

Документ подписан электронной подписью

Информация о владельце:

ФИО: Блинова Светлана Павловна

Должность: Заместитель директора по учебно-воспитательной работе

Дата подписания: 10.09.2024 09:30:44

Уникальный программный ключ:

1cafd4e102a27ce11a89a2a7ceb20237f3ab5c65

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
Заплярный государственный университет им. Н.М. Федоровского
Политехнический колледж

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
ДЛЯ СТУДЕНТОВ ПО ПРОВЕДЕНИЮ
ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ
МЕЖДИСЦИПЛИНАРНОГО КУРСА
«Технология добычи полезных ископаемых подземным способом»**

для специальности 21.02.17 Подземная разработка месторождений полезных
ископаемых

РЕЦЕНЗИЯ

на методические указания к лабораторно- практическим занятиям междисциплинарного курса «Технология добычи полезных ископаемых подземным способом», разработанные преподавателем горных дисциплин Ивановой Н.А.

Методические указания предназначены для студентов, обучающихся на специальности 21.02.17 «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых».

Так как горному технику- технологу необходимо получить практические навыки по ведению очистных работ, то в методических указаниях рассматриваются изучение и расчет физико-механических свойств горных пород. схем вскрытия, формы и размеров поперечного сечения горных выработок. мощности рудника, схем расположения подготовительных выработок, процессов очистной выемки, систем разработки.

При прохождении производственных практик студенты будут ознакомлены с технологическими процессами выемки полезного ископаемого, поэтому полученные навыки при выполнении практических работ будут основой для дипломного проектирования.

Лабораторно-практические занятия позволяют студенту закрепить знания, полученные при изучении теории междисциплинарного курса.

Методические указания к лабораторно - практическим занятиям соответствуют учебно-методическим требованиям, оцениваются положительно и рекомендуются к использованию в учебном процессе для студентов специальности 21.02.17

Рецензент
Горный инженер

Р.С. Антонец

РЕЦЕНЗИЯ

**на методические указания для студентов по проведению лабораторно-практических работ междисциплинарного курса «Технология добычи полезных ископаемых подземным способом, разработанные преподавателем Политехнического колледжа Заполярного государственного университета им. Н.М. Федоровского
Ивановой Н.А.**

Представленные методические указания соответствуют учебной программе по МДК «Технология добычи полезных ископаемых подземным способом» для студентов специальности 21.02.17 «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых»

Методические указания определяют порядок проведения 26-ти практических работ.

Все практические занятия сопровождаются контрольными вопросами для самопроверки.

Вопросы для самопроверки подобраны методически верно и отображают сущность изучаемого учебного материала.

Приведенные рисунки и схемы соответствуют характеру учебной программы и помогают усвоению учебного материала.

Уровень изложения материала соответствует современным требованиям науки, написан доступным профессиональным языком с использованием общепринятой технической терминологии.

Методические указания выполнены в достаточном объеме для качественной подготовки студентов, соответствуют всем учебно-методическим требованиям и рекомендуются к использованию в учебном процессе для студентов специальности 21.02.17.

Рецензент
Преподаватель высшей категории

С.Л. Халивин

СОДЕРЖАНИЕ

СОДЕРЖАНИЕ.....	3
Введение.....	4
Практическая работа №1.....	6
Практическая работа №2.....	11
Практическая работа №3.....	14
Практическая работа №4.....	21
Практическая работа №5.....	24
Практическая работа №6.....	29
Практическая работа №7.....	34
Практическая работа №8.....	42
Практическая работа №9.....	45
Практическая работа №10.....	49
Практическая работа №11.....	52
Практическая работа №12.....	57
Практическая работа №13.....	60
Практическая работа №14.....	66
Практическая работа №15.....	79
Практическая работа №16.....	81
Список используемых источников.....	88

Введение

Методические указания для проведения практических занятий предназначены для студентов, обучающихся по специальности 21.02.17 Подземная разработка месторождений полезных ископаемых

Целью практических работ является закрепление студентами полученных теоретических знаний предмета.

Практические занятия проводятся с применением плакатов, схем, действующих моделей, чертежей, отдельных узлов транспортных машин, деталей и других технических средств.

Методические указания разработаны с учетом применения практических навыков в будущей профессиональной деятельности студентов.

Объем некоторых практических работ рассчитан на несколько занятий. Это позволяет более глубоко закрепить полученные знания при изучении междисциплинарного курса «Технология добычи полезных ископаемых подземным способом».

По окончании работы студенты должны составить письменный отчет, в котором представляют:

- 1 Наименование работы, цель ее выполнения
- 2 Расчет по заданным исходным данным
- 3 Описание работы и выводы

В результате освоения междисциплинарного курса «Технология добычи полезных ископаемых подземным способом» обучающийся должен обладать предусмотренными ФГОС следующими умениями, знаниями, которые формируют общие компетенции:

ОК 1. Понимать сущность и социальную значимость своей будущей профессии, проявлять к ней устойчивый интерес.

ОК 2. Организовывать собственную деятельность, выбирать типовые методы и способы выполнения профессиональных задач, оценивать их эффективность и качество.

ОК 3. Принимать решения в стандартных и нестандартных ситуациях и нести за них ответственность.

ОК 4. Осуществлять поиск и использование информации, необходимой для эффективного выполнения профессиональных задач, профессионального и личностного развития.

ОК 5. Использовать информационно-коммуникационные технологии в профессиональной деятельности.

ОК 6. Работать в коллективе и команде, эффективно общаться с коллегами, руководством, потребителями.

ОК 7. Брать на себя ответственность за работу членов команды (подчиненных), результат выполнения заданий.

ОК 8. Самостоятельно определять задачи профессионального и личностного развития, заниматься самообразованием, осознанно планировать повышение квалификации.

ОК 9. Ориентироваться в условиях частой смены технологий в профессиональной деятельности.

В результате освоения междисциплинарного курса «Технология добычи полезных ископаемых подземным способом» обучающийся должен обладать предусмотренными ФГОС следующими умениями, знаниями, которые формируют профессиональные компетенции:

ПК 1.1. Оформлять техническую документацию на ведение горных и взрывных работ в части механизации, автоматизации горных процессов.

ПК 1.2. Организовывать и контролировать ведение технологических процессов на участке в соответствии с технической и нормативной документацией.

ПК 1.3. Контролировать ведение работ по обслуживанию горного оборудования на участке.

ПК 1.4. Контролировать ведение работ по обслуживанию вспомогательных технологических процессов

ПК 1.5. Обеспечивать выполнение плановых показателей участка.

СВОЙСТВА И КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Цель работы. Изучение физико-механических свойств горных пород в целях использования их в горном деле.

Теоретические основы выполнения работы

Горная порода - это природное образование минералов, слагающих самостоятельные геологические тела. Осадочные породы - породы, возникшие путем отложения из воды или воздуха продуктов разрушения магматических и метаморфических пород (песчаники, известняки, глинистые сланцы ископаемые угли и др.).

Плотность масса единицы объёма породы (минерального скелета) со все ми содержащимися в ее порах жидкостями и газами. Вес единицы объёма твердой фазы породы называется удельным весом породы, а вес единицы объёма породы в естественном состоянии - объёмным весом.

Плотность породы

$$\Delta = \frac{V_1}{V} = \frac{\gamma}{\rho}, \quad (1.1)$$

Где V - полный объем породы, взятый в массиве, т/м³

V_1 - объем породы в массиве, занимаемый минеральным веществом, м³;

γ - объемная масса породы в массиве, т/м³;

ρ - удельный вес породы, т/м³.

Если порода сложена из минералов примерно одинаковой плотности, то ее объемная плотность в основном зависит от пористости. Объемная плотность известняков может меняться от 1,5 до 2,5 г/см³, в то время как плотность слагающего известняк кальцита равна 2,7 г/см³.

Пористость объема породы, взятого в массиве

$$n = \frac{V_n}{V} = 1 - \frac{\gamma}{\rho}. \quad (1.2)$$

Тогда коэффициент пористости породы определится из следующего выражения:

$$\varepsilon = \frac{\rho}{\gamma} - 1. \quad (1.3)$$

Если объем породы, взятый в массиве V_1 , разрушить механическим или буровзрывным способом, то прежний объем пустот V_n , увеличится на величину V_2 , следовательно, полный объем разрушенной породы будет равен

$$V_P = V_1 + V_n + V_2. \quad (1.4)$$

Свойство породы увеличиваться в объеме при разрушении по сравнению с объемом ее в массиве называют *разрыхляемостью*.

Следовательно, коэффициент разрыхления, выраженный через объемные массы породы, составит:

$$K = \frac{\gamma}{\gamma_P}, \quad (1.5)$$

где, γ_P - объемная масса разрушенной породы, т/м³.

Коэффициент разрыхления зависит от состава, строения, крепости, кусковатости породы, он колеблется от 1,1 до 2,2.

Влагоемкость - количество воды, удерживаемой силами молекулярного притяжения на поверхности частиц породы

$$W_M = \frac{G_M - G_C}{G_C}, \quad (1.6)$$

где G_M - вес влажного образца породы;

G_C - вес образца породы, высушенного при температуре 105-110°C.

Водопроницаемость - способность породы пропускать воду. Способность пород пропускать воду характеризуется коэффициентом проницаемости, определяемым из уравнения Дарси

$$k_{пр} = \frac{Q}{S} \frac{l_0}{\Delta F} \eta, \quad (1.7)$$

где Q/S - скорость фильтрации, см/с;

ΔF - перепад давления на пути l_0 фильтрации жидкости, МПа (кгс/см²);

η - вязкость жидкости, г/см·с;

Q - расход воды через сечение S в единицу времени, см³/с.

В зависимости от величины коэффициента фильтрации породы подразделяются на водоупорные, слабопроницаемые, среднепроницаемые и легкопроницаемые.

Прочность горных пород оказывает большое влияние на эффективность отделения пород от массива, разрушение и дробление их механическим или другим способом. Твердость всегда выше предела прочна одноосное сжатие

$$H_K = k \sigma_{сж}. \quad (1.8)$$

Для возможности сравнения прочности целью создания эффективных средств механизации и приближенной экономической оценки разрушаемости породы проф. М.М. Протодяконовым создана классификация горных пород по коэффициенту крепости, который определяется по следующей зависимости

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{100}, \quad (1.9)$$

где $\sigma_{сж}$ - предел прочности пород на одноосное сжатие.

Для общей относительной оценки трудности разрушения пород доля участия сжимающих, скалывающих и растягивающих усилий различна и характеризуется коэффициентом

Тогда

$$\sigma_{раз} = k_1 \sigma_{сж} + k_2 \tau_{сдв} + k_3 \sigma_p. \quad (1.10)$$

Опытами установлено, что прочность пород при сжатии $\sigma_{сж}$ больше, чем при сдвиге $\tau_{сдв}$, а при сдвиге $\tau_{сдв}$ больше, чем при растяжении σ_p , т.е.

$$\sigma_{сж} > \tau_{сдв} > \sigma_p. \quad (1.11)$$

Технологические свойства каменных углей (таблица 1.2), рассмотренные как добывания, обогащения и технологического использования, кроме основных свойств горных пород имеют дополнительные параметры.

Таблица 1.1 - Классификация пород, предложенная проф. М.М. Протоdjаконовым

Породы	Коэффициент крепости	Категория крепости породы	Плотность породы, т/м ³
Вязкие кварциты и базальты	20	I	2,8-3
Крепкий гранит, самые крепкие песчаники и известняки	15	II	2,6-2,7
Очень крепкие песчаники и известняки	10	III	2,5-2,6
Колчедан, крепкий известняк	8	IVa	2,5
Обыкновенный песчаник, песчаные сланцы	5-6	IV-IVa	2,3-2,4
Крепкий глинистый сланец, некрепкий песчаник и известняк	3-4	V-Va	2,4-2,8
Антрацит, мягкий сланец, мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс, мерзлый грунт, разрушенный песчаник	2	VI	2,2-2,6
Крепкий каменный уголь, разрушенный сланец, отвердевшая глина	1,5	VIa	1,8-2
Каменный уголь средней крепости, прочные наносы, плотная глина	1	VII	1,8
Мягкий уголь, мягкая песчаная глина	0,8	VIIa	1,6
Торф, влажный песок	0,6	VIII	1,5
Добытый уголь, песок, насыпной грунт, гравий	0,5	IX	1,7
Плывуны	0,3	X	1,5-1,8

Таблица 1.2-Технологические свойства горных пород

Порода	Предел прочности (МПа) на		
	сжатие	сдвиг	растяжение l
Уголь бурый	5-9	1,1-2,5	0,2-1,5
Уголь каменный	2,4-13	0,1-10	0,1-0,5
Антрацит	10-35	1,5-10	0,5-0,9
Аргиллит	21-77	17-23	1-8
Алевролит	6-68	13-28	8-12
Песчаник	140-176	4-42	5-12
Сланец глинистый	37-52	10-16	0,8-1,2

В зоне отжима сопротивляемость угля резанию меньше, чем в глубине массива, и равна

$$A_{от} = k_{от}A, \quad (1.12)$$

где $k_{от}$ - коэффициент отжима, значение которого зависит от и расстояния от кромки забоя в глубь массива типа угля

Пример 1. Квершлаг проходят по известняку с удельным весом $\rho = 2,69$ т/м³ и объемной массой $\gamma = 2,37$ т/м³. Определить плотность и коэффициент пористости известняка.

