



Негосударственное частное образовательное учреждение высшего
образования
«Технический университет УГМК»

**МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ К ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ
РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ**

ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Специальность	<u>21.05.04 Горное дело</u>
Направленность (профиль)	<u>Подземная разработка рудных месторождений</u>
Уровень высшего образования	<u>Специалитет</u> <i>(бакалавриат, специалитет, магистратура)</i>

Автор - разработчик: Канков Е.В., ст.преподаватель
Рассмотрено на заседании кафедры разработки месторождений полезных ископаемых
Одобрено Методическим советом университета 30 июня 2021 г., протокол № 4

г. Верхняя Пышма
2021

ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА. ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ.

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. Выбор и обоснование системы разработки
 2. Подсчет эксплуатационных (извлекаемых) запасов руды в пределах шахтного поля
 3. Расчет годовой производственной мощности и срока службы рудника
 4. Построение зоны сдвижения горных пород и предохранительного (охранного) целика
 5. Выбор способа вскрытия и подготовки месторождения
- Список литературы
- Приложение 1. Исходные данные для выполнения контрольной работы
- Приложение 2. Техничко-экономические показатели по системам разработки
- Приложение 3. Условия применения систем разработки с учетом влияющих на выбор системы факторов
- Приложение 4. Нормативные показатели параметров выемочных блоков при различных системах разработки
- Приложение 5. Справочные данные для определения годовой производительной мощности рудника

1. ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Основные теоретические положения

Под системой разработки подразумевается порядок ведения подготовительных и очистных работ, определенный в пространстве и времени.

Выбор систем разработки производится на основе технико-экономических расчетов, в ходе которых учитываются: социальные факторы (в первую очередь безопасность труда), характеристики месторождения, техника ведения горных работ, геологические и гидрогеологические условия месторождения, сведения о форме и элементах залегания рудных тел, физико-механических свойствах руд и пород (мощность, угол падения, длина по простиранию, глубина залегания от поверхности верхней части месторождения, плотность руд и пород, крепость, склонность руд к слеживанию и самовозгоранию, наличие в руде включений пустых пород или забалансовых руд, характер контактов руды с вмещающими породами, ценность руды, водопритоки, возможность обрушения поверхности и т.д.).

Выбор системы разработки осуществляют методом отбора технически приемлемых систем по постоянным и переменным факторам. К постоянным факторам относятся устойчивость руды, устойчивость вмещающих пород, мощность и угол падения рудного тела. Переменные факторы: склонность руды к самовозгоранию, слеживанию; необходимость сохранения земной поверхности; наличие в рудном теле включений пустых пород или забалансовых руд; характер контактов залежи (в отношении их четкости и правильности); большая глубина разработки; необходимость интенсивной разработки месторождения; наличие или отсутствие дешевых местных материалов для твердеющей закладки; ценность руд и т.д.

Проводится постепенное исключение неприемлемых систем разработки в результате последовательного рассмотрения постоянных и переменных факторов. Рассмотрению подлежат все системы разработки по классификации проф. В. Р. Именитова. При рассмотрении каждого из факторов последующие факторы еще не принимаются во внимание. Системы разработки, оказавшиеся неприемлемыми по какому-то фактору, исключаются из дальнейшего рассмотрения по всем оставшимся факторам.

Из числа систем, приемлемых по горнотехническим факторам, предпочтение отдается системе, при которой проще обеспечить безопасность. Помимо требований безопасности система разработки должна по возможности обеспечить: низкую себестоимость добычи руды и высокую производительность труда; небольшие потери и разубоживание руды; благоприятные санитарногигиенические условия труда (хорошее проветривание очистных забоев, малое пылеобразование и т.д.); надежность безаварийной работы предприятий (предупреждение пожаров, прорывов плавунув и т.п.); благоприятные условия для дальнейшего совершенствования механизации работ.

В результате отбора остается одна или несколько систем разработки.

В том случае, когда остается одна система разработки, она принимается для дальнейшего расчета.

Если остается несколько систем разработки и они принадлежат одному или разным классам, то проводится выбор лучшей системы по технико-экономическим показателям (приложение 3).

Порядок выполнения работы

Студенту выдается индивидуальное задание с перечнем исходных данных (приложение 1).

Путем анализа исходных данных формируется перечень постоянных и переменных факторов, с помощью которых методом отбора технически приемлемых систем разработки осуществляется выбор системы по методике проф. В. Р. Именитова.

При выборе системы разработки рекомендуется руководствоваться методическим материалом, представленным в приложении 3.

Дается краткое описание выбранной системы разработки. Приводятся основные параметры: высота, длина и ширина выемочного (очистного) блока (панели), показатели извлечения и разубоживания руды, размеры элементов блока (камер, междукамерных и междублоковых целиков, высота днища и потолочины блока, высота подэтажа, обрабатываемого слоя, уступа и т.д.).

Схематично вычерчивается система разработки в трех проекциях: разрез по простиранию (проекция на вертикальную плоскость) с изображением нормальной стадии очистных работ, разрез вкрест простирания и план основного доставочного (откаточного) горизонта.

2. ПОДСЧЕТ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ (ИЗВЛЕКАЕМЫХ) ЗАПАСОВ РУДЫ В ПРЕДЕЛАХ ШАХТНОГО ПОЛЯ

Эксплуатационные (извлекаемые) запасы руды соответствуют промышленным запасам руды с учетом коэффициента использования недр и определяются по формуле

$$Q_{\text{э}} = Q_{\text{пр.}} \cdot K_{\text{исп.н.}}, \quad (1)$$

где $Q_{\text{э}}$ – эксплуатационные (извлекаемые) запасы руды, т;

$Q_{\text{пр.}}$ – промышленные запасы руды, т;

$K_{\text{исп.н.}}$ – коэффициент использования недр, дол. ед

$$K_{\text{исп.н.}} = \frac{1 - n}{1 - \rho}, \quad (2)$$

где n и ρ - соответственно потери и разубоживание руды при добыче, зависящие от технологии очистных и подготовительных работ в блоке (панели), т.е. от выбранной системы разработки, дол. ед.

Промышленные запасы руды соответствуют балансовым запасам за вычетом проектных потерь руды в барьерных, охранных, предохранительных и иных целиках

$$Q_{\text{пр.}} = Q_{\text{б}} - P_{\text{пр.}}, \quad (3)$$

где $Q_{\text{б}}$ – балансовые запасы руды, т;

$P_{\text{пр.}}$ – проектные потери руды, т.

Балансовые запасы руды соответствуют геологическим запасам за вычетом забалансовых (некондиционных) запасов

$$Q_{\text{б}} = Q_{\text{г}} - Q_{\text{з.б.}}, \quad (4)$$

где $Q_{\text{г}}$ – геологические запасы руды, т;

$Q_{\text{з.б.}}$ – забалансовые запасы руды, т.

Забалансовые запасы руды – это запасы, использование которых в настоящее время экономически целесообразно и которые удовлетворяют определенным кондициям.

Подсчет геологических запасов руды в пределах шахтного поля при выдержанных элементах залегания рудного тела (залежи) рекомендуется определять по формуле

$$Q_{\text{г}} = m_{\text{н}} \cdot L \cdot \frac{H_{\text{р}} - h_{\text{п.п.}}}{\sin \alpha} \cdot \gamma_{\text{р}}, \quad (5)$$

где m_n – нормальная мощность рудного тела, м;
 L – длина рудного тела (шахтного поля) по простиранию, м;
 H_p – разведанная глубина рудного тела, м;
 $h_{п.п}$ – толщина покрывающих пород (глубина залегания верхней границы рудного тела), м;
 α – угол падения рудного тела, град.;
 γ_p – плотность руды, т/м³.

