие для размещения оборудования дробления негабаритов руды;

- выработки горизонта подсечки (дучки, воронки - выпускные выработки, ортазаезды), предназначенные для выпуска отбитой руды из камеры на выработки откаточного горизонта;

- отрезные восстающие и щели, ходки, вентиляционные сбойки, дучки...- это вспомогательные выработки, характерные для некоторых систем разработки.

Объёмы подготовительно-нарезных выработок

Планирование текущего объёма и скорости проведения выработок ведется на основе плана добычи руды с учётом сложности условий залегания рудного тела.

Объём необходимых подготовительно-нарезных работ (общая длина):

1. При применении на руднике одной системы разработки

$$L = 0.001 K_{\text{пн}} A_{\text{г}} \frac{1-P}{1-\Pi}, \text{ м}$$

Общий коэффициент подготовительно-нарезных работ $K_{\text{пн}}$ - это сумма коэффициентов подготовки и нарезки для каждого вида выработок (штреков, ортов, восстанавливающих...).

Годовые планы проведения различных выработок:

$$\begin{aligned} L_{\text{штр}} &= L_i * K_{\text{пн_штр}} / K_{\text{пн}} \\ L_{\text{восст}} &= L_i * K_{\text{пн_восст}} / K_{\text{пн}} \dots \end{aligned}$$

При коэффициенте опережения подготовительных работ над очистными $K_{\text{зап}}=1.2-1.5$ минимальная скорость проведения различных выработок определяется по формулам:

$$V_{\text{штр}} = \frac{K_{\text{зап}} L_{\text{штр}}}{12 N_{\text{штр}}}, \text{ м/мес}$$

где $N_{\text{штр}}$ - число одновременно работающих проходческих забоев в штреках.

2. При использовании на руднике нескольких систем разработки

$$L_i = 0.001 * K_{\text{пн_i}} * A_{\text{г}} * \alpha_i * (1-P_i) / (1-\Pi_i), \text{ м}$$

где α_i - доля добычи i -ой системы разработки в годовой добыче рудника, отн.един.

Годовой объём выработок по каждой системе:

$$L_{\text{штр_i}} = 0.001 * K_{\text{пн}} * A_{\text{г}} * \alpha_i * (1-P_i) / (1-\Pi_i), \text{ м}$$

§ 22. Основные положения инвестиционного проектирования¹²

В международной практике план развития предприятия представляется в виде **бизнес-плана**, если проект связан с привлечением инвестиций, то он носит название “инвестиционного проекта”. Обычно любой новый проект предприятия в той или иной мере связан с привлечением новых инвестиций.

Проекты бывают **тактические и стратегические**. К стратегическим относятся проекты, предусматривающие изменение формы собственности (создание акцио-

¹² Савчук В.П. Оценка эффективности инвестиционных проектов. Дата публикации в Интернете: 05.07.2001

нерного общества и т.п.), или кардинальное изменение характера производства (выпуск новой продукции, переход к полностью автоматизированному производству и т.п.). Тактические проекты связаны с изменением объемов выпускаемой продукции, повышением качества продукции, модернизацией оборудования.

Общая процедура упорядочения инвестиционной деятельности предприятия по отношению к конкретному проекту формализуется в виде так называемого **проектного цикла**, который имеет следующие этапы.

1. **Формулировка проекта.** На данном этапе руководство предприятия анализирует текущее состояние предприятия и определяет наиболее приоритетные направления его дальнейшего развития. Результат данного анализа оформляется в виде некоторой бизнес идеи, которая направлена на решение наиболее важных для предприятия задач. Уже на этом этапе необходимо иметь более или менее убедительную аргументацию в отношении выполнимости этой идеи. На данном этапе может появиться несколько идей дальнейшего развития предприятия. Если все они представляются в одинаковой степени полезными и осуществимыми, то далее производится параллельная разработка нескольких инвестиционных проектов с тем, чтобы решение о наиболее приемлемых из них сделать на завершающей стадии разработки.

2. **Разработка проекта.** После того, как бизнес идея проекта прошла свою первую проверку, необходимо развивать ее до того момента, когда можно будет принять твердое решение. Это решение может быть как положительным, так и отрицательным. На этом этапе требуется постепенное уточнение и совершенствование плана проекта во всех его измерениях - коммерческом, техническом, финансовом, экономическом, институциональном и т.д. От степени достоверности исходной информации и умения правильно использовать эти данные зависит успех реализации проекта.