Решение. Плотность известняка определим по формуле:

$$\Delta = \frac{\gamma}{\rho} = \frac{2,37}{2,69} = 0,88. \quad (1.13)$$

Тогда пористость

$$n = 1 - 0,88 = 0,12 \text{ или } 12 \%$$

Следовательно, коэффициент пористости известняка

$$\varepsilon = \frac{\rho}{\gamma} - 1 = 0,135$$

или 12%.

Таблица 1.3 - Усредненные значения теплоты сгорания угля и некоторых других показателей качества угля различной степени метаморфизма

Марка угля	Стадия метаморфизма	Выход летучих веществ	Толщина пластического слоя, мм	Q_j^r , МДж/кг
Длиннопламенный Д	I	S35	<6	21,98-24,91
Газовый Г	II	>35	11-25	23,44-25,9
Газово-жирный ГЖ	II-III	27-35	6-10	2470-26,37
Жирный Ж	III	27-35	17-20	25,33-26,58
Коксово-жирный КЖ	III-IV	27-35	>21	25,95-27,721
Коксовый К	IV	18-27	>21	26,37-28,47
Отощенно-спекающийся ОС	V	14-22	6-13	26,58-27,84
Тощий Т	VI	8-17	-	25,95-27,63
Антрацит А	VII-VIII	<8		23,86-31,00

Пример 2. При проведении буровзрывным способом по пустым породам главного откаточного штрека площадью сечения в проходке $S = 12,8 \text{ м}^2$ продвижение за цикл составило $l = 2,4 \text{ м}$. Объем разрыхленной породы - $V = 49,7 \text{ м}^3$. Определить коэффициент разрыхления алевролита.

Решение. Объем породы в массиве

$$V = Sl = 12,8 \cdot 2,4 = 30,72 \text{ м}^3.$$

Тогда коэффициент разрыхления алевролита

$$K = \frac{49,7}{30,72} = 1,61.$$

Пример 3. Выемочный участок, оборудованный механизированным комплексом КМ-103, отрабатывает пологий угольный пласт мощностью $m = 1,1 \text{ м}$. Управление кровлей осуществляется полным обрушением, в непосредственной кровле залегают глинистые сланцы мощностью $h_H = 3,5 \text{ м}$. Определить коэффициент разрыхления глинистого сланца.

Решение. Суммарная высота выработанного и обрушенного пространства

$$h_B = m + h_H = 1,1 + 3,5 = 4,6 \text{ м}.$$

Тогда коэффициент разрыхления пород непосредственной кровли

$$K = \frac{h_B}{h_H} = \frac{4,6}{3,5} = 1,3.$$

Содержание и порядок выполнения работы

После ознакомления с теоретическими основами выполнения работы студент получает вариант задания, отражающий горно-геологические условия разработки угольных пластов конкретной шахты. Приводятся расчеты по определению коэффициентов разрыхления и пористости вмещающих пород при ведении очистных и подготовительных работ на выемочном участке.

Контрольные вопросы

- 1 Что такое горная порода?
- 2 Какова характеристика физических свойств пород?
- 3 В чем сущность классификации горных пород, предложенной проф. М.М. Протодяконовым?
- 4 Расскажите о технологических свойствах и классификации рудников НГК.
- 5 Как определяются коэффициенты плотности и разрыхления горных пород?
- 6 Как определяется коэффициент крепости горных пород?

Практическая работа № 2

ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ, ИХ НАЗНАЧЕНИЕ И КЛАССИФИКАЦИЯ

Цель работы: Закрепление и углубление знаний студентов по горным выработкам, привитие навыков работы с геолого-маркшейдерской документацией.

Теоретические основы выполнения работы

Горные работы - комплекс работ (процессов) по проведению, креплению и поддержанию горных выработок.

Эксплуатационные горные выработки - выработки, необходимые для разработки месторождения. Следует отметить, что эксплуатационные выработки кроме своего основного назначения выполняют функции детальной разведки, уточняя и дополняя горно-геологическую характеристику разрабатываемого месторождения. Подземные эксплуатационные выработки делятся на вскрывающие, подготовительные и очистные.

К *вскрывающим горным* выработкам относятся основные выработки, вскрывающие запасы в шахтном поле (стволы, штольни, главные квершлагги).

Подготовительные выработки - выработки, проводимые при подготовке отдельных частей шахтного поля к очистной выемке. По назначению они подразделяются на выработки главных или основных направлений (этажные квершлагги, основные и полевые штреки, участковые бремсберги и уклоны) и прочие подготовительные выработки.

Очистными называют выработки, служащие для непосредственной выемки полезного ископаемого.

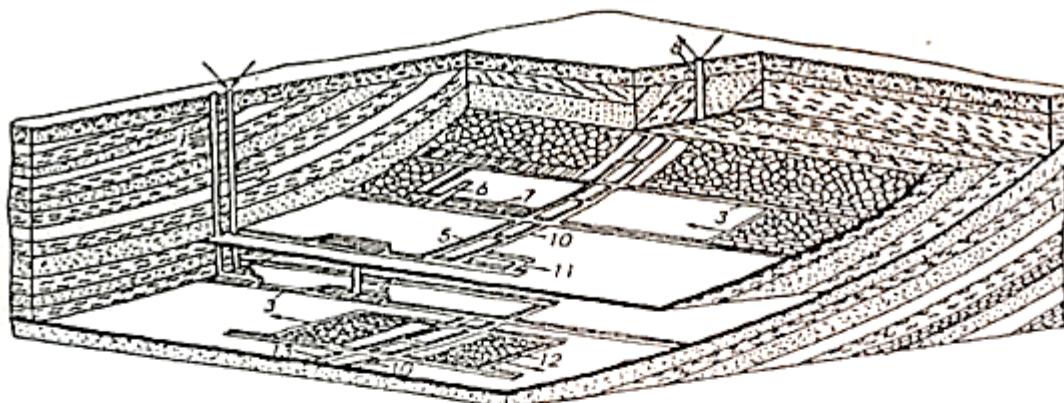
Нижнюю часть периметра поперечного сечения горизонтальных и наклонных выработок принято называть *почвой выработки*, верхнюю - *кровлей* выработки, боковые стороны - *боками* выработки. В вертикальных и круто-наклонных выработках, пройденных по пласту, вместо терминов «почва» и «кровля» нередко употребляют выражение «лежащий бок» и «висячий бок» соответственно.

Место, откуда начиналось проведение данной выработки, называется ее *устьем*. Бывают исключения из этого правила, главным образом при проведении уклонов и бремсбергов снизу вверх. Устьем таких выработок считается место, где они соединяются с вышерасположенной горизонтальной выработкой. Чаще всего штреком.

Забоем выработки называют место разрушения массива горных пород. Примыкающая к забою часть выработки, где непосредственно ведутся работы по ее проведению, представляет собой *призабойное пространство*. Место соединения нескольких выработок (чаще двух реже трех) называют *сопряжением горных выработок*.

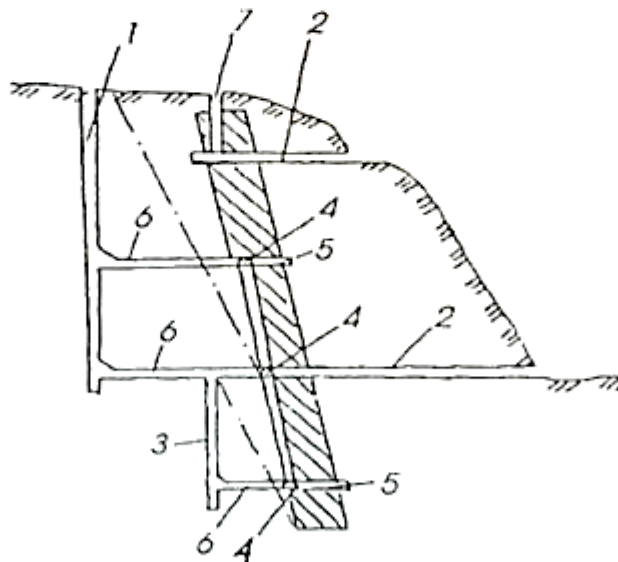
Расположение горных выработок в пространстве, их названия и назначение рассмотрим применительно к рисунку 2.1 и рисунку 2.2.

К вертикальным выработкам относят ствол, шурф, гезенк, слепой ствол, скважину, восстающий, рудоспуск.



1; 2 - вертикальные стволы, соответственно главный и вспомогательный; 3 - штрек; 4 - гезенк; 5 - бремсберг; 6 - очистная камера; 7 - просек; 8 - шурф; 9 - квершлаг; 10 - ходок; 11 - печь; 12 - лава; 13 - уклон

Рисунок 2.1 – Схема расположения горных выработок в шахтном поле



1 - ствол; 2 - штольня;

3 - слепой ствол; 4 - штреки; 5 - орты; 6 - квершлаг; 7 - шур

Рисунок 2.2 – Схема расположения подземных горных выработок при вскрытии месторождения в гористой местности

Наклонные выработки включают наклонный ствол, бремсберг, уклон, ходок, скат, восстающий.

Горизонтальными считаются выработки, проведенные горизонтально или с незначительным уклоном в толще полезного ископаемого или по породе. К ним относятся штольня, квершлаг, штрек, орт, просека.

Очистная, камера - горная выработка небольшой длины, в которой добывают полезное ископаемое. Обычно между камерами оставляют междукамерные целики, служащие для поддержания кровли.

Капитальными называют выработки, обслуживающие шахту в течение всего срока работы горного предприятия или значительной части этого срока. К капитальным относят вскрывающие и некоторые подготавливающие выработки (штреки, бремсберги), а также отдельные специальные камеры. На практике к

капитальным выработкам относят обычно тех выработки, которые имеют срок службы 10-15 лет.

Задание и порядок выполнения работы

После ознакомления с теоретическими основами выполнения работы (классификация, терминология и функциональная характеристика горных выработок) студент получает вариант задания, отражающий горно-геологические условия разработки.

Определяется перечень горных выработок, которые могли бы (с учетом целесообразности) быть пройденными в данных условиях. При этом принимаемые решения должны быть аргументированы.

Затем по предложенным планам горных работ студенты изучают выработки, изображенные на определенном участке шахтного поля.

По окончании работы студенты письменно отвечают на контрольные вопросы.

Таблица 2.1 - Варианты заданий на выполнение работы

Показатель	Варианты											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Рельеф местности	Х	Р	Х	Г	Р	Г	Р	Р	Х	Р	Р	Г
Мощность насосов, м	130	75	15	35	150	30	5	40	30	60	10	40
Число забоев	1	2	2	1	3	2	2	1	2	2	2	2
Размер по падению участка месторождения	1000	2400	2000	1700	2700	1250	1000	3000	4000	1500	3200	2100
Угол падения, градус	10	5	18	40	15	18	20	15	16	0	5	75
Расстояние доставки, м	40	20	45	80	30	35	29	70	25	40	45	100
Коэффициент разрыхления	1,4	2,6	1,4	0,9	1,0	1,8	2,0	1,2	1,7	0,7	1,4	4,5

Примечание: Г - гористый, Х - холмистый. Р – равнинный

Контрольные вопросы

- 1 Дайте определение штольни.
- 2 Дайте определение квершлага.
- 3 Перечислите горизонтальные горные выработки.
- 4 Какие горные выработки относятся к наклонным?
- 5 Перечислите вертикальные горные выработки.
- 6 Чем отличается бремсберг от уклона?
- 7 Чем отличается скат от бремсберга?
- 8 В чем отличие квершлага от штольни?
- 9 В чем отличие квершлага от полевого штольни?
- 10 Что такое орт?
- 11 Что такое околотвольный двор?
- 12 В чем отличие протяженных выработок от непротяженных?

Практическая работа № 3

ФОРМА И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

Цель работы: Научить студентов рассчитывать сечение горной выработки при различных видах крепи.

Теоретические основы выполнения работы

Расчет размеров выработки при самоходном оборудовании должен производиться с соблюдением требований «Инструкции по безопасному применению самоходного оборудования в подземных рудниках».

При скорости движения более 10 км/ч рекомендуется производить расчет ширины проезжей части с учетом рекомендаций, изложенных в работе.

В транспортных выработках с интенсивностью движения более 10 машин в сутки устраивают дорожное покрытие и тротуар (или пешеходную дорожку). При меньшей интенсивности движения пешеходную дорожку не делают, а при необходимости сооружают ниши для укрытия людей через каждые 50 м.

В подэтажных выработках, имеющих относительно небольшой срок службы, дорожное покрытие не предусматривают.

