

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ**

**МОСКОВСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ОТКРЫТЫЙ УНИВЕРСИТЕТ**

Кафедра разработки месторождений полезных ископаемых

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебной работе



А.К. Порцевский

**ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ
ЧАСТЬ 3 и 4**

Учебное пособие в 4 частях

**Зарегистрировано в Федеральном агентстве по образованию
(№ 5376 от 16.11.2005.)**

**для студентов специальностей
130403 (090500) «Открытые горные работы»
130404 (090200) «Подземная разработка месторождений
полезных ископаемых»**

**Москва 2005 г.
ЧАСТЬ 3.**

Системы разработки при подземной добыче руды

§ 1. Классификации систем разработки

Система разработки - это технология, организация добычи полезного ископаемого в очистном блоке. Организация добычных работ заключается в проведении подготовительных, нарезных выработок и в циклическом выполнении специфических для каждой системы технологических процессов (например, бурение – взрывание – доставка – крепление - закладка) в определенном порядке (сверху вниз, снизу вверх, от центра к флангам или наоборот ...). Все системы разработки объединены по группам в классификацию, наиболее известны в России две классификации - М.И.Агошкова и В.Р.Именитова.

У Агошкова М.И. системы разделены на классы по признаку состояния очистного пространства во время добычи руды (очистное пространство незаполнено или как-то заполнено), а у В.Р.Именитова разделены на классы по другому признаку - по способу поддержания очистного пространства при добыче руды (очистное пространство либо как-то укрепляется либо нет).

Для более детального ознакомления с конкретными расчётами по системам разработки автором выпущено отдельное учебное пособие¹, а особенности подземной добычи редких и радиоактивных руд приведены автором в другом учебном пособии².

А. Классификация систем по Агошкову М.И.

І класс. С открытым очистным пространством

1. Сплошная система (однослойная выемка с редкими целиками различной формы - на пластах)
2. Камерно-столбовая система (однослойная выемка с систематическими и одинаковыми целиками - на пластах)
3. Система с подэтажной отбойкой (отбойка камеры из нескольких буровых штреков, ортов по высоте этажа)
4. Система с этажно-камерной отбойкой (отбойка камеры на высоту этажа из одной-двух буровых штреков, ортов)
5. Потолко- и почвоуступные системы (очень редко применяются)
6. Система с отбойкой глубокими скважинами из буровых восстающих

ІІ класс. С магазинированием руды в очистном пространстве

1. Система со шпуровой отбойкой из магазина (отбойка камеры слоями снизу вверх, бурение производится с навала руды под ногами)
2. Система с отбойкой руды глубокими горизонтальными скважинами из буровых восстающих и магазинированием

¹ Порцевский А.К. Системы разработки при подземной добыче руды. Учебное пособие по курсу практических занятий. – М.: МГГА, 2000, 112 с.

² Порцевский А.К. Особенности подземной разработки месторождений радиоактивных руд. Учебное пособие. – М.: МГГА, 1999, 38с.

3. Система с отбойкой руды глубокими горизонтальными скважинами из буровых камер возле восстающих и магазинированием

III класс. С закладкой очистного пространства

1. Горизонтальные восходящие слои с закладкой
2. Наклонные (под углом 30-40⁰) восходящие слои с закладкой
3. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой
4. Сплошная и потолкоуступная системы с закладкой (редко применяются)

IV класс. С креплением очистного пространства

(редко применяются)

1. Системы с усиленной распорной и станковой деревянной крепью
2. Системы с каменной и комбинированной крепью

V класс. С креплением и закладкой очистного пространства

(редко применяются)

1. Горизонтальные восходящие слои, уступы с креплением и с закладкой
2. Вертикальные прирезки со станковой крепью и закладкой (отбойка из буровых восстающих)

VI класс. С обрушением вмещающих пород

1. Слоеое обрушение (выемка слоями сверху вниз под обрушенными породами)
2. Столбовые системы (выемка заходками, лавой под обрушенными породами на пластах)
3. Щитовые системы (выемка слоями сверху вниз под деревянным щитом и обрушенными породами)

VII класс. С обрушением руды и вмещающих пород

1. Системы подэтажного обрушения (отбойка "в зажиме")
2. Системы этажного принудительного обрушения руды (отбойка "в зажиме")
3. Система этажного самообрушения руды (без отбойки)

VIII класс. Комбинированные системы

1. Выемка первичных камер системами с открытым очистным пространством
2. Выемка первичных камер с магазинированием руды
3. Выемка первичных камер с закладкой

Б. Классификация по Именитову В.Р.

I класс. С естественным поддержанием очистного пространства

1. Сплошная система
2. Камерно-столбовая система
3. Камерные системы с последующей закладкой

II класс. С обрушением руды и вмещающих пород

1. Этажное принудительное обрушение и самообрушение
2. Подэтажное обрушение

III класс. С искусственным поддержанием очистного пространства

1. С закладкой

- 1.1. Сплошная однослойная выемка
- 1.2. Горизонтальные восходящие и нисходящие слои
- 1.3. Наклонные слои
- 1.4. Селективная выемка тонких жил
2. С креплением
3. С креплением и последующим самообрушением
 - 3.1. Столбовые системы с обрушением
 - 3.2. Слоевое обрушение
4. С магазинированием

**Доля основных систем разработки на месторождениях МинЦветМета
(факт на 1995 г. и прогноз ИПКОНА³ на 2010 г.)**

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

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

По данным Санкт-Петербургского горного университета доля основных систем разработки месторождений полезных ископаемых по России в целом следующая⁴:

³ Комплексное освоение рудных месторождений: проектирование и технология подземной разработки. Под ред. Д.Р.Каплунова. - М.: изд. ИПКОН РАН, 1998, 383 с.

Класс систем разработки	Доля добычи, %
С открытым очистным пространством	35,9
С обрушением руды и вмещающих пород	33,5
С закладкой очистного пространства	8,8
С обрушением вмещающих пород	14,2
С магазинированием руды	2,6
Комбинированный	5,0

Параметры систем разработки

Система разработки	Размеры блока, м В x L	Средняя производительность блока тыс.т / мес	Уд. расход подг. - нар. работ, м ³ / см	Удельный расход ВВ,	
				м ³ /1000т	кг/т
Камерно-столбовая, камера b =8-20 м	80-200 x 200-400	4-6	15-30	30-50	0.35
Сплошная	60-80 x 150-200	2-3	15-40	20-40	0.35
Подэтажной отбойки	10-30 x 30-90	2-6.5	10-35	30-60	0.3
Этажно-камерная	10-30 x 30-90	4-15	15-25	20-35	0.45
С магазинированием	0.8-5 x 40-100	0.5-1.5	3-7	40-65	0.5
С распорной крепью, потолкоуступная	0.8-4 x 30-80	0.5-1	0.5-2	40-70	0.55
Горизонтальными восходящими слоями	50-80 x 100-120	0.5-1	5-8	10-20	0.55
Горизонтальными нисходящими слоями	50-80 x100-120	0.5-1.5	5-8	10-20	0.55
Подэтажное обрушение	4-30 x 50-90	2-5	10-30	30-60	0.3
Этажное обрушение	4-30 x 50-90	3-10	15-25	20-35	0.45
Этажное самообрушение	20-50 x 40-100	3-13	10-30	10-30	0.1
Слоевое обру-	2-30 x	0.5-1	0.5-1	30-60	0.35

⁴ Недра России. Том 2. Экология геологической среды. Под ред. Н.В.Межеловского, А.А.Смылова. – С.-П. - М.: С.-П. горный институт, Межрегион. центр по геол. картографии, 2002, 662 с. (с. 307).

шение	30-60				
Столбовая, на мягких пластах	20-80 х 300-800	10-20	10-15	30-50	0.3

Технико-экономическая характеристика систем разработки

Система разработки	Потери руды, %	Разубоживание, %	Затраты на добычу, у.е./т
Камерно-столбовая с самоходным оборудованием	25-60	5-15	4-6
Сплошная	15-30	5-15	3.5-5.5
Подэтажной отбойки	5-10 – в камере до 30 – в блоке	5-10	3-7
Этажно-камерная	5-15 – в камере до 30 – в блоке	5-15	3-5
С магазинированием	5-10	5-15	6-9
С распорной крепью, потолкоуступная	5-10	5-10	10-20
Горизонтальными восходящими слоями	5-10	5-10	7-12
Горизонтальными нисходящими слоями	3-8	5-10	10-20
Подэтажное обрушение	15-20	15-25	3-6
Этажное обрушение	15-25	20-30	2.5-4.5
Слоевое обрушение	5-10	5-10	9-15
Столбовая, на мягких пластах	10-15	5-10	5-12

В. Другие классификации систем разработки⁵:

В учебной и технической литературе можно отыскать следующие классификации:

а) по признаку «тип, морфология месторождения» - Крэйна, Юнга, И.Покровского, Г.Е.Баканова, Л.И.Барога;

б) по признаку «поддержание выработанного пространства» - Сперра, Митке, В.Н.Семевского;

в) по признаку «поддержание очистного пространства» - МакКлеланда, В.И.Грудева, Е.П.Прокопьева, Н.А.Старикова, Вольфсона-Барласа, М.И.Агошкова, Г.Н.Попова, Льюиса, Райта, Джексон-Гарднера, Н.И.Трушкова, К.М.Чарквиани, Ш.Н.Мамедова, В.Р.Именитова;

г) по признаку «поддержание в период выемки и последующее заполнение выработанного пространства» - В.Т.Маркелова;

⁵ Байконуров О.А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. - Алма-Ата, Наука, 1969, 606 с.

- д) по признакам «тип забоя, способ поддержания кровли, способ подсечки блока и т.п.» - Американского института горных инженеров и металлургов;
- е) по признаку «стадийность выемки» - А.И.Стещенко;
- ж) по признаку «тип фронта работы этажа и тип заполнения выработанного пространства» - О.А.Байконурова.

Все они хороши по-своему, но всё же труднообъяснимы студентам. Именно поэтому автору представляется необходимым наметить принципы построения совершенно новых классификаций систем разработки.

Принципы построения новых классификаций систем разработки⁶:

- 1) по направлению движения фронта очистных работ
 - ✓ для пологих залежей – в горизонтальном;
 - ✓ для крутопадающих – в вертикальном;
- 2) по комплексу используемого в блоке оборудования
 - ✓ на выпуске отбитой руды из блока – самотёчная доставка или принудительная;
 - ✓ выпуск определяет и буровую технику:
 - а) если самотёчная доставка, то бурение скважин осуществляется переносными станками (с редкими исключениями, такими же редкими как исключения в правилах русского языка);
 - б) если принудительная доставка, то бурение шпуров осуществляется самоходными установками;
- 3) по судьбе целиков:
 - ✓ остаются в неприкосновенности (камерно-столбовая и др. системы);
 - ✓ ликвидируются:
 - а) если межкамерные - то среди заложенных закладкой камер;
 - б) если межэтажные – то при отбойке нижерасположенного этажа;
 - ✓ без целиков (системы с закладкой);
- 4) по определяющему выбор системы разработки признаку и последовательности расчётов:
 - ✓ пологая или крутая залежь;
 - ✓ обрушение поверхности, тогда на первый план выходят расчёты сдвига охраняемых объектов;
 - ✓ устойчивость пород, руды, тогда сначала требуются расчёты безопасных размеров полостей;
 - ✓ возгораемость, слёживаемость, окисляемость – вынуждают применять принудительную доставку без магазинирования руды в очистном пространстве;
 - ✓ ценность руды определяет требуемую полноту извлечения, например, щадящую шпуровую отбойку с твердеющей закладкой пустот;
- 5) по степени нарушения естественного состояния горного массива:

⁶ Порцевский А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология.- М.: изд. МГУ, 2003, 767 с.

- ✓ полное нарушение - системы с обрушением пород;
- ✓ частичное нарушение – системы с целиками;
- ✓ щадящее нарушение – системы с заменой горного массива закладочным массивом.

§2. Технология очистных работ в блоке

Технология создания отрезной щели

Особенность очистной отбойки руды в камерах заключается в предварительном создании здесь некоторого компенсационного пространства, чтобы раздробленная взрывом руда могла где-то свободно разместиться (коэффициент разрыхления при отбойке обычно 1,2-1,3). Другая цель – создание второй обнажённой поверхности, параллельно которой выбуривают, например, веера скважин и тем снижают удельный расход ВВ на отбойку. Выпускают отбитую в восстающем и щели руду через заранее пройденные выработки днища камеры.

Компенсационное пространство в камере – отрезной восстающий и щель - создаётся двумя вариантами: а) мелкошпуровой отбойкой с проходческого полка снизу вверх; б) секционным взрыванием зарядов в длинных параллельных скважинах. Подробности проходки восстающих приведены в главе – Технология проведения горизонтальных и вертикальных горных выработок.

Рассмотрим наиболее часто встречающийся вариант. Если отбойка в камере будет производиться вертикальными прирезками, то на уровне кровли камеры проходят из восстающего специальную горизонтальную выработку, из которой в торце камеры вниз бурят длинные параллельные скважины на всю высоту камеры. Сначала секционно отбивают восстающий, затем по торцу камеры – отрезную щель (используя восстающий как компенсационное пространство).

Другой вариант проходки отрезного восстающего рассмотрен в параграфе - Опыт подземной отработки редкометальных месторождений.

I класс.

Системы с открытым очистным пространством

(здесь и далее по М.И.Агошкову)

В процессе выемки руды очистное пространство остается свободным, пустым и его устойчивость к обрушениям обеспечивается лишь рудными или породными целиками. Условия применения - высокая устойчивость руд и пород, глубина разработки до 800 м (глубже возможны горные удары).

Сплошная система

Используется при разработке горизонтальных и пологих залежей мощностью от 1 до 6 м. Выемка ведётся сплошным забоем по простиранию или вкрест простирания пласта, в очистном пространстве остаются неравномерно расположенные целики (там, где встречается бедная руда и пустая порода). При разработке ценных руд и мощности залежи менее 2 м, вместо целика, соору-

жают бетонные столбы (хотя тогда система разработки будет отнесена к IV классу). При мощности залежи более 3-4 м забой делят на уступы по высоте. Отбойка руды - горизонтальными шпурами. Вслед за очистными работами обычно принудительно обрушают кровлю (через 300 м от забоя) - для снижения горного давления.

Диаметр целиков и расстояние между ними (ширина камеры) зависят от устойчивости кровли: **D=3-18 м, B=5-30 м.**

Оборудование: при малой мощности и в наклонных залежах используются ручные перфораторы и скреперная доставка (производительность рабочего забойной бригады 10-15 т/смену; при мощности более 2,5 м применяется самоходная буровая и погрузочно-доставочная техника, включая экскаваторы, самосвалы и самоходные вагоны (производительность рабочего забойной бригады 70-120 т/смену).

Преимущества: небольшой объём подготовительно-нарезных работ в блоке, возможность выемки рудного тела неправильной формы, удобные условия для внутризабойной сортировки руды, хорошее проветривание.

Недостатки: большие потери руды в обязательных целиках, возможно обрушение кровли в забое.

Камерно-столбовая система

Используется при разработке горизонтальных и пологих залежей мощностью от 3 до 30 м. Характеризуется регулярным чередованием очистных камер и межкамерных целиков-столбов, между блоками расположены ленточные целики. Из-за высоких потерь руды в целиках применяется лишь на месторождениях малоценных руд (железо в Губкино, гипс в Новомосковске...). При углах падения пласта больше 30-35° доставка от забоя до приёмных воронок производится силой взрыва. Ширина камер 8-20 м, целиков 4-6 м. В ленточных целиках возможно устройство вентиляционных коллекторов (на уровне кровли камер).

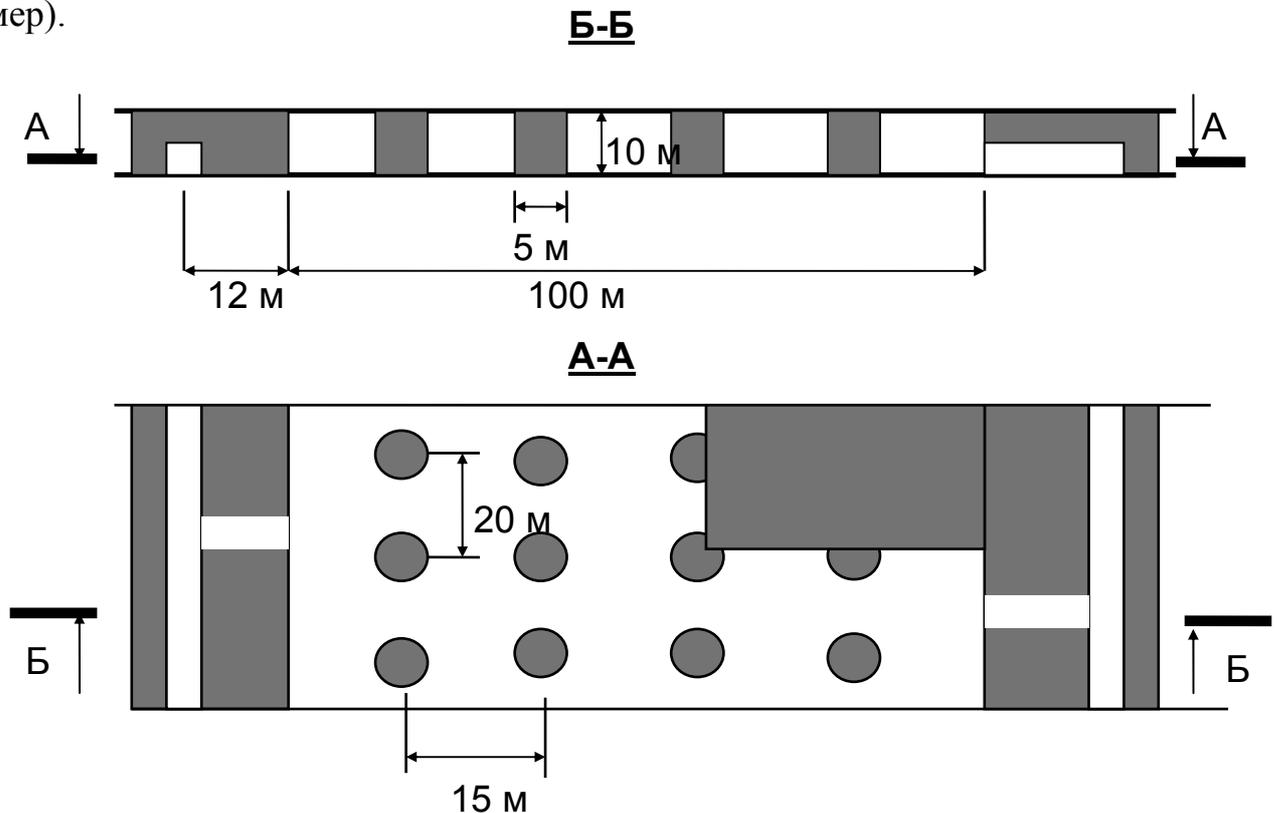


Рис. 2. Камерно-столбовая система

авки
руды к стволу (производительность рабочего забойной бригады 60-80 т/смену). Потери руды 50-60%, разубоживание 5-35%.

Преимущества: возможность комплексной механизации всех процессов, низкая себестоимость, хорошее проветривание, нет крепи, есть возможность внутризабойной сортировки.

Недостатки: большие потери руды в целиках, возможны обрушения кровли в забое.

Подэтажная отбойка

Применяется при крутом падении рудной залежи мощностью 5-20 м без породных включений.