3. **Экспертиза проекта.** Если финансирование проекта проводится с помощью стратегического инвестора, то инвестор сам проведет эту экспертизу, например с помощью какой-либо авторитетной консалтинговой фирмы, предпочитая потратить некоторую сумму на этом этапе, нежели потерять большую часть своих денег в процессе выполнения проекта. Если предприятие планирует осуществление инвестиционного проекта преимущественно за счет собственных средств, то экспертиза проекта также весьма желательна для проверки правильности основных положений проекта.

4. **Осуществление проекта.** Стадия осуществления охватывает реальное развитие бизнес идеи до того момента, когда проект полностью входит в эксплуатацию. Сюда входит отслеживание и анализ всех видов деятельности по мере их выполнения и контроль со стороны надзирающих органов, инвестора.

5. **Оценка результатов.** Оценка результатов производится как по завершению проекта в целом, так и в процессе его выполнения. Основная цель этого вида деятельности заключается в получении реальной обратной связи между заложенными в проект идеями и степенью их фактического выполнения, позволяя использовать полученный опыт при разработке других проектов.

Виды инвестиционных проектов

1. **Замена устаревшего оборудования,** как естественный процесс продолжения существующего бизнеса в неизменных масштабах. Обычно подобного рода проекты не требуют очень длительных и многосложных процедур обоснования и принятия решений. Необходимо лишь обосновать преимущества одного из нескольких типов

подобного оборудования.

2. Замена оборудования с целью снижения текущих производственных затрат. Целью подобных проектов является использование более совершенного оборудования взамен работающего, но сравнительно менее эффективного оборудования, которое в последнее время подверглось моральному старению. Этот тип проектов предполагает очень детальный анализ выгодности каждого отдельного проекта, т.к. более совершенное в техническом смысле оборудование может оказаться слишком дорогим.

3. Увеличение выпуска продукции и/или расширение рынка услуг. Наиболее детально необходимо анализировать коммерческую выполнимость проекта с обоснованием расширения рыночной ниши, а также финансовую эффективность проекта, выясняя, приведет ли увеличение объема реализации к соответствующему росту прибыли.

4. Расширение предприятия с целью выпуска новых продуктов. Этот тип проектов является результатом новых стратегических решений и может затрагивать изменение сущности бизнеса. Все стадии анализа в одинаковой степени важны для проектов данного типа и ошибка, сделанная в ходе проектов данного типа, может очень дорого стоить для предприятия.

5. Проекты, имеющие экологическую нагрузку. В ходе инвестиционного проектирования экологический анализ является необходимым элементом. Проекты, имеющие экологическую нагрузку, по своей природе всегда связаны с загрязнением окружающей среды. Потому необходимо решить и обосновать - какому из вариантов проекта следовать: 1) использовать более совершенное и дорогостоящее оборудование, увеличивая капитальные издержки на очистные сооружения, или 2) приобрести менее дорогое оборудование и увеличить текущие издержки на штрафы.

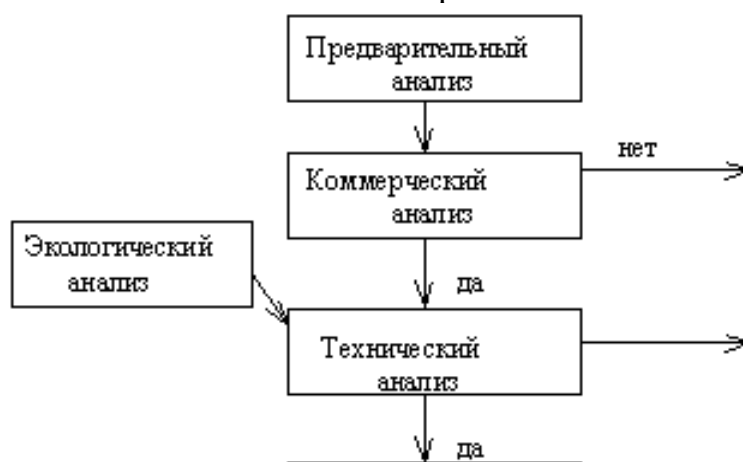
Предварительная стадия разработки и анализа проекта

После формулировки бизнес идеи будущего инвестиционного проекта естественным образом возникает вопрос, способно ли предприятие реализовать эту идею в принципе.

Необходимо установить конкурентоспособность предприятия в рамках отрасли, к которой оно принадлежит, необходимо выяснить сравнительное с другими предприятиями положение данного предприятия на рынке товаров или услуг. Если менеджеры предприятия не позаботятся об этом анализе, то стратегический инвестор сделает это сам и его выводы могут быть не столь благоприятными.

