

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РФ

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«СЕВЕРО-КАВКАЗСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ
(ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ)»

Кафедра «Горное дело»

ОСНОВЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ

к практическим занятиям по курсу «Основы разработки месторождений
твердых полезных ископаемых»

Для студентов направления подготовки 21.05.02 – «Прикладная геология»
Квалификация выпускника специалист.
Форма обучения – очная/заочная

Составители: А.С. Теплякова
А.Х. Семелиди

Допущено
редакционно-издательским советом
Северо-Кавказского горно-металлургического института
(государственного технологического университета)

ВЛАДИКАВКАЗ 2020

УДК 622.34
ББК 33.33
Т 34

Рецензент:
доктор технических наук, профессор
Северо-Кавказского горно-металлургического института
(государственного технологического университета)
Габараев О.З.

Основы разработки месторождений твердых полезных ископаемых [Электронный ресурс]: Учебно-методическое пособие к практическим занятиям по курсу «Основы разработки месторождений твердых полезных ископаемых» для студентов, обучающихся по направлению подготовки 21.05.02 «Прикладная геология». Квалификация выпускника специалист. Форма обучения – очная/заочная / Сост. А.С. Теплякова, А.Х. Семелиди; Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет). – Электрон. текст. дан (603 Кб). – Владикавказ: Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет), 2020.

Режим доступа: <http://www.skgmi-gtu.ru/ru-ru/lib/resources/e-catalogues/ctl/DetailPublicationView/mid/3869?catalogID=4&publicationID=603ccea3bc1f5521a03c4466>

Загл. с титул. экрана.

Основное назначение пособия – руководство при изучении студентами дисциплины «Основы разработки месторождений твердых полезных ископаемых».

В пособии на базе кратких теоретических предпосылок приведены расчеты показателей механизированной доставки руды, подсчет запасов, а также выбор и обоснование систем разработки для отработки месторождений полезных ископаемых.

Подготовлено кафедрой «Горное дело».

© Составление. ФГБОУ ВО СКГМИ (ГТУ), 2020
© Теплякова А.С., Семелиди А.Х., составление, 2020

Учебное электронное издание

Выпущено в авторской редакции, пунктуации и орфографии

Компьютерная верстка: Теплякова А.С.

Для создания электронного издания использованы:
Microsoft Office Word 2007

Подписано к использованию: 21.12.2020 г.

Объем 800 Кб

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
Северо-Кавказский горно-металлургический институт
(государственный технологический университет).
362021, г. Владикавказ, ул. Николаева, 44

Кафедра «Горное дело»

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	5
Предисловие	6
Практическое занятие 1	
Основные понятия и терминология при подземной разработке	7
Практическое занятие 2	
Подсчет запасов. Определение мощности и срока существования рудника	12
Практическое занятие 3	
Выбор и обоснование системы разработки для подземной отработки месторождений полезных ископаемых	16
Практическое занятие 4	
Выбор оборудования для системы разработки и принципы формирования комплексов самоходного оборудования	21
Практическое занятие 5	
Оптимизация параметров системы при разработке пологих и наклонных рудных тел	24
Практическое занятие 6	
Оптимизация параметров системы при разработке крутопадающих рудных тел	35
Литература	41

ВВЕДЕНИЕ

Практические занятия в учебной аудитории и соответствующая самостоятельная работа во внеаудиторное время закрепляют знания, получаемые студентами на лекциях, и приучают их к самостоятельному решению многих инженерных задач, с которыми будущему горному инженеру придётся столкнуться в своей практической деятельности.

Любое практическое занятие предполагает активное участие каждого студента в решении поставленных задач, в связи с чем предусмотрен следующий порядок проведения занятий:

1. Краткое напоминание сущности изучаемого вопроса, изложенного на лекции, и опрос студентов по соответствующим разделам дисциплины.
2. Изложение цели практического занятия и последовательности решения поставленной задачи.
3. Решение варианта задания на доске совместно с аудиторией.
4. Анализ результатов выполненных расчетов.
5. Выдача индивидуальных заданий в соответствии с таблицей исходных данных для самостоятельной работы.

ПРЕДИСЛОВИЕ

Перед горно-добывающей промышленностью нашей страны стоят **задачи** совершенствования технологии и классификации добычных работ, уменьшения себестоимости и повышения качества продукции предприятия. Техника и технология подземных горных работ претерпевает большие изменения. Получило широкое распространение высокопроизводительное самоходное оборудование, повысились требования в отношении полноты выемки полезных ископаемых, безопасности горных работ, экологии.

Основное назначение методических указаний – руководство при изучении студентами дисциплины «Основы разработки месторождений твердых полезных ископаемых».

В методических указаниях на базе кратких теоретических предпосылок приведены и задачи с решениями по основным процессам подземной разработки рудных месторождений. Предлагаемые при этом варианты для решения аналогичных задач могут быть использованы преподавателями при проведении практических занятий со студентами других направлений специальности «Горное дело».

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 1

ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ТЕРМИНОЛОГИЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ

Цель работы: закрепление теоретических знаний в области горной терминологии и элементов залегания рудного тела. В работе используют типовые схемы вскрытия (рис. 1.1-1.3), на которых обозначаются все указанные элементы.

Каждый студент получает индивидуальное задание, которое выполняется в течение времени, отведённого для самостоятельной работы, и сдаёт преподавателю на проверку. Кроме обозначения основных элементов месторождения и схемы вскрытия, студент рассчитывает отдельные показатели подземной добычи. Методика расчета излагается на практическом занятии при рассмотрении предложенного преподавателем варианта.

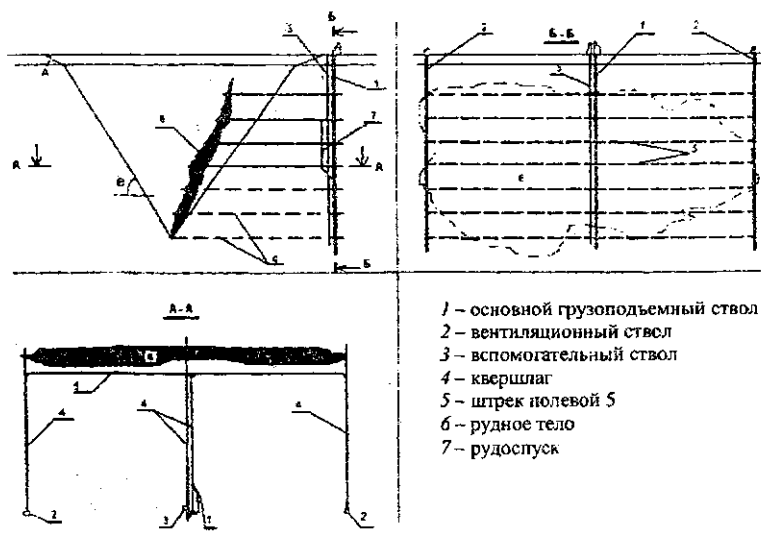


Рис. 1.1. Схема вскрытия в равнинной местности вертикальными стволами.

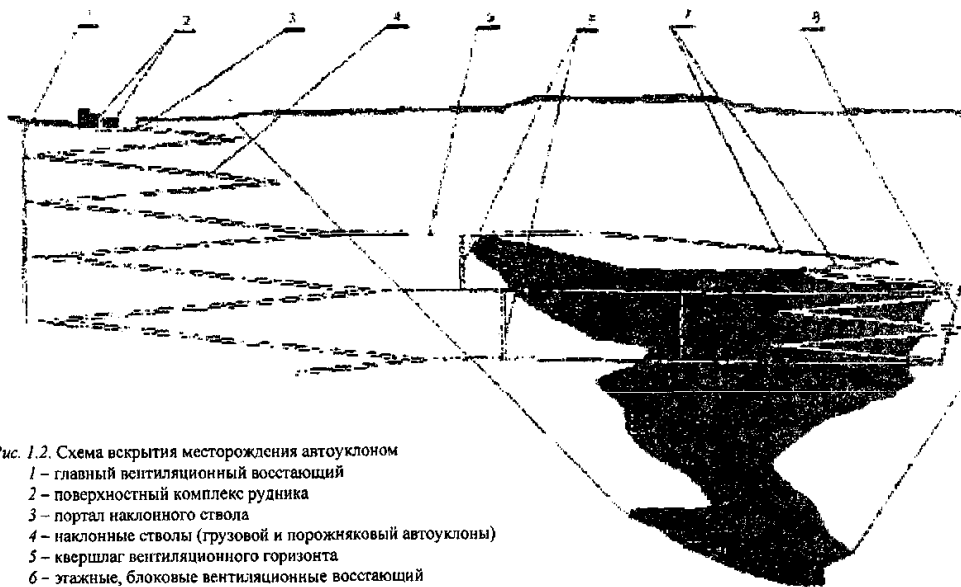
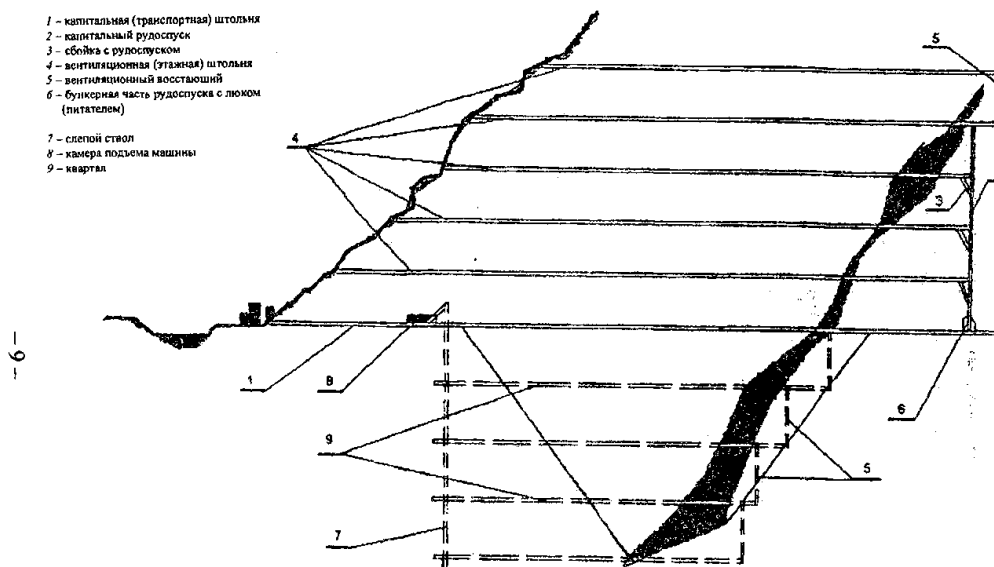


Рис. 1.2. Схема вскрытия месторождения автоуклоном

- 1 – главный вентиляционный восстающий
- 2 – поверхностный комплекс рудника
- 3 – портал наклонного ствола
- 4 – наклонные стволы (грузовой и порожняковый автоуклоны)
- 5 – квершлаг вентиляционного горизонта
- 6 – этажные, блоковые вентиляционные восстающий
- 7 – фланговые междустажные автоуклоны
- 8 – вентиляционная сбойка



- 1 – капитальная (транспортная) штольня
- 2 – капитальный рудоспуск
- 3 – сбойка с рудоспуском
- 4 – вентиляционная (этажная) штольня
- 5 – вентиляционный восстающий
- 6 – буферная часть рудоспуска с люком (питателем)
- 7 – слепой ствол
- 8 – камера подъема машины
- 9 – квартал

Рис. 1.3. Схема вскрытия месторождения в гористой местности (вариант с распространением рудного тела выше и ниже уровня долины).