Подготовительно-нарезные выработки: погрузочная камера; ходовой восстающий; сбойка с ходовым восстающим; вентиляционные орты; вентиляционный штрек; подэтажные штреки; рудоспуски; полевой откаточный штрек; отрезной восстающий

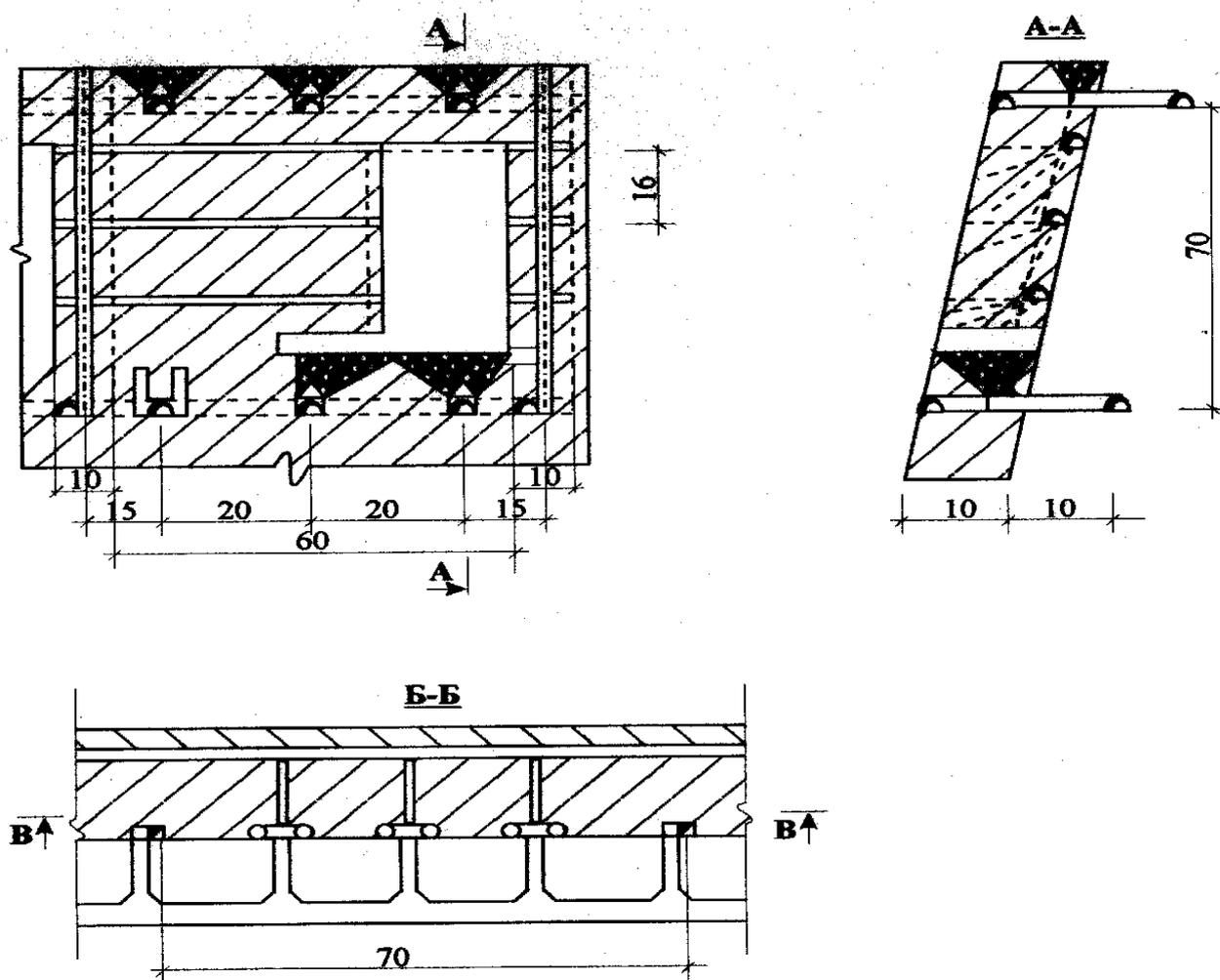


Рис. 3. Подэтажная отбойка

Бурение веерных скважин производится из буровых подэтажных выработок - штреков, ортов, пройденных через 10-20 м по высоте этажа. Диаметр скважин 75-100 мм. Выпуск руды - торцевой или донный (траншеи или воронки) на откаточный горизонт. Конструкции днища камер рассмотрены в отдельном параграфе. Для поддержания очистного пространства, восстающих оставляют межкамерные целики (шириной не менее 6 м), а для поддержания выработок вентиляционного и откаточного горизонта - межэтажные целики (толщина целика зависит от конструкции днища: при наличии горизонта скрепирования целик 10-12 м, для выпускных воронок, траншеи - 4-5 м, толщина потолочины камеры при этом 3-5 м).

Нарезные выработки: подэтажные штреки, орты, выработки горизонта выпуска, отрезные выработки - штрек (орт), восстающий, щель. Очистные работы состоят из операций: а) отбойки и доставки запасов руды из камер; б) выемки временных межкамерных целиков.

Отбойка ведётся обычно веерными скважинами или штанговыми шпурами (по сравнению с отбойкой параллельными скважинами или шпурами - при веерной отбойке более неравномерное дробление руды, зато меньше нарезных выработок).

Оборудование: буровые установки с колонковыми перфораторами (БУ-70У, Удар-2, КБУ-50М, КБУ-80), погрузочно-доставочные машины (при торцевом выпуске), вибролюки или питатели (при выпускных воронках), скреперные установки (при траншейном днище).

Камеры в последующем погашают закладкой или изолируют (если допускается сдвиг и обрушение налегающих пород), целики извлекаются под обрушенными породами или при заложенных твердеющей закладкой первичных камер (комбинация систем разработки внутри блока - VIII класс). Вариант системы разработки - выемка целиков под разделяющим гибким перекрытием (деревянным или металлическим матом). Частичный торцевой выпуск руды (до 20-25% отбитого объёма) применяется на залежах с углами падения камер до 70° - чтобы не было потерь руды на лежащем боку при выпуске. Высота этажа 60-90 м, длина блока 50-60 м.

Преимущества: высокая производительность труда (производительность рабочего забойной бригады 60-80 т/смену) и безопасность работ (в очистном пространстве нет людей), низкие потери и разубоживание (от 5 до 25% в зависимости от способа выемки межкамерных и межэтажных целиков - обрушением или после закладки камер).

Недостатки: большой объём нарезных работ (3,5-4,5 м/1000 т руды - это составляет 20-30% всех затрат по блоку), двухстадийная выемка запасов блока (сначала камеры, затем целики), невозможность селективной выемки руды из камеры.

Этажно-камерная отбойка

Применяется при разработке мощных крутопадающих залежей с выдержанными контурами. При горизонтальной мощности залежи до 25-30 м (расстояние между откаточными ортами или штреками) камеры располагают по простиранию, при мощности более 30 м - вкрест простирания. Руда отбивается обычно вертикальными слоями (прирезками) на всю высоту камеры, или горизонтальными прирезками на всю длину камеры из буровых камер (восстающих) (редкий вариант системы разработки). При отбойке вертикальными прирезками потолочина камеры обнажается по мере извлечения руды, при отбойке горизонтальными прирезками - лишь при выемке последнего в камере верхнего слоя. Длина камер 40-60 м, высота 35-40 м при высоте этажа 60 м (остальное приходится на потолочину и выработки выпуска). Отбойка вертикальных слоев ведётся веерными или параллельными обычно нисходящими скважинами диаметром 75-105 мм из буровых штреков или ортов, расположенных в потолочине камер.

Выпуск - донный через траншею или воронки. Производительность рабочих забойной бригады 35-100 т/смену. Потери и разубоживание - по 3-8% при выемке камер.

Преимущества: низкая себестоимость, высокая производительность.

Недостатки: невозможность селективной выемки руды из камер, большие потери и разубоживание при выемке межкамерных целиков под обрушенными породами.

Потолко- и почвоуступные системы

Применяются редко и только на крутопадающих залежах мощностью 0.6-3 м. Работы в блоке ведутся либо снизу вверх - это потолкоуступная система либо сверху вниз - это почвоуступная система. Бурение ручными или телескопными перфораторами ведётся с деревянных настилов, уложенных на распорную крепь (потолкоуступная система). Доставка руды обычно скреперная или же силой взрыва.

Высота этажа 30-60 м, высота уступа 1.5-2.2 м (глубина вертикального шпура). Расход леса 0.06-0.12 м³/м³ очистного пространства, производительность рабочих забойной бригады 4-6 т/смену, потери 5-6%, разубоживание - до 10%.

Преимущества: низкие потери и разубоживание, возможность выемки сложных рудных тел с оставлением безрудных целиков.

Недостатки: высокий расход леса, невысокая производительность труда, низкая безопасность труда на деревянных настилах.

Отбойка руды глубокими горизонтальными скважинами из буровых камер возле восстающих

Система разработана в начале 80-ых годов. Применяется для крутопадающих жильных месторождений мощностью до 6-10 м. Блок длиной 50-60 м и высотой от 50-80 м до 120 м подготавливается двумя восстающими, в днище оборудуются выпускные дучки, в камере создается компенсационное пространство. Через 10-15 м по длине камеры комплексом КПВ-6 проходят буровые восстающие размером 3х3.5 м - 3х2 м, в них монтируется монорельс с подъёмником ПВ-60 или очистной комплекс КОВ-25. Став монорельса крепится в стенки восстающего анкерами и состоит из секций длиной по 1.5 м. Масса бурового полка 3-4.5 т, глубина бурения колонковыми перфораторами ПК-75 на стреломанипуляторах - до 25 м, диаметр скважин 52-75 мм, необходимое давление сжатого воздуха - 0.5-0.6 МПа, скорость перемещения полка по монорельсу - около 0.16 м/с. Очистной цикл состоит из следующих работ: бурение скважин длиной до 12.5 м в обе стороны от восстающего, зарядание, демонтаж монорельса, взрывание, проветривание, полный выпуск отбитой руды. Производительность рабочего забойной бригады 25-33 м³/см, расход ВВ 0.8 кг/м³, трудоёмкость производственных процессов - 0.035 чел-см/м³.

II класс.

Системы с магазинированием руды в очистном пространстве

Отличительный признак систем - очистное пространство заполняется отбитой рудой и полный выпуск её осуществляется лишь после отбойки всех запасов руды в камере. Частичный же выпуск руды производится после каждой отбойки (примерно 30% отбитого объёма), при этом в призабойной части камеры оставляют свободное пространство высотой около 2 м. Применяются системы на крутопадающих месторождениях в устойчивых несслеживаемых рудах и породах, также используются при выемке жильных тел мощностью 0.6-5 м.

Мелкошпуровая отбойка руды из магазина

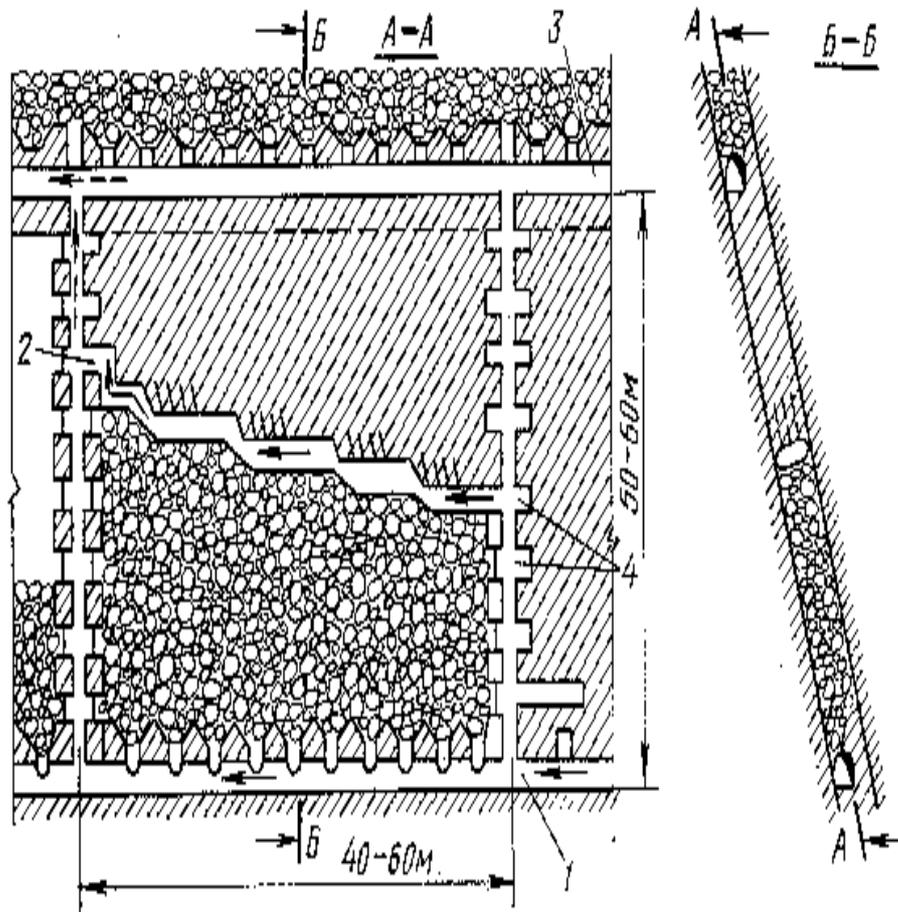


Рис. 4. Мелкошпуровая отбойка из магазина

Применяется на маломощных рудных залежах. Отбойка руды в камере ведётся снизу вверх. Бурение шпуров вертикальными (или реже горизонтальными) уступами осуществляется телескопными перфораторами с настилов, уложенных на замагазинированную руду. В камеру рабочие попадают из расщелин восстающих (обычно через 10 м по высоте). В днище камеры - траншея или

выпускные воронки, дучки. После полного выпуска производят выемку межкамерных и межэтажных целиков (обычно - под обрушенными породами). Потери руды в камере 7-15%, разубоживание 5-10%. Производительность рабочего забойной бригады - до 30 т/смену.

Достоинства: нет специальных буровых выработок, нет крепления, мало нарезных работ, высокая производительность труда, устойчивость стенок камеры обеспечивается отпором замагазинированной руды.

Недостатки: высокие затраты времени на выпуск руды (до 50-60% всех затрат времени на очистную выемку), большие потери при невыдержанном контуре рудного тела, низкая безопасность труда рабочих в незакрепленном забое.

Отбойка руды глубокими горизонтальными шпурами из буровых восстающих и магазинирование

Бурение ведётся не с поверхности магазина, а из специальных буровых восстающих, пройденных через 10-15 м по длине камеры. Для временного поддержания устойчивости камеры замагазинированной рудой - выпуск производят частичный.

Преимущества: безопасность труда в закрепленных восстающих, независимость процесса отбойки от выпуска руды, возможность механизации работ с буровых полков на монорельсе.

Недостатки: большой объём нарезных работ, большой расход леса на крепление восстающих.

Отбойка руды глубокими горизонтальными скважинами из буровых камер возле восстающих

Система применяется на мощных залежах и отличается от этажно-камерной системы только объёмом выпускаемой руды после отбойки слоя: здесь выпускают 30-40%, а там - все 100% отбитой руды. Система также может использоваться при обрушении пород с бортов - для снятия напряжений в бортах и для использования эффекта "отбойки в зажиме" (тогда эта система принадлежит к VII классу). Бурение ведётся из буровых камер станками с колонковыми перфораторами, диаметр скважин 75-105 мм, глубина - на всю длину камеры (или полкамеры - если бурение производится с двух сторон навстречу друг другу).

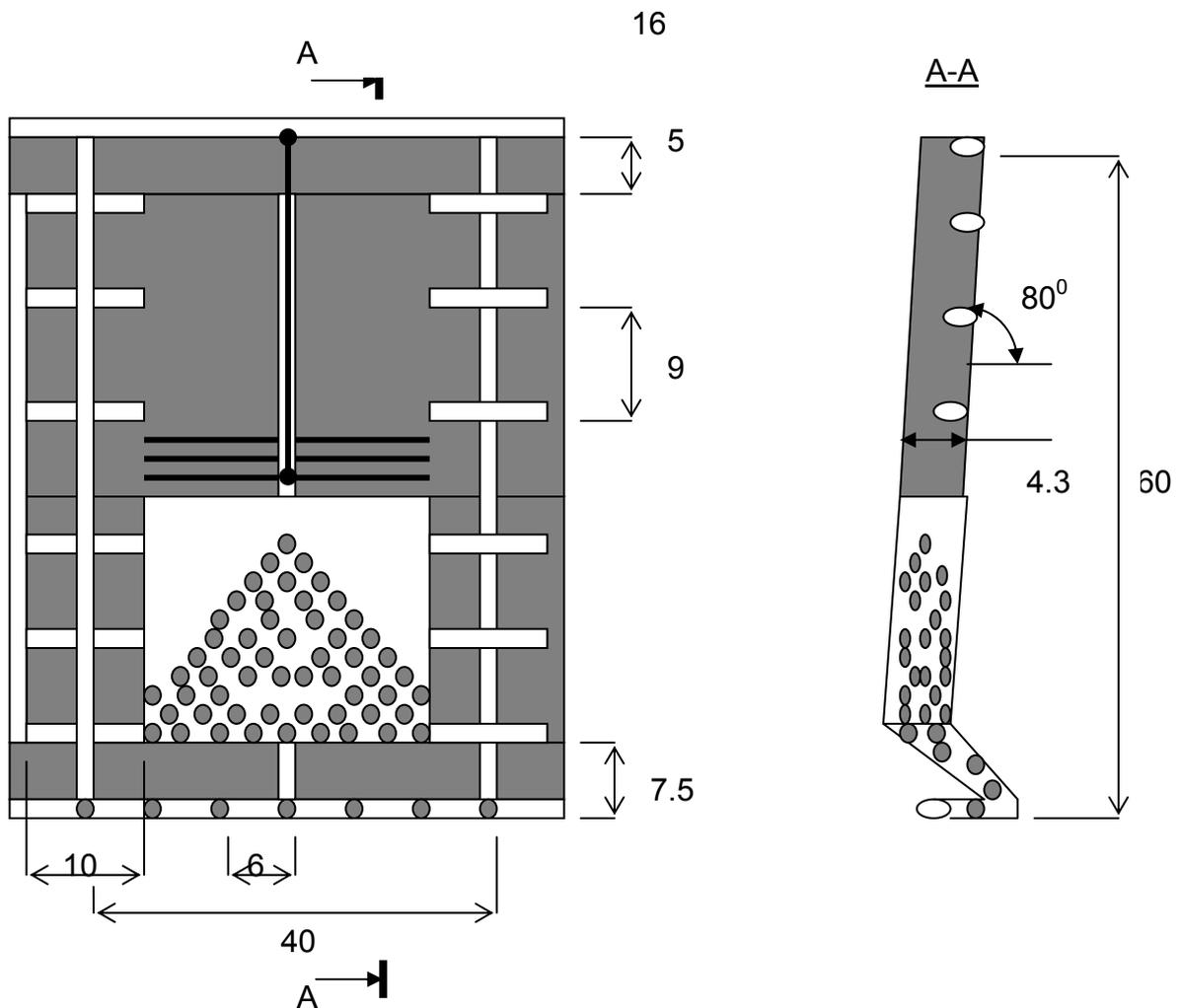


Рис. 5. Отбойка глубокими горизонтальными скважинами

Достоинства: высокая безопасность труда, поддержание бортов камеры зинном руды, хорошее дробление руды при отбойке "в зажиме".

Недостатки: невозможность селективной выемки руды, контур залежи жен быть выдержанным.

III класс.

Системы с закладкой очистного пространства

ичительный признак систем - заполнение слоевого очистного пространстваладочным материалом сразу же после отбойки и выпуска руды. В отличие от систем разработки с последующей закладкой здесь процесс погашения пустот входит в технологический цикл добычи как обязательный элемент. Применяются системы при любой устойчивости руды и пород, произвольном контуре залежи. Отбойка руды ведётся в тупиковых заходках, см. главу - технология проведения горизонтальных и вертикальных горных выработок.

Горизонтальные восходящие слои с закладкой

Система применяется на тонких и средней мощности крутопадающих залежах с тектоническими нарушениями, неустойчивыми породами и средней устойчивости рудами, с включениями пустой породы.

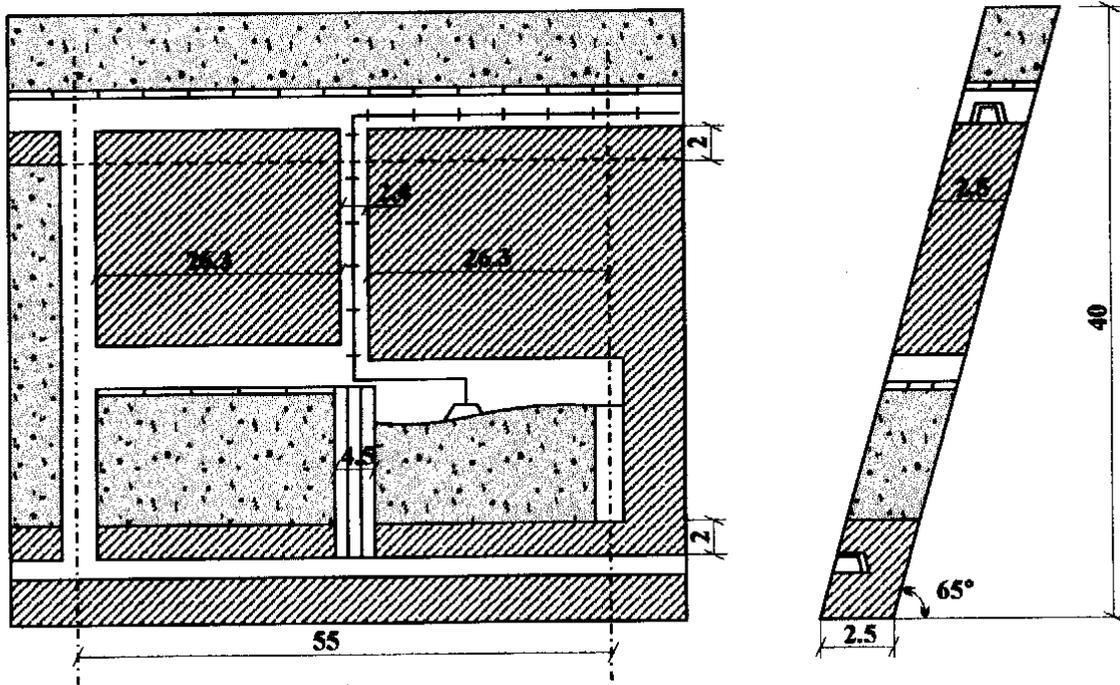


Рис. 6. Горизонтальные восходящие слои с гидравлической закладкой

Выемка ведётся заходками снизу вверх, под рудной кровлей, выпуск производится в рудоспуски, вместо магазина руды - под ногами (настилом) находится сухая, гидравлическая или твердеющая закладка. Отбойка производится горизонтальными или вертикальными шпурами, доставка отбитой руд к рудоспуску - скреперной установкой или погрузочно-доставочной машиной. При использовании самоходной техники на бурении и погрузке рационально подготовку блока (лучше двух соседних блоков) осуществить наклонным съездом.