При отсутствии в задании на выполнение работы данных о величине проектных потерь ($P_{пр.}$) и наличии забалансовых (некондиционных) запасов руды их величину следует принимать равной нулю

Эксплуатационные (извлекаемые) запасы месторождения в окончательном виде определяют по формуле

$$Q_э = m_n \cdot L \frac{H_p - h_{п.п}}{\sin \alpha} \cdot \gamma_p \cdot \frac{1 - n}{1 - \rho} \quad (6)$$

В зависимости от выбранной системы разработки устанавливаются средневзвешенные показатели потерь и разубоживания руды по блоку (приложение 2), которые используются для расчета коэффициента использования недр.

С соблюдением выбранного студентом масштаба в соответствии с исходными данными выполняется чертеж рудной залежи в трех проекциях (рис. 1).

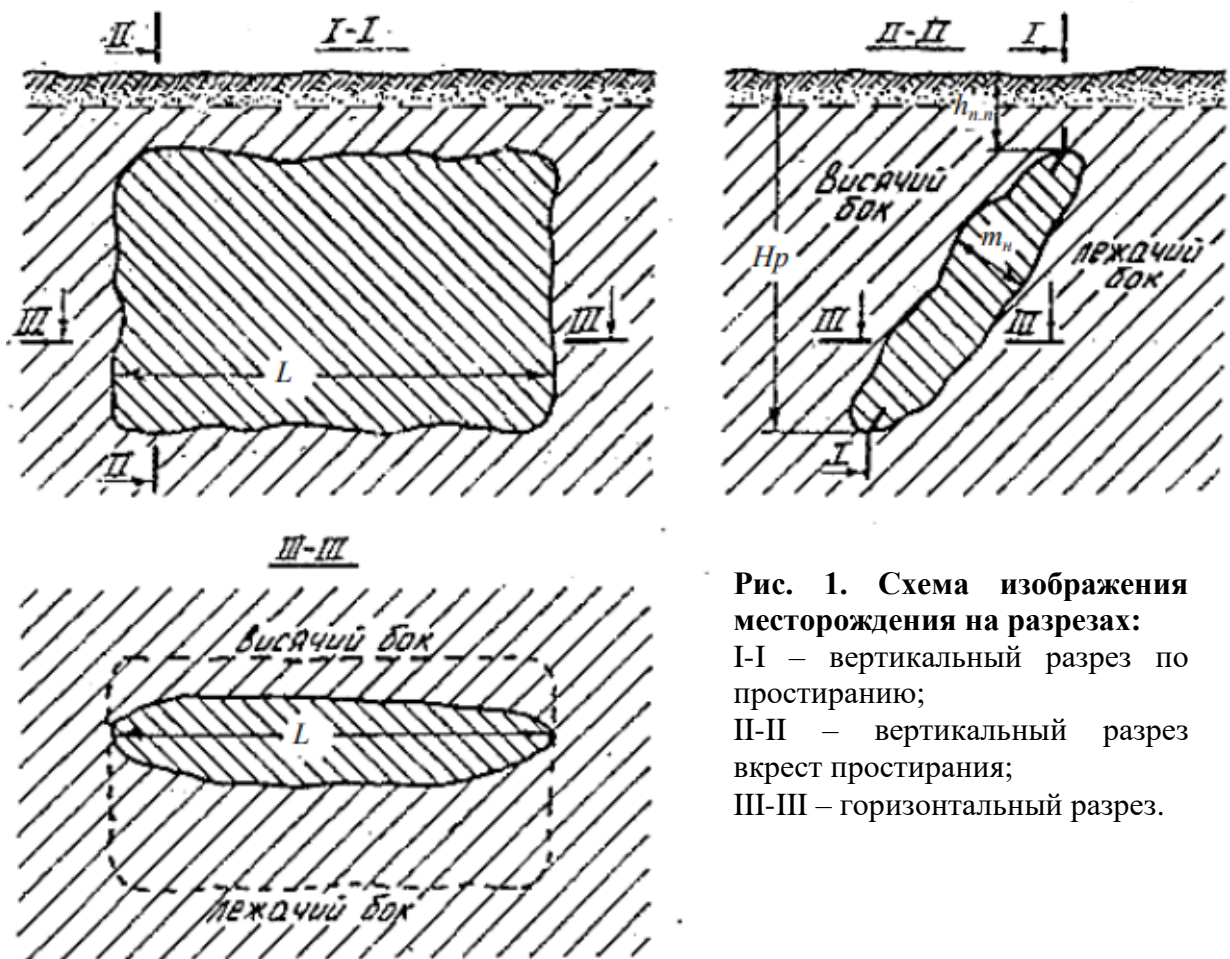


Рис. 1. Схема изображения месторождения на разрезах:

I-I – вертикальный разрез по простиранию;

II-II – вертикальный разрез вкrest простирания;

III-III – горизонтальный разрез.

По формуле (6) производится расчет эксплуатационных (извлекаемых) запасов месторождения.

3. РАСЧЕТ ГОДОВОЙ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ И СРОКА СЛУЖБЫ РУДНИКА

Установление годовой производственной мощности является одним из важнейших вопросов при проектировании рудника.

Главными факторами, определяющими производительность рудника, являются величина запасов, степень их разведанности и условия залегания залежей (мощность, угол падения); ценность и дефицитность полезного ископаемого; наличие вблизи незагруженных мощностей по переработке руд; принятые системы разработки; способы вскрытия и число стволов, глубина разработки; достигнутые скорости проходческих и очистных работ, применяемое оборудование на проходке и очистной выемке; сложность геологического строения месторождения.

Годовую производительность рудника по горным возможностям для месторождений с углом падения $30^\circ - 90^\circ$ рекомендуется определять исходя из величины годового понижения уровня выемки на месторождении [4, 5] по формулам (7) и (8), а для месторождений с углом падения до 30° - по формуле (9) [6].

Для месторождений цветных металлов

$$A_r = \frac{V \cdot S \cdot \gamma_p \cdot K_n \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot K_6}{1 - \rho}, \quad (7)$$

где A_r – годовая производительность рудника, т;

V – среднее годовое понижение уровня горных работ (выемки) по всей рудной площади (табл. 1, в приложение 5);

S – средняя горизонтальная площадь разрабатываемого рудного тела в пределах этажа, м²;

γ_p – плотность руды, т/м³;

K_n – коэффициент извлечения руды, дол. ед. (принимается в зависимости от применяемой системы разработки);

K_1, K_2, K_3, K_4 – поправочные коэффициенты к величине годового понижения (табл. 2 - 5, приложение 5) в соответствии с углом падения ($K_1 = 0,8 - 1,2$), мощностью рудных тел ($K_2 = 0,6 - 1,3$), применяемыми системами разработки ($K_3 = 0,75 - 1,0$) и числом этажей, находящихся в одновременной работе ($K_4 = 1,0 - 1,7$);

K_5 – поправочный коэффициент, учитывающий прогресс техники ($K_5 = 1,1 - 1,3$);

K_6 – поправочный коэффициент, учитывающий меры профилактики при разработке пожароопасных месторождений ($K_6 = 0,85 - 0,9$);

ρ – коэффициент разубоживания руды, доли ед. (принимается в зависимости от применяемой системы разработки).