- 1-я стадия – отработка верхних горизонтов (классический вариант вскрытия с этажными штольнями);
- 2-я стадия – отработка нижних горизонтов, вскрываемых слепым стволом (высота этажа увеличена с 35 до 50 м).

Краткие теоретические сведения

Руда – горная порода, содержащая в себе полезный компонент (или несколько) в таком количестве, при котором его добыча (извлечение из недр земли) и дальнейшая переработка экономически (в отдельных случаях – политически) целесообразны в промышленном масштабе на современном этапе развития техники и технологии.

Порода – горная порода, не отвечающая понятию «руда».

Рудное тело (рудная залежь) – естественное скопление руды в недрах.

Месторождение – одно или несколько близкорасположенных рудных тел.

Различаются три основные стадии разработки месторождения: вскрытие, подготовка и очистная выемка.

Вскрытие месторождения – комплекс подземных горных выработок (стволы, штольни, уклоны, квершлагги) и организационно-технических мероприятий, обеспечивающий доступ к рудному телу с дневной поверхности. Это первая стадия разработки месторождения.

Подготовка – комплекс подземных горных выработок (штреки, орты, восстающие, уклоны) и организационно-технических мероприятий, обеспечивающий деление рудничного поля на участки - минимальные выемочные единицы, в пределах которых будет осуществляться весь комплекс добычных работ. Это – вторая стадия разработки месторождения.

Очистная выемка – комплекс основных и вспомогательных производственных процессов, а также дополнительных выработок, обеспечивающий массовую добычу руды на вскрытых и подготовительных участках рудничного поля. Это – третья стадия разработки месторождения, включающая в себя как основные, так и вспомогательные производственные процессы. Основные производственные процессы очистной выемки: отбойка руды, вторичное дробление рудной массы, доставка рудной массы, поддержание очистного пространства. Вспомогательные производственные процессы очистной выемки: доставка материалов, оборудования, перемещение людей, проветривание мест производства добычных работ, энергосбережение, обеспечение технологической водой, мелкий ремонт и обслуживание добычной техники в пределах блока или панели.

Основные производственные процессы подземной добычи:

- основные производственные процессы очистной выемки – перечислены выше;

- подземный транспорт рудной массы;

- подъём рудной массы;

- бункеризация рудной массы;

- горно-проходческие работы;

- рудничная вентиляция;

- рудничный водоотлив;

- процессы, связанные с управлением качеством рудной массы, как в подземных условиях, так и на поверхностном комплексе перед отгрузкой потребителям.

Вспомогательные производственные процессы подземной добычи:

спуск-подъём людей, материалов, пустой породы, инструментов и оборудования;

подземная транспортировка людей, материалов, пустой породы, инструментов и оборудования;

содержание и ремонт подземной горной техники, подземных выработок;

энергообеспечение и обеспечение технологической водой объектов подземного рудника.

Элементы залегания рудных тел

Простираение рудного тела – линия пересечения рудного тела с горизонтальной плоскостью на выработанной глубине.

Вкрест простираения – направление в горизонтальной плоскости, перпендикулярное направлению простираения.

Угол падения рудного тела – угол между горизонтальной плоскостью и характерной плоскостью рудного тела.

Висячий и лежащий бока залежи (или рудного тела) – соответственно верхняя и нижняя граница руды с породой.

Мощность рудного тела – расстояние между висячим и лежащим боками залежи по нормали.

Горизонтальная или вертикальная мощность залежи – расстояние между висячим и лежащим боками залежи по горизонтали или по вертикали соответственно.

Основные понятия и терминология в области вскрытия

Горизонт – горизонтальная поверхность, определяющая расположение горных выработок на определенной глубине относительно земной поверхности.

Угол сдвижения горных пород – угол, характеризующий границу между налегающими горными породами, попадающими в зону обрушения или сдвижения от ведения подземных горных работ, и горными породами, не попадающими в эту зону.

Зона сдвижения горных пород – зона, находящаяся внутри контура, отстроенного в соответствии с углом сдвижения горных пород от наружной границы ведения горных работ.

Берма безопасности – дополнительное увеличение зоны сдвижения, за пределами которой могут располагаться поверхностные сооружения.

Ствол – вскрывающая вертикальная или наклонная выработка, имеющая один выход на земную поверхность.

Штольня – вскрывающая горизонтальная горная выработка, имеющая один (редко два) выход на земную поверхность.

Квершлаг – вскрывающая горизонтальная горная выработка, пройденная от ствола к рудному телу (как правило, вкрест его простираения) по породам и не имеющая выход на земную поверхность.

Шурф – вертикальная или крутонаклонная горная выработка, соединяющая подземные выработки с земной поверхностью. Шурфы для дополнительной геологической разведки проходятся с дневной поверхности.

Основные понятия и терминология в области подготовки

Блок – минимальная выемочная единица при отработке крутых и наклонных залежей.

Панель – минимальная выемочная единица при отработке пологих и горизонтальных залежей.

Штрек – горизонтальная горная выработка, пройденная по простиранию рудного тела (залежи) и не имеющая выхода на земную поверхность. В горизонтальных и пологих залежах при отсутствии понятия «простирание» - любая горизонтальная (пологая) выработка.

Рудный штрек – штрек, пройденный по руде.

Полевой (породный) штрек – штрек, пройденный по породе.

Орт – горизонтальная горная выработка, пройденная вкрест простирания рудного тела (залежи) и не имеющая выхода на земную поверхность.

Восстающий, гезенг – вертикальная, крутонаклонная или наклонная (20-25°) горная выработка, соединяющая выработки различных горизонтов. Может иметь выход на земную поверхность.

Уклон – пологая или слабонаклонная (до 20°) горная выработка, соединяющая выработки различных горизонтов. Может иметь выход на земную поверхность. Уклон, предназначенный для перемещения самоходной техники, может называться съездом.

Бремсберг – наклонная выработка, проходима снизу вверх, соединяющая выработки различных горизонтов.

Заезд, ниша, дучка, воронка, траншея – подготовительные выработки оснований блоков.

Основные понятия и терминология в области очистной выемки

Попутная добыча – руда, извлекаемая при проведении подземных горных выработок.

Порода от проходки – порода, извлекаемая при проведении подземных горных выработок.

Рудная масса – смесь руды и породы. Породы примешались к руде в процессе извлечения руды из недр.

Горная масса – общее количество рудной массы и породы от проходки, перемещаемое отдельными грузопотоками.

Рудник – самостоятельная горно-добывающая производственная единица, ведущая весь комплекс работ по добыче руды в отведенной ей части месторождения, именуемой рудничным полем.

Отрезной восстающий, подсечная выработка, отрезная щель, подсечка, рассечка, сбойка, подэтажные буровые выработки, пройденные по руде – очистные горные выработки.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 2

ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ. ОПРЕДЕЛЕНИЕ МОЩНОСТИ И СРОКА СУЩЕСТВОВАНИЯ РУДНИКА

Цель работы: изучение и освоение методов подсчета запасов и определение производительности, срока существования рудника по горным возможностям месторождения.

Краткие теоретические сведения

Подсчет запасов – определение количества промышленно пригодного сырья в недрах. Все методы подсчета запасов основаны на распространении фактических данных, полученных по выработкам и скважинам и на предобразовании сложных по форме тел полезных ископаемых в равновеликие по объёму простые тела.

Из многочисленных методов подсчёта запасов рудных месторождений наибольшее распространение получили методы геологических блоков и параллельных сечений. Экономическая целесообразность промышленного использования руды определяется наименьшим средним содержанием полезного компонента в определенном объеме руды, а рентабельная эксплуатация - минимальным промышленным содержанием (промышленная кондиция).

К основным параметрам рудника относятся промышленные запасы, горизонтальная эксплуатационная площадь рудных тел (S , м²), глубина залегания рудного тела от поверхности (H_m), высота этажа, годовая производственная мощность (A , тыс. т), расчётный срок существования рудника (t , лет).

Глубина залегания, горизонтальная площадь и высота этажа одновременно являются и основными параметрами вскрытия. От величины производительности зависят поперечные сечения вскрывающих выработок.

Подсчет запасов

Запас руды определяется как:

$$Q = S \cdot m_{cp} \cdot C, \text{ тыс. т,}$$

но так как объем рудного тела $V = S \cdot m_{cp}$, то, $Q = S \cdot m_{cp} \cdot \rho_c$.

Запас ценного компонента определяется как:

$$P = \frac{Q \cdot c_p}{100} \text{ или } P = \frac{S \cdot m_{cp} \cdot \gamma \cdot c_{cp}}{100}, \text{ Т,}$$

где ρ_c - среднее значение плотности руды (в массиве), т/м³,

S - площадь в контуре подсчета запасов,

m_{cp} - средняя мощность рудного тела,

C_{cp} - среднее содержание металла в руде, %,

$$m_{cp} = \frac{m_1 g_1 + m_2 g_2 + m_n g_n}{n},$$

где m_1, m_2 и т.д. - замеры мощности по отдельным сечениям,
 g_1, g_2 и т.д. - удельные длины и площади рудного тела, на которые распространяется влияние точек замера.

Плотность сухой руды в массиве:

$$\gamma = \gamma_B \frac{100 - W}{100},$$

γ_B - плотность влажной руды в массиве, т/м³,

W - влажность руды, %.