Общая последовательность разработки и анализа проекта

Анализ любых проектов обычно следует некоторой общей схеме, которая включает специальные разделы, оценивающие коммерческую, техническую, финансовую, экономическую и институциональную выполнимость проекта (см. рис. 15). Проект должен оканчиваться анализом риска.



Анализ коммерческой выполнимости проекта

По статистике последних лет степень разорения фирм в странах третьего мира около 80%. Основная причина банкротств - недостаточный маркетинг. Суть коммерческого анализа заключается в ответе на два простых вопроса:

1. Сможем ли мы продать продукт, являющийся результатом реализации проекта?
2. Сможем ли мы получить от этого достаточный объем прибыли, оправдывающий инвестиционный проект?

Так как проекты осуществляются при уже существующих рынках, в проекте должна быть приведена их характеристика. Маркетинговый анализ должен также включать анализ потребителей и конкурентов. Анализ потребителей должен определить потребительские запросы, потенциальные сегменты рынка и характер процесса покупки. Маркетинговый анализ включает в себя и прогнозирование спроса. На основе результатов маркетингового анализа разрабатывается **маркетинговый план**. В нем должны быть определены стратегии разработки продукта, ценообразования, продвижения товара на рынок и сбыта. Маркетинговый план должен также учитывать наличие других продуктов в ассортиментном наборе фирмы, а также организационные, финансовые, производственные и снабженческие аспекты ее деятельности. В рамках маркетингового плана желательно спрогнозировать реакцию конкурентов и ее последующее влияние на возможность выполнения маркетингового плана.

Технический анализ

Задачей технического анализа инвестиционного проекта является:

1. Определение технологий, наиболее подходящих с точки зрения целей проекта.
2. Анализ местных условий, в том числе доступности и стоимости сырья, энергии, рабочей силы.
3. Проверка наличия потенциальных возможностей планирования и осуществления проекта.

Технический анализ обычно производится группой собственных экспертов предприятия с возможным привлечением узких специалистов. Стандартная процедура технического анализа начинается с анализа собственных существующих технологий. При этом необходимо руководствоваться следующими критериями: 1) технология должна себя хорошо зарекомендовать ранее, то есть быть стандартной; 2) технология не должна быть ориентирована на импортное дорогое оборудование и сырье.

Если оказывается невозможным использовать собственную технологию, то проводится анализ возможности привлечения зарубежной технологии и оборудования по одной из возможных схем:

- совместное предприятие с иностранной фирмой - частичное инвестирование и полное обеспечение всеми технологиями;
- покупка оборудования, которое реализует технологическое know-how;
- покупка принципиально нового оборудования, постройка завода, наладка технологического процесса;
- предыдущее плюс обучение персонала до тех пор, пока предприятие не произведет необходимый готовый продукт;
- покупка лицензий на производство;
- техническая помощь со стороны зарубежного технолога.

Правило выбора технологии предусматривает комплексный анализ некоторых альтернативных технологий и выбор наилучшего варианта.

Ключевые факторы выбора среди альтернативных технологий сводятся к следующему анализу.

1. Прежнее использование выбранных технологий в сходных масштабах (масштабы могут быть слишком велики для конкретного рынка).
2. Доступность сырья (сколько потенциальных поставщиков, какие их производственные мощности, качество сырья, каково количество других потребителей сырья, стоимость сырья, метод и стоимость доставки, риск в отношении окружающей среды).
3. Коммунальные услуги и коммуникации.
4. Нужно быть уверенным, что организация, которая продает технологию, имеет на нее патент или лицензию.
5. По крайней мере, начальное сопровождение производства продавцом технологии.
6. Приспособленность технологии к местным условиям (температура, влажность и т.п.).
7. Загрузочный фактор, время для выхода оборудования на устойчивое состояние с паспортной производительностью.
8. Безопасность и экология.
9. Капитальные и производственные затраты.

В табл. 9 приведен пример такого многоальтернативного выбора, в котором каждый фактор оценивается по десятибалльной шкале.

Пример выбора лучшего технического решения

Ключевые факторы	Вес критерия	Альтернативы			
		А	В	С	Д
Прежнее использование	3	6	3	2	0
Доступность сырья	5	3	4	6	9
Коммунальные услуги и коммуникация	2	5	3	2	6
Наличие патента или лицензии	1	0	0	10	10
Приспособленность технологии к местным условиям	2	7	5	4	7
Загрузочный фактор	3	7	4	6	8
Безопасность и экология	4	10	8	5	3
Капитальные и производственные затраты	5	5	4	8	6
Величина взвешенного критерия		143	109	136	147

Расчет обобщенного критерия производится по формуле:

$$G = w_1 G_1 + w_2 G_2 + \dots + w_n G_n$$

где w_i - вес частного критерия, G_k - величина частного критерия.