Сечение транспортной выработки с большой интенсивностью движения, с дорожным покрытием и тротуаром и при скоростях превышающих 10 км/ч показано на рисунке 3.1. При наличии бордюра в водоотводной канавке зазор может быть принят равным $b-300$ мм вместо 600 мм по инструкции. При наличии тротуара с бордюром ширина пешеходной дорожки может быть также уменьшена и составлять $a-800$ мм (вместо 1000 или 1200 мм). Однако в этом случае необходимо определять ширину проезжей части A , которая больше ширины машины по формуле

$$A = d + 1,5C + 12v, \quad (3,1)$$

где C - ширина профиля покрышки, мм;
 v - скорость движения машины, км/ч.

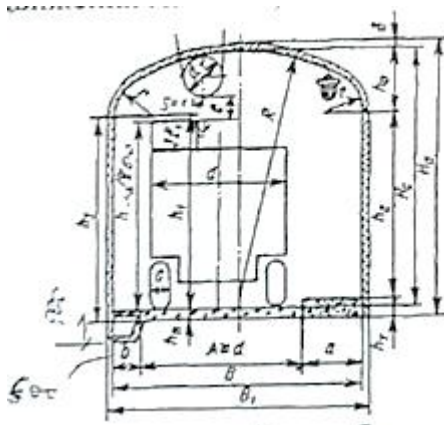


Рисунок 3.1-Сечение транспортной выработки прямоугольно-сводчатой формы при безрельсовом транспорте с набрызгбетонной крепью

Ширина выработки в свету

$$B = a + A + b. \quad (3,2)$$

Если бордюр у канавки отсутствует, а вместо тротуара имеется пешеходная дорожка, не огражденная бордюром, и скорость движения машины не превышает 10 км/ч, то ширина выработки

$$B = a + d + b, \quad (3.3)$$

где d - ширина машины, мм;

a - забор между выступающей частью транспортного средства и стенкой выработки со стороны прохода людей, мм;

b - зазор между выступающей частью транспортного средства и стенкой выработки с противоположной стороны людей, мм.

Если в выработке не предусмотрено постоянное нахождение людей, то пешеходная дорожка отсутствует, ширина выработки в свету, в соответствии с рисунком 3.2, составит

$$E = d + 2b \quad (3,4)$$

Ширина выработки при наличии крепи определяется по формуле

$$B_1 = B + 2\delta \text{ мм}, \quad (3,5)$$

где δ - толщина крепи, принимаемая при расчете, мм.

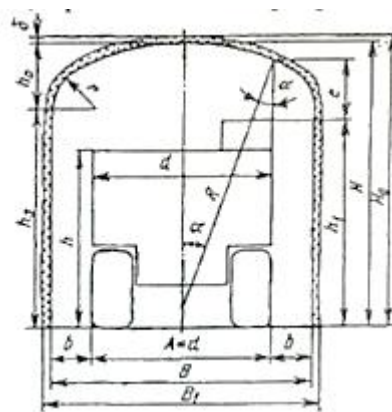


Рисунок 3.2-Сечение подэтажной выработки прямоугольно-сводчатой формы при безрельсовом транспорте с набрызгбетонной крепью

Высота коробового свода определяют в зависимости от коэффициента крепости горных пород по шкале М.М. Протождьяконова.

Для монолитной бетонной крепи при коэффициенте крепости $f = 3 \div 9$

$$h_0 = \frac{B}{3}. \quad (3.6)$$

Для набрызгбетонной и анкерной крепи и в выработках без укрепления: при $f \leq 12$,

$$h_0 = \frac{B}{3}; \quad (3.7)$$

при $f > 12$,

$$h_0 = \frac{B}{4}. \quad (3.8)$$

Кривая трехцентрового (коробового) свода образуется тремя дугами: осевой R и двумя боковыми r . Радиусы свода в зависимости от его высоты приведены ниже (таблица 3.1).

Минимальная высота выработки по оси в свету должна быть не менее (рисунок 3.1):

$$H_c = h + e + d_m \text{ мм}, \quad (3.9)$$

где d_m - диаметр вентиляционной трубы, мм;

e - минимальный зазор между наиболее выступающей частью машины и кровлей выработки 500 мм (таблица 3.2);

h - высота машины по кабине, мм.

Таблица 3.1-Радиусы свода

Высота свода	B/3	B/4
Радиус осевой дуги R	$R=0,692B$	$R=0,905B$
Радиус боковой дуги r	$R=0,262B$	$R=0,173B$

Высота вертикальной стенки от уровня дорожного покрытия: при наличии дорожного покрытия

$$h_1 = H_c - h_0 \text{ мм}, \quad (3.10)$$

при отсутствии дорожного покрытия

$$h_2 = h_3 = h \text{ мм}. \quad (3.11)$$

Высота вертикальной стенки со стороны тротуара

$$h_2 = h_1 - h_6 \text{ мм}, \quad (3.12)$$

где h_6 - высота бордюра, равная 200-300 мм.

При отсутствии тротуара высоту вертикальной стенки h_2 не определяем, в соответствии с рисунком 3.2.

Высота вертикальной стенки от почвы выработки:

$$h_3 = h_1 + h_n \text{ мм}, \quad (3.13)$$

где h_n , - толщина дорожного покрытия, мм.

Площадь поперечного сечения выработки в свету (без учета возвышения тротуара над дорожным покрытием):

$$\text{При } f \leq 12, \quad h_0 = \frac{B}{3} \quad S_{CB} = B(h_2 + 0,26B) \text{ м}^2, \quad (3.14)$$

$$\text{При } f > 12, \quad h_0 = \frac{B}{4} \quad S_{CB} = B(h_2 + 0,175B) \text{ м}^2, \quad (3.15)$$

Проектная площадь сечения выработки (вчерне):

$$\text{При } f \leq 12, \quad h_0 = \frac{B}{3} \quad S_{CB} = B_1(h_3 + 0,26B) \text{ м}^2, \quad (3.16)$$

$$\text{При } f > 12, \quad h_0 = \frac{B}{4} \quad S_{CB} = B_1(h_3 + 0,175B) \text{ м}^2, \quad (3.17)$$

Задания для практической работы

Согласно своему варианту необходимо определить формы и размеры сечения горной выработки, пользуясь данными таблиц 3.1-3.3 и рисунками 3.1 и 3.2. После выполнения всех расчетов привести схему сечения горных выработок с полученными размерами.

Таблица 3.2-Нормативные показатели

Наименование показателей	Размер, м
Максимальное расстояние от сиденья машиниста погрузочно-доставочного оборудования до наиболее выступающей части при его эксплуатации в условиях закрепленной и устойчивой кровлей выработки	1,3
Минимальный зазор между наиболее выступающей частью машины и кровлей выработки	e=0,5
Минимальный зазор между наиболее выступающей частью транспортного средства и стенкой (крепью) выработки или размещенном в выработки оборудования: - со стороны прохода людей -с противоположной стороны	a=1,2 b=0,5
Минимальный зазор со стороны свободного прохода людей при устройстве пешеходной дорожки высотой 0,3м и шириной 0,8м или при устройстве ниш через 25м	a=1,0
Минимальные размеры разминочных ниш: высота ширина глубина	1,8 1,2 0,7
Минимальный зазор между транспортным средством и стенкой выработки при исключении возможности нахождения в этих выработках людей, при движении со скоростью: до 10км/ч более 10км/ч	b=0,5 b=0,6
Минимальная высота свободного прохода по всей ширине выработки от почвы	h ₂ =1,8
Ширина машины	d
Ширина проезжей части при движении со скоростью до 10км/ч более 10км/ч	A=d A>d
Уширение выработки на поворотах	0,3-0,5
Толщина дорожного покрытия в транспортных выработках с интенсивностью движения до 100 единиц в сутки и более	h _n =0,3

Таблица 3.3 - Типоразмеры и марки машин

Параметры	ПД-2	ПТ-2,5	ПД-3	ПТ-4	ПД-5	ПТ-6	ПД-8	ПТ-10	ПД-12	ПТ-16
Грузоподъемность, т	2	2,5	3	4	5	6	8	10	12	16
Высота разгрузки ковша, м	1,2	2,1	1,6	2,24	1,8	2,8	2,2	3,25	2,0	3,55
Высота по кабине максимальная, м	2,12	2,12	2,12	2,12	2,24	2,12	2,5	2,5	2,65	2,65
Ширина (максимальная), м	1,32	1,4	1,7	1,8	1,9	2,36	2,5	2,5	2,8	2,8
Площадь поперечного сечения выработки, м ²	5-7	5-7	7-9	7-9	9-12	9-12	12-14	12-14	Свыше 14	Свыше 14
Рациональное расстояние транспортирования, м	Не более 75	75-175	Не более 100	100-225	Не более 150	150-325	Не более 200	200-450	Не более 300	300-600

Пример выполнения задания

Определить размеры и площадь поперечного сечения транспортной выработки (рисунок 3.1) с интенсивностью движения МоАЗ-6401-9585 до 500 машин в сутки и скоростью 20 км/ч. Выработка прямоугольно-сводчатой формы, закреплена набрызгбетоном толщиной 50 мм; коэффициент крепости пород $f=15$.

Решение

По технической характеристике МоАЗ-6401- 9585 имеет ширину $d=2850$ мм, высоту по кабине $h=2680$ мм, ширину профиля крыши $c=430$ мм.

В выработке, предусматриваем дорожное покрытие II типа общей толщиной $h_n=300$ мм. В выработке сооружается тротуар высотой от почвы $h_T=500$ мм (с таким расчетом, чтобы образовался бордюр высотой 200-300 мм)

Со стороны канавки бордюр не предусматриваем, тогда $b=600$ мм (рисунок 3.1)

Ширину проезжей части определяем по формуле 3.1

$$A=d+ 1,5C + 12v = 2850 + 1,5 \cdot 430 + 12 \cdot 20 = 3735 \text{ мм.}$$

Ширину выработки в свету с учетом скорости движения

$$B=a+A+b= 800 +3735+600 = 5135 \text{ мм.}$$

Ширину выработки при наличии крепи

$$B_1 = B + 2 \partial = 5135 + 2 \cdot 50 = 5235 \text{ мм.}$$

Высота коробового свода при $f>12$

$$h_0 = B/4 = 5235/4 \approx 1310 \text{ мм}$$

Минимальная высота выработки по оси в свету должна быть (рисунок 3.1) не менее

$$H_c=h+e+d_m=2680 + 500+600 = 3780 \text{ мм}$$

Высота вертикальной стенки от уровня дорожного покрытия

$$h_1-H_c-h_0=3780 - 1310 = 2470 \text{ мм.}$$

Высота вертикальной стенки со стороны тротуара

$$h_2=h-200 = 2470-200 = 2270 \text{ мм.}$$

т.е. зазор $a=800$ мм будет соблюдаться на высоте более 1800 мм.

Высота вертикальной стенки от почвы выработки

$$h_3=h_1 +h_n =2470+ 300=2770 \text{ мм.}$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету (без учета возвышении тротуара над дорожным покрытием) при $f>12$

$$S_{св} = B(h_2 + 0,175B) = 5,135 \cdot (2,47 + 0,175 \cdot 5,135) = 17,3 \text{ м}^2.$$

Проектная площадь сечения выработки (в черне)

$$S_ч = B_1(h_3 + 0,175B_1) = 5,235(2,77 + 0,175 \cdot 5,235) = 19,3 \text{ м}^2.$$

Радиусы осевой и боковой цуг в свету (при $f> 12$):

$$R = 0,905 \cdot B = 0,905 \cdot 5135 \approx 4650 \text{ мм;}$$

$$r = 0,173 \cdot B = 0,173 \cdot 5135 \approx 890 \text{ мм.}$$

Высота выработки в проходке (в черне)

$$H_0=h_3 + h_0 + \partial = 2770 + 1310 + 50 = 4130 \text{ мм.}$$

Варианты заданий

Задача I

Определить размеры и площадь поперечного сечения штрека (рисунок 3.1), если транспортирование горной массы производится машиной ПТ-6; интенсивность движения до 100 машин в сутки со скоростью до 10 км/ч. По выработке возможно постоянное хождение людей (предусмотреть пешеходную дорожку). Выработка

закреплена анкерной крепью, выступающая в выработку часть анкера $\delta = 50$ мм; коэффициент крепости $f=10$. Диаметр вентиляционной трубы $d_m=600$ мм.

Задача 2

Определить размеры и площадь поперечного сечения штрека (рисунок 3.1), если транспортирование горной массы производится машиной ПД-2; интенсивность движения до 100 машин в сутки со скоростью до 10 км/ч. По выработке возможно постоянное хождение людей (предусмотреть пешеходную дорожку). Выработка закреплена анкерной крепью, выступающая в выработку часть анкера $\delta=500$ мм; коэффициент крепости $f=8$. Диаметр вентиляционной трубы $d_m=500$ мм.

Задача 3

Определить размеры и площадь поперечного сечения выработки, если транспортирование горной массы производится машиной ПТ-2,5; интенсивность движения до 100 машин в сутки со скоростью до 12 км/ч. Выработка закреплена набрызгбетонной крепью, выступающая в выработку часть анкера $\delta=50$ мм; коэффициент крепости $f=15$. Диаметр вентиляционной трубы $d_m=600$ мм. В выработке необходимо предусмотреть пешеходную дорожку (рисунок 3.1).