Для месторождений черных металлов

$$A_r = \frac{V \cdot S \cdot \gamma_p \cdot K_n \cdot K_1 \cdot K_2}{1 - \rho}. \quad (8)$$

При пологом падении рудных залежей годовую производительность определяют по формуле

$$A_r = SK_{исп} \left(K_1 \frac{a_1}{S_1} + K_2 \frac{a_2}{S_2} + \dots + K_n \frac{a_n}{S_n} \right), \quad (9)$$

где S – горизонтальная рудная площадь, тыс. м²;

$K_{исп}$ – коэффициент использования рудной площади (табл. 7, приложении 5);

$K_1, K_2 \dots K_n$ – доля (удельный вес) применяемых систем разработки, дол. ед.;

$a_1, a_2 \dots a_n$ – производительность очистных боков при данных системах разработки, т;
 $S_1, S_2 \dots S_n$ – площадь блоков, находящихся в работе при данных системах разработки, тыс. м².

Для условий пологих месторождений производительность рудника по горным возможностям также может быть определена и по формуле [3].

$$A_r = P_3 \cdot N \cdot n \cdot \varphi \cdot K_p, \quad (10)$$

где P_3 – производительность забоя, т/год;

n – число забоев в блоке;

N – число блоков или камер, в которых одновременно ведутся очистные работы;

φ – коэффициент, учитывающий добычу из подготовительных забоев ($\varphi = 1,10-1,15$);

K_p – коэффициент резерва ($K_p = 1,1-1,2$).

Годовая производственная мощность рудника по рудной массе (A т/год) при заданной производительности по металлу (M) определяется по формуле [3].

$$A_r = \frac{M \cdot 100}{\alpha \cdot \varepsilon_0 \cdot \varepsilon_m}, \quad (11)$$

где α – содержание металла в добытой рудной массе, %;
 $\varepsilon_0, \varepsilon_m$ – соответственно извлечение при обогащении и металлургическом переделе, дол. ед.

Расчетный срок существования рудника в зависимости от обеспеченности запасами и годовой производительности определяют по формуле

$$T_p = t_1 + t_2 + t_3, \quad (12)$$

где t_1 и t_3 – соответственно период развития и затухания горных работ на руднике, лет;

t_2 – период работы рудника с проектной производительностью, лет.

Суммарная продолжительность периодов развития и затухания горных работ может быть определена по следующей эмпирической формуле

$$t_1 + t_3 = 3,2 + 2,6 \cdot A_r, \quad (13)$$

где A_r – годовая производительность рудника, млн. т.

Продолжительность периода работы рудника с проектной производительностью определяют по формуле

$$t_2 = \frac{Q_э}{A_r}, \quad (14)$$

где $Q_э$ – эксплуатационные (извлекаемые) запасы месторождения, тыс. т.

Эксплуатационные (извлекаемые) запасы месторождения с учетом коэффициента использования недр определяют по формуле (6)

Если рудник не имеет в своем составе обогатительной фабрики, то минимальный срок существования рудника принимается по табл. .1 [6].

Таблица 1

Проектная мощность рудника, T_p , млн. т	0,5-1,0	1,0-3,0	3,0-5,0	5,0-7,0	7,0-10,0	Более 10,0
Минимальный срок существования рудника, T_{min} , лет	20	25	30	35	40	45

Если рудник входит в состав горно-обогатительного комбината или другой производственной единицы, включающей в себя комплекс обогащения полезного ископаемого, табличное значение минимального срока его существования следует увеличивать на 20-30 %/

Каждым студентом вычисляется по одной из приемлемых для решения поставленной задачи формул 7 – 11 годовая производственная мощность рудника (A_r).

Используя формулы 12 – 14 определяется расчетный срок существования рудника (T_p).

Используя данные табл. 1, проверяется соответствие рассчитанного срока существования рудника (T_p) минимальной продолжительности существования горного предприятия (T_{min}).

В случае, если расчетный срок существования рудника (T_p) окажется меньше минимальной продолжительности существования горного предприятия (T_{min}), то необходимо вернуться к уточнению годовой производственной мощности (A_r).

4. ПОСТРОЕНИЕ ЗОНЫ СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД И ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНОГО (ОХРАННОГО) ЦЕЛИКА

Выемка полезного ископаемого подземным способом приводит к образованию в недрах Земли пустот. Вмещающие породы под действием силы тяжести стремятся заполнить образовавшиеся пустоты, приходят в движение и обуславливают развитие процессов сдвижения.

Часть земной поверхности, подвергшаяся сдвигению горных пород называют мульдой сдвижения. В ее пределы включают участки земной поверхности с величиной оседания свыше 10 мм.

В мульде сдвижения могут наблюдаться зоны обрушения, зоны трещин и зоны критических деформаций.

Если мощность отрабатываемого месторождения незначительна или разработка ведется на большой глубине, то сдвигение пород поверхности не достигает. Глубину разработки, при которой отработка полезного ископаемого не вызывает сдвижений земной поверхности, называют безопасной. Отношение минимальной безопасной глубины к мощности месторождения называют коэффициентом безопасности.

Коэффициент безопасности зависит от физико-механических свойств пород и примерно равен [7]:

при разработке месторождений без закладки 200;

с полной сухой закладкой 80?

с мокрой закладкой 30.

Предохранить поверхностные сооружения и выработки вскрытия от сдвижения пород можно путем расположения их за пределами зоны сдвижения пород (рис. 2) или путем оставления под ними охранных целиков из руды (рис. 3). Так как фактические углы сдвижения пород могут оказаться меньше запроектированных, то в целях безопасности поверхностные сооружения и выработки вскрытия принято располагать на расстоянии 30 – 60 м, иногда до 120 м от границы зоны сдвижения на поверхности, которое называется бермой безопасности.

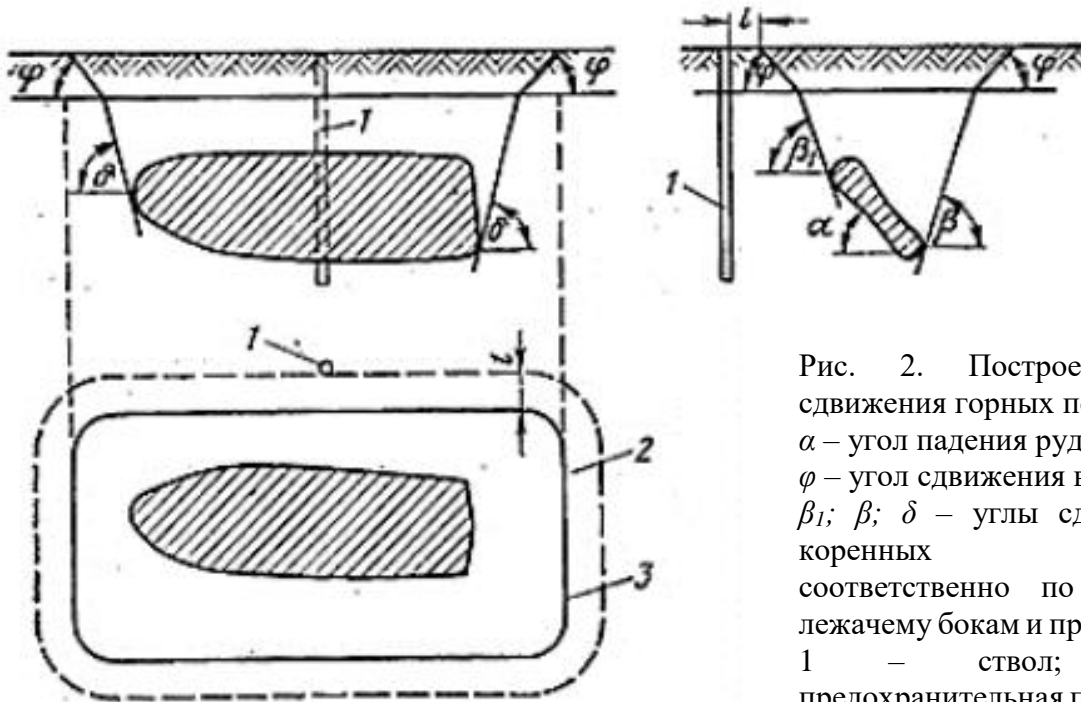


Рис. 2. Построение зоны сдвига горных пород:
 α – угол падения рудного тела;
 φ – угол сдвига в наносах;
 β_1 ; β_2 ; δ – углы сдвига в коренных породах соответственно по висячему, лежащему бокам и простиранию;
 1 – ствол; 2 – предохранительная площадка на поверхности; 3 – граница сдвига пород;