Наилучшим принимается технический проект, который имеет наибольшее значение критерия. В частности, в рассмотренном примере технические альтернативы А и Д почти одинаковые, но можно отдать предпочтение Д.

Финансовый анализ

Общая схема финансового раздела инвестиционного проекта следует простой последовательности.

1. Анализ финансового состояния предприятия в течение трех-пяти предыдущих лет работы предприятия (ликвидность, кредитоспособность, прибыльность предприятия и эффективность его менеджмента).

2. Прогноз прибылей и денежных потоков в процессе реализации инвестиционного проекта:

- определение инвестиционных потребностей предприятия по проекту,
- установление источников финансирования,
- прогноз прибылей и денежных потоков за счет реализации проекта,
- оценка показателей эффективности проекта.

Финансовый анализ должен предусматривать принцип: “доллар сейчас стоит больше, чем доллар, полученный через год”, и учитывать инфляцию.

Экономический анализ

Основной вопрос финансового анализа: может ли проект увеличить богатство владельцев предприятия (акционеров) и государства? Экономический анализ проводится для крупных инвестиционных проектов, которые разрабатываются по заказу правительства и призваны решить какую-либо национально значимую задачу. Если предприятие разрабатывает инвестиционный проект по своей собственной инициативе, то экономический анализ проекта можно не производить.

Измерение экономической эффективности производится с учетом стоимости возможной закупки ресурсов и готовой продукции, внутренних цен (которые отличаются от мировых), и многого другого, что является отличительной особенностью страны и не совпадает с мировыми правилами и расценками (например, условия работы с валютами других стран).

Институциональный анализ

Институциональный анализ оценивает возможность успешного выполнения инвестиционного проекта с учетом организационной, правовой, политической и административной обстановки, т.е. необходимо оценить совокупность внутренних и внешних факторов, сопровождающих инвестиционный проект.

Оценка внутренних факторов обычно производится по следующей схеме.

1. Анализ возможностей производственного менеджмента:

- опыт и квалификация менеджеров предприятия,
- их мотивация в рамках проекта (например, в виде доли от прибыли),
- совместимость менеджеров с целями проекта и основными этическими и культурными ценностями проекта.

2. Анализ трудовых ресурсов, они должны соответствовать уровню используемых в проекте технологий, особенно в случае использования принципиально новой для предприятия технологии, возможно необходимо либо обучать рабочих, либо нанимать новых.

3. Анализ организационной структуры: как происходит на предприятии процесс принятия решений и как осуществляется распределение ответственности за их выполнение. Принятая на предприятии организационная структура не должна тормозить развитие проекта.

Анализ риска

Суть анализа риска состоит в следующем. Вне зависимости от качества допущений, будущее всегда несет в себе элемент неопределенности. Большая часть данных, необходимых, например, для финансового анализа (элементы затрат, цены, объем продаж продукции и т. п.) являются неопределенными. В будущем возможны изменения прогноза как в худшую сторону (снижение прибыли), так и в лучшую. Анализ риска предлагает учет всех изменений, как в сторону ухудшения, так и в сторону улучшения, с учётом стоимости сырья и комплектующих, капитальных затрат, обслуживания, продаж, цены и так далее.

В процессе анализа риска ограничиваются анализом трёх схем и сценариев:

1. Выбирают параметры инвестиционного проекта в наибольшей степени неопределенные.

2. Производят анализ эффективности проекта для предельных значений каждого параметра.

3. В инвестиционном проекте представляют три сценария:

- базовый,
- наиболее пессимистичный,
- наиболее оптимистичный (необязательно).

Стратегический инвестор обычно делает вывод на основе наиболее пессимистичного сценария.

Окончательно инвестиционный проект оформляется в виде бизнес-плана. В этом бизнес-плане, как правило, отражаются все перечисленные выше вопросы, но нет строгих стандартов бизнес планирования, которым надлежит следовать “во всех случаях жизни”. Бизнес-план инвестиционного проекта, в первую очередь, должен удовлетворить требованиям того субъекта инвестиционной деятельности, от решения которого зависит дальнейшая судьба проекта.