Задача 4

Транспортирование горной массы осуществляется машиной ПД-3. Интенсивность движения - 50 машин в сутки со скоростью 12 км/ч. Толщина набрызгбетонной крепи $\delta=25$ мм при коэффициенте крепости пород $f=13$. Диаметр вентиляционной трубы $d_m=500$ мм. Определить размеры и площадь поперечного сечения выработки (рисунок 3.1).

Задача 5

Определить размеры и площадь поперечного сечения транспортной выработки (рисунок 3.1) с интенсивностью движения МоАЗ-6401-9585 до 100 машин в сутки и скорость 15 км/ч. Выработка прямоугольно-сводчатой формы. Закреплена набрызгбетоном толщиной 40 мм; коэффициент крепости пород $f=13$. Диаметр вентиляционной трубы $d_m=600$ мм. В выработке сооружается тротуар высотой 200 мм.

Задача 6

Определить размеры площади поперечного сечения подэтажного штрека, если уборка породы производится машиной ПТ-4 (рисунок 3.2). Выработку крепят набрызгбетоном толщиной $\delta=50$ мм, проходят в породах с $f=15$. Скорость движения до 10 км/ч, постоянное хождение людей исключено, интенсивность движения машин - 50 машин в сутки. Диаметр вентиляционной трубы $d_m=500$ мм.

Задача 7

Определить размеры и площадь поперечного сечения штрека (рисунок 3.1), если транспортирование горной массы производится машиной ПД-5; интенсивность движения до 100 машин в сутки со скоростью 12 км/ч. Ширина профиля покрытия $s=430$ мм.

По выработке возможно постоянное хождение людей (предусмотреть пешеходную дорожку). Выработка закреплена анкерной крепью, выступающая в выработку часть анкера $\delta=50$ мм; коэффициент крепости $f=15$. Диаметр вентиляционной трубы $d_m=600$ мм.

Задача 8

Рассчитать размеры поперечного сечения транспортной выработки, имеющей прямоугольно-сводчатую форму и проходимую в породах с $f=8\div 10$. Выработка имеет комбинированную крепь (анкерную с набрызгбетоном толщиной 50 мм). Для уборки породы и последующего транспортирования по выработке применяется погрузочно-транспортная машины ПТ-6 со скоростью до 10 км/ч. Интенсивность движения более 100 машин в сутки. Диаметр вентиляционной трубы 600 мм.

Задача 9

Рассчитать размеры поперечного сечения транспортной выработки, проходимой в породах с коэффициентом крепости $f=16$. Выработка имеет прямоугольно-сводчатую форму. Для уборки породы применяется погрузочно-доставочная машины ПТ-8, ширина профиля покрышки $s=430$ мм. Интенсивности движения более 100 машин в сутки со скоростью 12 км/ч. Выработка имеет набрызгбетонную крепь толщиной 25 мм. Диаметр вентиляционной трубы 500 мм.

Контрольные вопросы к защите практической работы

- 1 От чего зависит форма поперечного сечения горных выработок?
- 2 Какие минимальные расстояния между автомобильным транспортом или размещенном в выработке оборудованием и стенкой выработки?
- 3 Какие формы поперечного сечения существуют?
- 4 Какие наиболее распространенные формы сечения для горизонтальных выработок?
- 5 Какие типовые формы сечения существуют для вертикальных и наклонных выработок?
- 6 Какая методика расчета поперечного сечения горных выработок?
- 7 Какие основные элементы прямоугольно-сводчатой формы сечения выработки?
- 8 Какие основные элементы трапециевидной формы сечения?
- 9 В каких случаях предусматривается дорожное покрытие и тротуар?
- 10 В каких случаях определяется ширина проезжей части?

Практическая работа №4

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГОДОВОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ РУДНИКА

Цель работы: Научить студентов производить расчеты годовой, месячной, суточной и сменной производительности рудника.

Теоретические основы выполнения работы

В проектах годовую производительность (A) рудника (шахты) по горным возможностям с корректировкой по целесообразному сроку службы рудника (шахты) определяют по формуле

$$A = BR_{и.р}/[t(1-p)], \quad (4.1)$$

где B -балансовые запасы руды, т;
 t - срок службы, лет;
 $R_{и.р}$ - коэффициент извлечения рудного запаса;
 p - коэффициент разубоживания руды.

Применяется два основных способа определения годовой производительности рудника (шахты) по горным возможностям:

- по средней интенсивности разработки месторождения (шахтного поля), измеряемой годовым понижением очистной выемки:

- по фронту очистной выемки (число блоков и их производительности).

Приближенный метод определения годовой производительности рудника (шахты) по годовому понижению очистной выемки при углах падения более 30 производят по формуле

$$A = vS\gamma R_{и.р}/(1-p), \quad (4.2)$$

где v - среднее понижение очистной выемки по всей площади рудного (шахтного) поля, м/год;

S -средняя рудная площадь, м²;

γ - средняя плотность руды, т/м³.

Среднее годовое понижение очистной выемки уменьшается с увеличением размером шахтного поля и мощности рудного тела и повышается с увеличением угла падения и числа одновременно разрабатываемых этажей.

Годовое понижение очистной выемки (v) определяют из выражения.

$$v = v_0 K_1 K_2 \quad (4.3)$$

где v_0 - среднее годовое понижение очистной выемки в зависимости от класса шахтного поля и числа этажей в одновременной выемке,

K_1 и K_2 - поправочные коэффициенты соответственно на мощности рудного тела и угол его падения.

Задание

Изучить основные термины и понятия по теме (контрольные вопросы).

- 1 Годовая производительность подземного рудника.
- 2 Годовое понижение очистной выемки.
- 3 Очистная выемка.
- 4 Длина рудного тела по простиранию.
- 5 Мощность рудного тела.
- 6 Угол падения залежей.
- 7 Плотность руды.
- 8 Система разработки месторождения.
- 9 Коэффициент извлечения запасов руды.
- 10 Коэффициент разубоживания.

11 Высота этажа.

12 Жильное месторождение

Пример

По исходным данным для конкретных условий, определить годовую производительность подземного рудника по годовому понижению очистной выемки, на жильном месторождении, при длине по простиранию $L=1200$ м, мощности $m = 15$ м, угле падения залежи $\alpha = 60^\circ$, плотности руды $\gamma = 3,3$ т/м³, системе разработки с маганизированием руды, среднем коэффициенте извлечения руды $K_p=0,15$. Очистные работы проектируются на несколько этапах.

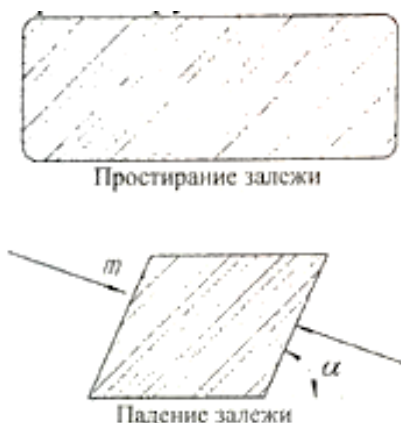


Рисунок 4.1 - Схема залежи

Решение

1 По таблице 4.1 определяем размер месторождения, т.е. класс шахтного поля. В данном задании месторождение можно отнести к большим.

Таблица 4.1 –Размер месторождения

Классы	Длина шахтного поля при мощности рудного тела	
	До 15 м	>15 м
Небольшие	500-600	До 300
Средние	600-1000	300-600
Большие	1000-1500	600-1000
Очень большие	>1500	>1000

2 Среднее годовое понижение V_0 очистной выемки $V_0 = 25$ м и поправочные коэффициенты на мощность рудного тела ($K_1 = 1$) и на угол падения рудного тела ($K_2=1$) принимаются по таблицам 4.2 и 4.3.

Таблица 4.2 - Среднегодовое понижение очистной выемки

Классы	Число рабочих этажей	V_0
Очень большие	1;2	15;20
Большие	1;2	22;25
Средние	1;2 несколько	25;30;40
Небольшие	1;2 несколько	30;45;60

Таблица 4.3-Поправочные коэффициенты

Мощность р.т.	<5	5-15	15-25	>25
K_1	1,25	1	0,8	0,6

Угол падения р.т.	90	60	45	30
K_2	1,2	1	0,9	0,8

$V_0=25\text{м.}$

3 Коэффициент K , может определяться методом интерполяции.

4 Расчетное годовое понижение очистной выемки определяется по формуле:

$$V=V_0 \cdot K_1 \cdot K_2 = 25 \cdot 1 \cdot 1 = 25\text{м.}$$

5 Площадь рудной залежи составляет:

$$S = L \cdot m = 1200 \cdot 15 = 18000 \text{ м}^2$$

6 Годовая производительность подземного рудника определяется по формуле:

$$A_r = \frac{V \cdot S \cdot \gamma \cdot K_{и.р}}{1 - K_p} = \frac{25 \cdot 18000 \cdot 3,3 \cdot 0,9}{1 - 0,15} = 1572353$$

Принимаем $A_r=1500000$ т/год.

Выполнить расчеты по индивидуальным исходным данным таблицы 4.4

Таблица 4.4 - Исходные данные

Показатели	Варианты									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1. длина по простиранию (L, м)	700	800	900	1000	1100	1200	1300	1400	1500	1600
2. мощность рудного тела (M, м)	2	4	7	9	13	115	13	9	7	4
3. угол падения залежи (а)	85	80	75	70	65	60	55	50	45	40
4. плотность руды (γ , т/м ³)	2,2	2,5	2,7	2,9	3,1	3,3	2,9	2,7	2,5	2,2
5. средний коэффициент извлечения руды ($K_{и.р}$)	0,95	0,90	0,85	0,80	0,85	0,90	0,95	0,90	0,85	0,80
6. Коэффициент разубоживания (K_p)	0,10	0,15	0,10	0,12	0,14	0,15	0,10	0,12	0,14	0,15
7. число одновременно работающих этажей	1	2	неск	1	2	неск	1	2	неск	1

Контрольные вопросы

- 1 Что подразумевается под мощностью предприятия?
- 2 Какие два способа определения годовой мощности?
- 3 Как определяется годовое понижение очистной выемки?
- 4 Сколько рабочих смен в сутки на руднике?
- 5 Назовите основные элементы залегания рудного тела.

Практическая работа №5 ДЕЛЕНИЕ ШАХТНОГО ПОЛЯ НА ЧАСТИ

Цель работы: Научить студентов пространственно мыслить в плане расположения визуальных границ шахтного поля подземных условиях.

Теоретические основы выполнения работы

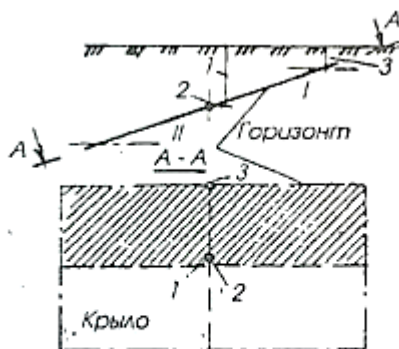
Для обеспечения отработки запасов шахтное поле независимо от занимаемой им площади, как правило, делят на более мелкие части - блоки, гори зонты (ступени), крылья, панели, этажи, выемочные поля, столбы, полосы и ка меры (рисунок 5.1).

Горизонт (ступень) - часть шахтного поля, одной из границ которого по падению является главным транспортный штрек, а второй - верхняя или нижняя граница шахтного поля. Боковыми границами горизонта служат границы шахтного поля по простирацию (рисунок 5.2).



Рисунок 5.1-Деление шахтного поля

Рисунок 5.2-Деление шахтного поля на крылья и горизонты



*I - бремсберговский горизонт; II - уклонный горизонт;
1 - ствол; 2 - главный откаточный штрек; 3 - шурф*

Транспортным горизонтом называют систему вскрывающих, подготавливающих выработок и выработок околоствольного двора, расположенных на одном уровне и служащих для транспортировки руды к стволу.

Часть шахтного поля, расположенная выше уровня откаточного горизонта, называется *бремсберговой*, ниже - *уклонной*.

Крылом называют часть шахтного поля, расположенную по одну сторону от вертикальной плоскости, проведенной в крест простираения рудного тела и проходящей через вскрывающую выработку (вертикальный или наклонный

ствол, капитальный бремсберг или уклон). Крылья обычно обозначают частями света (западное, восточное и др.).

Как правильно, шахты отрабатывают двукрылые шахтные поля. В случае ухудшения горно-геологических условий эксплуатации или нерационального планирования горных работ возникают однокрылые шахтные поля.

В процессе деления шахтного поля на части фиксируется вариант отработки шахтного поля, который отражает последовательность и степень деления шахтного поля на части. Вариант отработки шахтного поля формируется сочетанием вертикальных, горизонтальных и наклонных разделяющих поверхностей (рисунок 5.3). Направление отработки шахтного поля при разделении его по нормали к напластованию и в плоскости напластования показана на рисунке 5.4. Классификация схем деления шахтного поля на части приведена в таблице 5.1.