Меры охраны сооружений и природных объектов разработок выбираются в зависимости от категорий объектов, геологических условий месторождения.

Наиболее надежным методом охраны объектов является метод оставления предохранительных (охранных) целиков.

Предохранительный целик – это часть залежи полезного ископаемого, оставляемой под сооружением для предотвращения вредного влияния горных разработок.

Расчет и построение предохранительных целиков заключается в определении границ целиков и нанесения их на план горных работ (рис. 3)/

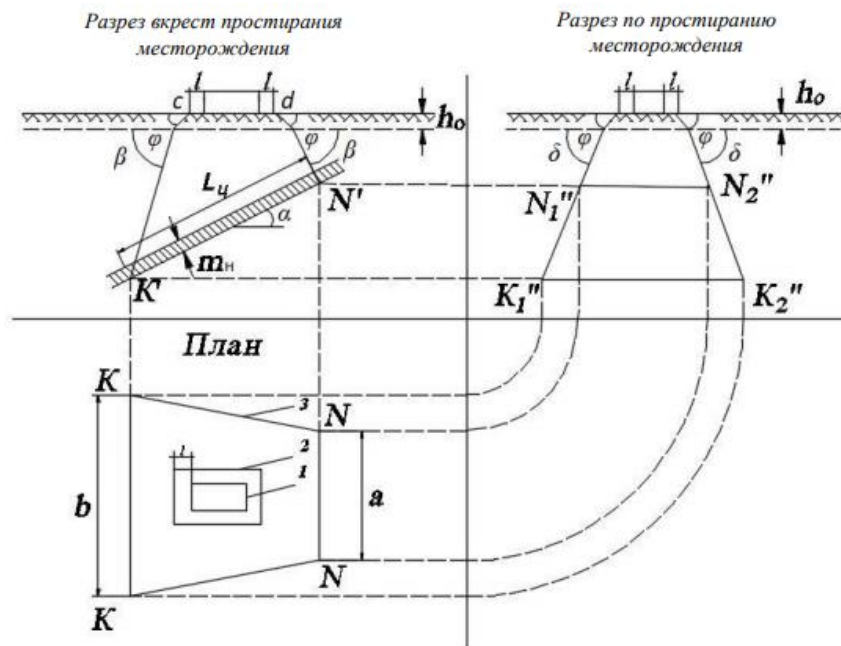


Рис. 3. Построение охранного целика:
 1 – промышленная площадка; 2 – площадка безопасности; 3 – охранный целик;

l – берма безопасности; α и m_n – соответственно угол падения и нормальная мощность рудной залежи; β , δ и φ – соответственно углы сдвижения пород висячего бока, на флангах рудной залежи и в наносах; h_o – мощность наносов.

Предохранительные целики ограничиваются пересечением охранных плоскостей с поверхностью лежащего бока залежи. Охранные плоскости проводятся от границы охраняемого объекта под углами сдвижения пород в наносах – φ и β , δ – в коренных породах.

Площадь охраняемого объекта строится в виде прямоугольника (рис. 3), стороны которого касаются внешних углов здания и параллельны линиям падения и простираения залежи. Охраняемый контур увеличивается на размер бермы безопасности для предотвращения возможных ошибок, вызываемых неточностью построения и определения углов сдвижения пород. Величина бермы зависит от категории охраняемого объекта и составляет:

- 1 категория сооружений – 15 м;
- 2 категория сооружений – 10 м;
- 3 категория сооружений – 5 м.

Наиболее простым и удобным способом для построения охранного целика является метод вертикальных разрезов.

Используя чертеж рудной залежи в трех проекциях, а также по- выданные исходные данные (приложение 1) студентом выстраивается зона сдвижения горных пород по примеру построения зоны, представленному на рис. 2.

При этом необходимо руководствоваться следующим правилом. Если угол падения рудной залежи – α больше угла сдвижения пород лежащего бока - β_1 , то линия сдвижения пород проводится от нижней отметки рудной залежи, если наоборот $\alpha < \beta_1$, то линия сдвижения проводится от верхней отметки рудной залежи.

5. ВЫБОР СПОСОБА ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Вскрытием месторождения называется проведение комплекса горных выработок, открывающих доступ с поверхности к месторождению полезных ископаемых и обеспечивающих возможность проведения подготовительных выработок.

Горные выработки (приложение 8), используемые для вскрытия месторождений, делятся на главные и вспомогательные. К главным относятся выработки, имеющие выход на земную поверхность (вертикальные и наклонные стволы и штольни). К вспомогательным относятся выработки, не имеющие выхода на земную поверхность, служащие также для вскрытия месторождения и пройденные от главных вскрывающих выработок (квершлагги, восстающие, слепые стволы, бремсберги, уклоны).

Следует различать понятия «способ вскрытия» и «схема вскрытия».

Способ вскрытия – совокупность главных вскрывающих выработок в шахтном поле с учетом их функционального назначения.

Схема вскрытия – пространственное расположение сети главных и вспомогательных вскрывающих выработок в шахтном поле.

Различают простые и сложные (комбинированные) способы вскрытия. Отличительная особенность простых способов вскрытия заключается в том, что вскрытие шахтного поля производится главной вскрывающей выработкой на всю глубину разработки месторождения. При комбинированных способах вскрытия осуществляется главной вскрывающей выработкой в сочетании со вспомогательными.

С учетом вышеизложенного классификация способов вскрытия по роду вскрывающих выработок представляется следующим образом:

1. Простые способы вскрытия:

- вертикальным шахтным стволом;
- наклонным шахтным стволом;
- штольной.

2. Комбинированные способы вскрытия:

- вертикальным шахтным стволом с поверхности с переходом в верт. слепой ствол;
- наклонным шахтным стволом с поверхности с переходом в наклонный слепой ствол;
- штольной с переходом в вертикальные слепые стволы;
- штольной с переходом в наклонные слепые стволы;
- групповыми квершлагами.

На выбор способа и схемы вскрытия месторождения и места расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок большое влияние оказывают рельеф местности, элементы залегания рудной залежи (месторождения), сдвигание горных пород вследствие выемки полезного ископаемого, высота этажа и ряд других факторов.

При выборе места расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок учитывают: ожидаемое развитие процесса сдвижения горных пород на месторождении для обеспечения безопасности и сохранности выработок; условие при котором обеспечивается минимум транспортных расходов подземного и поверхностного транспорта; схемы вентиляции шахтного поля (следует принимать, как правило, фланговую (диагональную) схему проветривания).