Годовая производственная мощность рудника определяется по горнотехническим условиям и экономическим содержаниям. При наклонном и крутом падении ($\alpha = 30:90$) производительность следует определить, исходя из величины годового понижения по формуле:

$$A = \frac{V \circ K_1 \circ K_2 \circ K_3 \circ K_4 \circ \gamma \circ K_n}{K_p}, \text{ тыс. т/год,}$$

где V - среднее годовое понижение уровня выемки, м,

S - средняя величина рудной площади этажа м².

$K_1 \square K_4$ - поправочные коэффициенты к величине годового понижения в соответствии с углом падения, мощностью, применяемыми системами и числом этажей, находящихся в одновременной отработке.

Величину годового понижения уровня выемки в зависимости от рудной площади этажа принимать по табл. 2.1.

Таблица 2.1

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

Коэффициенты $K_2 \square K_4$ принимаются по таблицам 2.2-2.5.

Таблица 2.2

Поправочный коэффициент K_1 к величине годового понижения в зависимости угла падения

Угол падения	K_1
90	1,3
60	1,2
45	1,0
30	0,8

Таблица 2.3

Поправочный коэффициент K_2 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 2.4
 Поправочный коэффициент K_3 в зависимости от системы разработки

Система разработки	Класс по ПТЭ	K_3
С открытым выработанным пространством	I, II, V	1,0
С креплением и обрушением	IV	0,9
С профилактическим заиливанием	V	0,9
Камерная, сплошная и столбовая с закладкой	III	0,85
Система слоевого обрушения	II	0,8
Система горизонтальных слоев закладки	III	0,75

Таблица 2.5
 Поправочный коэффициент K_4 в зависимости от числа этажей,
 находящихся в одновременной отработке

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

Средняя величина рудной площади этажа определяется по формуле:
 — при простой и выдержанной форме месторождения:

$$S = \frac{n \cdot \sum s_i}{n}, \text{ тыс. м}^2,$$

где S_i - рудная площадь i -го этажа,
 n - число этажей;

— при сложной и невыдержанной форме месторождения:

$$S = \frac{\sum_{i=1}^n \frac{a_i}{y_i \cdot h_i}}{n}, \text{ тыс. м}^2,$$

где a_i - подлежащие извлечению запасы i -го этажа,
 h_i - вертикальная высота i -го этажа, м,
 y_i - плотность руды в i -том этаже, т/м³.

Годовую производственную мощность рудника по горным
 возможностям для месторождений с углом падения до 30° определяют по
 формуле:

$$A = S \cdot K_4 \left(K_1 \frac{d_1}{s_1} + K_2 \frac{d_2}{s_2} + \dots K_n \frac{d_n}{s_n} \right), \text{ тыс. т / год,}$$

где S - горизонтальная рудная площадь, тыс. м²,
 K_4 - коэффициент использования рудной площади (табл. 2.6),
 K_1, K_2, \dots, K_n - для применённых систем разработки, д. ед,
 $d_1 \square d_n$ - производительность очистного блока (панели),
 $s_1 \square s_n$ - площадь блока в зависимости от применяемой системы разработки, м².

Таблица 2.6

Горизонтальная рудная площадь, тыс. м ²	Коэффициент использования рудной площади
5-10	0,25-0,27
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

Срок существования рудника

Расчетный срок существования рудника в зависимости от обеспеченности запасами определяется по формуле:

$$T_p = \frac{Q}{A_o}, \text{ лет}$$

T_p – срок существования рудника,

Q – эксплуатационные запасы руды, тыс.т.

A_o – оптимальная производительная мощность рудника, тыс. т./год.

Минимальные сроки существования рудника в зависимости от производственной мощности условий строительства и эксплуатации рекомендуется принимать по табл. 2.7.

Таблица 2.7

Срок существования рудника

Производительность рудника тыс. т/год	Условия строительства и эксплуатации		
	относительно легкие	средние	тяжелые
100	10-11	12-13	14-16
200	12-13	14-17	18-20
300	14-15	17-20	21-23
500	16-18	20-23	24-36
750	18-20	22-25	27-30
1000	20-22	24-28	30-33
>1000	22-25	28-32	34-40

Задача № 1. Рассчитать запасы, производственную мощность и срок существования рудника, эксплуатирующего залежь с параметрами $\alpha_0 = 15^\circ$, $m_1 = 14$ м, $L = 1800$ м., $B = 600$ м.

Задача № 2. Залежь с параметрами $\alpha = 75^\circ$, $m_2 = 25$ м, $L=800$ м, $B = 1200$ м.

Задача № 3. $\alpha = 45^\circ$, $w_3=15$ м, $l=1200$ м, $s=400$ м.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 3

ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ДЛЯ ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Цель работы: освоить методику выбора системы разработки для различных условий эксплуатации запасов руд. Изучить методы выбора системы.

Краткие теоретические сведения

Разнообразие горно-геологических условий залегания рудных тел обуславливает большое разнообразие систем разработки со множеством переходных форм, что даже создание более или менее приемлемой их классификации представляет собой сложную научную задачу. Отсюда следует, что выбор оптимальных для конкретных условий способа отработки и конструкции системы представляет собой не менее сложную задачу, правильное решение которой во многом определяет экономическую эффективность и безопасность эксплуатации месторождений.

При выборе системы разработки необходимо руководствоваться безусловным соблюдением следующих основных требований:

- безопасность работ и соблюдение необходимых санитарно-технических условий;
- недопущение сверхнормативных потерь и разубоживания;
- минимальные издержки производства и максимальная производительность труда на добыче руды;
- комплексное использование месторождения, т.е. возможно более полное использование всех типов руд и пустых пород.

Основными показателями системы, по которым производится сравнение конкурентоспособных систем, являются:

- производительность труда забойного рабочего, т/см;
- производительность выемочной единицы, т/мес;
- удельный объём подготовительно-нарезных работ, м³/1000 т;
- потери, %;
- разубоживание, %.

Сравнение отобранных систем по данным показателям должно осуществляться экономико-математическими методами с использованием критериев эффективности.

Особенности выбора систем разработки

На выбор системы разработки влияют постоянные, учитываемые в любых условиях, и переменные факторы, которые выдвигаются как ограничения в неблагоприятных случаях.

Постоянные факторы – устойчивость руды и вмещающих пород, мощность и угол падения рудного тела.

Переменные факторы – склонность руды к возгоранию, слёживанию, необходимость сохранения земной поверхности, наличие в рудном теле включений пустых пород или забалансовых руд; характер контактов рудного тела, глубина разработки, отсутствие дешёвых материалов для твердеющей закладки, исключаяющее целесообразность применения систем с закладкой, особенное залегание небольших рудных тел, ценность руды, учитываемая в экономическом сравнении систем.

Для действующего предприятия имеют важное значение освоённость той или иной техники и технологии горных работ.

Выбор систем разработки по постоянным факторам

Устойчивость руды и вмещающих пород. Устойчивая руда и устойчивые вмещающие породы. При этом условии технически приемлемы все системы разработки, кроме этажного самообрушения и камерно-столбовой системы разработки с обрушением вмещающих пород.

Устойчивая руда и неустойчивые вмещающие породы

Здесь применимы системы с естественным поддержанием очистного пространства лишь в мощных и средней мощности запасах, при условии оставления предохранительной рудной корки около слабых боков пород (т. е.).

Независимо от мощности залежи при средней устойчивости вмещающих пород, которые могут поддерживаться замагазинированной рудой, применима система с отбойкой из магазинов, а также этажно-камерная и система с подэтажной отбойкой при условии магазинирования руды.

Все остальные системы, кроме этажного самообрушения, применимы без ограничений.

Неустойчивая руда

при любой устойчивости вмещающих пород

Могут применяться системы обрушением руды и вмещающих пород в вариантах, предназначенных для неустойчивых руд, системы с креплением и

последующим обрушением вмещающих пород, нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой, системы с креплением.

Мощность и угол падения залежей

При крутом падении приемлемы системы: этажно-камерная - при большой и средней мощности; с подэтажной отбойкой – при любой мощности; с отбойкой из магазинов - при выемочной мощности не менее 1-1,5 м. (меньше может быть расклинивание руды); с простой распорной крепью – при мощности 0,6-1,6 м.; системы этажного самообрушения и принудительного обрушения – в мощных залежах; подэтажное обрушение – при мощности не менее 3 м.; системы разработки горизонтальными и наклонными слоями с закладкой -при любой мощности.

При пологом и наклонном падении приемлемы системы: сплошные и камерно-столбовые (в основном, при средней и малой мощности), этажно-камерные с подэтажной отбойкой, с отбойкой из магазинов, этажное принудительное обрушение – в мощных залежах.

Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой – восходящий, нисходящий и комбинированный порядки.

Все системы с однослойной выемкой – в маломощных залежах.

Системы этажного самообрушения – в мощных залежах. Системы с крепью и системы слоевого обрушения – при большой и средней мощности.

Переменные факторы носят функцию ограничения в применении того или иного способа отработки. Например, склонность руды к слёживанию исключает применение систем с замагазинированием руды и с отбойкой руды в зажиме.

Порядок отбора технически применяемых систем

Первая стадия – постепенное исключение неприемлемых систем разработки в результате последовательного рассмотрения постоянных переменных факторов в определенном порядке.

При рассмотрении каждого из последующих факторов не принимаются во внимание системы разработки, оказавшиеся неприемлемыми по какому-либо фактору, исключаются из дальнейшего рассмотрения, производимого по оставшимся факторам.

Вторая стадия – из числа оставшихся систем в пределах каждого класса выбираются заведомо лучшие, т.е. лучшие по каким-либо одним показателям при постоянстве других показателей. Например, более дешевые и производительные – при одинаковых показателях потерь и разубоживания руды.

В результате отбора обычно остаются две-три системы разработки, из которых одна более производительна, а другая - даёт более полное извлечение руды.

Решение конкретных примеров по выбору системы разработки

Пример 1. Исходные условия: устойчивая руда, устойчивые породы лежачего бока, неустойчивые породы висячего бока. Мощность залежи 3-5 м, угол падения 60-70°, неправильные контакты руды вмещающих пород.

Результаты первой стадии отбора системы путём последовательного исключения сводят в таблицу.