§ 23. Методология выбора технологии добычи руды

Методология выбора, элементы которой можно использовать для принятия решений по любому техногенному преобразованию недр (добыча руды, угля, подземное строительство, сооружение хранилищ, могильников...), заключается в следующем:

1) системный анализ последствий добычи руды на различных иерархических уровнях:

- региональном – определение свойств и особенностей поведения горного массива в масштабе района размещения рудника или карьера по всему промышленно-территориальному комплексу, с учётом геодинамики, неотектоники района, крупных тектонических швов и разломов;

- рудничном – определение свойств горного массива в масштабе промплощадки рудника или карьера, с учётом свойств отдельных пород, расположения стволов и горизонтов, вскрытия и порядка отработки залежей, системы подготовительных выработок, сдвижений массива и нарушения поверхности, зон разгрузки и концентрации палеонапряжений;

- забойном – определение особенностей пород в масштабе очистных блоков и проходческих забоев, с учётом параметров систем разработки, подготовки, нарезки блоков, последовательности очистной выемки и погашения пустот, проявлений горного давления и прочее.

2) Выбор экономически оптимальных основообразующих технических решений:

- способа разработки;
 - способа вскрытия;
 - систем разработки;
 - методов управления горным давлением;
- 3) Анализ существующего технологического процесса:

- определение годовой производительности рудника, блоков;
- определение рациональной нагрузки на забой, блок;
- расчет движения пустот;
- оценка размеров выработок, целиков, устойчивости закладки;
- расчет показателей выпуска для систем с обрушением.

4) Обоснование предложений по комплексному совершенствованию работы горнодобывающего предприятия, повышению качества горных работ.

При этом в основе выбора технологического решения должен лежать **комплекс** геомеханического обеспечения безаварийной и производительной очистной выемки, включающий:

а) прогноз геомеханических последствий ведения очистных работ в блоке, выбор рациональных размеров, мест заложения, последовательности и продолжительности ведения горных работ на основе построения изолиний полей напряжений, деформаций, сдвижений и подсчёта коэффициента статической устойчивости выработок;

б) оценку несущей способности, удароопасности рудных целиков (межкаскадных и внутриблоковых) и искусственных;

с) выбор достаточного объёма погашения пустот закладкой различного вида, обоснование возможности изоляции полостей и использования разнопрочной закладки;

д) разработку мероприятий по предотвращению и локализации обрушений в блоках, включающих сооружение несущих конструкций защитной потолочины, подпорных стенок и объёмной искусственной решетки.

§ 24. Использование подземного пространства в новом качестве

Без подземного строительства нельзя представить себе нашу сегодняшнюю жизнь. Виды практического использования подземных горных выработок для размещения объектов весьма разнообразны¹³. Ученые и экономисты считают, что многие объекты можно и нужно размещать под землей, используя для этого естественные и специальные камеры. Считается, что число объектов, расположенных под землей, удваивается каждые 10 лет. Большинство объектов промышленного и складского назначения на шахтах и рудниках размещаются в карбонатно-сульфатных (гипс, известняки, ангидрид) и галогенных (калийные и каменные соли) породах после полной или частичной выемки полезного ископаемого.

Но до сих пор в проектах подземной разработки месторождений не предусматривается дальнейшее использование искусственных пустот в качестве подземных сооружений – объектов промышленного, оборонного, сельскохозяйственного, культурологического, медицинского назначения и в качестве хранилищ и могильников. В проектах же открытой разработки месторождений такой раздел **обязательно** присутствует и называется – рекультивация карьера. Активно развиваемое перспективное научное направление - освоение подземного пространства - понимается сегодня узкотрадиционно: лишь как использование природных и техногенных полостей. В более широком смысле сохранение недр подразумевает процесс управления состоянием недр, подготовки массива с целью изменения функционального назначения

¹³ Котенко Е.А., Порцевский А.К. Технологии освоения месторождений и использования подземного пространства. - Рук. деп. в «Горный журнал» в июне 2003 г.

пустот. Новая методология освоения месторождений¹⁴, включающая технологии не только разработки, но и последующего использования подземного пространства - требует дополнительных знаний о горном массиве, при этом особое значение приобретает обоснование выбора технологии освоения недр, геомеханический, технологический и социально-экономический прогноз последствий извлечения полезных ископаемых и дальнейшего использования пустот.

Объём свободного подземного пространства всех шахт и рудников страны уже составляет более 1 млрд. м³ капитальных и подготовительных выработок и прирастает очистными работами еще на 500 млн. м³/год. Технологическое подземное пространство (термин А.С.Малкина) включает в себя подготовительные, капитальные и очистные горные выработки, образовавшиеся при подземной разработки МПИ. Выданный из недр, например, уголь во всём мире формирует объём отходов примерно 120 млн.т/год. Вместе с тем, огромные объёмы подземного пространства в виде горных выработок различного срока существования остаются без пользы, погашаясь, как правило, естественным образом. Зная же дальнейшую судьбу конкретной выработки, можно заранее отыскать более щадящий вариант её проведения, крепления (так же можно оценить варианты технологии очистных работ).