Горизонтальные слои проходятся высотой 2.5-3 м, настил и рудоспуски - деревянные, закладка обычно сухая (погашение закладкой производится пневматически или метательной машиной), реже гидравлическая или твердеющая (обязательно должна быть разнопрочной: основной массив создаётся малопрочным, а верхняя пачка - прочнее, чтобы она могла выдержать вес самоходной техники). Производительность рабочего забойной бригады до 70 т/смену, потери и разубоживание руды - до 3%.

Достоинства: практически любая устойчивость породного массива, низкие потери руды, высокая механизация технологических процессов.

Недостатки: относительно устойчивая рудная кровля, большая трудоёмкость оборудования рудоспусков, настилов, погашения очистного пространства закладкой, возможны потери руды в закладке при некачественном настиле.

Наклонные (под углом 30-40°) восходящие слои с закладкой

Выемка руды в блоке ведётся снизу вверх наклонными под углом 30-40° слоями - для удобства доставки отбитой руды к рудоспуску за счёт использования силы тяжести и применения доставки силой взрыва, а также для удобства погашения полостей закладкой. Обычно применяется отбойка вертикальными шпурами глубиной 1.5-1.8 м. Закладка используется сухая, гидравлическая или реже разнопрочная твердеющая.

Достоинства: использование силы тяжести и частично силы взрыва для доставки руды к рудоспуску, высокая полнота заполнения пустот закладкой.

Недостатки: большая трудоёмкость работ, возможны потери руды в закладке под настилом.

Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой

Применяется на месторождениях ценных руд при низкой устойчивости рудного и породного массива, недопустимости обрушений, сдвижений. Работы в блоке ведутся сверху вниз заходками под искусственной кровлей.

Возможна любая конфигурация и устойчивость рудных тел. Производительность рабочего забойной бригады 20-25 т/смену, потери и разубоживание 2-6%. Очистные заходки разделяются на секции длиной 20 м и отгораживаются от слоевого штрека - закладочными перемычками и заполняются разнопрочной закладкой. Расход леса на крепь и закладочные перемычки 0.15-0.3 м³/м³. Подробнее об этой системе см. в отдельной главе - выбор технологии добычи руды при системах разработки с закладкой выработанного пространства.

Недостатки: высокие затраты на твердеющую закладку (при равнопрочной закладки они составляют до 60% всех расходов на очистную выемку), большой расход леса.

Расходы на закладку и на крепь можно существенно снизить, используя разнопрочную закладку в погашаемом слое: нижняя пачка прочностью 4-6 МПа, верхняя - без вяжущего или прочностью 0.5-1 МПа, тогда крепь вообще не нужна.

Сплошная система с закладкой

Используется редко и лишь на пластовых месторождениях - тогда, когда недопустимы сдвижения и обрушения пород.

Выемка однослойная с внутрizaбойной сортировкой: пустую породу оставляют в очистном пространстве, руду вывозят - на поверхность. При выемке руды лавой может быть использована либо гидрофицированная крепь (как на угольных шахтах) либо выработанное пространство погашается сухой, гидравлической закладкой. При выемке руды заходками необходима твердеющая закладка очистного пространства.

Достоинства: широкий фронт работ, независимость процессов выемки от процесса закладки, возможность внутрizaбойной сортировки.

Потолкоуступная система с закладкой

Система обычно используется редко, лишь при селективной отбойке тонких рудных жил первым уступом и отбойки породы вторым уступом - для увеличения очистного пространства до 0.6-0.7 м. Система применима лишь для очень ценных руд, ведь валовая отбойка руды и породы намного дешевле и менее трудоемка. Выемка ведётся снизу вверх, ширина очистного пространства обычно составляет 0.8-1.2 м. Доставка руды к рудоспуску осуществляется по настилу скреперной установкой.

Недостатки: низкая производительность труда, высокая трудоёмкость, потери руды в закладке под настилом.

IV класс.

Системы с креплением очистного пространства

Системы редко используются на крупных рудниках. Системы этого класса характеризуются регулярным возведением распорной крепи по мере продвижения забоя. Применяются системы с креплением на залежах с любой конфигурацией и мощностью до 4 м (максимальная длина стоек, транспортируемых по шахтному стволу), рудой средней устойчивости. Это переходный класс систем от систем с открытым очистным пространством (сплошная, потолкоуступная система) и систем с магазинированием (мелкошпуровая отбойка из магазина) - к системам с закладкой. Этот переход может осуществить на любом месторождении и в любом очистном блоке, когда ухудшается устойчивость руды и вмещающих пород. Общие недостатки систем этого класса: большой расход леса - до $0.2 \text{ м}^3/\text{м}^3$, высокая трудоёмкость, низкая производительность труда рабочих забойной бригады ($0.5\text{-}2 \text{ м}^3/\text{смену}$). Общие достоинства: сравнительно высокая безопасность работ, возможность использования систем при изменчивом контуре залежи, легкость перехода от систем без крепи и закладки к системам с закладкой.

Система с распорной или станковой крепью

Выемка производится восходящими горизонтальными слоями. Распорная крепь - это распорки (деревянные стойки) диаметром 20-30 см и длиной до 4 м, забиваемые вручную с усилием - перпендикулярно между двумя бортами или кровлей-почвой. Станковая крепь - это та же распорная крепь из отдельных стоек, но соединенных с усилием и между собой другими стойками. Высота этажа не превышает 40-45 м из условия безопасности рабочих на настилах. Отбойка - ручными или телескопными перфораторами, доставка руды в рудоспуск осуществляется скреперной установкой по настилу. В широких забоях вместе со станковой крепью может использоваться сухая закладка очистного пространства, но это уже V класс систем разработки.

Система с каменной, бетонной крепью

Здесь на пологих пластах вместо деревянных распорок используется каменная кладка (например, из пустой породы с цементным раствором) и бетонные столбы. Система применяется крайне редко и только в тех местах, где совсем нет леса.

V класс.

Системы с креплением и с закладкой

В отличие от систем только с распорной и станковой крепью эти системы применимы для залежей любой мощности и устойчивости. Системы применяются очень редко при селективной выемке руды и породы. Выемка руды в блоке ведётся снизу вверх. Сначала очистное пространство крепят распорной крепью, а затем заполняют сухой, гидравлической или малопрочной твердеющей закладкой. Руду и сухую закладку скреперуют.

Варианты системы: а) горизонтальная однослойная выемка; б) восходящая потолкоуступная выемка; в) выемка вертикальными прирезками со станковой крепью и закладкой (прирезки расположены между рудоспусками).

Производительность рабочего забойной бригады 4-6 т/смену, потери от 3 до 5%, разубоживание 3-10%.

Недостатки: низкая производительность, малая механизация работ, большие потери руды под настилом.

VI класс.

Системы с обрушением вмещающих пород

Системы этого класса характеризуются тем, что сразу после отбойки руды очистное пространство заполняется обрушенными породами с кровли и бортов. Необрушенным остается лишь закрепленное рабочее пространство у забоя. Условие применения систем - неустойчивые породы.

Слоевое обрушение

Слоевое обрушение применимо при неустойчивых породах и при произвольном контуре рудного тела, обычно используется на богатых рудных залежах. Высота этажа 40-60 м, длина блока 50 м. Выемка руды в блоке ведётся сверху вниз слоями 3-4 м высоты под настилом, уложенным заранее на почву первого отработанного слоя и затем подхваченного стойками и рамами на следующем слое. Возможна выемка и без разделяющего перекрытия, когда бурение вертикальных шпуров производится как бы с подэтажных выработок, высота слоя тогда 5-10 м, доставка отбитой руды к рудоспуску осуществляется погрузочно-доставочной техникой. Производительность рабочего забойной бригады 3-8 м³/смену, потери 2-5%, разубоживание 3-8%.

Недостатки: большой объём ручного труда на сооружении гибкого перекрытия, низкая производительность, большой объём крепления $0.08-0.15 \text{ м}^3/\text{м}^3$, отсюда и высокая себестоимость добычи руды.

Столбовые системы с обрушением кровли

Используются на пологих залежах небольшой мощности с неустойчивыми породами, например, на марганцевых и калийных рудниках. Залежь делится панельными и блоковыми штреками на панели-столбы и обрабатывается в один слой либо лавой либо отдельными заходками. Расстояние между откаточными штреками 30-50 м, крепится лишь призабойное пространство, остальное пространство самообрушается или обрушается принудительно, чтобы не возрастало горное давление. Эти системы схожи по технологии со сплошной системой I класса, но здесь добавляется обрушение кровли. Производительность рабочего забойной бригады 17-20 т/смену, потери до 10%, разубоживание 2-7%.

Недостатки: высокая трудоёмкость крепления, относительно большой расход леса.

Щитовые системы с обрушением

Это обычное слоевое обрушение, но под специальным плоским деревянным щитом на металлической основе-каркасе, скрепленные между собой болтами. Очень редко встречается.

VII класс.

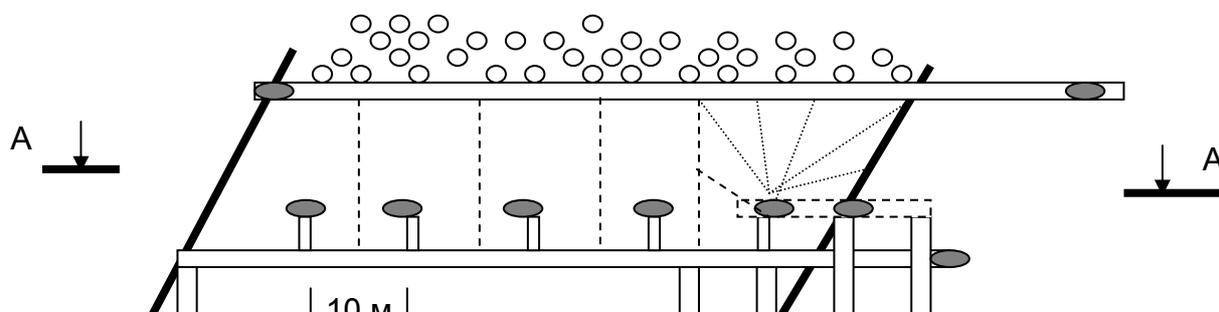
Системы с обрушением руды и вмещающих пород

Особенность этого класса систем в том, что породные кровля и борта самообрушаются по мере выпуска отбитой руды из камеры, т.е. выпуск производится под обрушенными породами, а отбойка ведётся "в зажиме". В очистном пространстве нет людей, и крепь не требуется. В блоке предварительно создается компенсационное пространство - отрезная щель. Применяются системы при неустойчивых породах и выдержанном контуре рудного тела. Подробнее об этих системах см. в отдельной главе - выбор технологии добычи руды при системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

Система подэтажного обрушения

Варианты системы:

- а) по способу отбойки
 - короткими вертикальными шпурами диаметром 32-38 мм (редко применяется);
 - штанговыми шпурами диаметром 32-38 мм и длиной 5-7 м;
 - вертикальными параллельными или веерными скважинами;



- б) по способу выпуска отбитой руды
 - донный через траншеи, дучки, воронки на откаточный горизонт;
 - торцевой через буровые подэтажные выработки, далее ПДМ или скрепером к рудоспуску;
- в) по способу транспортирования отбитой руды в блоке
 - скреперной установкой;
 - виброустановками в дучках и воронках;
 - погрузочно-доставочными машинами на подэтажах и на горизонте доставки в днище камеры;
- г) по способу обрушения пород
 - самообрушение;
 - принудительное обрушение подрывкой несущих целиков.

Система также применяется для извлечения запасов руды из потолочин и целиков камер с открытым очистным пространством. Высота этажа 60-80 м, высота подэтажа от 10-12 м до 30-40 м, ширина камеры (мощность отбиваемого слоя) 7-30 м, длина блока 40-50 м (определяется оптимальным расстоянием до рудоспуска при торцевом выпуске). При торцевом выпуске меньше нарезных работ, т.к. нет выпускных воронок в днище камер, но больше потери руды, ведь по условию безопасности - работы по погрузке руды возможны

лишь под козырьком целика. Производительность рабочих забойной бригады 80-90 т в смену, потери и разубоживание 10-15% .

При донном выпуске главное - это обеспечить равномерный режим выпуска руды из дучек или воронок.

Достоинства: высокая механизация всех операций, любая устойчивость руд и пород, нет крепи и людей в очистном пространстве, вместо закладки очистное пространство заполняется обрушенными породами.

Недостатки: относительно много нарезных работ (и при донном выпуске работ больше, чем при торцевом), при несоблюдении режима выпуска - относительно большие потери руды и разубоживание при перемешивании отбитой руды с обрушенными породами (причем при донном выпуске больше разубоживания, а при торцевом - больше потери).

Этажное самообрушение

Суть - камера подсекается снизу и с бортов, а руда под собственной тяжестью обрушается без взрывной отбойки. Система применима лишь в мощных залежах с неустойчивой рудой и породой, с высокой трещиноватостью (чтобы обрушенные куски пород не были бы большими) и чтобы самообрушение начиналось не позже, чем через 1-2 месяца после подсечки. Мощность залежи должна быть не меньше 20-30 м, а руда - несслеживаемой.

Производительность рабочих забойной бригады 50-90 т/смену, потери и разубоживание 12-25%, расход подготовительно-нарезных выработок 7-10 пм/1000 т запасов руды. Система применяется редко, известны случаи применения на молибденовых рудниках США и Канады, на кемберлитовых трубках ЮАР. Достоинства: высокая производительность (зависит лишь от мощности вибропитателя), отсутствие взрывов, крепи и людей в очистном пространстве.

Недостатки: большие потери и разубоживание, большой выход негабаритов.

Этажное принудительное обрушение руды

Система применяется в мощных залежах с относительно устойчивой рудой. Руда отбивается глубокими скважинами, пробуренными из нижних и верхних буровых выработок - на всю высоту камеры, а отбитая руда выпускается на откаточный горизонт через воронки, дучки, траншеи в днище камеры. При неустойчивой руде в камере - переходят на подэтажное обрушение. Высота блока 70-80 м, длина 60-80 м, ширина - не более 30 м.

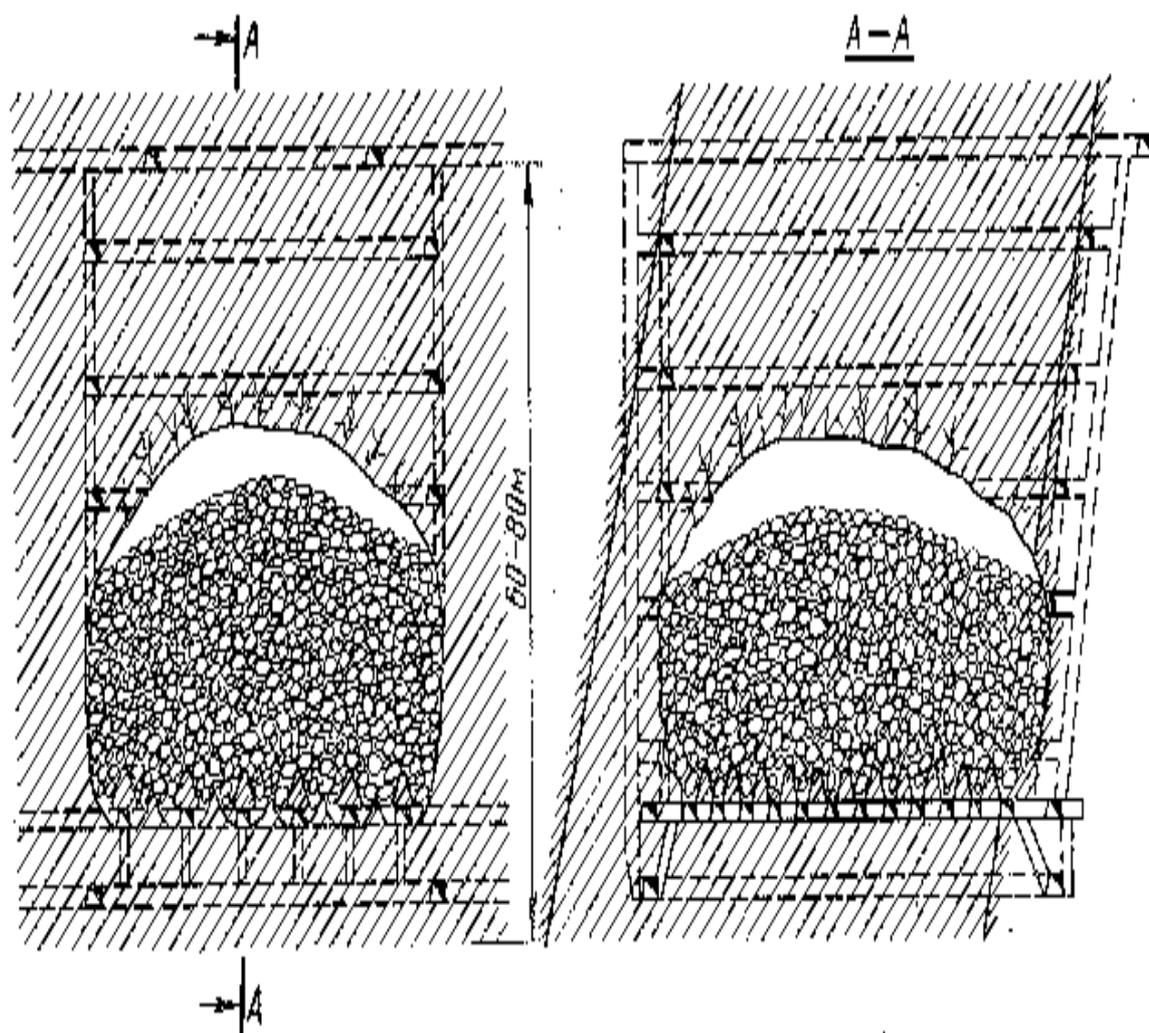


Рис. 8. Этажное самообрушение

Варианты системы:

- отбойка на компенсационное пространство;
- отбойка "в зажиме", иначе - сплошная выемка (часто применяется).

Вариант отбойки "в зажиме" имеет следующие преимущества перед вариантом отбойки с компенсационным пространством:

- нет больших обнажений потолочины, которые могут привести к преждевременному самообрушению пород;
- на 20-30% ниже объём подготовительно-нарезных работ в блоке;
- нет целиков и нет крепи.

Выпуск отбитой руды - донный или торцевой, а при отбойке с компенсационным пространством - только донный. Производительность рабочего забойной бригады 20-25 т/смену, потери 2-5%, разубоживание 10-20%.