Фактор	Приемлемые системы		
	с естественным поддержанием очистного пространства I класс	с обрушением руды и вмещающих пород II класс	с искусственным поддержанием очистного пространства III класс
1	2	3	4
Постоянные А. Устойчивые породы лежачего бока и руды, неустойчивые породы висячего бока	Сплошная, камерно-столбовая, с отбойкой магазина	Этажное принудительное обрушение; подэтажное обрушение	Все системы
Б. Мощность 3-5 м. Угол падения 60-70°	-	Подэтажное обрушение	Горизонтальные слои с закладкой систем с креплением, слоевое обрушение

В общем случае системы с закладкой дешевле систем с креплением и слоевого обрушения при тех же величинах потерь и разубоживания руды. Поэтому для дальнейшего сравнения останутся только системы подэтажного обрушения и система разработки горизонтальными слоями с закладкой.

Выбор между ними зависит от ценности руды и основывается на результатах экономического сравнения по условию максимального дохода.

Но без расчётов ясно, что при очень ценной руде предпочтительнее система с горизонтальными слоями, а при бедной – система подэтажного обрушения.

Пример 2. Исходные условия: неустойчивая руда, неустойчивые породы, мощность залежи 40-80 м., контакты неправильные, нечёткие, имеются дешёвые материалы для закладки.

Первая стадия выбора путём последовательного исключения показывает, что из первого класса приемлемыми являются системы этажного самообрушения и подэтажное обрушение с донным выпуском. Исходя из конструкции этих систем, видно, что выбор между ними зависит главным образом от соотношения затрат на проведение выработок для выпуска и доставки руды и затрат на поддержание этих выработок, которые сократятся при подэтажном обрушении.

Фактор	Приемлемые системы
--------	--------------------

	с естественным поддержанием очистного пространства I класс	с обрушением руды и вмещающих пород II класс	с искусственным поддержанием очистного пространства III класс
1	2	3	4
Постоянные А. Неустойчивые руды и вмещающие породы	-	Этажное самообрушение и подэтажное обрушение с донным выпуском	Нисходящая сл. Выемка с твердеющей закладкой системы с креплением и последующим обрушением.
2. Мощность залежи 60-80°	-	то же	Нисходящая сл. Выемка с твердеющей закладкой
Б. Переменная Неправильные и нечеткие контакты	-	то же	Система с креплением. Слоевым обрушением. То же

Здесь нужен сравнительный экономический расчёт по условию минимальных затрат.

Предположим, что результаты расчёта будут в пользу подэтажного обрушения.

В III классе систем показатели извлечения руды при всех оставшихся системах могут быть практически одинаковыми. В этом случае отбор может основываться на величине издержек производства. Если учитывать дополнительный переменный фактор – наличие дешёвых местных материалов для приготовления твердеющей закладки, тогда и без расчётов следует предпочесть нисходящую слоевую выемку с твердеющей закладкой. В результате остаются подэтажное обрушение с донным выпуском и нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой. Выбор между ними зависит от результатов экономического сравнения по величине дохода (т. е. по конечному продукту).

Пример 3. Исходные условия; устойчивые руды и вмещающие породы, мощность залежи 50-70 м, угол падения 0-20°.

Выполняется первая стадия отбора путём последовательного исключения.

Фактор	Приемлемые условия		
	с естественным поддержанием очистного пространства I класс	с обрушением руды и вмещающих пород II класс	с искусственным поддержанием очистного пространства III класс
1	2	3	4
Постоянные 1. Устойчивые руды и породы	Все	Этажно-принудительное обрушение. Системы подэтажного	Системы с закладкой. Слоевое обрушение. Системы с

2. Мощность р.т. 50-70 м, угол падения 0-20°	Камерная	обрушения. Этажно-принудительное обрушение. Системы подэтажного обрушения	креплением. Слоевое с твёрдой закладкой. Системы с креплением. Слоевое обрушение.
Б. Переменные Ограничений нет			

Здесь окончательный выбор системы может быть достигнут только путём экономического сравнения.

В III классе выбор между системами разработки также основывается на результатах экономического сравнения.

Работа по выбору системы разработки выполняется студентами по индивидуальному заданию на курсовой проект «Системы разработки».

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 4

ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ И ПРИНЦИПЫ ФОРМИРОВАНИЯ КОМПЛЕКСОВ САМОХОДНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Цель работы: освоить классификацию самоходных машин и методологию выбора технологического самоходного оборудования для конкретных горно-технических условий.

Теоретические сведения

К самоходному оборудованию относятся все виды горных машин, способных самостоятельно передвигаться по почве подземных безрельсовых выработок, на пневматическом и гусеничном ходу с дизельным пневматическим, электрическим и другим видами привода хода.

Самоходное оборудование для комплексной механизации очистных и проходческих работ делится на основное, технологическое и вспомогательное.

По назначению основное технологическое оборудование делят на следующие виды:

- буровые станки для бурения взрывных скважин диаметром 51-200 мм.;
- бурильные установки для бурения шпуров диаметром 32-50 мм.;
- погрузочные машины типа ПНБ, экскаваторы, ковшовые погрузчики на колесном ходу, погрузочно-транспортные машины двух типов – ковшового типа ПД (ковшовые ПТМ) и с ковшом и бункером типа ПТ, автосамосвалы, самоходные вагоны для погрузки, доставки, транспортировки руды и породы.

Выбор технологического самоходного оборудования

При выборе оборудования для проектируемых рудников, а также при подготовке проектов ввода в эксплуатацию новых горизонтов необходимо соблюдать следующие условия:

- применять наиболее прогрессивное оборудование, выпускаемое серийно и допущенное Госгортехнадзором к эксплуатации в подземных условиях;
- ориентироваться на комплексную механизацию и автоматизацию очистных работ;
- предусматривать применение однотипных наиболее прогрессивных видов оборудования, обеспечивающих высокие технико-экономические показатели;
- оборудование выбирается в соответствии с принятой технологической схемой по государственным стандартам и типоразмерным рядом.

Определение показателей работы оборудования

Сменную производительность оборудования принимать по утвержденным «Единым нормам выработки и времени на подземные горные работы для шахт и рудников цветной металлургии», а для оборудования, не вошедшего в ЕНВ и Вр - по действующим методикам, утвержденным в установленном порядке.

Годовая производительность оборудования определяется, исходя из сменной производительности машин и планового фонда времени её работы.

Режим работы оборудования определяют исходя из режима работы рудника. При этом необходимо ориентироваться на максимально возможное использование календарного фонда времени машины в течение года.

Коэффициент использования для основного технологического оборудования должен быть не менее 0,3 при двухсменном режиме работы и 0,45 - при трехсменном.

Число работающих машин следует определять исходя из производительности рудника, участка, панели, блока или камеры.

При определении списочного парка технологического самоходного оборудования на очистных работах общий коэффициент резерва, учитывающий оборудование, находящееся в плановом резерве ($K_{np} = 1,1-1,2$), в капитальном ($K_k = 1,1$) и в текущем ($K_m = 1,1$) ремонтах, принимают равным 1,3-1,45.

Принципы формирования комплексов самоходного оборудования

В комплекс самоходного оборудования должны быть включены увязанные по основным параметрам и производительности машины,

обеспечивающие механизацию всех звеньев технологического процесса очистных и проходческих работ.

Состав комплекса следует выбирать с учетом следующих основных факторов:

- мощность и угол падения рудного тела;
- устойчивость руд и вмещающих пород;
- система разработки;
- параметры буровзрывных работ;
- схемы транспортирования руды;
- возможная производительность по горно-техническим условиям;
- капитальные затраты на приобретение, доставку, эксплуатацию и ремонт оборудования.

Производительность одного или нескольких комплексов для конкретной технологической схемы определяется в проекте исходя из производительности входящих в комплекс машин и их увязки между собой во время работы.

Пример конкретного выполнения

Составы комплексов самоходного оборудования для различных горно-технических условий и технологических схем очистной выемки выбираются согласно Нормам технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки (НТП).

Задача 1. Задано: система разработки с магазинированием руды. Мощность рудного тела 3 м. Руды и вмещающие породы устойчивы. Производительность рудника по горным возможностям 500 тыс. тонн.

Согласно НТП самоходное оборудование применяется на выпуске руды и доставке её к рудоспускам или сборным пунктам для последующей её погрузки в другие транспортные средства. Состав комплексов самоходного оборудования приведен в таблице № 6 НТП

Комплекс I

Бурение шпуров - перфораторы ПТ и ПР; погрузка и доставка - ПТМ типа ПД с ковшем вместимостью 1 м³ или ПТ с бункером емкостью 1,5 м³; производительность комплекса - 30-35 тыс. тонн при расстоянии доставки 50 м.

Комплекс II

Бурение шпуров - перфораторы ПТ и ПР; погрузка и доставка - погрузочно-транспортные машины типа ПД с ковшем емкостью 1,5 м³ или ПТ с бункером емкостью 2,5 м³; производительность комплекса - 60-70 тыс. тонн при расстоянии доставки 50 м; 45-50 тыс. тонн при расстоянии доставки 100 м.

Комплекс III

Бурение скважин - буровые станки типа КБУ на полке КПВ диаметром 51-80 мм или КОВ-25; погрузка и доставка - погрузочно-транспортные машины типа ПД с ковшем вместимостью 2,5 м³ или ПТ с бункером

вместимостью $2,5 \text{ м}^3$; производительность комплекса - 120-130 тыс. тонн при расстоянии доставки 50 м, 80-100 тыс. тонн - при расстоянии доставки 100 м.

Исходя из производительности рудника, просчитанной по горным возможностям месторождения (400 тыс. т/год), принимаем комплекс III, обеспечивающий заданную производительность при одновременной работе четырех комплексов.

Задача 2. Задано: система разработки – подэтажные штреки. Мощность рудного тела 10 м. Руды и породы устойчивы. Производительность рудника по горным возможностям 250 тыс. т/год.

Согласно НТП принимаем комплекс № 3. Сечение выработок - $8,5 \text{ м}^2$; бурение скважин - буровой станок, диаметр скважин - 51-85 мм. с 1-2 перфораторами; выпуск и доставка руды - ПТМ типа ПД с ковшем объемом, равным $2,5-4 \text{ м}^3$, в количестве 2 штук; зарядание скважин - зарядно-доставочная машина с бункером вместимостью 1000-2000 кг ВВ. Исходя из этого определяем типоразмер станка согласно приложению 2 НТП типоразмер № 1. Типоразмер ПТМ определяется согласно приложению 3 НТО ковшовая погрузочно-транспортная машина, типоразмер 4.

Определенный типоразмер является основанием для выбора марки бурового станка и ПД по существующим справочникам.