Особое значение приобретает подземное строительство промышленных объектов для регионов с наличием ценных сельскохозяйственных земель, лесных угодий, а также в северных районах, где нежелательно наземное строительство. Такое освоение подземного пространства по сравнению с обычным строительством позволяет снизить капитальные вложения в 1,2-1,5 раза, а эксплуатационные затраты - в 1,5-1,8 раза.

Выбор способа строительства (вид, конструкция, параметры крепей, гидроизоляция, системы кондиционирования воздуха и т. п.) определяется в основном назначением и требуемой степенью надёжности подземных сооружений, принятой технологией производства объекта, размещаемого в подземных горных выработках, и, конечно, свойствами массива вмещающих горных пород.

Насколько широка перспектива использования недр только на рудниках и шахтах страны можно оценить по нижеприведённой карте размещения основных месторождений негорючих полезных ископаемых и плотности сельского населения (чем гуще цвет, тем выше плотность). Известно, что в настоящее время 80% зерновых хранится там, где производится. В этих условиях на них воздействуют дождь, избыточная влажность, тепло, холод, насекомые, плесень, бактерии, грибки, птицы; они подвержены прорастанию, прогорклости, перезреванию и проч.

Одним из наиболее перспективных направлений использования подземного пространства является применение сухих и проветриваемых помещений под хранилища пищевых запасов, ведь известно, что огромная часть выращенного урожая ежегодно теряется из-за недостаточности объёмов зерно- и овощехранилищ.

Известны многочисленные примеры эффективной и безопасной утилизации техногенных подземных пространств (выработок). Международная Тоннельная Ассоциация, в лице своей рабочей группы по планировке подземных пустот по назначению, подразделяет утилизируемые техногенные подземные пространства на пять основных групп: а) музеи горного дела; б) объекты социально-бытового назначения

¹⁴ Порцевский А.К. Выбор рациональной технологии добычи руды. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология.- М.: изд. МГГУ, 2003, 767 с.

(офисы, товарные базы, производственные помещения, клиники); в) хранилища долгосрочного резерва, можно использовать и для выращивания грибов, лекарственных растений; г) захоронения промышленных отходов, в том числе «могильники» для радиоактивных отходов; д) научно-исследовательские лаборатории и экспериментальные установки, включая подземные атомные электростанции.

Какие бы наземные конструкции не возводились человеком, в том числе защитные, их прочность не может сравниться с прочностью, защитными свойствами скальных пород. В среднем предел прочности пород на растяжение в 1,5-2 раза, а на сжатие в 4-5 раз превышает аналогичные характеристики для бетона.

Размещение под землёй некоторых производств обеспечивает им не только защиту, но и постоянство производственно-комфортабельных условий: температуры, влажности, запылённости, отсутствия внешних шумов и вибраций... Эти качества особенно целесообразны для высокоточных производств, высоких технологий. Мировой опыт по подземным заводам свидетельствует, что здесь на 18-20% выше не только качество продукции, но и производительность труда.

Освоение подземного пространства, понимаемое как возведение подземных сооружений в горных массивах (табл. 2), широко происходит на наших глазах – строительство метрополитена, гаражей, торговых комплексов, плавательных бассейнов, концертных залов, стадионов, автомобильных и железнодорожных тоннелей... Например, под Токио планируется к 2010 г. создание подземного города в полном смысле этого слова, а снег здесь складывают уже сейчас.

Известны нетрадиционные варианты использования подземного пространства¹⁵: размещение подземных атомных энергогенерирующих комплексов, подземные хранилища РАО, выщелачивание металла в подземных камерах и в зонах обрушения и др.

Известны классификации повторно используемых подземных сооружений Международной Тоннельной Ассоциации, Корчака А.В., Умнова В.А. и других авторов – по новому функциональному назначению. Авторская классификация осваиваемых пустот включает в себя несколько классификационных признаков. Как видно из нижеприведённой классификации, главное значение в выборе способа использования пустот имеет **геомеханический** аспект их обоснования.

Как видно из приведённой классификации (табл. 10), главное значение в выборе способа использования пустот имеет геомеханический аспект обоснования.

Таблица 10

Классификации осваиваемых подземных пустот

1. По назначению

¹⁵ Котенко Е.А., Порцевский А.К. Технологии освоения месторождений и использования подземного пространства. - «Горный журнал», 2004, №2.