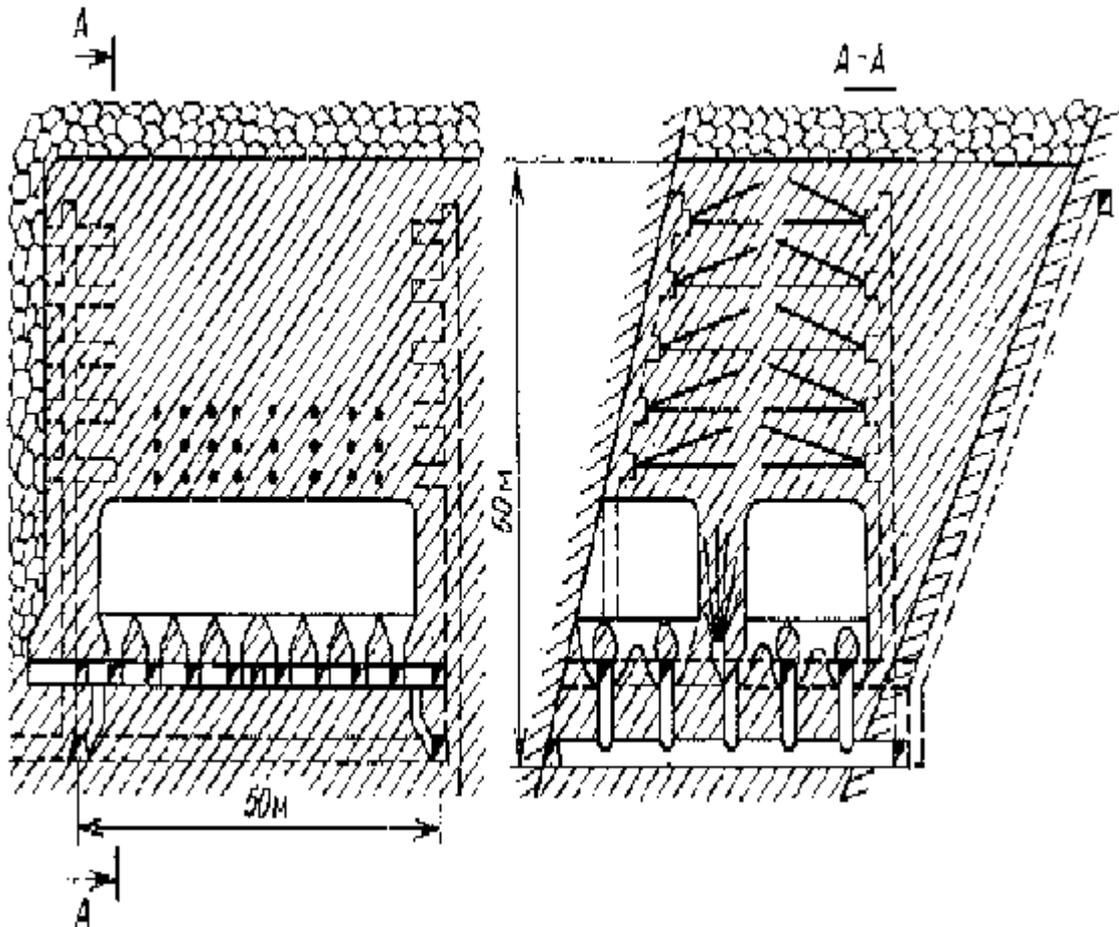


Рис. 9. Этажное обрушение руды

VIII класс.

Комбинированные системы разработки

Строго рассуждая, при переходе от одной системы к другой в пределах одного блока по мере выемки руды в камерах и в целиках - тоже комбинирование системами разработки (например, при ухудшении горно-геологических условий: сначала от сплошной системы - к системе с креплением, затем - к системе с креплением и закладкой) .

По М.И.Агошкову главное отличие систем этого класса от других - первоначально выемка руды в блоке производится, например, открытыми камерами, а затем эти первичные камеры погашаются закладкой или породой, а в соседних камерах выемка ведётся или такой же системой разработки или же другой, например, системой подэтажного обрушения. Особенностью комбинированных систем разработки с последующей закладкой - является разделение запасов этажа на регулярно чередующиеся камеры и такие же по размерам целики. Ширина камер и целиков колеблется от 6-8 м до 20-30 м.

При использовании твердеющей закладки камер целесообразно в днище создавать слой высокопрочной закладки-потолочины, а основной объём погашать малопрочной или вовсе сухой, гидравлической закладкой. Подробности приведены в отдельной главе - выбор технологии добычи руды при системах разработки с закладкой выработанного пространства.

По условиям применения комбинированные системы подразделяются на группы:

1) комбинированные системы с открытым очистным пространством: камеры обрабатываются этажной или подэтажной отбойкой, а межкамерные целики - этажным или подэтажным обрушением (т.е. закладка не применяется);

2) комбинированные системы с магазинированием руды: межкамерные целики вынимают подэтажной отбойкой в окружении замагазинированной руды в первичных камерах;

3) комбинированные системы с одновременной закладкой: камеры по мере очистной выемки в блоке заполняются сухой или гидравлической закладкой, а целики затем обрабатываются слоевым или подэтажным обрушением;

4) комбинированные системы с последующей закладкой камер: после выемки первичных камер системой с открытым очистным пространством или с магазинированием эти камеры погашаются твердеющей закладкой и межкамерные целики обрабатываются той же системой разработки I или II класса в окружении закладочных массивов.

§ 3. Конструкции днищ блоков с массовой отбойкой

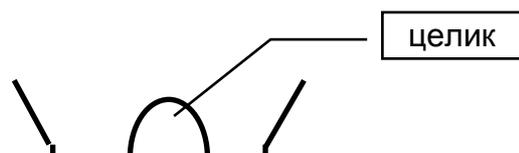
Более 70% объёмов подземной добычи приходится на системы с массовой отбойкой и самотёчным выпуском руды: этажное и подэтажное принудительное обрушение и самообрушение, камерные системы с магазинированием руды и с открытым очистным пространством, камерно-целиковые системы (комбинированные) с обрушением целиков на открытые камеры.

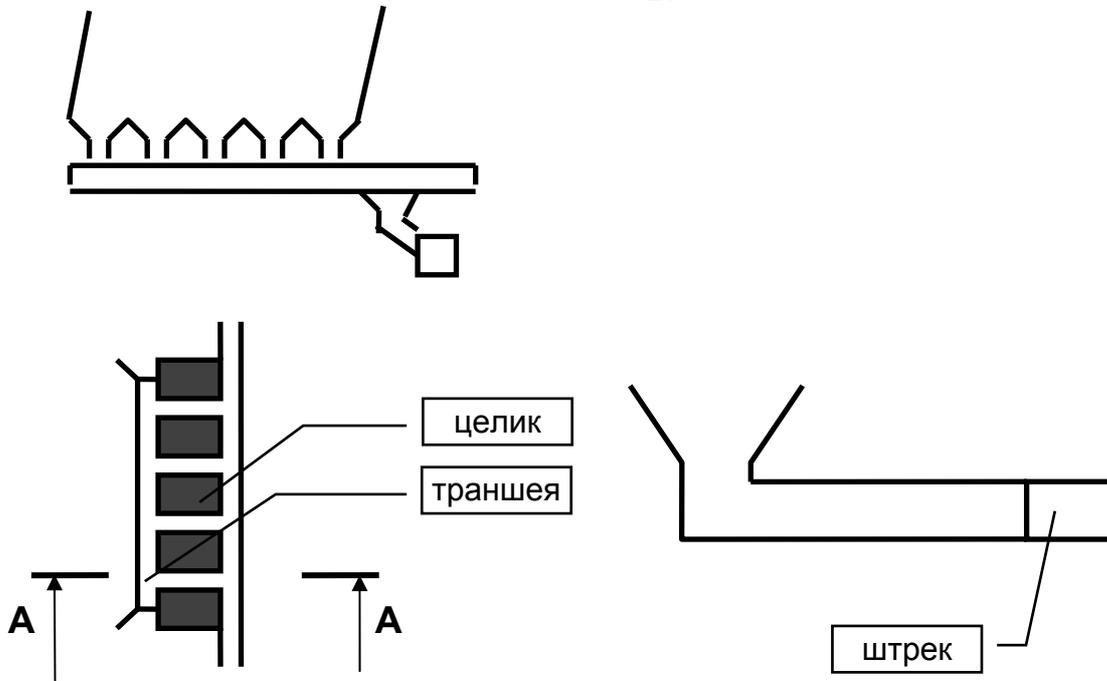
На создание выработок в днище камер, их поддержание, вторичное дробление там негабаритов и собственно выпуск руды через днище - приходится до 60-70% всех трудовых затрат по системе разработки. Конструкция днища определяет производительность камеры и качество извлечения руды.

В днище сооружаются рудоприемные, выпускные и откаточные выработки. Толщина днища колеблется от 4-6 м до 16-20 м. Объём нарезных и подготовительных выработок днища составляет 2.5-5 м³/м² площади блока, а трудоёмкость работ по образованию днища достигает 20-30% от трудоёмкости работ по системе разработки.

Выпуск руды на откаточные выработки может производиться через следующие типы днища (по З.А.Терпогосову):

- 1) днища с выпускными рудопусками;
- 2) днища с погрузочно-выпускными камерами;
- 3) днища с горизонтом доставки;
- 4) днища с горизонтом грохочения;
- 5) днища с несколькими горизонтами грохочения и доставки.





В днище возможны следующие **виды рудоприемных выработок**: 1) воронки; 2) траншеи; 3) плоское днище.

Достоинства различных типов днища:

- 1) днища с выпускными рудоспусками требуют меньше всего времени на сооружение, здесь самые низкие потери руды в целике;
- 2) днища с погрузочно-выпускными камерами тоже требуют мало времени на сооружение, а за счёт использования здесь вибропитателей достигается самая высокая производительность труда на выпуске;
- 3) днища с горизонтом доставки могут быть использованы при любом падении залежи и обязательно - при большом выходе негабаритов;
- 4) днища с горизонтом грохочения могут быть использованы тоже при любом падении залежи и большом выходе негабаритов, а главное - при измельчении руды в дробилках непосредственно в блоке, а не около ствола или на земной поверхности;
- 5) днища с несколькими горизонтами грохочения и доставки позволяют организовать в блоке два-три независимых друг от друга процесса: выпуск руды, её измельчение и погрузку в вагонетки.

Недостатки различных типов днища:

- 1) сложности с выпуском и вторичным дроблением негабаритов руды в днищах с рудоспусками, с погрузочно-доставочными камерами и с приемными воронками;
- 2) большая трудоёмкость сооружения днищ с горизонтом грохочения и доставки;
- 3) большие потери руды в целике днища с горизонтом грохочения и доставки.

Расстояние между выпускными отверстиями определяют из условия максимального извлечения руды, сохранения устойчивости днища. Например, по В.Р.Именитову расстояние между выпускными отверстиями в плане зависит от высоты камеры:

$$a * b \leq H_{\text{кам}} / m ,$$

где **m** - коэффициент сопротивления истечению руды, m^{-1} :

$$m = \frac{3}{2\pi p}$$

p - показатель сыпучести руды по В.В.Куликову, м.

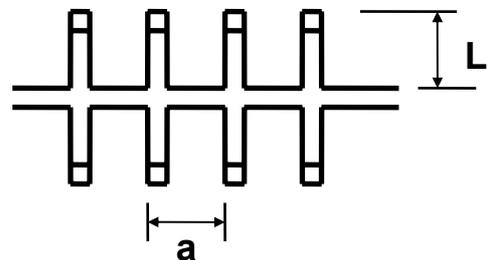
Подробнее о выборе расстояния между воронками см. в главе - выбор технологии добычи руды при системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

Зависимость коэффициента сопротивления истечению руды "**m**" от коэффициента разрыхления "**K_p**" и от крепости руды "**f**"

K_p	1.1-1.2	1.2-1.3	1.3-1.4
f = 6-10	0.9 - 1	0.55 - 0.65	0.4 - 0.5
f > 10	1.8	1.7	1.2

По условию сохранения устойчивости днища минимально-возможное расстояние между отверстиями равно:

$$a_{\min} = k L \sqrt{\frac{2\sigma_{\text{сж}}}{\sigma_{\text{сж}} - \gamma H n}} , \text{ м}$$



где **k** - коэффициент, зависящий от схемы расположения выпускных отверстий относительно откаточной выработки:

- при одностороннем и при двухстороннем симметричном расположении отверстий **k = 1**;

- при двухстороннем расположении отверстий по шахматной сетке **k = 1.3**;

L - ширина ниши под выпускную дучку, м ;

σ_{сж} - предел прочности пород днища на одноосное сжатие, МПа;

γ - удельный вес налегающих пород, МН/м³;

H - глубина от земной поверхности, м;

n - запас прочности, **n = 2** .

Если рассчитывается днище камер для систем с обрушением руды и пород, тогда вместо веса пород до поверхности "**γ*H**" в формуле нужно использовать величину **максимального давления обрушенных пород** на основание блока:

$$P_{\max} = \frac{\gamma H_{\text{бл}} a}{\eta \operatorname{tg} \varphi H} \left[1 - \exp\left(-\eta \operatorname{tg} \varphi \frac{H}{a}\right) \right], \quad \text{МН/м}^2$$

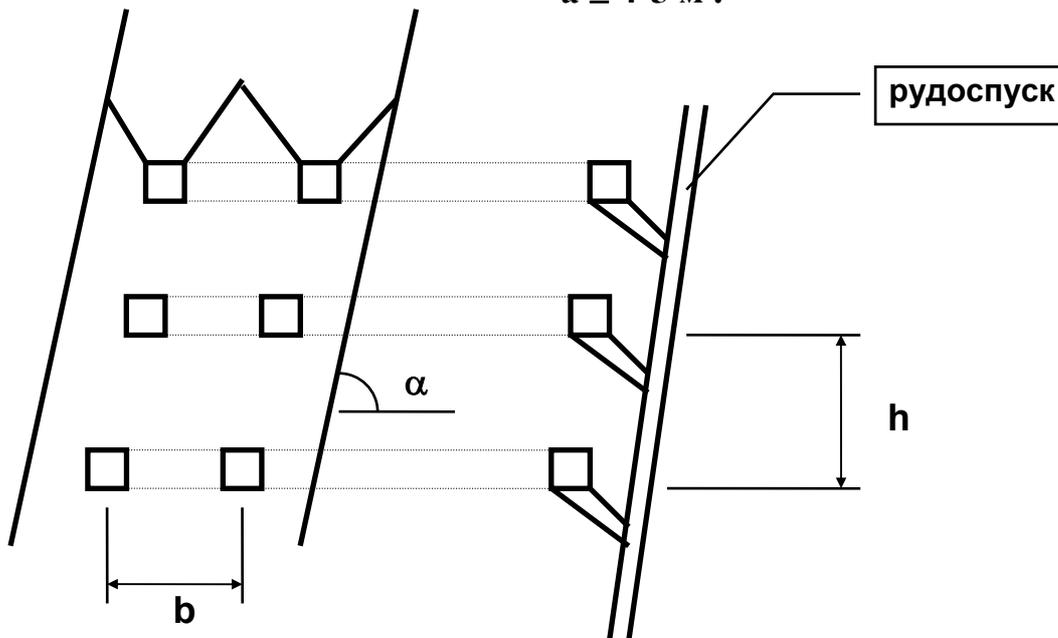
где a - ширина блока, м;

φ - угол внутреннего трения обрушенных пород и руд, $\varphi=40-50^\circ$;

η - коэффициент бокового отпора пород;

$H_{\text{бл}}$ - высота блока с обрушенными породами, м .

Обычно ширина целика между выпускными отверстиями принимается
 $a \geq 4-5 \text{ м}$.



Ширина ортов-заездов плоского днища зависит от ширины машины (ПДМ) $b_{\text{маш}}$:

$$b \geq b_{\text{маш}} + 2 * 0.6, \quad \text{м}$$

При подэтажном торцевом выпуске **расстояние между выработками** выпуска должно быть не больше диаметра эллипсоида выпуска:

$$b \leq \begin{cases} \sqrt{2 h / m} \\ 2 h / \operatorname{tg} \alpha \end{cases}, \quad \text{м}$$

где h - высота подэтажа, м ;

m - коэффициент сопротивления истечению руды, м^{-1} ;

α - угол падения стенок камеры, град.

ЧАСТЬ 4.

Выбор технологии добычи руды

§ 1. Особенности эксплуатации сложноструктурных месторождений, оценка подобия массивов

Сложноструктурные месторождения являются наиболее сложными в эксплуатации, и в то же время многочисленными - составляют 70-80% запасов цветных, благородных, редких, радиоактивных и рассеянных металлов магматогенно-метасоматической генетической группы, включая гидротермальные. Причём некоторые химические элементы (ртуть, медь, свинец, цинк, молибден, кобальт, уран, мышьяк, сурьма) имеют исключительно гидротермальный генезис, а другие добываются на гидротермальных месторождениях совместно с примесями (вольфрам, олово, висмут, золото, серебро, ниобий, тантал, селен, стронций, кадмий, рений, галлий, германий, барий, титан, ванадий, теллур, платина, палладий). Вместе с тем, некоторые из этих химических элементов обладают высокой геотоксичностью:

- а) супертоксичные - **Hg, Cd, Tl, Be, U, Rn**, радионуклиды **Sr** и др.;
- б) высокотоксичные - **Pb, Se, Te, As, Sb, B, F, Th, V, Co, Ni, Ru**;
- в) опасные - **Cu, Zn, S, Bi, Ag, Ba, Mo, Os, Pt, Yn, Ge, Sr, W, Al, Li, Mn** и др.;
- г) общетоксичные - **Ti, Na, K, Ta, Rb, Ca, Si, Nb**.

Сложноструктурные гидротермальные месторождения отличаются вулканическим происхождением, сложной структурой, резкими перепадами устойчивости массива, чередованием зон разгрузки и избыточного горного давления, расчленением массива тектоническими разломами, а также мощной толщей коры выветривания в кальдере. Сложные горно-геологические условия требуют предварительной оценки (не позже, чем на стадии эксплуатационной разведки) степени нарушенности массива, выбора наиболее эффективной системы разработки и её оптимальных параметров; или, наоборот, изменения физико-механических характеристик массива с целью применения в разных блоках унифицированной рациональной системы разработки; а также разработки мероприятий по поддержанию очистного пространства, погашению пустот, локализации сдвижений, снижению опорного горного давления, учёта последствий извлечения руды, сохранения и дальнейшего использования подземных пустот в качестве подземных сооружений – объектов промышленного, оборонного, сельскохозяйственного, культурологического, медицинского назначения, в качестве хранилищ и могильников.

Обладая теоретическими знаниями о мероприятиях по минимизации вредного воздействия горного производства на окружающую среду важно уметь использовать эти знания при практическом внедрении мер охраны среды на конкретном месторождении или его участке. Для оценки же правомерности переноса известных горнотехнологических решений в новую геологическую среду можно использовать принципы подобия, известные в моделировании. А именно:

- 1) Граничные и начальные геологические характеристики массивов должны совпадать (в первую очередь генезис месторождений).
- 2) Количественное подобие физико-механических характеристик массивов пород, т.е. $R_{сж}$, R_n , R_p , E , μ , $t_{релакс}$, $\Phi_{внутр_трения}$.
- 3) Одноименные безразмерные параметры должны быть равны.
- 4) Качественное соответствие характера деформирования и разрушения.

Для качественной и количественной оценки подобия массивов можно использовать общий **показатель сложности** геолого-морфологического строения и горно-технологических условий добычи руды в эксплуатационном блоке. Этот показатель зависит от характеристики породного массива с учётом типа рудоносного вулканического сооружения (по Ф.И.Вольфсону [5.7]), уровня дислокационного метаморфизма (по Г.Ф.Яковлеву [5.8]), от структурного типа месторождения, от характера контактов рудных и безрудных участков, от характера распределения металла в руде, характера проявления НДС горного массива и, следовательно, от характера горно-технологических условий добычи руды в эксплуатационном блоке) – см. нижеприведённые рисунки.

Итак, показатель сложности геолого-морфологического строения и горно-технологических условий добычи руды в эксплуатационном блоке можно определить по формуле:

$$\Omega = \frac{\sum \Omega_i}{n}$$

где Ω_i - показатель сложности геолого-морфологического строения и горно-технологических признаков i -ого геологического разреза по данному эксплуатационному блоку;

n — число геологических разрезов по эксплуатационному блоку.

Показатель сложности геолого-морфологического строения и горно-технологических признаков зависит от структурного типа месторождения, от характера контактов рудных и безрудных участков, от характера распределения металла в руде, характера проявления НДС горного массива и, следовательно, от характера горно-технологических условий добычи руды в эксплуатационном блоке (в относительных единицах):

$$\Omega_i = \xi_1 \xi_2 \xi_3 \xi_4 \xi_5$$

где ξ_1 – показатель сложности структурного типа эндогенных рудных месторождений, учитывающий геологами:

- структуру рудного поля, осложнённую разрывными нарушениями;
- тип рудного месторождения;
- тип рудоносного вулканического сооружения;

Характеристика сложноструктурных месторождений

I. Типы рудных месторождений

Собственно магматические месторождения

Пегматитовые месторождения

Карбонатитовые месторождения

Грейзеновые месторождения

Скарновые месторождения

Гидротермальные месторождения

II. Структуры эндогенных рудных полей и месторождений

Рудные поля, приуроченные к складкам, осложнённым разрывными нарушениями

Рудные поля, приуроченные к складкам, осложнёнными разрывными нарушениями

Рудные поля, приуроченные к зонам контактов интрузивных массивов, осложнённых разрывными нарушениями

Рудные поля, приуроченные к расчленённым интрузивным массивам

Рудные поля, приуроченные к многофазным интрузивным массивам кольцевого строения (центрального типа)

Рудные поля, приуроченные к вулканическим сооружениям (купола, депрессии, кальдеры и др.)