Примечание: индивидуальные задания на практическое занятие выдаются студентам согласно заданию на выполнение курсового проекта по курсу «Подземная разработка МПИ».

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 5

ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПОЛОГИХ И НАКЛОННЫХ РУДНЫХ ТЕЛ

Цель работы: усвоить методологию выбора и расчета оптимальных параметров конструктивных элементов системы разработки в различных условиях, обеспечивающих устойчивость обнажений и целиков, а также оптимальное соотношение камерных запасов и запасов, оставляемых в целиках.

Краткие теоретические сведения

Камерные системы разработки являются наиболее эффективными из всех известных систем.

При относительной простоте конструктивного оформления выемочных блоков или панелей они позволяют обеспечить высокую производительность выемки руды со сравнительно небольшими потерями и разубоживанием. Поэтому эти системы применяются везде, где это возможно по горно-техническим возможностям.

Безопасные условия труда и безаварийность работ при этих системах обеспечиваются устойчивостью обнажений пород в камерах и прочностью, ограждающих камеру целиков, т.е. правильностью выбора их параметров.

Важнейшим показателем при этом является удельный вес камерных запасов, поскольку действительно высокими технико-экономическими показателями характеризуется именно эта стадия работ – стадия отработки камерных запасов.

Руда, оставляемая в целиках, или теряется безвозвратно, или обрабатывается с показателями значительно более низкими.

Соотношение запасов в камерах и целиках также определяется размерами несущих элементов – минимально допустимыми размерами целиков, с одной стороны, и предельно допустимыми размерами породных и рудных обнажений с другой.

При проектировании систем разработки размеры камер и целиков, а также высота этажа определяются двумя методами.

Метод аналогий. Сущность этого метода заключается в выборе параметров конструктивных элементов системы на основании опыта ведения горных работ в аналогичных условиях. В этом случае закладываемые в проект параметры имеют обобщенный характер и не дифференцируются в зависимости от прочности массивов горных пород, величины действующих напряжений, структурной нарушенности пород, мощности рудного тела и многих других факторов. По существу выбор параметров камер и целиков применительно к конкретным условиям действующего предприятия основывается на опыте конструктора и на основании несистематизированных данных практики эксплуатации месторождения.

Расчетный метод. Необходимость его введения в повседневную практику обусловлено неуклонным усложнением условий отработки месторождений и является, связи с этим, очевидной. Расчетный метод позволяет обоснованно решать вопросы оптимизации обнажений и целиков, как на стадии проектирования новых рудников, так и при составлении локальных проектов отработки, особенно при значительном изменении условий разработок, или условий залегания рудных тел.

Факторы, влияющие на устойчивость целиков и обнажений

Под устойчивостью целиков, выработок и обнажений понимается такое их состояние, при котором не происходит сколько-нибудь значительного их разрушения в течение необходимого промежутка времени, определяемого технологией горных работ, конструкцией системы разработки.

Устойчивость зависит от целого ряда факторов, которые условно разделяются на три группы: геомеханические, горно-геологические, технологические.

К геомеханическим факторам относятся прочностные и деформационные свойства массива, его структурное строение, величина и характер действующих напряжений в нетронутом массиве.

К горно-геологическим факторам относятся мощность и угол падения рудной залежи, размеры по простиранию и вкрест простирания.

К технологическим факторам относят глубину горных работ, форму и размеры несущих конструктивных элементов системы разработки, способ управления горным давлением.

Перечень условных обозначений геометрических размеров

- H - глубина разработки, м;
 L - ширина обрабатываемого участка рудного тела, м.;
 \square - угол падения рудного тела, градус;
 a - ширина целика, м.;
 b - длина изолированного междукамерного целика, м.;
 h - высота междукамерного целика, м.;
 m_n - нормальная мощность рудного тела, м.;
 $L_{\text{кам}}$ - длина камеры, м.;
 l_{\square} - предельно допустимый устойчивый пролет наклонного обнажения, м.;
 l - предельно допустимый устойчивый пролет горизонтального обнажения, м.;
 K - мощность нижнего несущего слоя пород в кровле камеры, м.;
 $S_{\text{гр}}$ - грузовая площадь, приходящаяся на целик, м²;
 $S_{\text{ц}}$ - площадь поперечного сечения целика, м²;
 $l_{\text{экв}}$ - эквивалентный (устойчивый) пролет бесконечно длинной камеры, м.;
 $d_{\text{ц}}$ - диаметр целика, м.;
 $h_{\text{экв}}$ - толщина эквивалентного междукамерного целика, м.;
 $h_{\text{пот}}$ - толщина потолочины, м.

Механические (силовые) параметры

- $\square_{\text{в}}$ - вертикальная составляющая поля напряжений, МПа;
 $\square_{\text{г}}$ - горизонтальная составляющая поля напряжений, МПа;
 \square - средний объёмный вес пород налегающей толщи, МН/м³ (2,7 т/м³-0,027 МН/м³);
 $\sigma_{\text{сжс}}^{\text{м}}$ - прочность пород при сжатии в массиве, МПа;
 $\sigma_{\text{сжс}}^{\text{о}}$ - прочность пород при сжатии в образце, МПа;
 F - общее усилие сжатия, действующее на промежуточный целик в направлении его оси, МН;
 $\sigma_{\text{р}}^{\text{о}}$ - прочность пород при растяжении в образце, МПа;
 C - сцепление пород, МПа;
 \square - угол внутреннего трения пород, градус;
 $P_{\text{в}}$ - вертикальная нагрузка на целик, МН;
 $P_{\text{г}}$ - горизонтальное усилие на целик со стороны массива вмещающих пород, МН;
 R - равнодействующая сил $P_{\text{в}}$ и $P_{\text{г}}$, МН.

Безразмерные коэффициенты

- - коэффициент Пуассона пород;
- - коэффициент бокового распора;
- K_n - коэффициент нагрузки, учитывающий долю веса пород налегающей толщи, воспринимаемую целиками;
- K_{\square} - коэффициент, учитывающий влияние угла падения рудного тела на величину нагрузки, приходящейся на целик;
- $K_{c.o}$ - коэффициент структурного ослабления, учитывающий снижение прочности пород в реальном массиве по сравнению с их прочностью в образце;
- K_{ϕ}^o - коэффициент формы целика, учитывающий влияние на его несущую способность, соотношение параметров целика в плане;
- K_{ϕ}'' - коэффициент формы целика, учитывающий влияние на его несущую способность, соотношение размеров в направлении действия нагрузки;
- $K_{вр}$ - коэффициент времени, учитывающий влияние времени на несущую способность целика;
- $K_{зап}$ - коэффициент запаса прочности;
- K_k - средняя величина коэффициент концентрации напряжений в зоне опорного давления;
- K_y - коэффициент упрочнения целика закладкой;
- K_p - коэффициент разрыхления пород.

Определение допустимых пролётов обнажения пород

Наиболее надёжным способом определения устойчивых обнажений пород является производственный эксперимент. Цель такого эксперимента состоит в определении предельного пролета камеры, оцениваемого по критическим деформациям прогиба или по первому обрушению. Сущность такого эксперимента заключается в постепенном увеличении пролета узкой камеры до критического состояния пород кровли.

Для месторождений, которые находятся в стадии проектирования, допустимые размеры обнажения пород всяческого бока и руды могут устанавливаться по аналогии с другими месторождениями, имеющими схожие признаки.

Расчетный метод определения допустимых пролетов обнажения может быть использован в широком диапазоне горно-технических условий, например, для слаботрещиноватых пород, представленных слоистыми породами с выдержанными элементами залегания.

Во всех случаях результаты расчета следует считать предварительными, требующими экспериментального подтверждения.

Для проектируемых месторождений, отработка которых будет вестись камерно-столбовыми системами, допустимый пролет обнажений может быть установлен по таблице 5.1 при условии мелкошпуровой отбойки руды, длине

камеры, переходящей её ширину ($L_{кам} > 3l$), и глубине горных работ 200-350 м.

Таблица 5.1.

Классификация пород кровли по устойчивости (для глубин 200-350 м.)

Наименование и характеристика пород кровли	Качественная характеристика устойчивости	Допустимый пролет обнажений, м.
Слабонарушенные песчаники, известняки, доломиты, сланцы осадочного происхождения. Слабонарушенные неслоистые, метаморфические и изверженные породы	Устойчивые	Более 12
Средней нарушенности песчаники, известняки, доломиты, сланцы осадочного и метаморфического происхождения. Изверженные породы средней нарушенности	Средней устойчивости	8-12
Среднеслоистые известняки, сланцы осадочного и метаморфического происхождения, средне нарушенные трещинами. Неслоистые метаморфические и известняковые породы средней нарушенности	Слабоустойчивые	5-8
Тонкослоистые известняки и сланцы осадочного и метаморфического происхождения, сильно нарушенные трещинами. Сильно нарушенные мергели и аргиллиты. Сильно нарушенные изверженные породы	Неустойчивые	Менее 5

При проектировании систем разработки для глубоких горизонтов учёт глубины работ выполняется по зависимости:

$$l^2 \propto H = \text{const.}$$

Зная величину $l^2 \propto H$ для какой-либо глубины конкретного месторождения, или ориентировочно установив её по данным табл. 5.1, определяется допустимый пролет для любой глубины в интервале до 600-700 м.

Величина пролета наклонного обнажения определяется при известной величине устойчивого пролета горизонтального обнажения по зависимостям:

$$\text{при } \alpha \leq 55^\circ \quad l_\alpha = \frac{l}{c \cdot j s_\alpha};$$

$$\text{при } \alpha > 55^\circ \quad l_\alpha = 0,22(32 + \alpha^\circ)l.$$

Конечные размеры обнажений длину ($L_{кан}$) и ширину (l) при $\frac{L_{кан}}{l} \leq 3$ пересчитывают, задаваясь длиной или шириной по формуле:

$$l = \frac{L_{кан} \cdot l_{экв}}{\sqrt{l_{кан}^2 - l_{экв}^2}} \quad \text{или} \quad L_{кан} = \frac{l \cdot l_{экв}}{\sqrt{l^2 - l_{экв}^2}}$$

Для слоистый слаботрециноватых пород при горизонтальном их залегании допустимую ширину пролета камер рассчитывают по методу, основанному на теории Слесарева В.Д. Этот метод применяется при соотношении толщины плиты (h_p) к пролету камеры (l) от $\frac{1}{5}$ до $\frac{1}{3} \left(0,2 \leq \frac{h}{l} \leq 0,33 \right)$. Расчетные данные приведены в таблице 5.2.