а) промышленные: заводы и лаборатории, энергетические установки, обогатительные фабрики, ёмкости-перколяторы... б) сельскохозяйственные: хранилища пищевых запасов, силосные ямы, выращивание грибов (вешенка, шампиньоны)... в) оборонные: заводы, укрытия для людей и техники, пусковые ракетные установки, аэродромы... г) хранилища и могильники: - хранилища нефти, газа и других стратегических запасов, резервуары для забалансовой руды и хвостов обогащения; - могильники бытовых, токсичных, химических и радиоактивных отходов; д) культурологические: подземные торговые и бизнес центры, гаражи, убежища, музеи, транспортные магистрали, инженерные коммуникации... е) медицинские: гала-спелео-терапия в солях, радоновые ванны...
2. По продолжительности использования пустот
а) долговременные, более 50 лет; б) средней продолжительности, 20-50 лет; в) малой продолжительности, 5-20 лет; г) незначительной продолжительности, до 5 лет.
3. По значимости (по аналогии с категориями охраны горных выработок и поверхностных сооружений)
а) высшая категория охраны, не допускает никаких деформаций полости; б) средняя, допускает малые деформации стенок, кровли и почвы полости ; в) малая, допускает деформации.
4. По местоположению
а) в городских условиях, например, катакомбы; б) в сельской местности, например, естественные пещеры; в) на заброшенных шахтах и рудниках; г) на действующих шахтах и рудниках.
5. По технологии поддержания устойчивости пустот
а) естественное поддержание; б) полости, постоянно заполненные материалом (хранилища, могильники, ёмкости-перколяторы); в) крепление кровли, стенок и почвы полости; г) управление несущей способностью горного массива: разгрузка напряжённых зон массива, инъектирование вяжущими растворами слабых зон, сооружение пространственно-ориентированных опорных конструкций, заполнение неиспользуемых пустот обрушением пород или искусственными материалами (сухая, гидравлическая или твердеющая закладка, породы из отвалов, хвосты...).
6. По масштабности, разветвлённости и глубине расположения
а) малые пустоты с широкой разветвлённостью на небольшой глубине; б) средних и больших размеров пустоты, изолированные друг от друга, на средней глубине; в) средних и больших размеров пустоты, никак не связанные друг с другом, на большой глубине.

Рассмотрим возможные инженерные методы подготовки массива к повторному использованию недр:

1. Длительное или временное изменение физико-механических свойств породного массива:
 - а) замораживание;
 - б) кессон;
 - в) водопонижение;
 - г) тампонирувание;
 - д) инъектирование.
2. Возведение временных или постоянных строительных конструкций:
 - а) шпунтовые сооружения;
 - б) опускаемые сооружения;
 - в) «стена в грунте»
 - г) авторские опорные конструкции типа «этажерка» и «шатёр».
3. Изменение НДС массива.
 - а) активная разгрузка с последующим упрочнением;
 - б) разгрузка скважинами, щелями, камуфлетным взрыванием;
 - в) уплотнение пород взрывом;
 - г) жёсткие и податливые естественные и искусственные целики;
 - д) анкерное крепление;
 - е) крепь регулируемого сопротивления (податливая);
 - ж) инъекционная крепь.

При этом алгоритм проектирования повторного использования пустот может основываться на следующих методиках:

- 1) методика оценки фактического состояния массива горных пород, его свойств;
- 2) методика определения геометрических параметров горных выработок и прогноза НДС горного массива;
- 3) методика прогноза смещений в массиве;
- 4) методика определения тепловых, влажностных, вентиляционных, световых, фильтрационных характеристик массива;
- 5) методика экономической оценки эффективности повторного использования;
- 6) методики экологической и социальной оценки целесообразности.

Для оценки состояния и поддержания устойчивости геосистемы (массив-полость) и подземных технологических горных сооружений может быть использована структурная схема Корчака А.В.:

1. Первичный контур
 - исходная инженерно-геологическая информация;
 - проектные решения;
 - целевая функция;
 - предварительный прогноз состояния;
 - корректировка проектных решений;
 - проектное управляющее воздействие.
2. Вторичный контур
 - наблюдения за состоянием массива;
 - прогноз состояния;
 - оценка прогнозируемого состояния;

- оценка фактического состояния;
- корректирующее управляющее воздействие.