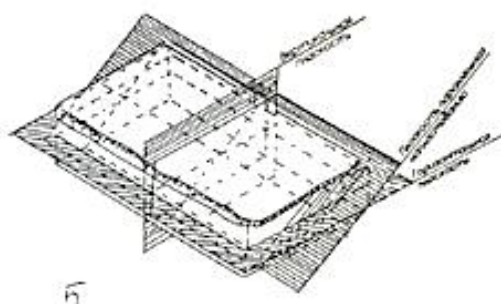


Рисунок 5.3-Деление шахтного поля на части плоскостями

Блок - часть шахтного поля, характеризующаяся самостоятельным комплексом горных работ, вскрытая с поверхности воздухоподающим и воздухоотводящим стволами, используемыми для самостоятельного секционного проветривания своих выработок, спуска-подъема людей, оборудования и материалов. Для блоков оборудуют общий главный ствол для выдачи руды и породы. Таким образом, один транспортным горизонт является общим для нескольких блоков.

Шахтные поля, превышающие по простиранию 6-8 км. делят на блоки. Горизонты в шахтном поле, в зависимости от геологических, технических и экономических факторов, делят на более мелкие части: этажи, панели, длинные столбы, по падению или восстанию пласта.

Этаж - часть рудного тела в шахтном поле, границами которой по падению являются штреки откаточной и вентиляционный, а по простиранию - границы шахтного поля (рисунок 5.4).

Расстояние между верхней и нижней границами этажа называют наклонной высотой этажа, расстояние между этими границами по вертикали - вертикальной высотой. При разработке мощных рудных тел в вертикальную высоту принимают равной 80-100 м, для рудных тел тонких и средних мощности - 100 130 м вертикальная высота этажа определяется из выражения

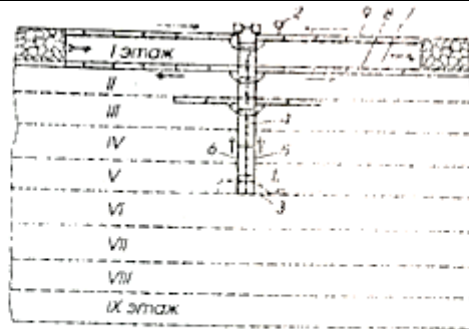
$$h_v = h \cdot \sin a,$$

где h , - наклонная высота этажа, м;

a -угол падения рудного тела, градус.

Таблица 5.1-Классификация схем деления шахтного поля на части

Разделение шахтного поля на части горизонтальными плоскостями								
Схема отработки	одногогоризонтная				многогоризонтная			
Разделение шахтного поля на части вертикальными плоскостями								
Схема отработки	Индивидуальная				блочная			
Разделение блоков и горизонтов на части вертикальными и горизонтальными плоскостями								
Схема отработки	этажная	панельная	этажная	панельная	этажная	панельная	этажная	панельная



1 – капитальный квершлаг; 2 – шурф; 3 – главный откаточный штрек; 4 – капитальный бремсберг; 5,6 – ходки; 7 – этажный откаточный штрек; 8 – параллельный трек; 9 – этажный вентиляционный штрек

Рисунок 5.4-этажный способ подготовки

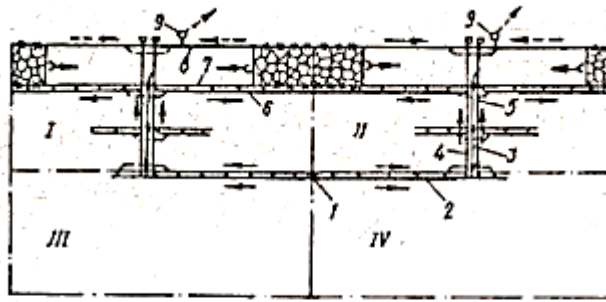
Выемочное поле - часть рудного тела в пределах этажа, разработка которой осуществляется с применением участковых (промежуточных) бремсбергов, скатов или квершлагов.

Выемочный столб (участок) - часть рудного тела пласта в пределах выемочного поля, ограниченная по падению конвейерным и вентиляционным штреками, а по простиранию - границами выемочного поля.

Этажный способ подготовки шахтного поля применяется, как правило, на наклонных, крутонаклонных и крутых залеганиях.

Панельный способ подготовки. Если рудное тело в пределах шахтного поля или горизонта делят по простиранию на участки, вытянутые по падению от верхней границы горизонта до нижней (рисунок 5.5), то такие участник называют панелями, а способ подготовки шахтного поля - панельными.

Панель - это часть рудного тела в пределах шахтного поля или гори зонта, обслуживаемая самостоятельным комплексом горизонтальных или наклонных транспортных и вентиляционных выработок. Границами панели являются: по падению границы горизонта, по простиранию граница шахтного поля или условные границы смежных панелей. Размер панели по про стиранию находится в пределах 1500-2500 м, а по падению - 1000-1200 м. По падению пласта панели делят на более мелкие участки, вытянутые по простиранию, ярусы.



1 – IV – панели; 1 – кверцлаг; 2 – главный откаточный штрек;
 3 – панельный бремсберг; 4, 5 – ходки; 6 – параллельный штрек;
 7 – конвейерный ярусный штрек; 8 – вентиляционный ярусный штрек; 9 – шурфы

Рисунок 5.5 – Панельный способ подготовки

Ярус - это часть рудного тела в пределах панели, ограниченная по падению выемочными штреками (конвейерным и вентиляционным), а по простиранию - границами панели.

Порядок отработки шахтного поля показан на рисунке 5.6

Части шахтного поля	Порядок отработки	
	прямой	обратный
Блоки		
Столбы, ориентированные по падению (восстанию)		
Панели		
Этажи		

Рисунок 5.6-Порядок отработки шахтного поля

Содержание и порядок выполнения работы

Сначала студенты должны ознакомиться с теоретическими основами выполнения работы, затем по планам горных работ изучают, на какие части разделено шахтное поле, устанавливают размеры и осуществляют зарисовку отдельных частей шахтного поля (по указанию преподавателя).

- 1 Ознакомиться с примером.
- 2 Выполнить задание в соответствии с заданным преподавателем вариантом в таблице 5.2, при этом графическая часть выполняется в масштабе.

Таблица 5.2 - Варианты заданий на выполнение работы

показатель	варианты								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Размер шахтного поля, м									
По простиранию	6000	4000	8000	9000	4500	7000	5000	6000	5500
По падению	2600	1900	3000	4000	2100	3100	1800	2000	2400
Мощность рудного тела	2,3	1,5	1,4	1,2	2,1	0,8	1,4	1,8	1,6
Угол падения, градс	40	18	40	30	20	32	50	60	30

Примечание. Дополнительные данные сообщаются после ознакомления с планом горных работ.

Пример. Разделить шахтное поле на части с размерами по простиранию 4,2 км и по падению 1,8 км. Обосновать возможные способы деления шахтного поля на части и начертить их схемы для следующих условий: угольный пласт 1,8 м, угол падения 6", мощность наносов 110 м. Шахтное поле на востоке ограничено технической границей шахты «Мирная», а на западе-дизъюнктивным нарушением амплитуду $n=25$ м. Графическая интерпретация примера представлена на рисунке 5,7.

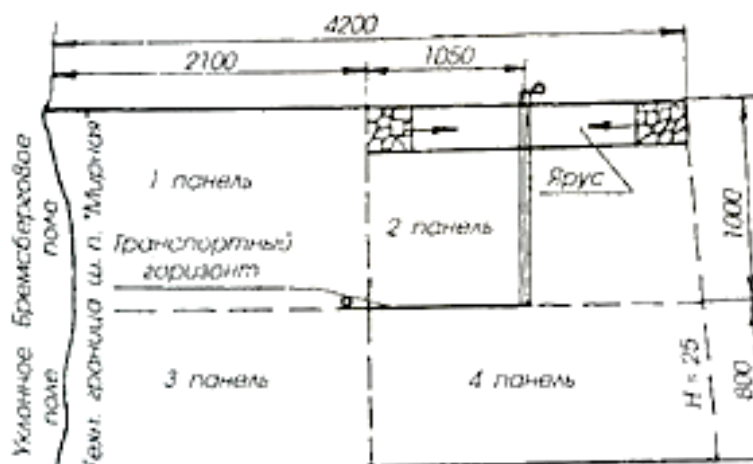


Рисунок 5.7-Графическая интерпретация примера

Контрольные вопросы

- 1 Что такое шахтное поле?
- 2 Перечислите основные горно-геологические и горнотехнические факторы, влияющие на способы деления шахтного поля.
- 3 На какие основные части делится шахтное поле по падению и простиранию?
- 4 Что такое бремсберговая и уклонная части шахтного поля?

Практическая работа №6

ВЫБОР МЕСТА ЗАЛОЖЕНИЯ ОСНОВНЫХ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК

Цель работы: Научиться выбирать схему вскрытия и место заложения главного ствола по исходным данным.

Теоретические основы выполнения работы

Разработка любого рудного месторождения, как и угольного, складывается из тех стадий: вскрытия, подготовки и очистной выемки.

Вскрытие имеет целью открыть доступ с поверхности земли к месторождению или части его посредством горных выработок, которые называются вскрывающими. По этим выработкам в процессе разработки транспортируются добытую руду или породу, доставляют людей, оборудование, материалы, проветриваются подземные выработки, подводят электроэнергию, сжатый воздух и воду для бурения и т.д. К вскрывающим выработкам относятся шахтные стволы, штольни, квершлагги.

Рудное месторождение для добычи полезных ископаемых подземным способом может быть вскрыто шахтным стволом или штольней. Шахтные стволы и штольни называются главными выработками вскрытия в отличие от второстепенных выработок, имеющих то же название (квершлагги, гезенки, уклоны и пр.), но применяемых не при всех системах разработки.

Способы вскрытия крайне многообразны, они различаются между собой по следующим признакам:

- роду главных вскрывающих выработок;
- их расположению совместно залегающих рудных тел месторождения.

По роду применяемых главных выработок можно выделить основные варианты вскрытия одной из главных выработок:

- вертикальным стволом, наклонным стволом или штольней;
- комбинированные варианты вскрытия, когда верхняя часть залежи вскрываются несколькими главными выработками: вертикальными (одним или несколькими) стволом с поверхностями до определенного горизонта, затем слепыми стволами (вертикальными или наклонными).

По расположению главных выработок вскрытия относительно рудного тела различают:

- вскрытие главными выработками, проведенными по руде;
- вскрытие по пустой породе в лежачем, висячем боках или на фланге.

При вскрытии рудных месторождений кроме главного подъемного ствола или штольни, как правило, закладывают еще и вспомогательные стволы, шурфы, штольни и другие выработки, которые служат в качестве второго (запасного) выхода на дневную поверхность, требуемого правилами безопасности ведения горных работ;

- для вентиляции - по ним свежий воздух поступает в подземные выработки или выходит на поверхность отработанный воздух;
- спуска и подъема рабочих, материалов и оборудования, когда главный ствол не обеспечивает этих функций;
- подготовки нижележащих горизонтов (этажей) при большом простирании или большой мощности месторождений;

- спуска закладки, крепежных материалов или подъема части добываемой руды и породы.

Наиболее часто применяемый способ вскрытия месторождения - вертикальным шахтным стволом (общим или несколькими), заложенным в лежащем боку рудного тела вне границ зоны сдвижения пород. Наиболее применим при угле падения более 40° . Достоинством является отсутствие целиков, в которых консервируются значительные запасы руды.

Вскрытие вертикальным стволом, расположенным в висячем боку, вне границ зоны сдвижения пород, отличается значительной длиной квершлагов; применяется, когда нет возможности заложить ствол шахты в лежащем боку (застроенность поверхности, трудность подведения железнодорожного подъездного пути и т.п.).