Для выдержанных пластообразных залежей при рассредоточенных грузах акад. Л. Д. Шевяков рекомендовал располагать основные вскрывающие выработки в месте сосредоточения такого груза, при котором сумма грузов, расположенных слева от него, равна сумме грузов, расположенных справа.

Количество стволов рудного, породного и вспомогательного комплексов определяется расчетным путем исходя из объемов добычи полезного ископаемого и пустой породы и принятой схемы проветривания.

При определении высоты этажа учитывается влияние различных факторов (горно-геологических, горнотехнических и технико-экономических), из которых можно выделить: угол падения и параметры рудной залежи, годовую производственную мощность шахты, порядок отработки, системы разработки и т. д.

Значение высоты этажа должно быть таким, при котором обеспечивается минимум затрат на вскрытие, подготовку и добычу полезного ископаемого.

Расчетное число этажей $n_{р.э}$ в шахтном поле определяется по формуле

$$n_{р.э} = \frac{H_p - h_{п.п}}{H_{эт}}, \quad (15)$$

где H_p – разведанная глубина рудного тела, м;

$h_{п.п}$ – толщина покрывающих пород, м;

$H_{эт}$ – ориентировочная высота этажа, в соответствии с принятой схемой разработки, м;

При необходимости округляем значение $n_{р.э}$ до целого числа $n_э$, тогда высота этажа

$$H_э = \frac{H_p - h_{п.п}}{n_э}. \quad (16)$$

Длина участка очистной выемки (рабочего блока) $l_{б.г.}$ определяются также как и высота этажа – соответствующими принятой системе разработки.

Определяем расчетное число блоков $n_{р.б}$ на этаже

$$n_{p.б} = \frac{L}{l_{б.г}}, \quad (17)$$

где L – длина рудного тела (шахтного поля) по простиранию, м;
 $l_{б.г}$ – ориентировочная длина рабочего блока, в соответствии с принятой схемой разработки, м;

Округляем до целого значения $n_{б}$, тогда длина блока будет составлять

$$l_{б} = \frac{L}{n_{б}}. \quad (18)$$

Используя чертеж рудной залежи с нанесенной на нем зоной сдвижения горных пород, определяется рациональный способ вскрытия и подготовки рудной залежи.

Определяется место расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок.

По высоте блока, выбранной системы разработки, и формулам 15, 16 принимается высота этажа.

Обосновывается возможный и технически приемлемый вариант схемы вскрытия и подготовки рудной залежи.

Вычерчиваются в масштабе разрезы по простиранию, вкрест простирания рудной залежи и горизонтальный разрез по одному из горизонтов с нанесением всех вскрывающих и подготовительных выработок в соответствии с выбранной схемой вскрытия и подготовки рудной залежи.

Определяется графически или расчетным путем ориентировочная суммарная длина (объем) всех вскрывающих и подготовительных выработок. Данные заносятся в таблицу 2.

Таблица 2.

Наименование выработок	Кол-во выработок, шт.	Длина выработки, м	Суммарная длина выработок, м
I. Вскрывающие выработки:			
- стволы			
- квершлагги			
II. Подготовительные выработки горизонтов:			
- штреки			
- орты			
- блоковые восстающие			
Всего			

Исходные данные для выполнения контрольной работы

Номер варианта	Разведанная глубина H_p , м	Толщина покрывающих пород $h_{пл.}$, м	Нормальная мощность рудного тела m_n , м	Длина рудного тела по простиранию L , м	Угол падения рудного тела α , град.	Плотность руды γ_p , т/м ³	Мощность наносов h_n , м	Угол сдвигения пород лежащего бока $\beta_{л.б.}$, град	Угол сдвигения пород висячего бока $\beta_{в.б.}$, град	Угол сдвигения пород на флангах рудного тела δ , град	Угол сдвигения пород в наносах, ϕ , град	Устойчивость руды	Устойчивость породы	Ценность руды	Особые условия	Тип руды
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
1	1500	80	18	2000	75	3,2	8	60	65	65	45	уст.	ср.уст.	цен.	скл.	Си
2	1200	70	20	1900	70	3,4	10	60	65	65	45	ср. уст.	ср.уст.	цен.	скл.	Си
3	1000	100	32	1800	70	3,2	12	60	60	65	40	уст.	уст.	ср. цен.	возм.	Си
4	480	50	24	1600	65	4,0	14	60	55	60	45	ср. уст.	ср.уст	ср. цен.	-	Γ_v
5	670	60	46	1500	60	3,8	16	60	55	55	45	уст	ср.уст.	цен.	скл.	п/м
6	850	70	35	1100	55	3,4	18	60	60	60	40	уст.	уст.	ср. цен.	обр.	Fe
7	750	80	40	1200	50	3,6	20	65	60	60	42	уст.	ср.уст	цен.	пож.	Си
8	650	60	48	700	45	4,0	18	55	55	55	46	уст.	неуст.	ср. цен.	возм.	Ti
9	1000	70	26	2000	40	3,4	16	55	55	55	43	уст.	уст.	ср.цен.	имеет	Fe
10	600	50	20	1500	60	3,4	20	55	60	60	-	уст.	уст	ср. цен.	-	Fe
11	1000	150	25	900	55	3,4	25	60	55	55	40	уст.	неуст.	ср. цен.	возм.	Fe
12	800	40	30	800	50	3,8	30	57	55	55	45	ср. уст.	неуст.	ср. цен.	-	п/м
13	900	45	25	700	55	3,6	30	65	60	60	45	неуст.	неуст.	ср. цен.	имеют	п/м
14	700	60	30	800	70	3,4	35	60	40	60	45	неуст.	неуст.	ниже ср.	-	Fe

Приложение 1 (окончание).

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
15	800	60	5	900	60	3,6	40	60	60	60	40	уст.	уст.	ср. цен.	возм.	Fe
16	1500	80	40	800	75	4,0	40	55	60	60	40	ср.уст.	ср.уст.	ср. цен.	возм.	Fe
17	600	30	45	750	70	3,4	45	65	55	65	-	неуст.	неуст.	ср. цен.	вкл.	Fe
18	1000	90	45	900	50	3,2	45	60	45	55	40	уст.	ср.уст.	ср. цен.	-	Fe
19	750	20	10	2000	55	4,0	10	60	55	60	45	неуст.	ср.уст.	ср. цен.	-	Ti
20	600	50	45	800	35	3,2	45	60	60	50	40	неуст.	ср.уст.	ср. цен.	-	Fe
21	700	40	40	900	60	3,9	20	65	60	60	40	уст.	уст.	цен.	обр.	п/м
22	700	70	35	1100	45	3,4	35	60	45	65	40	уст.	неуст.	ср. цен.	возм.	Fe
23	900	90	30	1200	60	3,4	30	60	60	60	55	уст.	уст.	ср. цен.	покр.	Fe
24	1000	50	30	1000	60	3,6	25	55	60	65	40	уст.	уст.	ср. цен.	-	Fe
25	750	60	25	1100	65	3,6	20	65	60	55	45	ср. уст.	уст.	ср. цен.	возм.	Fe

Примечание: **скл.** – руда склонна к самовозгоранию; **возм.** – возможно обрушение поверхности;
обр. – обрушение поверхности запрещено; **пож.** – руда пожароопасна;
вкл. – включения пустых пород; **покр.** – покрывающие породы обводнены.

цен. – руда ценная; ср. цен. – руда средней ценности;
ниже ср. – руда ниже средней ценности (бедная).

уст. – руды и породы устойчивые;

неуст. – руды и породы неустойчивые;

ср. уст. – руды и породы средней устойчивости.