Таблица 5.2.

Предельное состояние кровли	Характеристика состояния кровли	Предельные пролеты	
		свободно опертая балка	балка с защемленными концами
I	В кровле отсутствуют растягивающие напряжения	$l_1 = 1,15 \cdot \sqrt{\frac{\sigma_p \cdot h}{\gamma}}$	$l_1 = 1,41 \cdot \sqrt{\frac{\sigma_p \cdot h}{\gamma}}$
II	Породы кровли испытывают максимальные деформации прогиба без нарушения сплошности пород	$l_2 = 1,41 \cdot \sqrt{\frac{\sigma_p \cdot h}{\gamma}}$	$l_2 = 1,73 \cdot \sqrt{\frac{\sigma_p \cdot h}{\gamma}}$
III	Появляются трещины и возможно частичное обрушение	$l_3 = 1,63 \cdot \sqrt{\frac{\sigma_p \cdot h}{\gamma}}$	$l_3 = 2,0 \cdot \sqrt{\frac{\sigma_p \cdot h}{\gamma}}$

- σ_p - предел прочности на разрыв, МПа;
- h - толщина нижнего несущего слоя, м;
- γ - объемный вес пород кровли, МН/м³.

При неизвестной величине предела прочности горных пород на разрыв она определяется в следующей последовательности:

$$f = \frac{\sigma_{сж}^0}{100},$$

отсюда $\sigma_{сж}^0 = 100 \cdot f$ (f - коэффициент крепости);

$$\sigma_p^0 = \frac{\sigma_{сж}^0}{10 \div 20}.$$

Известно, что $\sigma_{сж} = \sigma_{сж}^0 \cdot K_{с.о}$, тогда получим: $\sigma_p^u = \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{с.о}}{10 \div 20}$.

Полученные величины l_1 и l_3 принимаем в качестве предельно допустимых пролетов камер. Для максимального учета всех ослабляющих факторов ширина камеры может быть определена как:

$$l' = \frac{l}{K_3},$$

где K_3 - коэффициент запаса.

Расчет размеров целиков при разработке пологих и наклонных рудных залежей камерными системами с панельной подготовкой

В зависимости от назначения все целики при камерно-столбовых системах разработки разделяют на междукамерные (МКЦ) и барьерные (БЦ). Барьерные целики являются основными несущими элементами системы и рассчитываются на полный вес пород до поверхности МКЦ поддерживают породы, размещаемые внутри свода естественного равновесия, которые формируются между барьерными целиками. Высота свода естественного равновесия составляет $h_{св} \approx 0,6 L_{пан}$ (ширина панели).

МКЦ различаются по форме и могут быть ленточными или изолированными, прямоугольной, квадратной и столбчатой формы.

Все целики рассчитывают по допустимым напряжениям сжатия, развивающимся в среднем, наиболее слабом их сечении. Общее условие прочности имеет вид:

$$\frac{K_n \cdot K_{сж} \cdot \gamma \cdot H \cdot S_{np}}{S_{ц}} = \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{с.о} \cdot K_{сп}}{K_{зан}} K_{\phi}' \cdot K_{\phi}'' \quad (5.1)$$

Для изолированных целиков с прямоугольной формой поперечного сечения условие прочности получает вид:

$$\frac{K_n \cdot K_{\alpha} \cdot \gamma H (a+l) (b+l')}{a \cdot b} = \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{с.о} \cdot K_{сп}}{K_{зан}} K_{\phi}' \cdot K_{\phi}'' \quad (5.2)$$

Для столбчатых целиков с круглым поперечным сечением условие прочности имеет вид:

$$\frac{4K_n \cdot K_{\alpha} \cdot \gamma H (d_{ц} + l)^2}{\pi \cdot d_{ц}^2} = \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{с.о} \cdot K_{сп}}{K_{зан}} K_{\phi}'' \quad (5.3)$$

Для барьерных целиков условие прочности имеет вид:

$$K_n \cdot K_{\alpha} \cdot \gamma \frac{\left(H + \frac{L_n + l_{\beta}}{4} \cdot \sin \alpha \right) \cdot \left(\frac{L_n + L_{\beta}}{2} \right)}{a} = \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{с.о} \cdot K_{сп}}{K_{зан}} K_{\phi} \quad (5.4)$$

Расчет изолированных МКЦ осуществляется в следующей последовательности. Обозначим в выражении 5.1:

$$\frac{K_n K_{\alpha} \cdot \gamma H \cdot K_{зан}}{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{с.о} \cdot K_{сп}} = q, \quad (5.5)$$

тогда для изолированных МКЦ с прямоугольной формой поперечного сечения условие прочности преобразуется в рабочий вид:

$$q(a+l)(l^1 + \epsilon) = a \cdot \epsilon \cdot K_{\phi}' \cdot K_{\phi}'' \quad (5.6)$$

Порядок определения размеров целиков следующий. Задаются значением $a < h$ и, подставив в рабочее уравнение значения $q \cdot l \cdot l' \cdot K_{\phi}' \cdot K_{\phi}''$, определяем длину целика ϵ . Задача решается методом последовательного подбора.

Если полученное значение удовлетворяет условию $I \leq \frac{\epsilon}{a} \leq 4$, решение считают окончательным.

Если окажется, что $\epsilon < a$, то решение повторяется при меньшем значении a до тех пор, пока не будет удовлетворено условие $I \leq \frac{\epsilon}{a} \leq 4$.

Для целиков с квадратной формой поперечного сечения расчетная формула имеет вид: $q(a+l)^2 = a^2 K_{\phi}''$,

$$\text{для целиков круглого сечения: } 4q(d_u + l)^2 = \pi d_u^2 K_{\phi}''$$

Решаются эти уравнения методом последовательной подстановки значений a или $d_{ц}$.

Определение коэффициента формы

Устойчивость целика и его несущая способность зависят от соотношения его высоты h , ширины a и длины ϵ . Влияние соотношения параметров целика в сечении, перпендикулярном направлению нагрузки, учитывается K_{ϕ}' .

Влияние параметров в сечении, совпадающих с направлением действия нагрузки, учитывается K_{ϕ}'' .

$$\text{при } 0,25 \leq \frac{a}{h} \leq I \quad K_{\phi}'' = 0,6 + 0,4 \frac{a}{h},$$

$$\text{при } I \leq \frac{a}{h} \leq 4 \quad K_{\phi}'' = \frac{a}{h}.$$

При тех же условиях, но в слаботрещиноватых породах $K_{\phi}'' = \sqrt{\frac{a}{h}}$.

Если МКЦ при камерно-столбовой системе разработки имеет прямоугольную форму, а соотношение его параметров в плане соответствует условию: $I \leq \frac{\epsilon}{a} \leq 4$ $K_{\phi}' = 0,8 + 0,2 \frac{\epsilon}{a}$.

Ориентировочное значение коэффициента структурного ослабления ($K_{с.о}$) для пород различной степени нарушенности, работающих на сжатие, приведены в табл. 5.3.

Таблица 5.3.

Степень нарушенности пород трещинами	Значения $K_{с.о}$
Слаботрещиноватые	0,45
Среднетрещиноватые	0,3-0,45

Сильнотрещиноватые	0,15-0,30
Раздробленные	0,15

Рекомендуемые значения коэффициента, учитывающего величину пригрузки от подрабатываемых пород, приведены в табл. 5.4.

Таблица 5.4.

$\frac{L}{H}$	При незначительной податливости целиков	При значительной податливости целиков, наличие слабых прослоек
0,1	0,6	0,4
0,3	0,8	0,6
0,5	0,9	0,8
0,7	1,0	0,9
0,8 и более	1,0	1,0

Коэффициент, учитывающий влияние угла падения рудного тела на величину нагрузки, приходящейся на МКЦ камерно-столбовой системы разработки, рассчитывается из следующих выражений.

Для ленточных и прямоугольных целиков, расположенных длинной осью по падению-восстанию:

$$K_{\alpha} = \cos^2 \alpha + \eta \sin^2 \alpha .$$

При их ориентации по простиранию:

$$K_{\alpha} = \frac{h \cdot \sin \alpha}{\cos \beta \cdot \sin(\alpha - \beta)}, \text{ где } \square = \square - \arctan(\square \tan \square);$$

$$\eta = \frac{\mu}{1 - \mu} - \text{коэффициент бокового распора};$$

\square - коэффициент Пуассона, $\square = 0,23-0,33$.

Коэффициент запаса прочности $K_{\text{зап}}$ учитывает факторы со случайным характером влияния:

$$K_{\text{зап}} = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 ,$$

где K_1 - учитывает отклонение средней прочности породы, принятой в расчете, от минимальной прочности образца по результатам испытаний,

$$K_1 = 1,25 \square 1,35;$$

K_2 - учитывает неравномерность распределения напряжений в опасных сечениях целика, $K_2 = 1,2 \square 1,3$;

K_3 - учитывает возможное отклонение фактических размеров целиков и камер от их расчетной величины; $K_3 = 1,1 \square 1,5$.

В различных условиях $K_{\text{зап}}$ принимается равным от 1,5 до 3 и даже 5.

Рекомендуемые значения коэффициента, учитывающего влияние времени на несущую способность целика ($K_{\text{вр}}$), приведены в табл. 5.5.

Таблица 5.5.

Срок службы	Значение $K_{\text{вр}}$
-------------	--------------------------

целика	слабо- и среднетрещиноватые породы	сильнотрещиноватые или пластичные породы
До 2	1,0	1,0
2-5	0,8	0,7
Свыше 5	0,7	0,5

Примеры конкретного исполнения

Пример № 1. Расчет МКЦ.

Условие: разработку пологопадающей рудной залежи предполагается осуществить камерно-столбовой системой разработки.

Исходные данные для расчета: глубина $H=2$ м., длина по простиранию $L=400$ м., $\sigma=0,026$ МН/м³, $\alpha=20^\circ$, $H=5$ м., $\sigma_{сж}=120$ МПа, $K_{с.о}=0,4$, $l=12$ м., $l=8$ м., $\beta=0,3$. Срок службы целиков – 5 лет.

Решение

1.1. Рассчитываем K'_ϕ , K''_ϕ .

$$K'_\phi = 0,8 + 0,2 \frac{\sigma}{a} \quad K''_\phi = 0,6 + 0,4 \frac{\sigma}{h}$$

Принимаем по таблицам $K_H = 1$

$$h = \frac{0,3}{1-0,3} = 0,43,$$

$$K_\alpha = \cos 20^\circ + 0,43 \sin^2 20^\circ = 0,93.$$

По таблицам $K_{вр} = 0,7$, $K_3 = 1,1$.