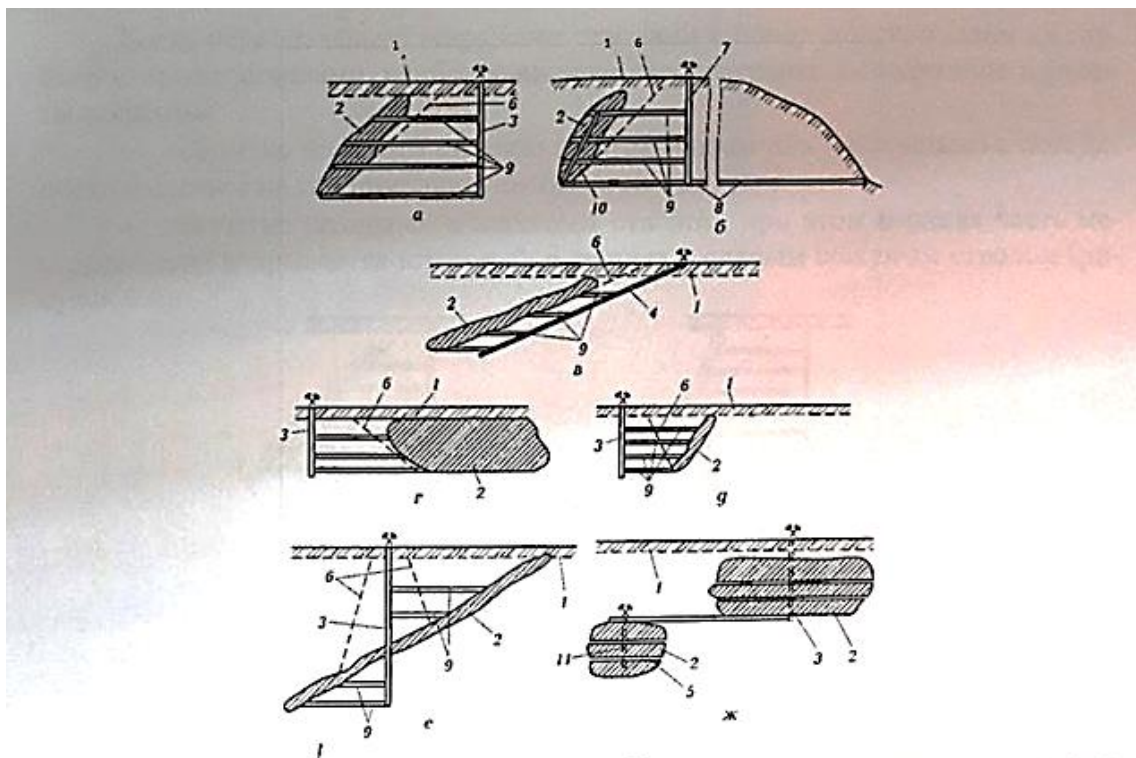
Вскрытие вертикальным шахтным стволом по месторождению применяется редко, так как это связано с оставлением охранных целиков. К этой схеме прибегают при пологом падении, малой мощности и большой длине залежи.

Вскрытие вертикальными шахтными стволами, расположенными на фланге месторождения, имеет преимущество в сравнительно небольшой длине квершлагов и не требуется оставления охранных целика при заложении ствола вне границ зоны сдвижения пород, однако стоимость подземной откатки бывает относительно высокая. Такая схема может быть использована при разработке месторождений небольшой длины (от нескольких сотен метров до километра).

Способы вскрытия вертикальными шахтными стволами показаны на рисунке 6.1.

Вскрытие наклонным шахтным стволом, расположенным по месторождению, требует оставления рудного охранных целика; применяется редко. Вскрытие наклонным шахтным стволом, расположенным в лежащем боку месторождения, имеет наибольшее распространение. При этом ствол закладывают вне зоны сдвижения пород при угле падения месторождения менее $45^\circ \dots 50^\circ$. На фланге месторождения наклонный шахтный ствол располагают в таких же случаях, как и вертикальный ствол, но при значительном склонении рудного тела. Наклонный ствол проходят параллельно залежи, если угол ее падения меньше угла сдвижения пород, или параллельно поверхности сдвижения, если она более полого, чем залежь.

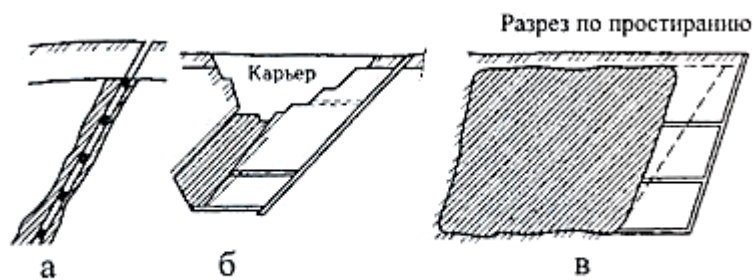
Минимальное расстояние до ствола от лежащего бока месторождения - 15...20 м. Подъем руды по наклонному стволу осуществляется с помощью подъемных емкостей (клетки, вагонетки, скипы) или конвейера. При конвейерном подъеме угол наклона ствола составляет $15 \dots 20^\circ$, чтобы избежать скатывания кусков руды. В настоящее время на некоторых рудниках конвейеры применяются в стволах с углом наклона более 20° . разработаны и успешно применяются вертикальные конвейеры.



а, б — вскрытие вертикальным стволом в лежащем боку; в — вскрытие наклонным стволом в лежащем боку; г — вскрытие вертикальным стволом на фланге месторождения; д — вскрытие вертикальным стволом в висячем боку; е — вскрытие вертикальным стволом, пересекающим месторождение; ж — вскрытие стволом с поверхности и слепым стволом на глубине; 7 — наносы; 2 — рудное тело; 3 — главный ствол шахты (вертикальный); 4 — главный ствол шахты (наклонный); 5 — слепой ствол шахты; 6 — граница зоны сдвижения пород или охранного целика; 7 — вспомогательный ствол шахты; 8 — штольня; 9 — квершлаг; 10 — рудоспуск; 11 — слепой ствол

Рисунок 6.1-Схемы вскрытия рудных месторождений

Способы вскрытия на наклонными шахтными стволами показаны на рисунке 6.2.



а — по месторождению; б — в лежащем боку; в — на фланге месторождения

Рисунок 6.2 - Вскрытие месторождений наклонным шахтным стволом

Когда месторождение простирается на большую глубину, обычные способы вскрытия нередко не дают удовлетворительного решения; в этих случаях прибегают к комбинированным способам вскрытия.

Когда первоначально вскрывают стволами с поверхности, а затем на глубине слепыми стволами, наиболее широко распространены следующие варианты вскрытия:

- вскрытие шахтным стволом (вертикальным или наклонным) с поверхности и слепым на глубине (рисунок 6.3);
- вскрытие штольной и шахтным стволом, при этом верхняя часть месторождения вскрывается штольной, а нижняя - слепым шахтным стволом (рисунок 6.4).

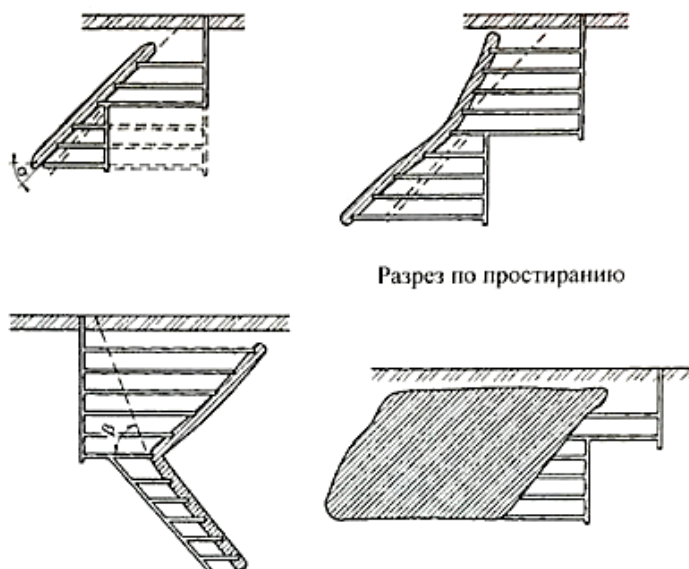
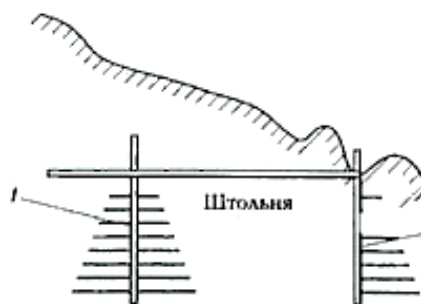


Рисунок 6.3-Способы вскрытия вертикальным шахтным стволом с поверхности и слепым на глубине



1-шахтный слепой ствол; 2-шахтный ствол

Рисунок 6.4 - Вскрытие штольной и стволом шахты

В зависимости от угла падения, длины по падению и глубины распространения месторождение может быть вскрыто одним или несколькими горизонтами (этажами) высотой от 30 до 150 м и более.

Если месторождение разрабатывают несколькими горизонтами, то каждый их них вскрывают квершлагом, пройденным от ствола. Транспортирование по квершлагам, как правило, осуществляется с помощью электровозов. Для перегрузки руды из вагонеток в скипы у стволов оборудуют дробильно-перегрузочные узлы. Для сокращения их числа руду с нескольких горизонтов перепускают по капитальному рудоспуску у ствола на один горизонт, с которого

ее поднимают на поверхность после предварительного подземного дробления. Иногда для уменьшения затрат на транспорт рудоспуски проводят вблизи рудного тела и руду транспортируют к стволу только по одному (нижнему) горизонту. Этот горизонт называется *концентрационным*, а остальные - *промежуточными*. При выдаче руды в вагонетках по стволам в клетях подъем осуществляют с каждого горизонта.

Вскрытие штольной применяется при гористом рельефе местности. Штольня может проходиться по месторождению или вкрест простирания в висячем или лежащем боку месторождения.

Основными способами вскрытия рудных месторождений являются (рисунок 6.10.) вскрытие вертикальным стволом шахты в лежащем боку месторождения и вскрытие штольной.

Реже применяются следующие способы вскрытия:

- наклонным стволом, пройденным по руде или на незначительном расстоянии от рудного тела;
- вертикальным стволом, расположенным на фланге месторождения;
- вертикальным стволом в висячем боку месторождения;
- вертикальным стволом, пересекающим месторождение;
- комбинированные способы.

При вскрытии стволами шахт квершлаг проходятся в каждом этаже или один квершлаг на несколько этажей (групповые квершлаг).

Порядок выполнения работы

После ознакомления с теоретическими основами выполнения работы студенты в лабораторных условиях изучают место заложения главного ствола с использованием планов горных работ, макетов и плакатов.

На основании исходных данных (выдаются индивидуально преподавателем) студенты осуществляют расчет и вычерчивают схему выбора места заложения ствола.

Контрольные вопросы

- 1 Назовите основные горно-геологические факторы, влияющие на выбор места заложения главного ствола.
- 2 Назовите главные вскрывающие выработки.
- 3 Каковы достоинства вскрытия штольной?
- 4 Когда применяются комбинированные схемы вскрытия?

Практическая работа №7

ВЫБОР СПОСОБА ВСКРЫТИЯ

Цель работы: Конструирование для заданных горно-геологических условий возможных вариантов вскрытия шахтных полей

Теоретические основы выполнения работы

Выбор способа вскрытия месторождения (шахтного поля) сводится к определению типа, числа, места заложения, формы и площади поперечного сечения вскрывающих выработок в зависимости от горно-геологических условий месторождения, уровня развития техники и экономических показателей.

При проектировании горнорудных предприятий способ вскрытия месторождения выбирают методом вариантов на основе технико-экономического сравнения их в следующем порядке:

- намечают технически возможные варианты вскрытия месторождения;
- из намеченных вариантов оставляют два-три лучших;
- по отобранным вариантам определяют объемы горно-капитальных работ и эксплуатационные расходы, зависящие от способа вскрытия, при этом одинаковые затраты и расходы исключают из расчета;
- если варианты экономически равноценны, то окончательный выбор способа вскрытия производят с учетом технических факторов.

При технико-экономическом сравнении вариантов по укрупненным показателям место заложения вскрывающих выработок, высота этажа или ширина панели, потери и разубоживание руды принимаются ориентировочно на основе горно-геологической характеристики месторождения и практики разработки аналогичных месторождений; ориентировочными являются и принимаемые стоимостные показатели.

Наиболее экономичным вариантом вскрытия считаются тот, при удельные приведенные затраты будут минимальными, котором.

Капитальные затраты, финансирование которых осуществляется за счет средств капитального строительства, разделяют на первоначальные и затраты будущих лет. Первоначальные затраты - затраты, связанные со строительством рудника (шахты) до сдачи его в эксплуатацию. К ним относят строительство зданий и сооружений на поверхности, проходку стволов, штолен, околоствольных дворов, проведение квершлагов, сооружение приемных площадок, капитальных рудоспусков, бункеров и подземных дробилок.

К затратам будущих лет затраты, которые производят в период эксплуатации рудника (углубка стволов, сооружение околоствольных дворов, проведение квершлагов и других капитальных выработок на новых горизонтах).

Так как первоначальные капитальные затраты по сравниваемым вариантам вскрытия могут значительно отличаться по величине, а затраты будущих лет могут производиться в разное время после пуска рудника в эксплуатацию, то при сравнении вариантов вскрытия затраты должны быть сведены к одному и тому же периоду. Такие затраты называются дисконтированными.

Для удобства технико-экономического сравнения затраты приводят к моменту сдачи рудника в эксплуатацию. Приведенные капитальные затраты (руб.) в период строительства рудника определяют по формуле 7.1.

$$K_{np.n} = K_n(1 + E_{н.п})^{t_{cmp}12}, \quad (7.1)$$

Где K_n -первоначальные капитальные затраты, руб.;

$E_{н.п}$ - 0,1 - нормативный коэффициент приведения разновременных затрат;

T_{cmp} - продолжительность строительства рудника, лет.

Приведенные капитальные затраты (руб.) будущих лет, т.е. в период эксплуатации рудника

$$K_{пбр} = K_6(t + E_{н.п})^{1/2}, \quad (7.2)$$

Где K_6 - затраты, которые будут производиться через t лет после сдачи рудника в эксплуатацию;

t - период приведения капитальных затрат (период, отделяющий время вложения затрат от момента сдачи рудника в эксплуатацию).