Технико-экономические показатели по системам разработки

Класс и система разработки	Технико-экономические особенности систем разработки	Показатели			
		производительность труда рабочего по системе, т/см	себестоимость добычи 1 т по системе, руб.	потери, %	разубоживание, %
1	2	3	4	5	6
I класс Сплошная	При применении: самоходного оборудования переносного оборудования	60 - 150	0,48 - 0,26	15 - 20	3 - 5
		22 - 50	0,82 - 0,54	15 - 20	3 - 5
Камерно-столбовая	С почвоуступной выемкой	24	0,6	15 - 25	3 - 5
	Доставкой силой взрыва	14	1,14	20 - 25	5
	Отбойкой глубокими скважинами	30	0,73	15 - 25	5
	С применением самоходного оборудования	40 - 60	0,62 - 0,48	15 - 25	3 - 5
	При отработке калийных солей	100 - 200	0,36 - 0,23	40 - 60	2 - 4
Этажно-камерная	При выемке целиков: с массовым обрушением с твердеющей закладкой	45 - 60	0,58 - 0,46	12 - 25	12 - 25
		12 - 25	1,25 - 0,82	3 - 5	3 - 5
С подэтажной отбойкой	При выемке целиков с массовым обрушением с твердеющей закладкой	40 - 50	0,69 - 0,54	12 - 25	12 - 25
		60 - 80	0,48 - 0,40	3 - 5	3 - 5
С отбойкой из магазина	Мощность рудных тел, м 0,8-1,5 2,0-5,0	5 - 12	2,2 - 1,24	10 - 20	15 - 18
		7 - 20	1,72 - 0,93	7 - 15	5 - 10
II класс Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами		40 - 100	0,62 - 0,36	10 - 20	10 - 20
Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой		50 - 100	0,54 - 0,36	10 - 20	10 - 20
Этажное самообрушение		50 - 80	0,54 - 0,40	12 - 25	12 - 25
Подэтажное принудительное обрушение с донным выпуском		39 - 50	0,66 - 0,38	10 - 15	10 - 15
Подэтажное принудительное обрушение с торцовым выпуском		75 - 90	0,48 - 0,36	10 - 15	20 - 30
III класс Однослойная выемка с закладкой		3 - 8	2,9 - 1,6	2 - 5	2 - 3

Горизонтальные слои с закладкой	С самоходным оборудованием	20 - 80	0,93 - 0,40 [*]	2 - 5	2 - 3
Наклонные слои с закладкой		12 - 30	1,25 - 0,73 [*]	3 - 10	3 - 10
Разработка тонких жил с раздельной выемкой		1 - 4	5,6 - 2,4	7 - 15	15 - 50
Нисходящая выемка с твердеющей закладкой	С самоходным оборудованием	35 - 50	0,66 - 0,54 [*]	3 - 5	8 - 10
Однослойная выемка с обрушением кровли	С применением комплекса	8 - 25	1,59 - 0,88	7 - 10	2 - 7
		30 - 45	0,73 - 0,58	3 - 4	2 - 5
Слоевое самообрушение		6 - 20	1,5 - 0,93	2 - 5	1 - 3

Примечание. Себестоимость приведена без стоимости закладки в ценах 1984 г.

Условия применения систем разработки с учетом влияющих на выбор системы факторов

I. Системы разработки с открытым выработанным пространством рекомендуется применять при устойчивых и весьма устойчивых рудах и вмещающих породах, обеспечивающих сохранность выработанного пространства и безопасность горных работ при заданных размерах элементов систем разработки и сроках отработки участков или блоков.

1. **Сплошную систему разработки** рекомендуется применять для отработки пологих и наклонных (до 350°) рудных тел малой и средней (до 10 м) мощности без разделения этажа (панели) на блоки (очистные панели). Небольшие рудные тела могут обрабатываться без оставления целиков. В остальных случаях отработку следует вести с оставлением нерегулярно расположенных целиков. Целики преимущественно следует оставлять на участках с бедной рудой или с породными включениями. При отработке наклонных рудных тел очистную выемку можно производить по восстанию, падению и простиранию.

2. **Потолкоуступную систему разработки** применяют для отработки рудных тел мощностью до 3 м, при этом маломощные (до 2 м) рудные тела можно обрабатывать без оставления междублоковых целиков с оставлением между блоками усиленной распорной крепи. Распорная крепь при этой системе разработки служит, в основном, для сооружения рабочих полков у очистных забоев.

3. **Камерно-столбовую систему разработки** предпочтительно применять с самоходным оборудованием, как правило, для отработки бедных руд залежей мощностью до 18 м с углом падения до 350°. Разрешается применять эту систему для отработки богатых руд при условии оставления между камерами ленточных целиков с их последующей отработкой. Опорные целики следует располагать регулярно. Выемку камер можно производить сплошным, потолкоуступным или почвоуступным забоями, а также послойно. При мощности рудного тела до 8 м следует проектировать однослойную выемку камер; при большей мощности – двух- или трёхслойную с опережением работ в верхнем слое на 15...20 м по отношению к нижележащему. При падении рудного тела под углом не более 80° камеры располагают по простиранию и по восстанию; при падении рудного тела более 80° – по простиранию или диагонально, обеспечивая подъём почвы камеры под углом не более 80°. Отбойка руды производится шпурами или глубокими скважинами малого диаметра.

4. **Систему разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков (ортов)** применяют для отработки крутопадающих рудных тел любой мощности, а также мощных рудных тел с любыми углами падения. Камерные запасы должны составлять не менее 35 % запасов блока. Высоту подэтажей следует принимать не более 20 м. При мощности залежи до 20 м камеры располагаются по простиранию, а при мощности более 20 м – вкрест простирания. При отработке пожароопасных руд обрабатываемые камеры следует закладывать инертным материалом. При отработке рудного тела последовательно расположенными камерами между ними следует оставлять временные или постоянные целики. Отбойку руды следует производить глубокими скважинами из открытых или закрытых заходов, а также из подэтажных буровых штреков (ортов). При неотработанных междукamerных целиках на смежном верхнем этаже камеры нижнего этажа должны располагаться под камерами верхнего этажа, целики – под целиками. Очистные работы в камерах следует развивать таким образом, чтобы продвижение подэтажей было в одной вертикальной плоскости или с опережением верхних подэтажей по отношению к нижним. Потолкоуступное расположение подэтажей разрешается при отбойке весьма устойчивых руд нисходящими глубокими скважинами в рудных телах малой мощности.

5. **Этажно-камерная система разработки** применяется для отработки крутопадающих рудных тел средней мощности, а также мощных рудных тел с любыми углами падения.

Выемка руды в камерах осуществляется послойной отбойкой глубокими скважинами на всю высоту этажа (камеры) без разделения на подэтажи. При разработке пожароопасных руд отработываемые камеры следует закладывать инертным материалом. Камерные запасы должны составлять не менее 35 % запасов блока. При отработке рудного тела последовательно расположенными камерами между ними следует оставлять временные или постоянные целики.