Рудные поля, приуроченные к полям развития трубок, возникших в результате прорыва газов

Рудные поля сложного строения, обусловленного сочетанием нескольких структурных типов

III. Рудоносные вулканические сооружения

Крупные овальные или изометрические (в плане) вулканические купола сложенные породами покровной фации, прорванные вулканическими жерлами и субвулканическими телами

Вулканические мульды и депрессии (без кальдер оседания), характеризующихся пологим падением склоёв вулканогенно-осадочных пород, прорванных субвулканическими телами

Кальдеры, отличающиеся проседанием всего вулканического сооружения по кольцевым разломам

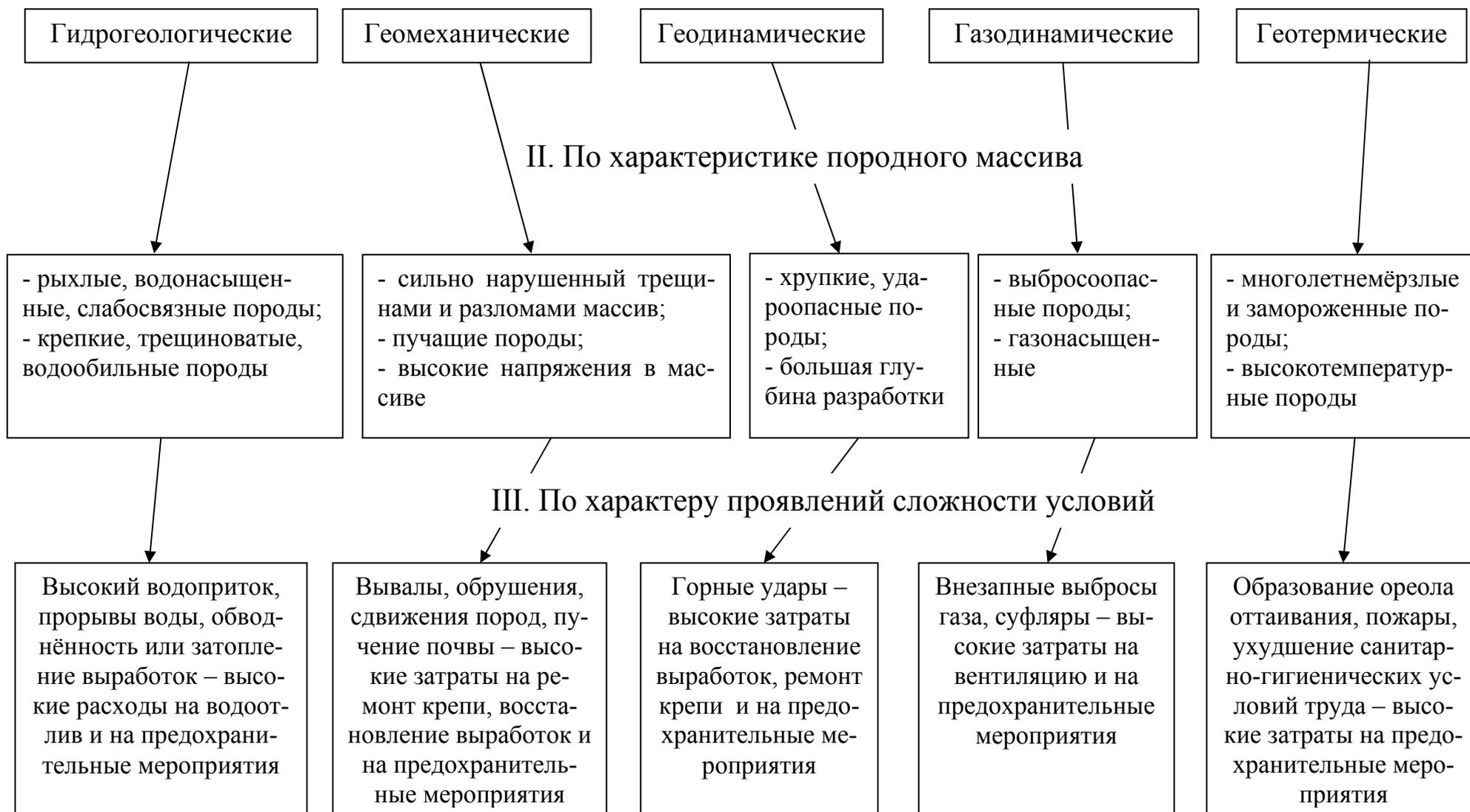
Линейные вулканические сооружения, с характерными перемещениями вулканических покровов вдоль продольных разломов и поперечных нарушений

Поля развития субвулканических интрузивов и корневых частей вулканических аппаратов, с типичными прерывистыми цепочками даек вдоль крупных разрывных нарушений и в местах пересечения разломов конструкций

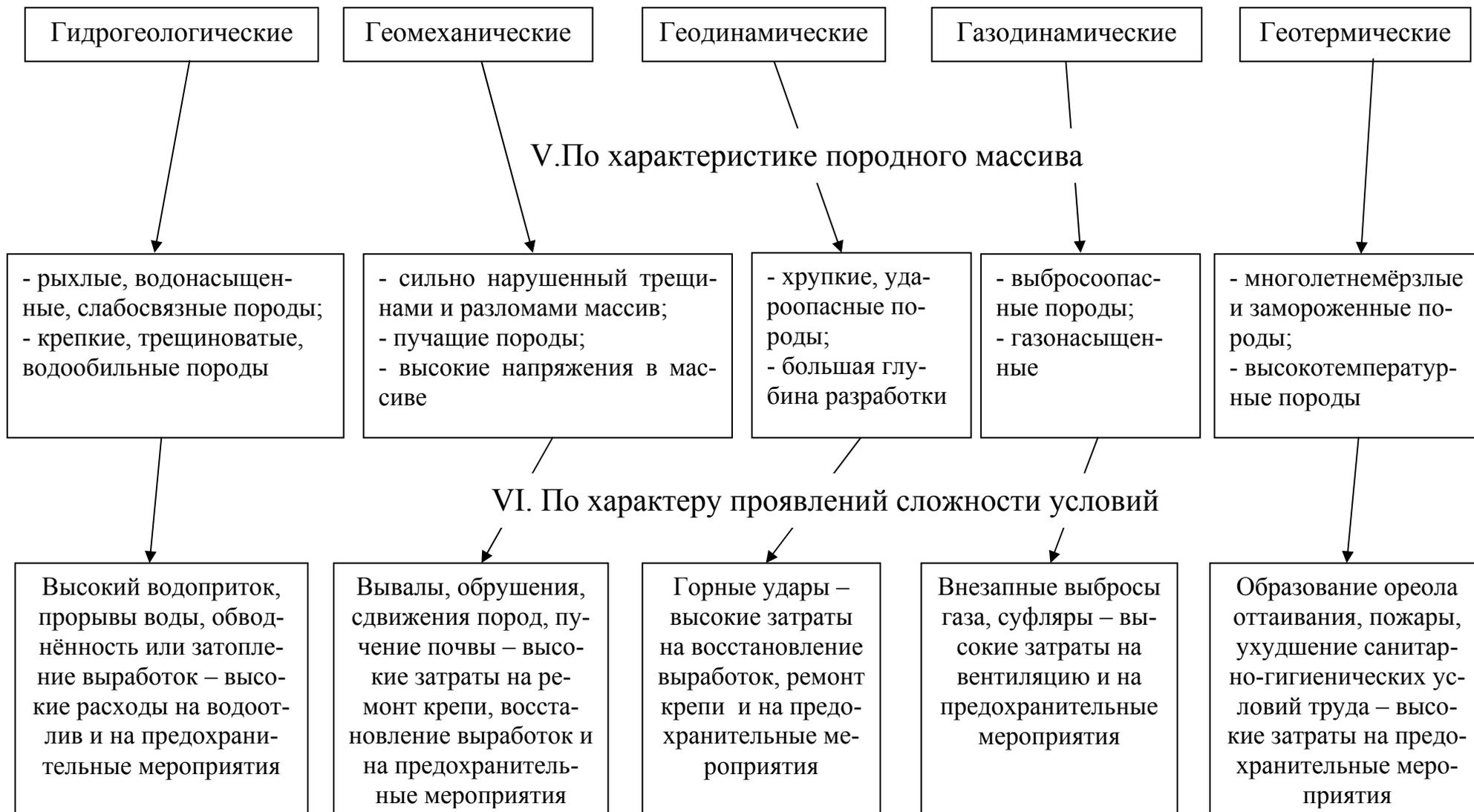
Поля трубок взрывов, связанных с вулканическими выбросами и сложенные брекчиями

Факторы, определяющие сложность горно-геологических условий

I. По типу сложных условий



IV. По типу сложных условий



ξ_2 – показатель контактов рудных и безрудных участков:

$$\xi_2 = \frac{L_i \omega_i}{S_i}$$

L_i - суммарная длина контактов рудных тел с вмещающими породами в пределах рассматриваемого i -того геологического разреза, измеряется курвиметром на разрезе, м;

ω_i - мощность слоя пустых пород, попадающих в руду, или мощность слоя руды, попадающей в породу при валовой их выемке, м;

S_i - площадь i -ого геологического разреза в пределах эксплуатационного блока, м²;

ξ_3 – показатель распределения металла в руде, определяемый двумя способами - на основании подсчёта:

а) или общего коэффициента вариации содержания и мощности слоя металла в руде (известного в геологии)

$$\xi_3 = \sqrt{k_c^2 + k_m^2},$$

где k_c и k_m – соответственно коэффициенты вариации содержания металла и вариации мощности рудного пропластка в керне;

б) или комплексного показателя расширенного качества полезного ископаемого [5.9]:

$$\xi_3 = \frac{\sum(Q_i^{\text{пол}} \alpha_i) - \sum(Q_i^{\text{вредн}} \beta_i)}{Z_k}$$

$Q_i^{\text{пол}}$ и $Q_i^{\text{вредн}}$ - количественные значения каждого полезного и вредного качества (например, содержания в отн. един.);

Z_k - ценность конечной продукции;

α_i и β_i - значимость, степень влияния рассматриваемого качества на себестоимость добычи и обогащение полезного и вредного качества;

ξ_4 – показатель проявления НДС горного массива, учитывающий (в относительных единицах):

- коэффициент структурного ослабления прочности пород на одноосное сжатие (k_o), отн. ед.;
- показатель удароопасности (Π_y), %;
- коэффициент концентрации напряжений (k_k), отн. ед.:

$$\xi_4 = k_o (1 - 0,01 \Pi_y) k_k$$

ξ_5 – показатель горно-технологических условий добычи руды, учитывающий (в относительных единицах):

- способ разработки (подземный, открытый, геотехнологический, комбинированный);
- способа вскрытия (стволами, штольнями, траншеями, комбинированно);
- систему разработки;
- вариант управления горным давлением (целики, крепление, разгрузка, закладка, обрушение, сооружение пространственных опорных конструкций);
- способ проветривания очистных и проходческих выработок (включая пылеподавление, дегазацию);
- способы борьбы с водопритокком;
- меры по управлению качеством, стабильностью рудной массы.

Понятно, что чем ниже величина показателя сложности (Ω), тем более тяжёлые условия залегания месторождения и тем выше будут расходы на геологоразведку, на управление состоянием горного массива, больше будут величины потерь и разубоживания при добыче, т.е. возрастает экономический, экологический ущерб и падает прибыль предприятия.

В условиях конкретного месторождения эксплуатационные блоки каждого типа можно классифицировать по степени сложности, используя для этого полученные значения показателя сложности геолого-морфологического строения и горно-технологических признаков Ω , например, следующим образом:

Эксплуатационный блок	Показатель сложности Ω
В высшей степени сложный	До 0,01
Весьма сложный	0,01-0,05
Сложный	0,05-0,1
Средней сложности	0,1-0,2

Для каждого блока, на основании аналитических прогнозов и опытно-промышленных испытаний, можно выбрать наиболее рациональную технологию ведения валовых или селективных добычных работ, системы разработки, оптимальные параметры буровзрывных работ, выпуска и доставки, поддержания подземного пространства, закладки выработанного пространства, мероприятий по охране окружающей среды, вариантов последующего использования подземных пустот и т.п. Показатель сложности может быть также использован и для нормирования минимального разубоживания руды $R_{\text{норм}}$, соответствующего применяемой технологии отработки конкретного эксплуатационного блока (чем ниже Ω , тем выше и $R_{\text{норм}}$).

§ 2. 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 пром-прощадки 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 и блок, с учётом стабильности качества рудной массы;
- расчет движения пустот;
- оценка размеров выработок, целиков, устойчивости закладки;
- расчет показателей выпуска для систем с обрушением.

4) Оценка подобия массивов и возможностей переноса известных горно-технологических решений в новую геологическую среду – на основе анализа показателя сложности геолого-морфологического строения и горно-технологических условий добычи руды в эксплуатационном блоке, а также вариантов последующего использования подземного пространства.

5) Обоснование предложений по комплексному совершенствованию работы горнодобывающего предприятия, повышению качества горных работ, выбору вариантов последующего использования подземных пустот - на основе геомеханического и эколого-экономического анализа последствий преобразования горного массива.

Известная в отдельных элементах методология наполнена автором комплексом конкретных методик (методология – учение о принципах построения, логической организации, структуре отдельных наук, методах и средствах деятельности, методика – совокупность методов практического выполнения чего-нибудь) и прикладных компьютерных программ, направленных на обоснование

выбора эффективных технологий разработки сложноструктурных месторождений с последующим использованием подземного пространства – подробнее см. в монографии¹.

Комплекс геомеханического обеспечения безаварийной и производительной очистной выемки включает:

1) 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;

2) оценку несущей способности, удароопасности рудных целиков (межкаскадных и внутриблоковых) и искусственных;

3) выбор достаточного объёма погашения пустот закладкой различного вида, обоснование возможности изоляции полостей и использования разнопрочной закладки;

4) разработку мероприятий по предотвращению и локализации обрушений в блоках, включающих сооружение несущих конструкций защитной потолчины, подпорных стенок и объёмной искусственной решетки.

Для облегчения принятия технологических решений автором разработаны прикладные **компьютерные программы**:

1. Выбор способа разработки, где рассматриваются варианты добычи руды открытым, подземным и комбинированным способом, с кучным, подземным выщелачиванием и с переработкой руды на обогатительной фабрике;

2. Выбор рациональной производительности по забою, блоку на основе обеспечения стабильности качества разнорудной рудной массы;

3. Выбор системы разработки, объёмов и местоположения изолируемых пустот, вида закладки на основе прогноза сдвижений объектов горной охраны;

4. Выбор системы разработки, размеров выработок, целиков, прочности закладки, порядка и скорости ведения горных работ на основе прогноза НДС подработанного массива;

5. Выбор системы разработки, размеров выработок, породных целиков, прочности искусственных массивов на основе прогноза удароопасности;

6. Выбор параметров днища камер, режима выпуска для систем разработки с массовым обрушением на основе прогноза показателей извлечения рудной массы.

В целом же, авторские и находящиеся в нашем распоряжении прикладные компьютерные программы, позволяют решать следующие **задачи выбора технологий**:

1. Селективная добыча разных сортов руды: отдельная отбойка, доставка к разным рудоспускам, разделение рудопотоков при откатке...

¹ Порцевский А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология.- М.: изд. МГГУ, 2003, 767 с.

2. Управление объёмами добычи по забоям и блокам для поддержания требуемого качества разносортного сырья (осуществляется по компьютерной программе "**Усреднение**").

3. Выемка маломощных жильных месторождений слоевыми системами разработки или вертикальными прирезками по простиранию, при этом используются следующие приемы управления качеством:

- снижение ширины очистного пространства даже за счет перехода на менее мощную очистную технику (выбор оптимальной ширины очистного пространства для системы со шпуровой отбойкой из магазина руды можно осуществить по разработанной студентом Е.Ю.Безвербным и д.т.н. В.А.Симаковым компьютерной программе "**Магазин**");

- уменьшение разубоживания за счет применения крепления и оптимизации режима выпуска отбитой руды из камер (режим и параметры выпуска при камерных системах можно рассчитать по разработанной автором и студентом С.Ю.Анисимовым компьютерной программе "**Выпуск**");

- оконтуривание неизвлекаемых породных и забалансовых участков;
- применение двухстадийной селективной выемки;
- использование радиометрической забойной сортировки;
- применение щелевой отбойки...

4. Сортировка руды на разных стадиях разработки: от ручной рудоразборки до покусковой сортировки на радиометрической обогатительной фабрике.

5. Управление качеством руды при скважинной отбойке сложных рудных тел:

- оставление в камерах породных прослоев неотбитыми ;
- селективная отбойка сортов руды;
- щелевая отбойка сближенными скважинами...

6. Управление качеством руды при выпуске ее под обрушенными породами (режимом и параметрами выпуска можно управлять, используя компьютерную программу "**Выпуск**"):

- опробование руды по дозам выпуска;
- выбор рациональных расстояний между воронками;
- равномерно-последовательный режим выпуска из разных воронок камеры;
- выбор рациональных параметров БВР для регулирования показателями сыпучести отбитой руды...

7. Управление показателями извлечением руды (предупреждением излишних потерь и разубоживания при добыче):

- использование высокоэффективной нисходящей слоевой выемки с разнотвердостью твердеющей закладкой (параметры крепи и закладки можно рассчитать по компьютерным программам "**Прочность**" и "**Устойчивость**");
- своевременное заполнение выработанного пространства закладкой (необходимость погашения пустот, объём и вид закладки можно определить по компьютерным программам "**Сдвигения**" и "**Объём**");
- определение устойчивых обнажений массива, порядка очистной выемки (можно получить по компьютерной программе "**Напряжения**");

- выбор параметров безопасных обнажений камер и размеров рудных или искусственных целиков при добыче на больших глубинах в удароопасных породах (можно производить по разработанной к.т.н. М.А.Тлеужановым компьютерной программе "Удар");

- заблаговременное приведение любого неоднородного горного массива в равноустойчивое состояние созданием в вертикальной и в горизонтальной плоскостях несущих конструкций из твердеющей закладки.

8. Заблаговременный выбор оптимального способа отработки месторождения (подземный или открытый способ, с подземным, кучным выщелачиванием или обогащением на фабрике) можно осуществить по компьютерной программе "Способ", разработанной к.т.н. А.И.Мезиным.

Эколого-экономическое моделирование

Эколого-экономическая модель, кроме привычного технико-экономического сравнения вариантов технологии по приведённым затратам или по чистому дисконтированному доходу (см. ниже), включает оценку воздействия горного производства на окружающую среду и затраты на природоохранные меры, с учётом значимости и исчерпаемости ресурсов отдельных элементов среды, принципиального доказательства экологической допустимости горных работ на данном месторождении (суждение о **нулевом варианте** – см. ниже природоохранные меры при подсчёте кондиций и запасов). Как известно, к неисчерпаемым ресурсам относятся: вода, воздух, недра Земли и космические ресурсы (солнечная радиация, энергия морских приливов и т.п.). Однако качество воды и воздуха существенно зависят от деятельности человека (антропогенный фактор), хотя и обладают большой способностью к самоочищению. К исчерпаемым ресурсам относятся: флора, фауна, почва, биологическое сырьё и полезные ископаемые. Поэтому создание научных основ контролинга предприятием и мониторинга² изменений в окружающей природной среде под действием горного производства - является актуальной задачей.

Некоторые задачи контролинга и мониторинга решаются на основе использования предлагаемой автором информационной системы (включающей комплекс прикладных компьютерных программ и комплекс геомеханического обеспечения очистной выемки) по выбору параметров технологии добычи руды. Информационная система 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.

Наблюдения за реакцией природной среды составляет основу **геофизического, геомеханического и биологического мониторинга**. К геофизическому мониторингу относятся определение небиологической реакции среды (эрозия,

² **Контролинг** – инструмент управления предприятием для процесса принятия организационных решений: анализ, подготовка и контроль выполнения. **Мониторинг** – непрерывное комплексное наблюдение за объектам, измерение параметров и анализ их функционирования.

климат и т.п.), к геомеханическому – оценка устойчивости горных выработок, напряжений, сдвижений пород и земной поверхности, к биологическому – определение реакции организмов (флоры, фауны) на антропогенное воздействие человека.

Если раньше охрана окружающей среды предполагала разработку и реализацию мероприятий только защитного характера, то теперь уровень развития производства требует расширения этого понятия с включением в него и планового управления природными ресурсами. Подробнее см. в отдельном учебном пособии³. Результаты воздействия горного производства на окружающую среду приведены в таблице (см. ниже).

Воздействие горного производства на окружающую среду

Элементы биосферы		Воздействие	Негативные результаты воздействия	Меры защиты и управления средой
Водный бассейн	1. Подземные воды	Осушение месторождений, сброс сточных и дренажных вод	Уменьшение запасов вод, нарушение гидрологического режима	Локальное водопонижение иглофильтровыми и эжекторными установками, глубинными насосами, замораживание водоносных пород, проходка в кессоне
	2. Поверхностные воды	Осушение и перенос водоёмов и водостоков, сброс сточных и дренажных вод, водопотребление	Загрязнение водного бассейна сточными и дренажными водами	Очистка вод: отстаивание, внесение сорбентов
Воздушный бассейн		Выбросы в атмосферу пыли и газов	Загрязнение (запыление и загазовывание) атмосферы	Пылеподавление в забое, очистка исходящей струи в воздухоотводящем канале ствола

³ Катков Г.А., Порцевский А.К. Горное искусство и окружающая среда. Учебное пособие. – М.: МГОУ, 2004, 91 с.