K эксплуатационным расходам, учитываемых при сравнении вариантов, относятся расходы на поддержание и ремонт капитальных выработок, транспортирование полезного ископаемого на поверхность, водоотлив, вентиляцию и др.

Удельные суммарные приведенные затраты (руб.) по варианту вскрытия определяют по формуле

$$a = E_n(K_n + K_6)/[A + (K_n + K_6 + Э)/B], \quad (7.3)$$

Где E_n - 0,15 нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений;

A -годовая производительность рудника, т;

B -балансовые запасы месторождения, т;

$Э$ - сумма всех эксплуатационных расходов за период отработки месторождения, руб.

Принимая во внимание достоверность исходных данных, принятых по укрупненным показателем, погрешность подсчета при методе вариантов не превышает 10%.

Обозначим удельные суммарные (приведенные) затраты по вариантам через a_1 и a_2 , причем $a_2 > a_1$ (1, 2 - индексы сравниваемых вариантов). Варианты можно считать экономически равноценными, если

$$(a_2 - a_1)/(a_2 + a_1) \leq 0,1. \quad (7.4)$$

Для дальнейших расчетов принимаем следующие обозначения: m - горизонтальная мощность рудного тела, м; α - угол его падения, градус; L - длина рудного тела по простиранию, м; $L_{бл}$ - длина блока, м; H - глубина разработки месторождения, м; H_n - мощность наносов, м; H_p - глубина разработки месторождения (без учета мощности наносов), м; L_c - длина ствола, м; $L_{шт}$ - длина Штольни, м; h - глубина ствола ниже последнего вскрытого горизонта, м; β - угол наклона основного ствола, градус; H_3 - высота этажа, м; n - число этажей в рудном теле (месторождении); n_1 - число этажей при вскрытии групповыми квершлагами; γ - плотность руды, т/м³; B - балансовые запасы руды месторождения, т; D - количество руды, добываемой из месторождения, т; B_3 - балансовые запасы руды в этаже, т; t - продолжительность отработки месторождения (шахтного поля), лет; t_3 - продолжительность отработки этажа, лет; $A_{бл}$ - годовая производительность блока, т; S_c - площадь поперечного сечения ствола, м²; V_0 и v_0 - объемы околоствольных

выработок соответственно на главном откаточном и промежуточном горизонтах, м³; V_{к.р} – объем капитальных выработок по руде (на всем месторождении), м³; ρ – коэффициент разубоживания руды; K_{и.р} – коэффициент извлечения руды; k_{пр.с} – затраты на проходку ствола, руб/м³; k_{пр.ш} – затраты на проходку штольни, руб/м³; k_{пр.о.} – затраты на проходку около ствольных выработок, руб/м³; k_{пр.к} – затраты на проведение квершлагов, руб/м; k_{под.с} – годовые затраты на поддержание ствола, руб/м; k_{под.к} – годовые затраты на поддержание квершлагов, руб/м; S_к – площадь поперечного сечения квершлага на главном откаточном горизонте, м²; L_{с.к} – средняя длина квершлагов главных откаточных горизонтов, м; L_{с.пх} – средняя длина транспортировки руды на поверхности, м; L_ш – длина штольни, м; L_{с.к} – средняя длина промежуточных горизонтов, м; L_{с.пх} – средняя длина транспортировки руды на поверхности, м; L_ш – длина штольни, м; l_{с.к} – средняя длина промежуточных горизонтов, м; k_{о.п} – затраты на подземную транспортировку руды, руб/(т·м); k_п – затраты на транспортировку руды по вертикали, руб/(т·м); R_в – затраты, приходящиеся на 1 т руды при напоре, равном 1 м, руб.; C₀ – плановая себестоимость 1 т руды, добываемой из очистных забоев, за вычетом затрат на амортизации выработок, руб.

Формула для определения вариантов вскрытия месторождения приведены ниже.

Балансовые запасы руды

$$B = LH_p m \gamma \text{ или } V = LH_p m. \quad (7.5)$$

Количество добываемой руды

$$D = BR_{u,p} / (1-p). \quad (7.6)$$

Число этажей в шахтном поле

$$n = (H - H_u) / H_o = H_p / H_o. \quad (7.7)$$

Продолжительность отработки месторождения (шахтного поля)

$$t = D/A \text{ или } t = Bk_{u,p} / [A (1-p)]. \quad (7.8)$$

Продолжительность отработки этажа

$$t_o = t/n \text{ или } t_o = Bk_{u,p} / [A (1-p)]. \quad (7.9)$$

Капитальные затраты (руб.) на проведение:

Ствола

$$\Pi_{пр.с} = k_{пр.с} S_c (H+h) / \sin \beta; \quad (7.10)$$

Штольни

$$K_{пр.ш} = k_{пр.ш} S_{ш} L_{ш}; \quad (7.11)$$

квершлагов основных горизонтов

$$K_{пр.к.о} = k_{пр.к} S_k L_k n / n_1; \quad (7.12)$$

квершлагов промежуточных горизонтов

$$K_{пр.к.п} = k_{пр.к} S_k l_k (n_1 - 1) / n_1; \quad (7.13)$$

околоствольных выработок основных горизонтов

$$K_{пр.о.о} = k_{пр.о} V_o n / n_1; \quad (7.14)$$

околоствольных выработок промежуточных горизонтов

$$K_{пр.о.п} = k_{пр.о} v_o n (n_1 - 1) / n_1. \quad (7.15)$$

Затраты (руб.) на поддержание:

наклонного ствола

$$\mathcal{E}_{под.с} = k_{под.с} t [H_n + h + n_1 / H_o (n/n_1 + 1) / 2] \sin \beta; \quad (7.16)$$

вертикального ствола

$$\mathcal{E}_{под.с} = k_{под.с} t [H_n + h + n_1 / H_o (n/n_1 + 1) / 2]; \quad (7.17)$$

квершлагов основных откаточных горизонтов

$$\mathcal{E}_{\text{под.о}} = k_{\text{под.с}} L_{\text{с.к}} [n/(n_1 + 1)] t_3; \quad (7.18)$$

квершлагов промежуточных горизонтов

$$\mathcal{E}_{\text{под.к.п}} = 2_{\text{под.к}} l_{\text{с.к}} [n/n_1(n-1)] t_3; \quad (7.19)$$

Штреков

$$\mathcal{E}_{\text{под.к.п}} = 2k_{\text{под.шмт}} t_3. \quad (7.20)$$

Затраты (руб.) на транспортировании руды:
по квершлагам

$$\mathcal{E}_{\text{о.п}} = k_{\text{о.п}} D L_{\text{с.к}}; \quad (7.21)$$

на поверхности

$$\mathcal{E}_{\text{оп.х}} = k_{\text{о.пх}} D L_{\text{с.пх}}. \quad (7.22)$$

Эксплуатационные затраты на транспортирование руды по стволу, руб/(т-м)

$$\mathcal{E}_n = k_n D [H_n + h_1 + H_3 (n + n_1)/2]; \quad (7.23)$$

где h) - высота подъема ниже последнего вскрытого горизонта.

Затраты на водоотлив, приходящихся на 1 т руды при напоре, равном 1 м.

$$\mathcal{E}_в = k_в D [H_n + H_3 (n/n_1)/2]. \quad (7.24)$$

Возмещение затрат (руб.) от попутного добытой руды при вскрытии сторожения

$$C_{\text{воз}} = C_о V_{\text{к.р}} \gamma, \quad (7.25)$$

где $U_{\text{кр}}$ - объема капитальных выработок, проведенных по руде.

Пример. Определить способ вскрытия (рисунок 7.1) при следующих условиях: мощность горизонтально залегающего рудного тела $m = 20$ м; размеры его в плане $600 \cdot 400$ м; проектная глубина разработки $H = 310$ м; плотность руды $\gamma = 3$ т/м³; коэффициент крепости налегающих пород шкафе проф. М.М. Протодьяконова $f = 10$; коэффициент извлечения руды $k_{\text{и.р}} = 0,95$, разубоживания $\rho = 0,1$; угол сдвижения налегающих пород $\varphi = 70^\circ$; годовая производительность рудника $A = 0,5$ млн. т; коэффициент эффективности капиталовложений $E_n = 0,15$.



Рисунок 7.1-Схемы к выбору способа вскрытия месторождения

Решение

Для вскрытия месторождения могут быть применены следующие варианты: вскрытия вертикальным стволом; наклонным стволом с транспортированием руды самоходным оборудованием и наклонным стволом, оборудованным конвейером. При заданной годовой производительности применение конвейера при транспортировании руды нецелесообразно, поэтому для технико-экономического сравнения оставляем варианты 1 и 2.

При их сравнении затраты на проведение и эксплуатацию вспомогательных стволов, на водоотлив, так как они одинаковые не учитывали.

По формуле 7.5 определяем балансовые запасы руды

$$B = 600 \cdot 400 \cdot 20 \cdot 3 = 14,4 \text{ млн т.}$$

Количество добытой руды находим по формуле 7.6

$$D = 14,4 \cdot 0,95 / (1 - 0,1) = 15,2 \text{ млн т.}$$

Продолжительность отработки месторождения по формуле 7.8

$$t = 15,2/0,5 = 30 \text{ лет.}$$

Определяем капитальные затраты по сравниваемым вариантам.

Поперечные сечения вскрывающих выработок и объема околоствольных дворов принимаем типовыми в соответствии с годовой производительностью рудника, назначением выработок и принятым способом транспортирования руды.

Затраты на проведение капитальных выработок приведены в таблице 7.1.

Стоимость оборудования при транспортировании руды на поверхность при варианте 1 составляет 250 тыс. руб., при варианте 2 - 65,6 тыс. руб.

Число автосамосвалов для транспортирования руды по подземным выработкам для варианта 2 определяем по формуле:

$$N = AR_{\text{нр}}R_u (3 \cdot 300 A_{\text{см}}), \quad (7.26)$$

где $R_{\text{нр}}=1,15$ - коэффициент неравномерности работы автосамосвалов;

$R_u=1,2$ -коэффициент инвентарности;

3-число рабочих смен в сутки;

300 - число рабочих дней в году;

$A_{\text{см}}$ - сменная производительность автосамосвала, т.

$$A_{\text{см}} = l_{\text{см}}q_a/(2L_{\text{мп}}), \quad (7.27)$$

где $l_{\text{см}}$ - сменные пробег автосамосвала (по данным практики $l_{\text{см}} = 60 \text{ см}$);

4 -5 -грузоподъемность автосамосвала, т

$L_{\text{мп}} = 1,95$ - длина транспортирования, км.

$$A_{\text{см}} = 60 \cdot 5 / (2 \cdot 1,95) = 77 \text{ т}$$

$$N_a = 500000 \cdot 1,15 \cdot 1,2 / (3 \cdot 300 \cdot 77) = 10.$$

С учетом капитальных затрат на подъемное оборудование (250000 руб.) для варианта 1 общие затраты составляют 930475 руб. Для варианта 2 (в работе 10 автосамосвалов) капитальные затраты составляют 65600 руб., а общие - 1630250 руб.

Затраты на поддержание выработок и транспортирование руды на поверхность для сравниваемых вариантов приведены ниже.

Годовые затраты на поддержание, руб/м:	Вариант 1	Вариант 2
- ствола	25	20
- квершлага	20	-
Затраты на транспортирование руды:		
- по вертикальному стволу, руб/(т·м)	0,0004	-
- по подземным выработкам, руб/(т·м)	0,0007	-
- по наклонному стволу, руб/м	-	0,113

Таблица 7.1 - Затраты на проведение капитальных выработок

выработка	Число выработок	Площадь поперечного сечения вчерне, м ²	Длинна, м	Объем, м ³	Затраты на проведение выработок, руб.
Вариант 1					
Ствол	1	25,5	330	8415	546975
Околоствольный двор	1	-	-	1400	63000

Квершлаг	1	9,4	250	2350	70500
Вариант 2					
Ствол	1	19,8	1950	38610	1544400
Околоствольный двор	1	-	-	450	20250

Затраты на транспортирование руды по наклонному стволу определяем по формуле

$$R_a = l_{cm}(c_1+c_2)/(1000A_{cm})+c_3/A_{cm}, \quad (7.28)$$

где l_{cm} - сменный пробег автосамосвала, км;
 A_{cm} - сменная производительность одного автосамосвала;
 c_1 коэффициент затрат на обслуживание и ремонт автомашин, руб.;
 c_2 - то же, на горюче-смазочные материалы, руб.;
 c_3 - заработная плата шофера за смену. руб.

Для автосамосвалов грузоподъемностью 5 т;

$$c_1 = 67 \text{ руб.}; c_2 = 27.; c_3 = 3,2 \text{ руб.}$$

$$R_a = 60(67+27)/(1000 \cdot 77)+3,2/77 = 0,113 \text{ руб/т.}$$

Данные по видам затрат для сравниваемых вариантов приведены в таблице 7.1

Рассматриваемая задача по выбору способа вскрытия является статистической, так как каждый из сравниваемых вариантов характеризуется наличием только первоначальных капитальных затрат, постоянством ежегодных эксплуатационных расходов, одинаковым сроком службы рудника.