6. Система разработки с доставкой руды силой взрыва применяется для отработки мощных и средней мощности наклонных рудных тел с выдержанными контактами по лежащему и висящему бокам. Разработку рудных тел следует производить с оставлением ленточных междукамерных целиков и с направлением отбойки руды по восстанию. Для бурения скважин, выпуска руды, доставки её к рудоспускам или сборным пунктам, для зачистки почвы камер от остатков отбитой руды, проходки подготовительно-нарезных выработок, а также для механизации вспомогательных работ следует применять преимущественно самоходное оборудование. Отбойка руды производится из буровых камер или восстающих с расположением скважин перпендикулярно к падению рудного тела. Для улучшения доставки руды взрывом необходимо концентрировать взрывчатые вещества (ВВ) в нижней части отбиваемого слоя. Нижние скважины следует располагать у контакта рудного тела с лежащим боком. Отбойку последующего слоя допускается производить только после полного выпуска ранее отбитой руды. Погрузочно-доставочное оборудование должно быть обеспечено отбитой рудой не менее чем на две смены работы.

При разработке пожароопасных руд отработанные камеры должны быть заложены инертным материалом. Объём рудоприемных выработок (воронок или траншей) должен быть не менее объёма отбиваемого слоя в разрыхленном состоянии. Для увеличения извлечения отбитой руды следует проводить дополнительные выпускные выработки, применять гидросмыв или механические способы зачистки лежащего бока рудного тела.

7. Системы разработки с магазинированием руды применяются для отработки рудных тел любой мощности с углами падения (не менее 500 °), обеспечивающими выпуск замагазинированной руды самотёком, а также мощных рудных тел с любыми углами падения. Руда должна быть устойчивой, не склонной к окислению и слеживанию. Вмещающие породы должны быть не ниже средней устойчивости. Разработка пожароопасных рудных тел разрешается при интенсивной выемке, исключая возможность самовозгорания замагазинированной руды, а также при условии полной закладки камер инертными материалами до начала выемки потолочин и целиков.

8. Система с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами применяется для отработки крутопадающих рудных тел мощностью более 3 м и мощных рудных тел с любыми углами падения при устойчивых рудах и вмещающих породах. Рудное тело должно быть с выдержанным залеганием и мощностью. Отбойка руды производится параллельными или веерными скважинами. Скважины бурятся из специальных буровых камер (ортов), пройденных из восстающих, или непосредственно из восстающих. Расстояние между буровыми восстающими составляет 14...16 м, а при выдержанной мощности залежи по простиранию и восстанию – до 20 м. Ширина междукамерных целиков принимается равной 6...10 м; при мощности залежи менее 3 м междукамерные целики можно не оставлять, их роль при этом выполняют закреплённые сплошной венцовой крепью блоковые восстающие. Выпуск руды разрешается производить непрерывно и параллельно с отбойкой.

II. Системы разработки с обрушением используются, когда допускается обрушение земной поверхности. При разработке пожароопасных руд следует предусматривать профилактическое заиливание зоны обрушения.

1. Системы разработки слоевого обрушения применяются при отработке крутопадающих залежей мощностью более 3 м, а также мощностью более 5 м с любыми углами падения с неустойчивыми и средней устойчивости ценных рудах, залегающими в неустойчивых и средней устойчивости легкообрушающихся вмещающих породах. Системы

можно использовать при крепких и устойчивых вмещающих породах с предохранительной подушкой из обрушенных пород или с принудительной посадкой налегающих пород.

Ведение очистных работ допускается при наличии деревянного мата, гибкого, железобетонного или щитового перекрытия. При разработке мощных рудных тел выемку руды можно производить несколькими заходками или лавами. Длина заходок должна быть не более 30 м. Отработку блока допускается производить несколькими слоями при условии отставания работ в нижележащем слое не менее 10 м. После окончания выемки заходки или лавы на почве укладывается деревянный настил, гибкое, железобетонное или щитовое перекрытие. Запрещается оставлять в слое неотработанные целики руды.

2. Систему подэтажного обрушения можно применять для отработки крутопадающих рудных тел мощностью более 3 м, а также при мощности более 7 м с любыми углами падения при неустойчивых и средней устойчивости бедных рудах, залегающих в неустойчивых и средней устойчивости легкообрушающихся вмещающих породах. Систему допускается применять в устойчивых и крепких рудах и вмещающих породах при условии создания искусственной подушки из обрушенных пород. Отработку подэтажа (заходки) можно производить в две стадии с предварительной выемкой компенсационных камер или в одну стадию с отбойкой руды в зажиме. При использовании скважин отбойку руды производят послойно, а выпуск – через торец или через рудоприёмные и выпускные выработки. При отработке неустойчивых и трещиноватых руд предпочтение следует отдавать вариантам с одностадийной выемкой. Отработку блока допускается производить несколькими подэтажами при условии отставания работ в нижележащем подэтаже не менее 10 м. Запрещается оставлять в подэтаже неотработанные целики руды.

3. Система этажного обрушения применяется при разработке крутопадающих рудных тел мощностью более 10 м и мощных рудных тел с любыми углами падения при бедных рудах, не склонных к слёживанию, залегающих в устойчивых и средней устойчивости породах, обрушающихся крупными кусками. Система применяется с естественным и принудительным обрушением руды. При естественном обрушении руда должна легко обрушаться небольшими кусками при её подсечке; при принудительном обрушении руда может быть любой крепости и устойчивости. Отработку блока можно производить в две стадии с предварительной выемкой компенсационных камер или в одну стадию с отбойкой руды в зажиме. При отработке неустойчивых и трещиноватых руд предпочтение следует отдавать вариантам с одностадийной выемкой. При двухстадийной выемке объём компенсационных камер принимается с учётом разрыхления руды при отбойке.

При системах с принудительным этажным обрушением отбойку руды осуществляют глубокими скважинами. При одностадийной выемке, а также выемке компенсационных камер отбойку руды можно осуществлять послойно или секционно (несколькими слоями). Обрушение целиков и потолочин на компенсационные камеры целесообразно производить, как правило, в один приём. При массовых взрывах применяется короткозамедленное взрывание.

4. Столбовые системы с обрушением налегающих пород применяются для отработки рудных тел мощностью до 3,5 м с углами падения до 35° при неустойчивых и средней устойчивости рудах и налегающих породах, а также при мощности рудных тел до 7 м с теми же углами падения при средней устойчивости руд и налегающих пород. Панель (этаж) отрабатывается длинными или короткими столбами с подвиганием очистного забоя по простиранью, восстанию, падению или диагонально. Столбы вынимаются заходками или лавами с отбойкой руды шпурами или скважинами уменьшенного диаметра, которые используются при отработке залежей крепких руд мощностью до 7 м.

III. Системы разработки с закладкой выработанного пространства можно применять при отработке рудных тел любой мощности с любыми углами падения. Руда должна быть от средней устойчивости до устойчивой, не склонной к обрушениям, вмещающие породы средней устойчивости, требующие искусственного их поддержания. Область применения систем с закладкой может быть расширена при разработке ценных

или пожароопасных руд, необходимости сохранения земной поверхности, в случае высокого горного давления и опасности горных ударов. При отработке тонких рудных тел рекомендуется производить отдельную выемку руды и породы, при этом подрываемая порода оставляется в выработанном пространстве в качестве закладочного материала.

1. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой применяется для разработки крутопадающих рудных тел мощностью до 3 м с устойчивыми рудами, а также при отработке рудных тел большой мощности и полевой подготовке. Выемку можно вести блоками (камерами) без оставления междуканальных (междублоковых) и междуэтажных целиков. Выемка руды в камере (блоке) осуществляется горизонтальными слоями в восходящем или нисходящем порядке. При неустойчивых рудах выемка должна производиться в нисходящем порядке с обязательным применением твердеющей закладки. Закладочный материал в блок (камеру) целесообразно подавать с вентиляционного горизонта по закладочному восстающему, расположенному, как правило, в середине блока (камеры). Закладочный материал в слое следует размещать с использованием механизмов (скреперных лебедок, самоходного оборудования и др.) или самотеком (при гидравлической и твердеющей закладке). При отработке маломощных рудных тел допускается закладывать выработанное пространство породой, добываемой из выработок, специально проводимых для этих целей висячем или лежащем боку. При разработке маломощных рудных тел с устойчивыми рудами и вмещающими породами допускается частичное магазинирование руды.