Литература

1. Малкин А.С., Пучков Л.А., Саламатин А.Г., Еремеев В.М. Проектирование шахт.- М.: изд. АГН, 2000.-375 с.
2. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. – М.: изд. МГГУ, 2003.-795 с.
3. Бурчаков А.С., Малкин А.С., Устинов М.И. Проектирование шахт.- М.: Недра, 1985.
4. Шестаков В.А. Проектирование рудников.- М.: Недра, 1987.
5. Катков Г.А. Подземная разработка пластовых месторождений. – М.: изд. МГОУ, 2001.
6. Проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых. Справочник под ред. А.С.Бурчакова, А.С.Малкина и др.- М.:Недра, 1991.-399 с.
7. Справочник по горнорудному делу. Под ред. В.А.Гребенюка, Я.С.Пыжьянова, И.Е.Ерофеева. - М.: Недра, 1983.-816 с.
8. Методология проектирования горных предприятий. Справочник. - М.: Недра, 1986.
9. Воспроизводство вскрытых и подготовленных запасов угля на шахтах. Под ред. Н.К.Гринько. – М.: Недра, 1990.
- 10.Способы вскрытия, подготовки и системы разработки шахтных полей. Под ред. Б.Ф.Братченко. – М.: Недра, 1985.
- 11.Строительные нормы и правила. СНиП 10-01-94. Система нормативных документов в строительстве. Основные положения. – М.: Минстрой России, 1994.
- 12.Строительные нормы и правила. СНиП 11-01-95. Инструкция о порядке разработки, согласования, утверждения и составе проектной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений. - М.: Минстрой России, 1995.
- 13.Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт ВНТП-1-86.- М.: изд. Центрогипрошахт, 1986.
- 14.Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки.- М.: изд. Гипроцветмет, 1986.
- 15.Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий чёрной металлургии с подземным способом разработки.- М.: изд. Гипроруда, 1986.
- 16.Строительные нормы и правила. Нормы проектирования. Подземные горные выработки. СНиП П-94-80.- М.: Стройиздат, 1981.
- 17.Порцевский А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология.- М.: изд. МГГУ, 2003.-767 с.
- 18.Порцевский А.К., Комаров Е.И. Вентиляция шахт. Аэрология карьеров. Учебное пособие МГОУ. – М.: 2004.-48 с.
- 19.Порцевский А.К., Катков Г.А. Горное дело и окружающая среда. Учебное пособие МГОУ.- М.: 2003.-87 с.

14.Порцевский А.К., Катков Г.А. Геотехнология. Учебное пособие МГОУ.- М.: 2002-26 с.

15.Порцевский А.К. Методические указания по представлению экономических расчетов в технологической и экономической частях дипломного проекта по подземной разработке месторождений полезных ископаемых.– М.: изд. МГГА, 1999 (1 издание) или 2000 (2 издание).

16.Порцевский А.К., Кусов А.Е. Технология проведения горизонтальных и вертикальных горных выработок.- М.: МГОУ, 2002.-58 с.

17.Рогизный В.Ф. Горные машины для бурения при подземной разработке месторождений. - М.: изд. МГРИ, 1998.-152 с.

18.Рогизный В.Ф. Зарядные машины и устройства для рудных шахт. - М.: изд. МГРИ, 1993.-30 с.

19.Рогизный В.Ф. Эксплуатация погрузочно-доставочных машин и устройств для очистных работ. - М.: изд. МГРИ, 1991.-107 с.

20.Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В. Комбинированная геотехнология. - М.: изд. Дом «Руда и металлы», 2003.-560 с.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Глоссарий	2
§ 1. Состав проекта	3
§ 2. Проблемы управления предприятием	7
§ 3. Основные положения вскрытия месторождений	12
§ 4. Классификация способов вскрытия	18
§ 5. Характеристика месторождений	19
А. Горно-геологическая характеристика рудных месторождений	19
Б. Промышленная характеристика рудных месторождений	21
§ 6. Годовая производительность рудника	24
§ 7. Особенности схем вскрытия и подготовки угольных шахт	27
§ 8. Оценка производительности рудника	33
§ 9. Требования к вскрытию месторождений	37
§ 10. Типы и назначение шахтных стволов	37
§ 11. Выбор схемы вскрытия месторождения	42
§ 12. Методика выбора систем подземной разработки рудных месторождений	48
§ 13. Техничко-экономическое сравнение вариантов технологии очистной выемки (пример)	60
§ 14. Выбор способа вскрытия (пример)	66
§ 15. Сравнение вариантов при выборе способа	69

вскрытия рудных месторождений	
§ 16. Последовательность выбора схемы вскрытия	73
§ 17. Расположение стволов относительно рудного тела	74
§ 18. Ступени вскрытия месторождения	77
§ 19. Околоствольные дворы	80
§ 20. Выбор способа подготовки месторождения	83
§ 21. Расположение восстающих, рудоспусков и порядок подготовки	88
§ 22. Основные положения инвестиционного проектирования	90
§ 23. Методология выбора технологии добычи руды	96
§ 24. Использование подземного пространства в новом качестве	98
Литература	102