Принимаем ориентировочные значения $a = 3$ м. и подставляя исходные данные в выражение, получим:

$$\frac{1,0 \cdot 0,93 \cdot 0,26 \cdot 200 \cdot 1,3 \cdot 1,25 \cdot 1,1(3+12) \cdot (8+\sigma)}{120 \cdot 0,4 \cdot 0,7} = 3\sigma \cdot \left(0,8 + 0,2 \frac{\sigma}{3}\right) \cdot \left(0,6 + 0,4 \frac{\sigma}{5}\right).$$

После преобразования:

$$\sigma^2 - 10,1\sigma - 170,6 = 0,$$

$$\text{откуда } \sigma = 5,05 \pm \sqrt{5,05^2 + 170,6} = 5,05 \pm 14.$$

Поскольку при таком значении σ не соблюдается условие $\frac{\sigma}{a} \leq 4$, решение повторяем при $a = 6$ м. с соответствующим изменением коэффициента формы:

$$\frac{1,0 \cdot 0,93 \cdot 0,26 \cdot 200 \cdot 1,3 \cdot 1,25 \cdot 1,1(6+12) \cdot (8+\sigma)}{120 \cdot 0,4 \cdot 0,7} = 6\sigma \cdot \left(0,8 + 0,2 \frac{\sigma}{6}\right) \sqrt{\frac{6}{5}}.$$

После преобразования:

$$\sigma^2 + 3,1\sigma - 167 = 0,$$

$$\text{откуда } \sigma = -1,55 \pm \sqrt{2,4 + 167} = -1,55 \pm 13, \sigma = 11,5.$$

Таким образом, результат расчета: $a = 6$ м., $\sigma = 11,5$ м.

Пример 2. Определение предельно допустимых пролетов обнажений пород в камерах.

Условие: Определить предельно допустимый пролет обнажения пород в следующих условиях. Глубина работ $H = 500$ м.; угол наклона обнажения

$\alpha=30^\circ$. Подработанный массив представлен слабонарушенными неслоистыми породами. Длина камеры 50 м.

Решение: отсутствие количественной характеристики нарушенности горного массива трещинами позволяет решать эту задачу на основе статистических данных.

По табл. 5.1 находим, что допустимый пролет горизонтального обнажения в породах данного типа при глубине 200-350 м. равен 12 м. Для камеры длиной 50 м. устойчивая ширина пролета пересчитывается по формуле:

$$l = \frac{L_{\text{кам}} \cdot L_{\text{экв}}}{\sqrt{L_{\text{кам}}^2 - L_{\text{экв}}^2}} = \frac{50 \cdot 12}{\sqrt{2500 - 144}} = 12,4 \text{ м.}$$

Заданную в условии глубину 500 м. учитывают путем применения критерия $l^2 H - \text{const}$. Выполняем расчет (перерасчет):

$$l_{\alpha} = \frac{\sqrt{12,4^2 \cdot 275}}{\cos 30^\circ} = 10,5 \text{ м.}$$

Таким образом, ориентировочное значение допустимого по устойчивости пролёта обнажения пород в заданных условиях, составляет 10-11 м.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 6

ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ ПРИ РАЗРАБОТКЕ КРУТОПАДАЮЩИХ РУДНЫХ ТЕЛ

Цель работы: усвоить научно-обоснованную методику расчета устойчивых размеров камер и целиков, обеспечивающих оптимальное состояние камерных запасов, и запасов, оставляемых в целиках.

Краткие теоретические сведения

Напряженное состояние целиков при отработке крутопадающих месторождений с блоковой подготовкой рудных тел, характер их работы под нагрузкой имеет ряд специфических особенностей, отличающих условия работы таких целиков от условий, в которых работают целики камерно-столбовой системы разработки. Отличия состоят в совместимости работы междукамерных и междуэтажных целиков, наличии зоны обрушения пород, более значительной роли бокового распора в формировании нагрузок, действующих на целики, изрезанности целиков горными выработками и т.д.

Величина и характер распределения нагрузок на несущие элементы в значительной мере определяются физическим состоянием налегающей

толщи пород. По этому признаку различают три возможные в практике горных работ принципиально отличающиеся ситуации. Первая - когда по мере отработки рудного тела происходит обрушение налегающей толщи пород и формирование зоны обрушения. Междуэтажный целик в этих условиях несет на себе нагрузку от веса налегающих на него обрушенных пород, в объеме формирующегося над целиком свода давления.

Часть столба обрушенных пород, расположенных за пределами свода давления, передает свой вес на участки массива, граничащие с междуэтажным целиком. При этом образуется зона опорного давления, характеризующаяся наибольшей концентрацией напряжений вблизи рудного тела и постепенным их снижением по мере удаления в глубину массива окружающих пород. Вторая - когда из-за временного оставления междуэтажных целиков в одном или нескольких этажах развитие процесса сдвижения и обрушения задерживается, а граница зоны сдвижения отступает в своем движении от фронта очистных работ. В этих условиях междуэтажный целик обрабатываемого этажа воспринимает нагрузку со стороны висячего бока, обусловленную боковым распором и весом столба пород до поверхности шириной, равной сумме наклонных полувысот, действующего вышерасположенного отработанного целика.

Третья ситуация имеет место при отработке слепых рудных тел в устойчивых вмещающих породах. В этих условиях над выработанным пространством образуется породный мост.

Непосредственно над пустотами формируется зона разгрузки, а на участках массива за контуром основания выработанного пространства - зона концентрации напряжений (зона опорного давления).

По мере отработки рудного тела и опускания горных работ на более глубокие горизонты происходит накопление пустот и возрастание напряжений в зоне опорного давления.

Вновь подготавливаемые к отработке участки месторождений постоянно находятся в зоне опорного давления, что необходимо учитывать при расчете целиков.

Междуэтажный целик представляет собой соединение двух конструктивных элементов – днища блока вышерасположенного этажа и потолочины нижерасположенной камеры. При подготовке днища воронками и дучками его несущая способность существенно снижается из-за высокой степени изрезанности горными выработками. Здесь с достаточной для практических целей точностью считается, что днище блока по своей прочности эквивалентно целику при тех же его размерах в плане, но с высотой, равной $\frac{1}{4}$ полной высоты днища.

При плоской конструкции днища или применении траншейной подсечки днище блока не несет на себе нагрузки. В этом случае параметры днища определяются конструктивными соображениями, а расчет целика сводится к определению толщины потолочины над нижерасположенной камерой.

Расчет междуэтажного целика

Условия прочности целика по величине сжимающих напряжений имеет вид:

$$\frac{F}{h_{\text{экв}} \cdot L_{\text{кам}}} \leq \frac{\sigma_{\text{сжс}}^0 \cdot K_{\text{с.о}} \cdot K_{\text{вр}} \cdot K_{\text{ф}}}{K_{\text{зан}}} \quad (1)$$

$h_{\text{экв}} = h_{\text{пот}} + 0,25h_{\text{дн}}$ – в варианте с воронковой подготовкой днища;

$h_{\text{экв}} = h_{\text{пот}}$ – в варианте плоской конструкции днища.

Порядок расчета

Определяется величина вертикальных и горизонтальных нагрузок, воспринимаемых междуэтажными целиками со стороны висячего бока:

$$P_{\text{в}} = L_{\text{кам}} \cdot \gamma \cdot H \cdot K_k \left(\frac{h_{\text{экв}}}{\text{tg} \alpha} + \frac{L_{\text{кам}} (h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}})}{2(L_{\text{кам}} \text{tg} \alpha + h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}})} \right) \quad (2)$$

$$P_{\text{з}} = L_{\text{кам}} \cdot \eta \cdot \gamma \cdot H \cdot K_k \left(h_{\text{экв}} + \frac{L_{\text{кам}} (h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}})}{2(L_{\text{кам}} \text{tg} \alpha + h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}})} \right) \quad (3)$$

Для второй ситуации, когда зона сдвижения и обрушения отстает от фронта очистных работ:

$$P_{\text{в}} = L_{\text{кам}} \cdot \gamma \cdot H \left(\frac{h_{\text{экв}}}{\text{tg} \alpha} + \frac{L_{\text{кам}} (h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}})}{L_{\text{кам}} \text{tg} \alpha + h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}}} \right) \quad (4)$$

$$P_{\text{з}} = L_{\text{кам}} \cdot \eta \cdot \gamma \cdot H \left(h_{\text{экв}} + \frac{L_{\text{кам}} (h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}})}{L_{\text{кам}} \text{tg} \alpha + h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}}} \right) \quad (5)$$

После подготовки исходных данных и производства соответствующих вычислений выражения (2) и (5) упрощаются до вида:

$$P = Ah_{\text{экв}}^2 + Bh_{\text{экв}} + C, \quad (6)$$

где А, В и С – числовые коэффициенты.

Затем определяется

$$F = P_{\text{з}} + \frac{P_{\text{в}}}{\text{tg} \alpha} \quad (7)$$

и полученное выражение вводится в уравнение (1).

После выбора $K_{\text{ф}}$ и подстановки исходных данных уравнение (1) решается относительно $h_{\text{экв}}$.

При ширине целика меньшей, чем нормальная мощность рудного тела:

$$K_{\text{ф}} = \frac{h}{m_{\text{норм}}}.$$

При ширине целика равной или большей, чем нормальная мощность рудного тела:

$$K_{\phi} = \sqrt{\frac{h}{m_{\text{норм}}}}$$

Ввиду сложности прямого математического расчета уравнение рекомендуется решать методом последовательной подстановки $h_{\text{экв}}$ до получения удовлетворительного соотношения правой и левой частей уравнения. Целесообразная точность решения $\square 0,5$ м., после чего устанавливается минимально допустимая толщина потолочины.

При плоском днище или траншейной подсечке по простиранию этот параметр из условия прочности по сжимающим напряжениям определяется как: $h_{\text{ном}} = h_{\text{экв}}^{\text{сж}}$.

Для случая с воронковой подготовкой днища потолочины определяется как: $h_{\text{ном}} = h_{\text{экв}}^{\text{сж}} - 0,25h_{\text{дн}}$.