В случае применения сухой или гидравлической закладки на её поверхности следует укладывать настил или слой бетона, исключающий возможность попадания отбитой руды в закладочный массив и закладочного материала в руду при отбойке и доставке руды к рудоспуску. При выемке последнего слоя в блоке настил, на котором находится закладочный материал вышележащего отработанного блока, должен подхватываться крепью, чтобы закладочный материал не прорывался в рабочее пространство.

2. Сплошную и столбовую системы разработки с однослойной выемкой и закладкой применяют для отработки пологих и наклонных (до 35°) рудных тел мощностью менее 3 м при рудах любой устойчивости, залегающих в устойчивых породах. При сплошной системе панель или этаж отрабатывается на всю её ширину (высоту этажа); при столбовой – её следует разделять на столбы (этаж – на подэтажи). Выемка руды производится заходками по восстанию или лавами по простиранию. Ширина заходки или лавы выбирается в зависимости от устойчивости пород, а также применяемого оборудования.

3. Систему разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства рекомендуется применять для сплошной отработки рудных тел средней и выше средней мощности с любыми углами падения при рудах и вмещающих породах, обеспечивающих устойчивость камер в период очистной выемки руды и закладки выработанного пространства. Систему целесообразно применять при разработке пожароопасных и ценных руд, а также при необходимости сохранения земной поверхности. Блок или панель отрабатывается несколькими камерами в определенной последовательности, обеспечивающей полноту выемки руды и сохранность налегающих пород. В зависимости от устойчивости руды и вмещающих пород очистную выемку в камерах производят одной из систем с открытым выработанным пространством или с магазинированием руды. При применении твердеющей закладки отбойку руды рекомендуется производить глубокими скважинами уменьшенного диаметра, при этом допускается выемка камер без оставления междуэтажных или междупанельных целиков.

4. Системы разработки с креплением выработанного пространства в настоящее время применяются редко. При этом крепь может использоваться в сочетании с рудными или породными целиками, частичным магазинированием или закладкой. При необходимости сохранения земной поверхности системы с креплением должны применяться с закладкой выработанного пространства.

Нормативные показатели параметров выемочных блоков при различных системах разработки

Система разработки	Мощность рудного тела, м	Угол падения рудного тела, град	Длина блока по простиранию (ширина панели), м	Высота блока (этажа) длина (панели), м
1	2	3	4	5
Сплошная	1 - 3	0 - 12	30 - 50	150 - 200
	4 - 10	0 - 12	100 - 150	200 - 400
	1 - 3	12 - 35	50 - 60	30 - 50
	4 - 10	12 - 35	100 - 150	50 - 60
Камерно-столбовая	1,5 - 6	0 - 12	100	150 - 200
	6 - 18	0 - 12	100	150 - 200
	1,5 - 6	12 - 35	100 - 150	50 - 60
	6 - 18	12 - 35	100 - 150	60 - 90
Панельно-столбовая	1,5 - 6	0 - 12	100 - 120	150 - 300
	6 - 18	0 - 12	100 - 150	200 - 400
Этажно-камерная с подэтажной отбойкой с отбойкой из магазина	3 и более	50 - 120	50 - 120	50 - 80
	3 и более	50 - 90	50 - 100	60 - 120
	1 - 3	60 - 90	40 - 50	30 - 60
	3 - 6	50 - 90	50 - 60	60 - 80
Потолкоуступная с распорной крепью	0,5 - 3,0	55 - 90	30 - 50	30 - 80
Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами	более 20	50 - 90	50 - 60	от 70 до 80 - 100
Этажное самообрушение	25 и более	50 - 90	50 - 60	70 - 80
Подэтажное принудительное обрушение с донным выпуском руды	от 6 - 7 до 50	50 - 90	50 - 60	70 - 80
Подэтажное принудительное обрушение с торцовым выпуском руды	6 - 8 и более	50 - 90	50 - 60	70 - 80
Подэтажное самообрушение	20 и более	40 - 90	50 - 60	70 - 80
Горизонтальные слои с закладкой	1,2 - 6	20 - 30	30 - 50	30 - 60
Наклонные слои с закладкой	1,5 - 3	40 - 90	20 - 35	30 - 60
Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой	3 и более	25 - 20 до 90	30 - 50	60 - 80
Система разработки тонких жил с отдельной выемкой	0,05 - 1,2	60 - 90	30 - 50	30 - 60
С усиленной распорной крепью	1,5 - 3	45 - 90	30 - 60	30 - 60
Со станковой крепью	2 - 3 и более	50 - 90	30 - 60	30 - 60
С крепежными рамами	1,5 - 2 и более	50 - 90	30 - 60	30 - 60
Однослойная выемка с обрушением кровли	1,5 - 3	0 - 15	15 - 25	25 - 50
Слоевое обрушение	3 - 16	25 - 90	20 - 30	50 - 80
Щитовая система	3 - 6	70 - 90	16 - 20	30 - 60

Таблица 1

**Среднее годовое понижение горных работ (выемки)
для месторождений цветных металлов**

Рудная площадь, тыс. м ²	Величина годового понижения, м
До 4	26-33
4-6	23-30
6-12	17-25
12-20	13-22
Свыше 20	9-15

Таблица 2

**Поправочный коэффициент K_1 к величине годового понижения уровня
выемки в зависимости от угла падения**

Угол падения, град.	K_1
90	1,2
60	1,0
45	0,9
30	0,8

Таблица 3

**Поправочный коэффициент K_2 к величине годового понижения уровня
выемки в зависимости от мощности рудного тела**

Мощность рудного тела, м	K_2
До 3	1,3
3-5	1,2
5-15	1,0
15-25	0,8
Свыше 25	0,6

Таблица 4

**Поправочный коэффициент K_3 к величине годового понижения уровня
выемки в зависимости от применяемых систем разработки**

Системы разработки	K_3
С открытым выработанным пространством, магазинирование руды и обрушением (исключая слоевое)	1,0
С креплением и обрушением (исключая слоевое)	0,9
Камерная, сплошная и столбовая системы с закладкой	0,85
Система слоевого обрушения	0,8
Система горизонтальных слоев с закладкой	0,75

Таблица 5

**Поправочный коэффициент K_4 к величине годового понижения уровня
выемки в зависимости от числа этажей, находящихся одновременно
в работе**

Число этажей в выемке	K_4
1	1,0
2	1,2-1,5
3 и более	1,5-1,7

Таблица 6

**Среднее годовое понижение горных работ (выемки) для месторождений
черных металлов**

Горизонтальная эксплуатационная площадь рудных тел, тыс. м ²	Годовое понижение, м
10-20	30-25
20-50	25-20
50-100	20-15
100-200	15-12
200-400	12-8
Более 400	7

Таблица 7

Значение коэффициента использования рудной площади ($K_{исп.}$)

Горизонтальная рудная площадь, тыс. м ³	Коэффициент использования площади
5-10	0,35-0,27
10-20	0,27-0,23
20-50	0,23-0,17
50-100	0,17-0,12
100-200	0,12-0,09
200-400	0,09-0,06
Более 400	0,05