Почва	Проведение горных выработок, сооружение отвалов, хвостохранилищ, строительство зданий, сооружений, дорог	Деформации земной поверхности, нарушение почвенного покрова, сокращение площадей сельскохозяйственных угодий, загрязнение почвы, эрозия	Размещение отвалов, хвостохранилищ в подземном пространстве, включение в закладочную смесь. Перенос производственных помещений в подземные выработки
Флора и фауна	Строительство зданий, сооружений, дорог, вырубка лесов, загрязнение почвы, воды, воздуха, шум	Ухудшение условий обитания, миграция и сокращение численности, видов живых организмов, снижение урожайности сельскохозяйственных угодий, продуктивности животноводства, рыбного и лесного хозяйства	Переход к щадящим физико-химическим геотехнологическим способам добычи
Недра	Проведение горных выработок, извлечение полезных ископаемых, осушение и затем обводнение месторождений, возгорание полезных ископаемых и пород, захоронение вредных веществ, сброс сточных вод	Изменение напряжённо-деформированного состояния массива, снижение качества полезных ископаемых, ценности месторождения, загрязнение недр, сдвигание и обрушение	Геомеханическое обеспечение устойчивости выработок, тампонаж, инъецирование пород, крепление выработок и сооружение опорных пространственно-ориентированных конструкций. Выбор оптимальных технологий добычи с минимальными потерями и разубоживанием руды

К известным мероприятиям по рациональному использованию минеральных ресурсов можно добавить мероприятия по геомеханическому обеспечению устойчивости горных выработок, снижению опорного горного давления, сдвижений пород, разгрузке вывало- и удароопасных участков массива, приведению

неоднородных дифференцированных участков и зон массива в равноустойчивое состояние (см. ниже табл.).

**Мероприятия по рациональному использованию
минеральных ресурсов и охране недр**

Группа мероприятий	Задачи	Решения
Технологические	Предотвращение потерь, снижения качества сырья, интенсивности разрушения массива	Выбор оптимальных способов отработки месторождения, схем вскрытия и систем разработки, щадящей отбойки, способов управления горным давлением, механизации горных работ, транспорта горной массы, вариантов закладки выработанного пространства, сооружения опорных конструкций, дальнейшего использования подземного пространства
	Повышение эффективности освоения недр, снижение негативного воздействия на окружающую среду	Замена устаревшей техники и технологии добычи и переработки руды, снижение выбросов вредных веществ, вторичное использование подземных пустот, оборотной воды, пород из отвалов, хвостохранилищ
Защитно-профилактические	Охрана некондиционных запасов в недрах, водоносных горизонтов, объектов на поверхности	Оставление целиков, щадящие способы проходки выработок с локальным водопонижением, применение закладки, изменение свойств горных пород и их упрочнение – тампонажем, инъектированием
	Снижение размеров депрессионных воронок, сохранение качества грунтовых вод	Устройство защитных завес, водоотводящих дренажных систем вокруг месторождения, особенно вблизи зон обрушения, организация альтернативного водоснабжения в районах развития депрессионных воронок
	Предотвращение возникновения пожаров	Предотвращение поступления кислорода в самовозгораемую руду герметизацией выработок, заиливание магазина руды и зон обрушения, внесение закладочного раствора
Экологические	Обеспечение качества природной среды	Устройство зелёных санитарных зон вокруг предприятий, хвостохранилищ, рекультивация нарушенных земель и консервация недр, предотвращение водной и ветровой эрозии, оползней на отвалах, очистка шахтных вод на полях орошения

Организационные	Организация комплексного использования недр и минеральных ресурсов	Выбор оптимальной технологии добычи и переработки руды, вариантов дальнейшего использования подземного пространства. Планирование использования всего перечня добываемого сырья в регионе, его глубокой переработки, очистки отходов и вторичного их использования в закладке, на строительстве. Повышение квалификации специалистов, геофизический, геомеханический и биологический мониторинг состояния природной среды
-----------------	--	---

Сложные горно-геологические условия требуют предварительной оценки (не позже, чем на стадии эксплуатационной разведки) степени нарушенности массива, выбора наиболее эффективной системы разработки и её оптимальных параметров; или, наоборот, изменения физико-механических характеристик массива с целью применения в разных блоках унифицированной рациональной системы разработки; а также разработки мероприятий по поддержанию очистного пространства, погашению пустот, локализации сдвижений, снижению опорного горного давления, учёта последствий извлечения руды, сохранения и дальнейшего использования подземных пустот в качестве подземных сооружений – объектов промышленного, оборонного, сельскохозяйственного, культурологического, медицинского назначения, в качестве хранилищ и могильников.

Наиболее полное использование минеральных ресурсов означает следующее:

1. В сфере производства минерального сырья – это комплексное освоение сырьевых регионов, оптимизация плановых потерь при добыче и переработке, использование всех содержащих в сырье полезных компонентов, утилизация вмещающих пород и отходов производства, пересмотр кондиций и вовлечение в эксплуатацию забалансовой руды на основе новых технологических решений, например, физико-химической геотехнологии.

2. В сфере потребления минерального сырья – это снижение расхода и потерь сырья за счёт применения более совершенных технологий, использования вторичного сырья и отходов, замена минерального сырья искусственными материалами и т.д.

Общие направления дальнейшего использования подземного пространства на действующих и закрытых рудниках следующие:

а) в промышленных целях: заводы и лаборатории, энергетические установки, обогатительные фабрики, ёмкости-перколяторы...

б) в сельскохозяйственных целях: хранилища пищевых запасов (по аналогии с предприятием «Эталон», объёмом 60 тыс. м³, расположенном на закрытом участке гипсового рудника под Новомосковском), силосные ямы, выращивание грибов (вешенка, шампиньоны)...

в) в оборонных целях: 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) в культурологических целях: подземные торговые и бизнес центры, гаражи, убежища, музеи, транспортные магистрали, инженерные коммуникации...

е) в медицинских целях: гала-спелео-терапия в солях, радоновые ванны...

Оценка экологических последствий освоения месторождения, согласно нормативно-правовым актам Российской Федерации, – важная часть его геолого-экономической оценки. В составе проекта освоения месторождения есть раздел – оценка воздействия на окружающую среду (**ОВОС**) и природоохранные мероприятия.

Виды экологического воздействия:

1. Газо-аэрозольное и пылевое воздействие
2. Гидродинамическое воздействие (водоотлив и водозабор, профильтрованные потери хвостохранилищ и т.п.).
3. Гидрохимическое воздействие (загрязнение промышленными стоками поверхностных и подземных вод).
4. Механическое воздействие (нарушение целостности и физических свойств почвы и горного массива в целом, сооружение отвалов).
5. Радиационное воздействие.
6. Химическое воздействие (загрязнение земной поверхности рудами и пустыми породами, твёрдыми хвостами и т.п.).
7. Шумовое и сейсмическое воздействие.
8. Тепловое воздействие.
9. Отчуждение и изъятие земель.
10. Изъятие ресурсов недр (добычные работы, водозабор).
11. Нарушение природного ландшафта.

Существуют нормативы охранных зон природных объектов и качественная оценка опасности воздействия по времени релаксации. Объекты вероятного ущерба оценивают с учётом их исходного фоновое экологического состояния - суммарный показатель экологического состояния (**ПЭК**) максимально может иметь пять баллов. Границы природных объектов вероятного ущерба выделяют на карте, негативные факторы соотносят с известными **экологическими критериями** (см. ниже табл.).

Таблица

Оценки критерия экологического состояния территории

Качественные признаки состояния природной среды	Уровень (категория)	Потери качества, балл
Отсутствие признаков: угнетение естественных и антропогенных биоценозов, нарушение комфортности жизнеобеспеченности человека, нарушение природных сфер и их функционального равновесия	Условно нулевой	1
Заметное угнетение биоценозов, природная среда в целом удовлетворительна для существования человека, признаки нарушений отдельных природных сфер обратимого характера	низкий	2
Природные биоценозы сильно угнетены, производство пищевой продукции неэффективно из-за низкого качества и низкого плодородия почв, признаки ухудшения здоровья населения из-за неблагоприятных условий окружающей среды, природная среда не справляется с деградиционными нагрузками	средний	3
Невозможность длительного существования искусственных насаждений, противопоказанность использования земель для производства продовольственной продукции, существенная деградация населения по состоянию здоровья, необратимые изменения природных сфер, исключающие самовосстановление природной среды	высокий	4
Биопродуктивность земель нулевая, прямой контакт с природной средой опасен для здоровья и существования человека, природные сферы необратимо нарушены и не могут выполнять своих природных функций	катастрофический	5

Эколого-экономическая оценка освоения месторождения

При предпроектных работах необходимо решить две эколого-экономические задачи: а) оценить удорожание типовых геологоразведочных, добычных работ, вызванное необходимостью информационного обеспечения прогнозной оценки экологического и эколого-экономического ущерба освоения месторождения; б) оценить эколого-экономический ущерб освоения рудного месторождения.

В экологическом разделе проекта необходимо предусмотреть затраты не только на реализацию природоохранных мер самих горных работ, но и на экологические исследования для получения информационного обеспечения и

оценки прогнозных эколого-экономических последствий освоения рудных месторождений с учётом наличия информации о состоянии месторождения; объёма дополнительных камеральных и натурных исследований для обоснования потенциальных источников, видов, индикаторов воздействия, объектов ущерба, т.е. для определения предполагаемых характеристик воздействия на окружающую среду и их последствий в физическом выражении.

Прогнозную оценку эколого-экономического ущерба производят в соответствии с указаниями Государственного Комитета по Запасам (ГКЗ) после определения экологических последствий освоения месторождения в физическом выражении и отклонения нулевого варианта.

Вероятный эколого-экономический ущерб освоения рудного месторождения представляет денежную сумму, включающую затраты на природоохранные меры, плату за отходы и ущерб объектам окружающей среды. В общем случае оценивают потенциальный, предотвращаемый и остаточный ущербы. Потенциальный ущерб - это теоретический ущерб при отсутствии природоохранных мер. Предотвращаемый ущерб - недопущенный или существенно уменьшенный в процессе производства потенциальный ущерб благодаря применению превентивных или ограничивающих природоохранных мер. Остаточный ущерб - реальный непредотвращенный ущерб, оставшийся после завершения производства, ликвидация которого связана с применением реабилитационных природоохранных мер.

По возможности оценку эколого-экономического ущерба необходимо определять в физическом выражении, при нецелесообразности применения количественных методов ущерб оценивают качественно, по аналогии, с привлечением соображений, учитывающих местные условия. Количественные методы оценки величины предотвращаемого ущерба от загрязнения основаны на величинах сокращаемых природоохранными мерами выбросах в атмосферу и воду, а также на учёте уменьшения площади загрязнённых и нарушенных земель.

Укрупнённая оценка потенциального ущерба включает платы за отходы и за ущерб природным и антропогенным ресурсам на основе нормативов и коэффициентов индексации платы, установленных Минэкономике РФ. Прогнозная оценка предотвращаемого и остаточного ущербов может производиться по аналогии, позволяющей обосновать конкретные затраты на природоохранные меры, связанные со строительством и обслуживанием природоохранных объектов, усовершенствованием технологии работ, рекультивацией территории и недр. Исходные данные для таких оценок можно найти в материалах проектных и научно-исследовательских институтов, документах рудников, ГОКов, горно-металлургических (ГМК) и горно-химических комбинатов, природоохранных организаций, в опубликованной литературе.

Итак, методологические принципы организации выбора оптимальных технологий освоения сложноструктурных месторождений с последующим использованием подземного пространства базируются на поэтапном **геомеханическом анализе** последствий извлечения руды и последующего использования подземного пространства (величин горного давления, сдвижений и деформаций

объектов горной охраны, зон концентрации напряжений и разгрузки, обрушений пород, продолжительности устойчивого состояния полостей), а также на **эколого-экономическом анализе** эффективности предлагаемых технологических и природоохранных мер. Компьютерным моделированием различных вариантов организации подземной разработки оптимизируются: устойчивые размеры выработок и целиков, вид и объём закладки, последовательность ведения горных работ и схема ликвидации пустот на руднике, необходимые для стабилизации качества объёма добычи разнородной руды по блокам и забоям, схема выпуска отбитой руды; подсчитывается величина текущего экономического эффекта с учётом ущерба от потерь и разубоживания.

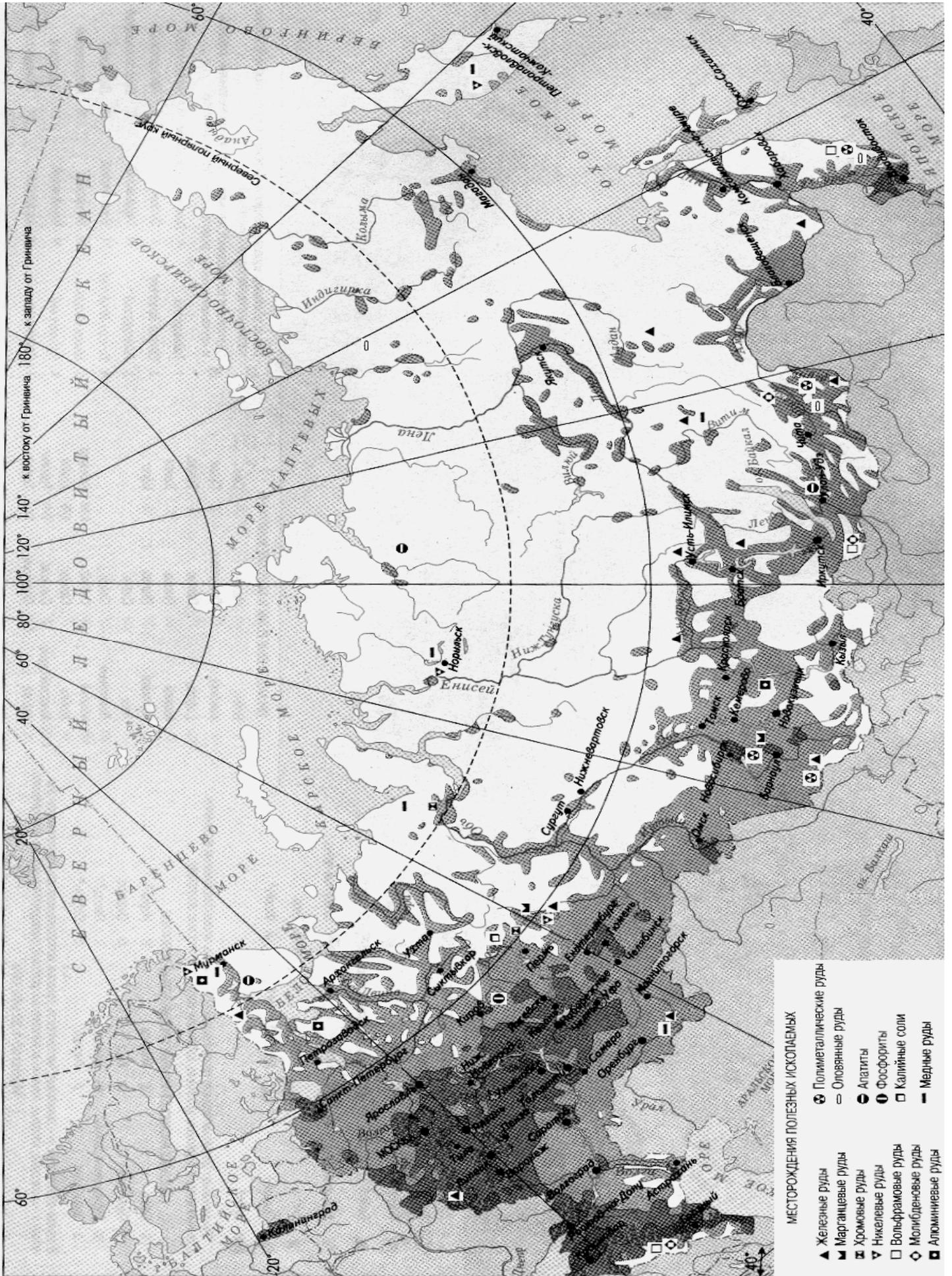
§ 3. Технологии последующего использования пустот

Использование ресурсов недр должно сейчас и в будущем предполагать не только собственно извлечение полезного ископаемого, но и преобразование недр в новый источник георесурсов в интересах дальнейшего устойчивого общественного развития. Решение этой двойной задачи – использование недр и их сохранение как **видоизменяемого георесурса** жизнеобеспечения общества – составляет современное идейное содержание горных наук, комплексного освоения недр⁴. Активно развиваемое перспективное научное направление в составе комплексного освоения недр (освоение подземного пространства) понимается сегодня узкотрадиционно: лишь как использование природных и техногенных полостей. В более широком смысле сохранение недр подразумевает процесс управления состоянием недр и изменения их функционального назначения, чтобы получить восполняемый георесурс.

Основными преимуществами подземного пространства являются его независимость от сезонных ритмов, защита от вредителей и возможность контроля окружающей среды.

Насколько широка перспектива использования недр только на рудниках и шахтах можно оценить по нижеприведённой **карте России** основных месторождений негорючих полезных ископаемых и плотность 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...

⁴ Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли. Под ред. К.Н.Трубецкого. - М.: изд. Академии горных наук, 1997, 478 с.



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 объемов 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 (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.

Известна классификация повторно используемых подземных сооружений по новому функциональному назначению А.В.Корчака:

1. Энергетика – подземные АЭС, ГАЭС, хранилища нефтепродуктов, газоконденсата, станции теплоснабжения, аккумуляторы энергии.
2. Промышленность – заводы точных производств и электронного оборудования, хранилища промтоваров, мастерские, заводы по производству стройматериалов, очистке сточных вод, утилизации и переработке бытовых и промышленных отходов.
3. Экология – хранилища обогатительных фабрик, хозяйственно-бытовых отходов, захоронение радиоактивных, химически и биологически вредных отходов, пород отвалов и терриконов, складирование неэкономичного в настоящее время сырья.
4. Социальная сфера – научные и лечебные центры, торговые комплексы, архивы, библиотеки, спортооружения, резервуары для хранения воды, размещение объектов гражданской обороны.
5. Аграрный сектор – овощеводство, выращивание грибов, цветоводство и садоводство, разведение рыбы, холодильники, хранилища пищевых продуктов.

При этом используются в новом функциональном качестве следующие подземные горные выработки:

1. Вертикальные стволы – элементы АЭС, ГАЭС, хранилища нефти и газа, технологический подход к другим подземным объектам
2. Штольни, камеры околоствольных дворов, капитальные горные выработки:
 - а) объекты промышленного назначения – заводы, склады;
 - б) объекты аграрного назначения – цветоводство, овощеводство, грибы, рыба, хранилища продуктов, холодильники;
 - в) объекты социальной сферы – архивы, хранилища, лечебные центры,

объекты ГО;

- г) экологического назначения – хранилища отходов;
 - д) подземные станции теплоснабжения, аккумуляции энергии.
3. Подготовительные выработки – размещение отвалов, отходов.
 4. Очистные выработки – размещение отвалов.

Также известна классификация основных направлений использования подземного пространства В.А.Умнова:

1. В горном деле
 - а) разрушение, извлечение и хранение в массиве полезных ископаемых;
 - б) перемещение людей, транспорт, подъём;
 - в) складские помещения;
 - г) помещения бытового назначения.
2. В городском строительстве
 - а) гаражи и автостоянки;
 - б) пешеходные и транспортные тоннели;
 - в) предприятия торговли и общественного питания;
 - г) коммунально-бытового обслуживания и связи;
 - д) объекты складского хозяйства, хранилища продуктов и предметов различного назначения;
 - е) культурные, спортивные, административные и промышленные сооружения;
 - ж) хранилища документации, культурных и финансовых ценностей;
 - з) хилые помещения и гостиницы.
3. В энергетике и нефтегазовой отрасли
 - а) подземные электростанции;
 - б) подземные аккумуляторы энергии;
 - в) хранилища для сжиженных газов и нефтепродуктов.
4. В аграрном секторе
 - а) холодильники;
 - б) фрукто-, овоще-, зернохранилища;
 - в) теплицы, оранжереи, грибницы;
 - г) винные заводы и винохранилища;
 - д) рыбные хозяйства.
5. На транспорте, тоннели
 - а) железнодорожные;
 - б) автомобильные;
 - в) метрополитена;
 - г) судоходные.
6. В оборонной промышленности и военном деле
 - а) заводы и фабрики;
 - б) военные объекты;
 - в) сооружения гражданской обороны.
7. В науке – научно-исследовательские лаборатории.
8. В медицине – лечебницы.
9. В других отраслях

- а) хранилища радиоактивных, токсичных и иных отходов;
- б) хранилища неиспаряемых водных ресурсов;
- в) экологически вредные или опасные объекты;
- г) промышленные объекты;
- д) складские хозяйства.