Определение устойчивых размеров обнажений пород висячего бока (высота этажа) графическим способом

Известно, что наиболее устойчивой является полость в форме тела вращения, состоящая из свода параболического очертания, опирающегося на стенки усеченного конуса, имеющего наклон стенок к направлению действия $\sigma_s = \gamma H$ под углом $\frac{\pi}{4} - \varphi$, где \square - угол внутреннего трения.

Исходя из того, что массив горных пород представляет собой среду, сложенную системой взаимодействующих блоков, параметры свода определяются следующим образом:

$$l_{\text{кам}} = d_1 \left(\frac{\sigma_{\text{сж}}^0 \cdot K_{\text{с/о}}}{K_{\text{зап}} \cdot \gamma H} - 1 \right), \quad (8)$$

где d_1 – размер ребра элементарного тектонического блока, м.;

$K_{\text{зап}}$ – коэффициент запаса ($K_{\text{зап}} \square 2,5$; $K_{\text{зап}} \square 2$ и $K_{\text{зап}} = 1$).

Высота свода определяется из выражения $h_{\text{св}} = \frac{l_{\text{кам}}}{2}$, м.

В соответствующем масштабе наносится вертикальное сечение рудного тела. По углу внутреннего трения определяется угол скалывания подрабатываемых пород $\frac{\pi}{4} + \varphi$. После чего графически определяется конфигурация возможной полости с ее предельными параметрами (см. рис. 6.1.).

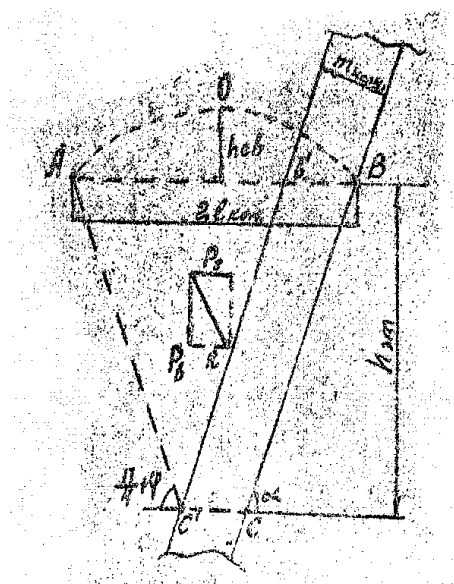


Рис. 6.1. Графический способ определения устойчивого обнажения пород висячего бока (определение высоты этажа)

Точки пересечения линии висячего бока с контурами полости АОВС и С□ показывают допустимый пролет обнажения пород висячего бока. Увеличение пролета обнажения может повлечь за собой активное сдвижение с последующим обрушением.

Расчет размеров междукамерных целиков

Расчет междукамерных целиков на прочность и длительную устойчивость осуществляется по допускаемым напряжениям.

Условие прочности МКЦ имеет вид:

$$\frac{R \cdot \sin \alpha \cdot \cos \xi}{B h_y \cdot K_{o.c}} \leq \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{c.o} \cdot K_{ep} \cdot K_{\phi}^{//}}{K_{зан}}, \quad (9)$$

где ξ - угол между нормалью к плоскости контакта с породами висячего бока и направлением действия равнодействующей силы, град.

$$P_e = \gamma \cdot H \frac{h_y}{\operatorname{tg} \alpha} K_k \left(\sigma + \frac{h_y \cdot L_{кам}}{h_y + L_{кам} \cdot \operatorname{tg} \alpha} \right), \quad (10)$$

$$P_z = \gamma \cdot H \cdot \eta \cdot h_y \cdot K_k \left(\sigma + \frac{h_y \cdot L_{кам}}{h_y + L_{кам}} \right), \quad (11)$$

Порядок расчета ширины МКЦ

1. Выбирается расчетная схема в соответствии со сведениями о физическом состоянии налегающей толщи пород.
2. Принимается ориентировочное значение ширины целика.

3. Рассчитывается величина нагрузок P_B , P_T и R , а также $\delta = \text{arctg} \frac{P_B}{P_z}$ и $\xi = \alpha + \delta - 90^\circ$.

4. Определяется коэффициент формы $K_\phi^n = \frac{e}{m_{\text{норм}}}$ или $K_\phi'' = \sqrt{\frac{e}{m_{\text{норм}}}}$ при $e > m_{\text{норм}}$.

5. Полученные значения подставляют в выражение 1. Уравнение решается методом последовательной подстановки значений e . Решение считается удовлетворительным при расхождении \square м.

Примеры конкретного выполнения расчетов

Пример 1. Рассчитать ширину МКЦ при обработке крутопадающего месторождения камерной системой разработки.

Условия для расчета: $h_{\text{ЭТ}} = 50$ м., $H = 450$ м., $\square = 0,026$ МН/м³, $m_{\text{норм}} = 5$ м., $\square = 80^\circ$, $\sigma_{\text{сж}}^0 = 160$ МПа, $K_{\text{с.о}} = 0,8$, $K_{\text{вр}} = 1,0$, $K_{\text{зап}} = 1,65$, $\square = 0,2$, $h_{\text{пот}} = 5$ м., $L_{\text{кам}} = 50$ м., $a_B = 2,6$ м., $h_p = 2,0$ м., $h_{\text{пр}} = 6,0$ м. В пространстве отработанных этажей оставлены междуэтажные целики.

Решение.

Принимаем ориентировочное значение $e = 5$ м., по формуле (10) и (11) рассчитываем P_B и P_T :

$$P_B = \frac{0,026 \cdot 450 \cdot 45}{5,67} \left(5 + \frac{45 \cdot 50}{45 + 50 \cdot 5,67} \right) = 1101 \text{ МН},$$

$$P_z = \frac{0,2}{1,02} \cdot 0,026 \cdot 450 \cdot 45 \left(5 + \frac{45 \cdot 50}{45 + 50} \right) = 3775 \text{ МН},$$

$$R = \sqrt{1101^2 + 3775^2} = 3932 \text{ МН}.$$

$$\text{Затем } \delta = \text{arctg} \frac{1101}{3775} = 16,3^\circ; \square = 80^\circ + 13,3^\circ - 90 = 6,3^\circ,$$

$$K_{\text{осн}} = \frac{(5 - 2,6 - 0,4) \cdot (6 - 2 - 0,4)}{6,5} = 0,24, K_\phi'' = 1,0.$$

Подставляя исходные данные в уравнение (9), получим:

$$\frac{3932 \cdot 0,98 \cdot 0,99}{5 \cdot 45 \cdot 0,24} \approx \frac{160 \cdot 0,8 \cdot 1,0 \cdot 1,0}{1 \cdot 65}.$$

Получаем $e = 5$ м., однако руководствуясь тем, что в целике пройден восстающий, принимаем $e = 6,6$ м.

Пример 2. Рассчитать ширину междуэтажного целика применительно к следующим условиям. Оработка месторождения ведется камерной системой и характеризуется нормальным развитием процесса обрушения пород.

Исходные данные для расчета: $H = 300$ м., $m_{\text{гор}} = 20$ м., $\square = 70^\circ$, $L_{\text{кам}} = 410$ м., $\square = 0,020$ МН/м³, $\square_p = 0,03$ МН/м³, $\sigma_{\text{сж}}^0 = 140$ МПа, $K_{\text{с.о}} = 0,7$, $K_{\text{вр}} = 0,7$, $K_{\text{зап}} = 1,65$, $\square = 48^\circ$, $K_p = 5$, $h_{\text{ЭТ}} = 50$ м., $l_H = 2$ м., $h_B = 2,8$ м.

Контакт руды с вмещающими породами – прочный. Подготовка днища блока предполагает применение скреперной установки.

Решение.

Расчет целиков осуществляется по сжимающим напряжениям. Приняв ориентировочное значение $h_{\text{экв}} = 8$ м., по формулам (2) и (3) рассчитываются величины P_B и P_T :

$$P_e = 40 \cdot 0,026 \cdot 300 \cdot 2,53 \left(\frac{8}{2,75} + \frac{40(50-8)}{2(40 \cdot 2,75 + 50-8)} \right) = 6630 \text{ МН} ,$$

$$P_z = 40 \frac{0,2}{1,0-0,2} 0,026 \cdot 300 \cdot 2,53 \left(8 + \frac{40 \cdot (50-8)}{2(40+50-8)} \right) = 3591 \text{ МН} ,$$

$$R = \sqrt{6630^2 + 3591^2} = 7540 \text{ МН} ,$$

$$F = 3591 + \frac{6630}{2,75} = 6002 \text{ МН} .$$

Подставляя исходные данные в (1), получим:

$$\frac{6002}{8 \cdot 40} > \frac{140 \cdot 0,7 \cdot 0,7 \frac{8 \cdot 0,94}{20}}{1,65} ,$$

т.е. в расчете была принята недостаточная толщина эквивалентного целика. Весь расчет повторяется при $h_{\text{экв}} = 9$ м.

$$P_e = 40 \cdot 0,026 \cdot 300 \cdot 2,53 \left(\frac{9}{2,75} + \frac{40(50-9)}{2(40 \cdot 2,75 + 50-9)} \right) = 6765 \text{ МН} ,$$

$$P_z = 40 \cdot 0,25 \cdot 0,026 \cdot 300 \cdot 2,53 \left(9 + \frac{40 \cdot (50-9)}{2(40+50-9)} \right) = 3729 \text{ МН} ,$$

$$R = \sqrt{6765^2 + 3729^2} = 7725 \text{ МН} ,$$

$$F = 3729 + \frac{6765}{2,75} = 6189 \text{ МН} .$$

$$\frac{6189}{9 \cdot 40} \approx \frac{140 \cdot 0,7 \cdot 0,7 \frac{9 \cdot 0,94}{20}}{1,65} , \text{ т.е. } h_{\text{экв}} = 9 \text{ м.}$$

При скреперной доставке высота днища, установленная по конструктивным соображениям, составляет 7,5 м. В этом случае полная толщина междукамерного целика составит:

$$h_{\text{ном}} = 9 - 0,25 \square 7,5 = 7,1 \text{ м};$$

$$h = 7,1 + 7,5 = 14,6 \text{ м. } \square 15 \text{ м.}$$

Индивидуальным заданием для расчетов являются данные задания на курсовое проектирование по курсу «Подземная разработка МПИ».

ЛИТЕРАТУРА

1. Ломоносов Г.Г. Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений. М.: Недра, 2011.
2. Скорняков Ю.Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин. М.: Недра, 2006.
3. Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке. Чита, 1986.

4. Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки. М.: Минцветмет СССР, 1986.
5. Справочник по горнорудному делу. М.: Недра, 1983.