Другой вариант классификации осваиваемых пустот, авторский, приведён в таблице (см. ниже). Как видно из этой классификации, главное значение в выборе варианта использования пустот имеет **геомеханический аспект обоснования их устойчивости**.

Классификация осваиваемых подземных пустот

1. По назначению
<ul style="list-style-type: none"> а) промышленные: заводы и лаборатории, энергетические установки, обогатительные фабрики, ёмкости-перколяторы⁷... б) сельскохозяйственные: хранилища пищевых запасов, силосные ямы, выращивание грибов (вешенка, шампиньоны), разведение форели ... в) оборонные: заводы, укрытия для людей и техники, пусковые ракетные установки, аэродромы... г) хранилища и могильники: <ul style="list-style-type: none"> - 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
<ul style="list-style-type: none"> а) долговременные, более 50 лет; б) средней продолжительности, 20-50 лет; в) малой продолжительности, менее 20 лет.
3. По значимости (по аналогии с категориями охраны горных выработок и поверхностных сооружений)
<ul style="list-style-type: none"> а) высшая категория охраны, не допускает никаких деформаций полости; б) средняя, допускает малые деформации стенок, кровли и почвы полости ; в) малая, допускает деформации.

⁷ **Перколяция** – просачивание раствора через значительный слой раздробленной руды, используется при кучном выщелачивании и при обогащении при скорости просачивания от 2 до 8 см/час. **Перколяторы** – специальные чаны с подающим рабочий раствор и отводящим продуктивный раствор трубопроводом.

4. По местоположению
<ul style="list-style-type: none"> 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
<ul style="list-style-type: none"> а) естественное поддержание; б) полости, постоянно заполненные материалом (хранилища, могильники, 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
<ul style="list-style-type: none"> 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.

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.

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) тампонирующее;
 - д) инъектирование.
2. Возведение временных или постоянных строительных конструкций:
- а) шпунтовые сооружения;
 - б) опускные 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.

В монографии автора приведён комплекс инженерных методов расчёта параметров устойчивости обнажений искусственного и породного массивов, искусственных полостей в целом, напряжений, деформаций и сдвижений во вмещающем массиве пород, разработаны конструкции опорных сооружений с расчётом типовых элементов. Все эти наработки могут быть использованы для оценки размеров подземных сооружений и продолжительности устойчивого их состояния.

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 сдвижений 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 использования пустот.

§ 3. Выбор системы разработки

Большинство рудных месторождений можно отрабатывать несколькими системами разработки, но найти оптимальную со всех точек зрения систему - это сложная задача сравнения конкурентноспособных вариантов, при этом необходимо использовать знания новейших достижений науки, техники и технологии разработки месторождений полезных ископаемых, современных требованиях к открытой экономике и научной организации производства.

В зависимости от систем разработки возникают разные возможности для использования балансовых и забалансовых запасов месторождения. Так, при системах с обрушением хуже используются балансовые запасы, но имеется больше реальных возможностей для вовлечения в эксплуатацию бедных и забалансовых руд, чем при системах с закладкой, при которых затраты на добычу на 2-3 у.е/т больше, чем при системах с обрушением.

Прежде всего, система разработки должна обеспечивать необходимую безопасность и нормальные условия труда горнорабочих. Согласно фактическим данным рудников наиболее безопасными являются системы этажного и подэтажного обрушения, подэтажных штреков и ортов, а горизонтальные слои с закладкой и слоевое обрушение являются в 5-10 раз более опасными.

При каждой системе разработки предварительно определяют оптимальные для рассматриваемых горно-геологических условий технико-экономические показатели, например, показатели потерь и разубоживания.

В подавляющем большинстве случаев необходимо обосновать расстояние между выпускными выработками, которые обычно изменяются от 4,5 м - на шахтах Кривого Рога до 10-12 м - на рудниках Урала и КМА. Обычно обоснование производят, исходя из условий обеспечения минимума затрат на проходку подготовительно-нарезных выработок, на их крепление и поддержание, а также минимума ущерба от потерь и разубоживания.

При увеличении скорости отработки камер их устойчивые пролёты также увеличиваются. Так, по данным М.Н.Слепцова при повышении скорости вдвое устойчивый пролёт увеличивается в $\sqrt{2}$, а в общем случае

$$L = L_{\text{баз}} * \sqrt{N} \quad , \quad \text{м}$$

где $L_{\text{баз}}$ и L – пролёты при базовом варианте интенсивности и новом варианте, позволяющем повысить интенсивность отработки камеры в N раз.

Расчёт параметров системы разработки заключается в следующем:

1. Выбор системы разработки (на основе геологических, технологических и экономических соображений).
2. Обоснование конструктивных элементов выбранного варианта системы (размеров выработок и целиков, механизации и организации процессов).
3. Подсчёт объёмов и стоимости проведения подготовительных и нарезных работ.
4. Расчёт очистных работ в блоке (расчёты ведутся по всем процессам, последовательность работ представляется в циклограмме).
5. Расчёт показателей потерь и разубоживания по блоку (участку).

6. Составление калькуляции себестоимости добычи рудной массы в очистном блоке.

Остановимся подробнее на технико-экономическом сравнении вариантов технологии отработки месторождения, ведь именно по максимальной прибыли предприятия можно определить наиболее экономичный вариант технического или технологического решения.

Экономические расчёты в общем виде включают:

- определение инвестиционных затрат на строительство предприятия и размера производственных фондов на момент сдачи предприятия в эксплуатацию;
- расчёт эксплуатационных затрат на 1 т добытой рудной массы;
- определение удельных инвестиционных затрат на 1 т добытой рудной массы;
- расчёт себестоимости продукции, прибыли, уровня рентабельности производства;
- расчёт по обоснованию технико-экономических показателей работы предприятия;
- определение экономической эффективности технических решений специальной части проекта;
- 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.).

В современном технико-экономическом сравнении любых вариантов за рубежом, да и у нас используются показатели эффективности инвестиционных проектов: чистый дисконтированный доход **NPV**, индекс доходности **PI** и срок окупаемости инвестиций **t_{ок}**.

Именно в этом разделе проекта, “Системы разработки”, можно окончательно проверить обоснованность принятых ранее предварительных решений по технологии добычи руды и представить предложения по повышению эффективности работы предприятия (такого рода работа сходна с финансовым аудитом деятельности коммерческой фирмы и может быть названа **горно-технологическим аудитом**¹).

В общем случае, составляющие части такого аудита могут быть следующими:

1) Выбор экономически оптимальных основообразующих технических решений:

- способа разработки;
- способа вскрытия;
- систем разработки;
- методов управления горным давлением;

¹ В годы «Великой Депрессии» в США именно аудиторские компании не только не уменьшили свои объёмы работ, но и увеличили их – ведь многим фирмам потребовались рекомендации по уменьшению расходов и сохранению клиентов, партнеров.

2) Анализ существующего технологического процесса:

- определение годовой производительности рудника, блоков;
- определение рациональной нагрузки на забой, блок;
- расчёт движения пустот;
- оценка размеров выработок, целиков, устойчивости закладки;
- расчёт показателей выпуска для систем с обрушением.

3) Обоснование предложений по комплексному совершенствованию работы горнодобывающего предприятия.

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.

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. Учёт этих факторов позволяет уточнить и конкретизировать выбор системы разработки, добавить некие детали, элементы в технологию добычи.

Учёт 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 дешёвых крепёжных 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.1), 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 (см. ниже табл. 1) с перечислением факторов и их характеристикой.

Таблица 1

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	I, III, IV, V (кроме подэтажной отбойки)
Распределение металла в рудной залежи	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, но 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.

Упрощенный учёт инвестиционных вложений

В технической литературе ещё можно встретить упрощённый вариант учёта инвестиционных вложений (который в настоящее время уже не применяется). Он заключался в следующем: из мирового и отечественного опыта проектирования и строительства горнодобывающих предприятий известны усредненные данные об удельных инвестиционных вложениях ($K_{уд}$) на 1 тонну годовой производственной мощности рудника ($A_{год}$) по горной массе – см. табл.2.

Эффективность вложений по сравниваемым вариантам определяется выражением:

$$\mathcal{E} = C_d + E_n * K_{уд} ,$$

где C_d - производственная себестоимость добычи 1 т балансовой руды, у.е./т;

E_n – коэффициент эффективности инвестиционных затрат, учитывающий срок возврата капитальных затрат и процентные ставки банковских кредитов, для горнодобывающей промышленности на основе мирового опыта он равен 0.08-0.12.

Таблица 2

**Нормативы удельных инвестиционных вложений
в строительство новых шахт (в ценах 1990 г.)**

Производительность по сырой руде, млн. т	Суммарные вложения, у.е./т	Вложения на горно-капитальные работы, у.е./т	Вложения на остальные работы, у.е./т
1-2	24.2-21.89	12.3-10.97	11.9-10.92
2-5	21.89-16.83	10.97-8.02	10.92-8.81
5-8	16.83-14.34	8.02-7.06	8.81-7.28
8-12	14.34-12.51	7.06-6.63	7.28-5.88
Свыше 12	12.51-11.32	6.63-6.42	5.88-4.90

Учёт затрат на геологоразведочные работы

Если есть необходимость в ориентировочной оценке величины затрат на геологоразведочные работы, то эти затраты в процентах от цены на руду равны:

Железные руды	0.02-0.05%
Руды марганца, хрома	0.04-0.08%
Руды свинцово-цинковые, медноникелевые и др. полиметаллические, руды цветных и редких металлов	0.06-0.10%
Руды вольфрамо-молибденовые	0.08-0.12%
Руды оловянные, ртутные и сурьмяные	0.10-0.12%

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 (МГГА) выполняется на основе подсчёта прибыли, получаемой при отработке 1 т балансовых запасов (в у.е./т):

$$\begin{aligned} \Pi &= \Pi n' - \Sigma Z = \\ &= \Pi \left[\left(c - k_{\Pi} c + r' c_{\text{пр}} \right) e_o e_m \right] - \eta \left(C_o + C_{\text{тр}} + C_{\text{об}} + \eta_k C_{\text{мп}} \right) \end{aligned}$$

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

Π – оптовая цена полезного компонента (например, металла), у.е./т;

n' – количество компонентов с 1 т балансовых запасов, т;

ΣZ – сумма затрат на отработку 1 т балансовых запасов, у.е./т;

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

k_{Π} – коэффициент потерь руды при добыче, отн. ед.;

r' – коэффициент примешивания вмещающих пород, отн. ед.

$$r' = \frac{T}{B} = \eta r = \frac{D}{B} r$$

$C_{\text{пр}}$ – 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, у.е./т;

$C_{\text{тр}}$ – себестоимость транспортировки 1 т рудной массы на обогатительную фабрику, у.е./т;

$C_{\text{об}}$ – себестоимость обогащения 1 т рудной массы на обогатительной фабрике, у.е./т;

$C_{\text{мп}}$ – себестоимость металлургического передела 1 т концентрата, у.е./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 при отработке 1 т балансовых запасов (вернее, 1 т добытой рудной массы).

2. Экономическое сравнение систем разработки по методике проф. М.И.Агошкова (МГГУ) выполняется на основе подсчёта приведенного дохода с 1 т балансовых запасов (в у.е./т):

$$D_{\text{пр}} = Цс K_n I_o - Y_n - Y_p - \left(\frac{C_{\text{тов}}}{K_k} + Z_p \right) \frac{K_n I_o}{1-r} - E_n K_{\text{уд}}$$

где $D_{\text{пр}}$ – приведенный доход с 1 т балансовых запасов, у.е./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.

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

Z_p - затраты на разведку 1 т балансовой руды, у.е.;

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

$K_{\text{уд}}$ - удельные капитальные вложения, у.е.;

Y_p – условный ущерб от разубоживания 1 т балансовой руды

$$Y_p = R C_{\text{тов}} , \text{ у.е./т}$$

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

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

$$C_{\text{тов}} = (C_d + C_{\text{тр}} + C_{\text{пер}}) 1,15 , \text{ у.е./т}$$

Y_n – условный ущерб от потерь 1 т балансовой руды

$$Y_n = Цс (1 - K_n) I_o , \text{ у.е./т}$$

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 разведанного и 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 учётом капитальных 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 предпочтительнее упрощённая методика проф. В.А.Симакова.

Пример выбора 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 расчёты 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 расчётов принимаются одинаковыми удельные капитальные вложения на 1 тонну годовой производственной мощности рудника по вариантам.

Таблица 3

Прибыль (методика МГГА) с 1 т погашенных запасов в ценах 1990 г.

Исходные данные	Ед. изм.	Усл. обозн.	1 вариант	2 вариант	3 вариант
Цена 1 т меди	у.е.	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
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.	r ¹	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	у.е.	С _о	6.1	5.5	4.0
Себестоимость транспортирования 1 т рудной массы до обогатительной фабрики	у.е.	С _{тр}	1.8	1.8	1.8
Себестоимость обогащения 1 т рудной массы	у.е.	С _{об}	2.0	2.0	2.0
Прибыль с 1 т погашенных запасов	у.е.	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	у.е.	Ц	2500	2500	2500
Удельные капитальные вложения	у.е./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	у.е.	С_д	5.27	4.77	3.42
Себестоимость транспортирования и рудосортировки 1 т рудной массы	у.е.	С_{тр}	1.83	1.83	1.83
Себестоимость обогащения и металлургического передела 1 т рудной массы	у.е.	С_{пер}	2.0	2.0	2.0
Полная себестоимость 1 т рудной массы в товарную руду с учётом неучтенных затрат	у.е.	С_{тов}	10.47	9.88	8.34
Затраты на разведку 1 т балансовых запасов	у.е.	З_р	0.86	0.86	0.86
Условный ущерб от разубоживания 1 т балансовой руды	у.е.	У_р	0.213	0.884	0.257
Условный ущерб от потерь 1 т балансовой руды	у.е.	У_п	1.210	3.182	11.492
Приведенный доход (пусть капзатраты примерно равны)	у.е.	Д_{пр}	19.45	13.35	3.06

Как видно из таблиц 4 и 5, в которых подсчитаны прибыль и доход по обоим методикам, 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 объёма 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 подсчётами выявляются технико-экономические преимущества (в условиях проектируемого участка шахтного поля) принятого варианта системы разработки:

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

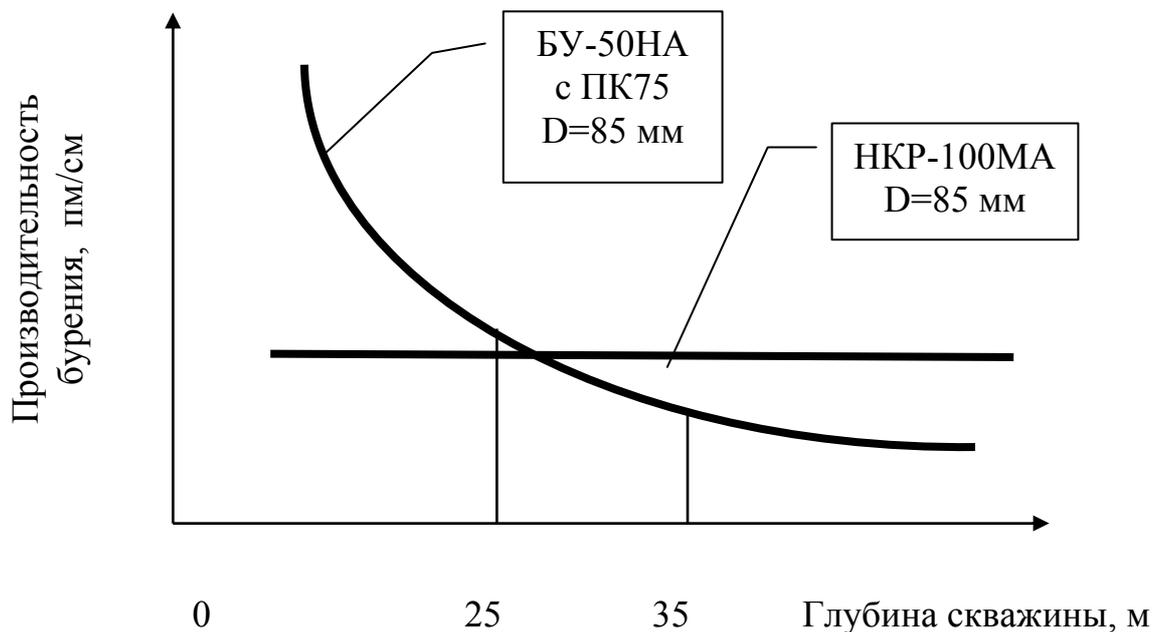
Механизация и организация очистных работ принимаются на основе анализа последних достижений отечественной и зарубежной горной промышленности. Простейшие **рекомендации по выбору буровой и доставочной техники** таковы:

- 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.

Последовательность выбора подготовительно-нарезных выработок

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



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 объём 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.

Принимается 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 объём подготовительных и нарезных выработок в пм / 1000т 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.

Далее производится подсчёт стоимости проведения подготовительных и нарезных выработок на блок.

Последовательность расчёта очистных работ

Принимается расчётная схема работ, операции цикла. Дается описание технологического цикла по системе разработки. Производится расчёт всех производственных процессов очистной выемки 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, максимальный объём единичной дозы и суммарный объём выпускаемой руды из каждого отверстия по достижению предельного разубоживания, составляется планограмма выпуска руды из блока.

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

Закладка выработанного пространства: выбор материала для закладки, объём закладочных работ, выбор способа закладки и оборудования. Для твердеющей закладки – расчёт необходимой прочности разнопрочных пачек, 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 расчётов 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.

Далее производится расчёт **калькуляции себестоимости** добычи 1 т рудной массы по каждой из статей расходов прямых затрат (заработная плата, материалы, энергия, амортизация, налоги). Затем определяется себестоимость добычи по руднику в расчёте на 1 т погашенных запасов руды.

Основные технико-экономические показатели системы разработки

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

Последовательность расчёта параметров системы разработки

1. Выбор способа отделения руды от массива (шпурами, скважинами, механической отбойкой) и объёма одновременно 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. Подсчёт объёмов 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. Расчёт 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.
7. Составление циклограмм и календарного плана работ подготовительных и очистных работ на основании табл. 5 настоящего пособия.
8. Расчёт технико-экономических показателей по системе разработки.

Извлечение полезных ископаемых

Потери - это часть балансовых запасов руды, разведанных, но неизвлечённых из недр при добыче или же потерянных при транспортировке рудной массы (потеря количества руды). Разубоживание - это снижение содержания полезного компонента в добытой руде за счёт примешивания к ней в забое пустой породы (потеря 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 учёта содержания металла):

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

Разубоживание:

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

где $V_{\text{разуб}}$ - объём примешанной в руду пустой породы, т или м³;
 $V_{\text{добыт}}$ - объём добытой руды, т или м³

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

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 подсчёте коэффициентов потерь и разубоживания руды:

а) по блоку - расчёт 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. рис.);

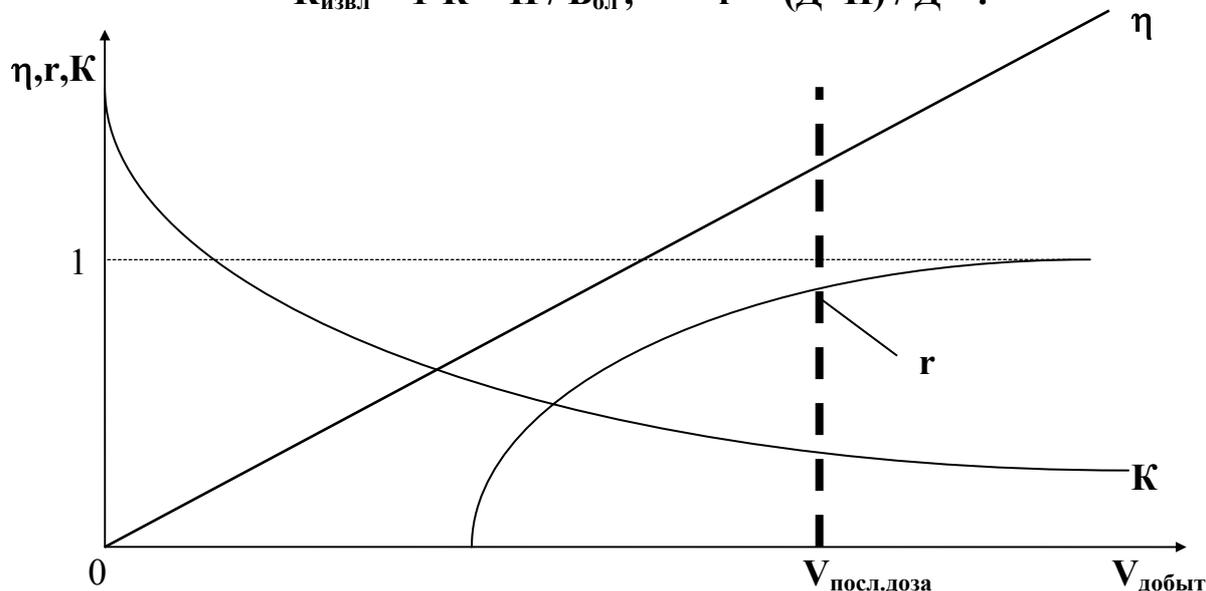
б) по подготовительно-нарезным работам $K = 0$, $r = (S_{\text{вчерне}} - S_{\text{руда}}) / S_{\text{вчерне}}$.

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:

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



Подробнее о выпуске отбитой рудной массы в системах с обрушением руды и вмещающих пород см. в отдельной главе.

Таблица 8

Показатели извлечения по блоку (участку)

Стадия работ	Балансовые запасы, B , м ³	Коэффициент извлечения, $K_{\text{извл}}$	Разубоживание, r	Извлекаемые запасы, I , м ³	Объем добытой руды, D , 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	$B_{\text{н}}$	$1 - K_{\text{н}}$	$r_{\text{н}}$	$I_{\text{н}}$	$D_{\text{н}}$
Очистные работы: - выемка камер - выемка целиков	$B_{\text{о.к.}}$	$1 - K_{\text{о.к.}}$	$r_{\text{к}}$	$I_{\text{к}}$	$D_{\text{п}} D_{\text{п}}$
	$B_{\text{о.ц.}}$	$1 - K_{\text{о.ц.}}$	$r_{\text{ц}}$	$I_{\text{ц}}$	
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	$I = I_{\text{п}} + I_{\text{н}} + I_0$	$D = D_{\text{п}} + D_{\text{н}} + D_0$

Определение размеров основных элементов систем разработки

Наиболее известные методики подсчёта нагрузок на потолочину, борта горных выработок и предельных пролетов обнажений приведены в Приложении.

Пример. Разрабатывается месторождение олова на глубине 360 м от земной поверхности, крепость пород $f_n = 14$, крепость руды $f_p = 10$. Трещиноватость породного и рудного массива средняя (средняя устойчивость). Средняя плотность налегающих пород $\gamma = 2.3 \text{ т/м}^3$. Определить размеры камер и целиков при высоте этажа $h_3 = 60 \text{ м}$.

Решение. Принимаем для расчётов методику С.В.Ветрова (нагрузка на потолочину - собственный вес самозаклинённого свода давления), без учёта коэффициента запаса.

1. Эквивалентный горизонтальной пролет кровли камер:

$$L = 2 * d_B * \sqrt[3]{\sigma_{сж} / d_G * \gamma}$$

Размеры элементарного блока пород в вертикальной и горизонтальной плоскости принимаем: $d_B = d_G = 0.5 \text{ м}$.

Прочность породного массива с учётом ослабления равна:

$$\sigma_{сж_п} = K_0 * \sigma^0_{сж_п} = K_0 * 10 * f_n = 0.8 * 10 * 14 = 112 \text{ МПа};$$

где K_0 – коэффициент ослабления породного массива, для монолитного массива $K_0 = 1$, для среднетрещиноватого $K_0 = 0.9-0.7$, для сильнотрещиноватого $K_0 = 0.7-0.5$.

Прочность рудного массива с учётом ослабления равна:

$$\sigma_{сж_р} = K_0 * \sigma^0_{сж_р} = K_0 * 10 * f_p = 0.8 * 10 * 10 = 80 \text{ МПа}.$$

Средний объёмный вес налегающих пород $\gamma = 2.3 \text{ т/м}^3 = 0.023 \text{ МН/м}^2$.

Эквивалентный пролет горизонтальной породной кровли:

$$L = 2 * d_B * \sqrt[3]{\sigma_{сж} / d_G * \gamma} = 2 * 0.5 * \sqrt[3]{112 / 0.5 * 0.023} = 21.3 \text{ м}$$

Эквивалентный пролет горизонтальной рудной кровли:

$$L = 2 * d_B * \sqrt[3]{\sigma_{сж} / d_G * \gamma} = 2 * 0.5 * \sqrt[3]{80 / 0.5 * 0.023} = 19 \text{ м}$$

2. Определим размеры камер. Пусть ширина камер будет равна $B = 25 \text{ м}$ – по условию донного выпуска рудной массы на откаточные орты (штреки) из двух рядов воронок, тогда **предельная** длина камер равна

- при четырехстороннем защемлении камер (первичные камеры):

$$L_3 = \frac{A * B}{\sqrt{A^2 + B^2}} \Rightarrow A = \frac{L_3 * B}{\sqrt{B^2 - L_3^2}}$$

Отсюда для породной кровли $A = 40.6 \text{ м}$ и для рудной кровли $A = 29.2 \text{ м}$.

- при двухстороннем защемлении камер (вторичные камеры, расположенные между закладочными массивами):

$$L_3 = \frac{2 * A * B}{A + B} \Rightarrow A = \frac{L_3 * B}{2 * B - L_3}$$

Отсюда для породной кровли $A = 18.5$ м и для рудной кровли $A = 15.3$ м.

3. Определим размеры межкамерных и межэтажных целиков.

Ширина межкамерных целиков:

$$b_{\text{ц}} = \frac{L_{\text{г}} \gamma H + \sqrt{(2L_{\text{г}} \gamma H)^2 + 4L_{\text{г}}^2 \gamma H (4\sigma_{\text{сж}}^{\text{м}} - \gamma H)}}{4\sigma_{\text{сж}}^{\text{м}} - \gamma H}$$

Отсюда, ширина межкамерных целиков (без учёта запаса) равна:

- при породной кровле

$$b_{\text{ц}} = \frac{21.3 * 0.023 * 360 + \sqrt{(2 * 21.3 * 0.023 * 360)^2 + 4 * 21.3^2 * 0.023 * 360 (4 * 112 - 0.023 * 360)}}{(4 * 112 - 0.023 * 360)} = 6.3 \text{ м}$$

- при рудной кровле

$$b_{\text{ц}} = \frac{19 * 0.023 * 360 + \sqrt{(2 * 19 * 0.023 * 360)^2 + 4 * 19^2 * 0.023 * 360 (4 * 80 - 0.023 * 360)}}{(4 * 80 - 0.023 * 360)} = 6.8 \text{ м}$$

Ширина межэтажного целика по максимальному изгибаемому моменту в толстой жёсткозащемленной плите:

$$h_x = 0.25 * a * b * \sqrt{\frac{147 q (a^2 + \mu b^2)}{(7a^4 + 4a^2b^2 + 7b^4) * \sigma_p^{\text{м}}}}$$

$$h_y = 0.25 * a * b * \sqrt{\frac{147 q (b^2 + \mu a^2)}{(7a^4 + 4a^2b^2 + 7b^4) * \sigma_p^{\text{м}}}}$$

где q – нагрузка на потолочину, включая ее собственный вес, МПа;

b, a – короткая и длинная сторона плиты-потолочины, м;

μ – коэффициент Пуассона, для пород обычно равен 0.2;

$\sigma_p^{\text{м}}$ – прочность массива пород потолочины на растяжение, обычно составляет 10% от прочности массива пород на сжатие, МПа.

Пусть нагрузка на потолочину – это вес столба пород до земной поверхности, тогда толщина породной потолочины над камерой с размерами 25x41 м составит:

$$h_x = 0.25 * 25 * 41 * \sqrt{\frac{147 * 0,023 * 360 * (41^2 + 0,2 * 25^2)}{(7 * 41^4 + 4 * 25^2 * 41^2 + 7 * 25^4) * 0,1 * 112}} = 23 \text{ м}$$

$$h_y = 0.25 * 25 * 41 * \sqrt{\frac{147 * 0,023 * 360 * (25^2 + 0,2 * 41^2)}{(7 * 41^4 + 4 * 25^2 * 41^2 + 7 * 25^4) * 0,1 * 112}} = 16 \text{ м}$$

§ 4. Техничко-экономическое сравнение вариантов технологии добычи полезных ископаемых

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, природоохранные меры. Остановимся подробнее на технико-экономическом сравнении вариантов технологии отработки месторождения, ведь именно по максимальной прибыли предприятия можно определить наиболее экономичный вариант технического или технологического решения.

В международной практике план развития предприятия представляется в виде бизнес-плана, если проект связан с привлечением инвестиций, то он носит название "инвестиционного проекта" и базируется на экономико-математическом моделировании. Обычно любой новый проект предприятия в той или иной мере связан с привлечением новых инвестиций. Общая процедура упорядочения инвестиционной деятельности предприятия по отношению к конкретному проекту формализуется в виде проектного цикла. По мере появления новых массивов данных о горном массиве в проект вносятся изменения – в этом заключается динамическое моделирование.

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.

Экономические расчёты, в общем виде, заключаются в следующем:

- определение инвестиционных затрат на строительство предприятия и размера производственных фондов на момент сдачи предприятия в эксплуатацию;
- расчёт эксплуатационных затрат на 1 т добытой рудной массы;
- определение удельных инвестиционных затрат на 1 т добытой рудной массы;
- расчёт себестоимости продукции, прибыли, уровня рентабельности производства;

- расчёт по обоснованию технико-экономических показателей работы предприятия;
- определение экономической эффективности технических решений специальной части проекта;
- 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.).

Расчёт основных производственных процессов добычных работ (эксплуатационных затрат) 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-обогажительного или горно-металлургического комбината кроме общерудничной себестоимости добычи 1 т горной массы необходимо определять также себестоимость 1 т концентрата.

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

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.

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 объемы 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, 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.

Последовательность выбора оптимального варианта вскрытия

Сначала осуществляется конструирование вариантов вскрытия месторождения из отдельных элементов, отвечающих данным горно-геологическим условиям, исключая при этом элементы, несовместимые между собой. Затем производится выбор наилучшего варианта вскрытия и подготовки на основе анализа расчетов затрат и эффектов. Если в результате анализа выявлен не один, а несколько равноценных вариантов, то выбор наилучшего из них следует производить по вспомогательным показателям (экологичность, надежность, безопасность, меньшие потери...).

Последовательность выбора следующая:

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

2) для каждого варианта определить количественные и качественные параметры:

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

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

3) выполнить эскизы выбранных вариантов, с выделением выработок, проведение которых финансируется за счет инвестиций на строительство;

4) для каждого варианта определить объемы работ по периодам их выполнения, а также объемы работ по учитываемым расходам;

5) на основании рассчитанных объемов работ для каждого варианта по стоимостным параметрам определить поквартальные инвестиционные, эксплуатационные затраты и прибыль при вводе рудника в эксплуатацию;

6) подсчитать с учетом дисконтирования за весь срок существования рудника чистый дисконтированный доход (**ЧДД** или **NPV**) по вариантам и выбрать экономически наиболее выгодный вариант.

Сравнение вариантов при выборе схемы вскрытия

В общем виде задача выбора оптимального варианта вскрытия месторождения решается на основе технико-экономического сравнения конкурентоспособных вариантов с учетом горно-геологических условий (угла падения, мощности, устойчивости руды, пород и т.п.), затрат на капитальное строительство и эксплуатацию вскрываемых выработок...

Затраты на **капитальное строительство** включают расходы на:

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

Затраты на проведение выработок подсчитываются по имеющейся калькуляции себестоимости проходки 1 м³ выработки.

Эксплуатационные расходы подсчитываются на следующие виды работ:

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

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

Сравнимые варианты могут отличаться не только по величине инвестиционных затрат и не только по времени их вложения, но и по срокам ввода рудника в эксплуатацию (когда можно начинать отдавать долги из сумм от реализации продукции). В этом случае и инвестиционные вложения и притоки денег должны быть приведены (дисконтированы) к затратам и притокам настоящего времени, обычно они приводятся к началу строительства, тогда ещё все затраты и все притоки денег будут затратами и притоками 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

$$\beta_t = 1 / (1+E)^t ,$$

где **t** - номер шага расчета, 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 в курсовых и дипломных проектах 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:

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

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

Расчёт себестоимости продукции и рентабельности горного предприятия

Экономические расчёты по отдельным процессам производятся на основе принятой организации труда, выбранного оборудования, передовых методов производства и рациональной структуры управления рудничным хозяйством.

Эксплуатационные затраты на создание товарной продукции горного предприятия состоят из затрат на горно-капитальные работы и добычные работы, переработку полезного ископаемого (обогащение), а также включают различные налоги и платежи.

$$\mathcal{E} = \mathcal{E}_d + \mathcal{E}_b + \mathcal{E}_0 + \mathcal{E}_{np} + H,$$

где \mathcal{E}_d - производственные расходы непосредственно на добычу полезного ископаемого, по каждому из производственных процессов (см. ниже табл. 1);

Таблица 1

Сводная калькуляция себестоимости добычи 1 т горной массы

№	Наименование процессов (видов работ)	Затраты на 1 т добытой горной массы, руб.
1.	Погашение горно-подготовительных работ	
2.	Очистные работы	
3.	Закладочные работы	
4.	Откатка	
5.	Подъём	
6.	Водоотлив	
7.	Вентиляция	
8.	Освещение и водоснабжение	
9.	Цеховые расходы	
	Итого цеховая себестоимость	
	Общерудничные расходы, 10-15% (до 20%) цеховой себестоимости	
	Итого общерудничная себестоимость	

\mathcal{E}_b - производственные расходы на горно-капитальные работы (табл. 2);

Таблица 2

Сводная ведомость инвестиционных затрат

№	Наименование затрат	Сумма, тыс.руб.	Удельный вес, %
1.	Предварительные затраты, 4-6%		
2.	Горно-капитальные работы		
3.	Здания и сооружения		
4.	Оборудование и монтаж		
5.	Прочие затраты, 8-10%		
	Итого производственных затрат		

\mathcal{E}_0 - производственные расходы на обогащение;

\mathcal{E}_{np} - расходы на природоохранные меры;

Н – налоги и платежи, включаемые в себестоимость полезного ископаемого и определяемые федеральным и местным законодательством, например:

- предельные уровни регулярных платежей за право на добычу полезных ископаемых на территории РФ;
- нормативы стоимости освоения новых земель взамен изымаемых сельскохозяйственных угодий для несельскохозяйственных нужд;
- средние размеры ставок земельного налога;
- ставки отчислений на воспроизводство минерально-сырьевой базы;
- плата за древесину, отпускаемую на корню, включает плату на землю и установлена в зависимости от породы и от лесотаксового разряда (1-7 разряд);
- плата за воду...

Расчеты по каждому из эксплуатационных процессов сводятся в таблицу, где отражаются занятые в технологическом процессе рабочие по профессиям, служащие, машины и оборудование (табл. 3).

Таблица 3

Калькуляция себестоимости по каждому из эксплуатационных процессов

№	Наименование статей расходов	Разряд	Единица измерения	Количество единиц на единицу счета	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
I	I. Заработная плата					
1.					
2.					
	Итого по тарифу Доплата за ночное время Премия Итого с ночными и премией Итого с районным коэффициентом (и северными надбавками) Дополнительная зарплата Итого с дополнительной заработной платой Отчисления на социальные нужды					
II	ИТОГО заработной платы с отчислениями					
1.	II. Материалы					
2.					
III	ИТОГО материалов (с учетом транспортных расходов)					
1.	III. Энергия Электроэнергия по двухставочному тарифу (по установленной и по реактивной мощ-					

2.	ности)					
3.					
IV	ИТОГО IV. Амортизация (зданий, сооружений и оборудования)					
	ИТОГО прямых затрат на единицу расчета					

Оценка эффективности инвестиций

Все работы по оценке эффективности любых инвестиционных проектов в настоящее время осуществляют по показателям эффективности инвестиционных проектов (**NPV, PI, IRR, $t_{ок}$**).

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

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

где R_t – результаты (денежные притоки), получаемые на t -м шаге расчетов, руб.;
 Z_t - затраты, осуществляемые на том же шаге, руб.

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

Под затратами Z_t понимают как инвестиционные 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 рудной массы):

$$I_t = C_t - A_t \quad \text{и} \quad Z_t = K_t + I_t , \quad \text{руб.}$$

Общерудничная себестоимость C_t включает в себя все затраты, связанные с выпуском и реализацией продукции предприятия.

Рентабельность продукции по отношению к общерудничной себестоимости рассчитывается по формуле:

$$r = \Pi_t / C_t ,$$

где Π_t - прибыль предприятия, определяемая как разница $(R_t - C_t)$, руб.

В горнорудной промышленности рентабельность $r_0 = 15\%$ считается хорошей рентабельностью (с учетом 30% налога на прибыль в 1999 г. рентабельность составит $r = 18-20\%$).

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 $\Phi_{в.т}$ от рыночной реализации высвобождаемых технических устройств, зданий, сооружений и т.п.:

$$R_t = \Pi_t * Q_t + \Phi_{в.т} , \text{ руб.}$$

Зная результаты R_t и планируемую рентабельность продукции (r), например, в 15%, можно ориентировочно получить общерудничную себестоимость C_t (если в данном дипломном проекте нет возможности составить сводную калькуляцию цеховых расходов):

$$C_t = R_t / (r + 1) = (\Pi_t * Q_t + \Phi_{в.т}) / (r + 1) , \text{ руб.}$$

Тогда, окончательно чистый дисконтированный доход определяем по формуле:

$$\begin{aligned} \text{ЧДД} = \text{NPV} &= [(\Pi_t * Q_t + \Phi_{в.т}) - (K_t + C_t - A_t)] * \beta_t = \\ &= [r * (\Pi_t * Q_t + \Phi_{в.т}) / (r + 1) + A_t - K_t] * \beta_t , \text{ руб.} \end{aligned}$$

Расчеты ЧДД удобнее всего осуществлять в табличной форме (см. табл. 4).

Если результаты расчетов по чистому дисконтированному доходу по вариантам отличаются друг от друга менее, чем на 10 %, то экономическое сравнение вариантов необходимо продолжать, учитывая эксплуатационные затраты, индекс доходности (PI) и срок окупаемости инвестиций ($t_{ок}$).

Таблица 4

№ кварта- тала t (месяцы)	Инвестицион- ные затраты K_t , тыс. руб.	Притоки от выручки $\Pi * Q_t$, тыс.руб.	Амортизацион- ные притоки A_t , тыс.руб.	Коэффици- ент дис- контиро- вания β_t	ЧДД, тыс. руб.
1 вариант					
Всего:					
2 вариант					
Всего:					

Аналогичным образом, оценкой эффективности инвестиций по чистому дисконтированному доходу можно производить технико-экономическое сравнение любых вариантов технологии добычи и вариантов природоохранных мер.

2. Индекс доходности (ИД, синоним - индекс прибыльности PI) - отношение суммы приведенных эффектов к величине инвестиционного капитала:

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

где K_t – инвестиционный капитал, руб.;

Z_t - полные затраты по общерудничной себестоимости на t -м шаге расчетов, руб.

Проект считается эффективным в случае, если ИД больше единицы. Индекс доходности в курсовых и дипломных проектах, по согласованию с руководителем, можно не рассчитывать.

3. Внутренняя норма доходности (ВНД, синоним - внутренняя норма прибыли IRR) - та норма дисконта E , при которой величина приведенных эффектов равна приведенным инвестиционным вложениям, т.е. та 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 ($t_{ок}$) представляет собой длительность периода, в течение 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:

$$t_{ок} = \frac{\ln \left[1 - \frac{E_t}{r} * (1 - (1+r)^{-t}) \right]}{\ln(1 + E_t)}, \text{ ГОДЫ}$$

Внутренняя ставка доходности r (рентабельность предприятия), должна быть больше величины E_t , иначе инвестиции убыточны.

Оглавление

Часть 3. Системы разработки при подземной добыче руды	
§ 1. Классификация систем разработки	2
А. Классификация систем по Агошкову М.И.	2
Б. Классификация систем по Именитову В.Р.	3
В. Другие классификации систем разработки	6
§ 2. Технология очистных работ в блоке	8
Технология создания отрезной щели	8
I класс. Системы с открытым очистным пространством	8
II класс. Системы с магазинированием руды в очистном пространстве	14
III класс. Системы с закладкой очистного пространства	16
IV класс. Системы с креплением очистного пространства	19
V класс. Системы с креплением и с закладкой	20
VI класс. Системы с обрушением вмещающих пород	20
VII класс. Системы с обрушением руды и вмещающих пород	21
VIII класс. Комбинированные системы разработки	25
§ 3. Конструкции днищ блоков с массовой отбойкой	26
Часть 4. Выбор технологии добычи руды	
§ 1. Особенности эксплуатации сложноструктурных месторождений, оценка добычи массивов	30
§ 2. Методология выбора технологии добычи руды	36
§ 3. Технологии последующего использования пустот	48
§ 4. Выбор системы разработки	55
Методика выбора систем подземной разработки рудных месторождений	57
Упрощенный учёт инвестиционных вложений	59
Обоснование параметров систем разработки	65

Последовательность выбора подготовительно-нарезных выработок	66
Последовательность расчёта очистных работ	67
Последовательность расчёта параметров системы разработки	68
Извлечение полезных ископаемых	68
Определение размеров основных элементов систем разработки	71
§ 5. Техничко-экономическое сравнение вариантов технологии добычи полезных ископаемых	73