Оптимальный вариант определяем по минимальным удельным суммарным затратам по формуле

$$(E_n/A)/K+/(K+\text{Э})/B-\min, \quad (7.29)$$

где K и Э -капитальные и эксплуатационные затраты, руб.

Общие затраты по вариантам вскрытия приведены ниже

	Вариант 1	Вариант 2
Капитальные затраты, руб.	930475	1630250
Эксплуатационные затраты, руб.	2669900	2887600
Удельные суммарные затраты, руб/т	0,529	0,803

Полученные значения a_1 и a_2 сравниваем по формуле 7.4

$$(0,803-0,529): (0,803+0,529) = 0,206.$$

Следовательно, сравниваемые варианты не равноценны. Принимаем вариант вскрытия месторождения вертикальным стволом, так как удельные суммарные затраты у него меньше.

Таблица 7.2 – Сводная таблица

Виды затрат	Формула	Расчет	Затраты, руб.
<i>Вариант 1</i>			
Поддержание ствола	$K_{под,c}L_{ct}$	$25 \cdot 330 \cdot 30$	248500
Поддержание квершлага	$K_{под,k}L_{kt}$	$20 \cdot 250 \cdot 30$	150000
Транспортирование руды по квершлагу	$K_{o,p}L_{kD}$	$0,00007 \cdot 250 \cdot 15,2 \cdot 10^6$	266000
Транспортирование руды по вертикальному стволу		$0,0004 \cdot 330 \cdot 15,2 \cdot 10^6$	2006400
Итого			2669900
<i>Вариант 2</i>			
Поддержание ствола	$K_{под,c}L_{ct}$	$20 \cdot 1950 \cdot 30$	1170000

Транспортирование руды по наклонному стволу	$K_a D$	$0,113 \cdot 15,2 \cdot 10^6$	1717600
Итого			2887600

Задача 1 Выбрать способ вскрытия вертикальным или наклонным стволом при условиях, приведенных в таблице 7.3

Таблица 7.3 – Исходные данные к задаче 1

Параметры	варианты				
	1	2	3	4	5
Мощность рудного тела, м	5	8	10	12	15
Длина рудного тела по простиранию, м	1200	1000	800	800	600
Угол падения, градус	45	40	30	10	0
Проектная глубина разработки месторождения, м	330	580	600	300	200
Мощность насосов, м	30	30	50	8	5
Плотность руды, т/м ³	2,8	3	3,2	2,8	3
Коэффициент извлечения	0,95	0,9	0,92	0,85	0,9
Коэффициент разубоживания	0,08	0,012	0,01	0,06	0,05
Годовая производительность рудника, тыс. т.	400	400	800	500	300

Задача 2 Выбрать способ вскрытия этажными или капитальной штольней для условий, приведенных в таблице 7.4

Таблица 7.4 – Исходные данные к задаче 2

Параметры	варианты				
	1	2	3	4	5
Мощность рудного тела, м	5	10	15	20	30
Угол падения рудного, градус	85	80	75	70	65
Длина рудного тела по простиранию, м	1000	800	600	500	500
Проектная высота разработки месторождения (от горизонта вентиляционной штольни), м	300	350	400	450	500
Плотность руды, т/м ³	3,0	3,2	3,0	2,8	2,8
Коэффициент извлечения	0,95	0,96	0,9	0,95	0,95
Коэффициент разубоживания	0,08	0,1	0,1	0,08	0,08
Годовая производительность рудника, тыс. т	400	500	500	600	800
Длина верхней штольни, м	100	100	240	260	300
Средний угол наклона косогора к горизонту, градус	50	60	60	55	65

Контрольные вопросы

- 1 Назовите факторы, влияющие на способ вскрытия.
- 2 Дайте определения: капитальные затраты, первоначальные затраты, затраты будущих лет.
- 3 Что такое балансовые запасы месторождения.
- 4 Объясните термин «разубоживание руды».

Практическая работа № 8

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ОКОЛОСТВОЛЬНЫХ ДВОРОВ ПРИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛАХ

Цель работы: Закрепление знаний о типах околоствольных дворов рудников.

Теоретические основы выполнения работы

При вскрытии шахтного поля стволы проходят на заранее установленную глубину до откаточного горизонта, где проводят ряд горизонтальных протяженных выработок и камер.

Околоствольным двором называется взаимосвязанный комплекс капитальных горных выработок, расположенных непосредственно у ствола на данном горизонте и предназначенных для обслуживания подземного хозяйства.

В околоствольном дворе (ОД) производятся работы по приему и выдаче полезного ископаемого и породы на поверхность, приему материалов и оборудования, доставляемых в шахту с поверхности, и размещаются камеры различного технологического назначения.

Различают околоствольные дворы круговые, петлевые, челноковые, тупиковые и другие

Для **кругового** двора характерно поточное движение вагонеток, при котором они заходят во двор и выходят из него одним и тем же торцом.

В **челноковом** дворе вагонетки после разгрузки меняют свое положение относительно направления движения. Грузенные вагонетки заходят во двор и выходят порожними из двора противоположными торцами, такую схему часто применяют в параллельных и тупиковых дворах. К тупиковому двору главная выработка горизонта примыкает с одной стороны от главного ствола.

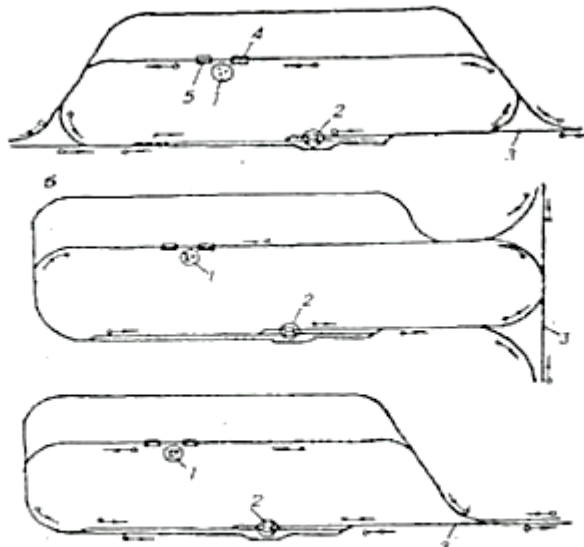
На рисунке 8.1 показаны современные технологические схемы околоствольных дворов, позволяющие сократить маневровые операции по обработке грузенных составов, поступающий двор.

Пропускная способность околоствольных дворов определяется количеством полезного ископаемого, выдаваемого из рудника за определенный период времени

$$P_{\text{сут}} = \frac{60Tnq}{\tau_{\text{ср}}k(1+\frac{q_y}{q_n})}; P_{\text{год}} = P_{\text{сут}}P_{\text{д}}, \quad (8.1)$$

где $P_{\text{сут}}$ - суточная пропускная способность, т
 $P_{\text{год}}$ - годовая пропускная способность, т;
 T - время транспорта в сутки, ч;
 n - число вагонеток в угольном составе;
 q - грузоподъемность вагонетки по углю, т
 q_y - масса вагонетки с углем, т;
 q_n - масса вагонетки с породой, т
 v - отношение количества породы к углю по массе;
 $k=1,5$ - коэффициент неравномерности работы транспорта;
 $\tau_{\text{ср}}$ - такт работы околоствольного двора, мин;
 $N_{\text{д}}$ - число дней в году.

а



а, б - круговой, соответственно с ветвями, параллельными и перпендикулярными к главной откаточной выработке; в - петлевой; 1 - скиповой; 2 - клетевой ствол; 3 - главная откаточная выработка

Рисунок 8.1 - Типы околоствольных дворов

Под трактом работы околоствольного двора понимают средний интервал поступления составов в околоствольный двор.

При выборе типа околоствольного двора исходят из следующих требований: достаточная пропускная способность, целесообразная компоновка поверхности шахты, простая увязка двора с примыкающими выработками, минимальный объем выработок, простота маневров, минимум обслуживаемого персонала.

Объем выработок околоствольного двора ориентировочно определяется по эмпирическим формулам. При откатке контактными электровозами

$$V=9000 + 1,57 A, \text{ м}^3, \quad (8.2)$$

при откатке аккумуляторными электровозами

$$M=8300 + 1,53 A, \text{ м}^3, \quad (8.3)$$

где A -суточная производственная мощность шахты, т.

В зависимости от различных горно-геологических условий и схемы вскрытия околоствольные дворы могут иметь различную привязку к главной откаточной выработке: при разработке одиночных пластов; при вскрытии и разработке свиты пластов; при вскрытии и разработке свиты пластов; при большом расстоянии между отдельными свитами. При вскрытии свиты пластов и небольшом расстоянии между пластами около - ствольный двор располагают за пределами пластов и грузы с участков к стволам доставляют по квершлагу в одном направлении. При достаточном расстоянии между пластами околоствольный двор располагают на главной откаточной выработке (групповом тюлевом штреке или главном квершлаге). В этом случае главная выработка используется как транспортная ветвь околоствольного двора.

Если горная масса в околоствольный двор поступает с двух сторон, то применяют круговые и челноковые околоствольные дворы, имеющие два заезда.

Задание и порядок выполнения работы

После ознакомления с теоретическими основами выполнения работы и приведенным примером выдается рабочий чертеж ОД для двух студентов.

Вначале рекомендуется ознакомиться в общих чертах с чертежом ОД: выписать название рудника, в каких породах располагается ОД и на каком горизонте.

По рабочему чертежу околоствольного двора:

- 1 Определить количество и название стволов, у которых располагается
- 2 Установить функции стволов и типы транспортных средств в каждом тип горной выработки, к которой примыкают главные од. из них.
- 3 Установить ветки ОД.
- 4 Определить вид и схему транспортировки угля, породы, материалов и оборудования в ОД.
- 5 Установить класс ОД.
- 6 Вычертить технологическую схему ОД с указанием названия выработок и ветвей ОД, показать стрелками направление движения грузопотоков, дать описание схемы движения составов в ОД.

Итогом работы является отчет в письменной форме.

Контрольные вопросы

- 1 Дайте определение понятия околоствольного двора.
- 2 Перечислите основные требования, предъявляемые к ОД.
- 3 Назовите основные факторы, влияющие на выбор схемы ОД.
- 4 Укажите, как классифицируются ОД по виду:
 - вскрывающих выработок;
 - подъемных средств в стволах (вертикальных);транспорта в ОД.
- 5 Укажите, как классифицируются ОД с локомотивным транспортом:
 - по принципу движения составов в ОД (дайте пояснения);
 - по схеме движения составов в ОД (дайте пояснения);
 - по расположению главных ветвей ОД к примыкающей выработке.
- 6 Перечислите достоинства, недостатки и условия применения ОД:
 - круговых;
 - петлевых;
 - челноковых;
 - тупиковых.
- 7 Укажите достоинства и недостатки ОД:
 - с поточным движением составов;
 - с непоточным движением составов.

Практическая работа № 9

ВЫБОР СХЕМЫ РАСПОЛОЖЕНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Цель работы: Выбор подготовительных выработок, обеспечивающих фронт очистных работ по исходным данным.

Теоретические основы выполнения работы

Схема расположения подготовительных выработок определяется:

- горно-геологическими условиями месторождения (мощностью, углом падения, устойчивостью руды и мешающих пород, глубиной залегания, геологическими нарушениями, необходимостью дополнительной разведки и осушения и т.д.);
- техническими и экономическими условиями разработки месторождения (производительностью рудника, видом применяемого оборудования, ценностью руды, склонностью ее к самовозгоранию и т.д.).

Основными требованиями к схеме расположения подготовительных выработок являются: безопасность работ при погрузке и транспортировании руды; обеспечение надлежащего проветривания очистных выработок; возможность выполнения профилактических мероприятий, а при необходимости и изоляции пожарного участка при разработке руд, склонных к самовозгоранию; своевременная подготовка рудных запасов к очистной выемке, обеспечение заданной производительности рудника; возможность применения и эффективного использования новейшей механизации и автоматизации погрузки и транспортирования руды; минимальный объем и стоимость проведения и поддержания подготовительных выработок, минимальные потери руды в целиках; обеспечение дополнительной разведки и осушения месторождения.

В тонких и маломощных (до 2 м) месторождениях подготовительные выработки обычно проводят по руде. При подготовке средней мощности и мощных (до 15-20 м) месторождений возможно проведение выработок по руде и по вмещающим породам, особенно при неправильном контуре рудного тела. В весьма мощных (более 20 м) месторождениях основные подготовительные выработки обычно проводят в лежащем боку; применение полевой подготовки мощных и весьма мощных месторождений руд, склонных к самовозгоранию, является обязательным.

Выбор схемы расположения подготовительных выработок производится методом вариантов. При этом учитываются: затраты на проведение и поддержание подготовительных выработок; затраты на транспортирование руды по выработкам, а в отдельных случаях и затраты на проветривание очистных выработок; возмещение затрат от попутно добытой руды при проведении подготовительных выработок.

Удельное значение суммарных затрат на тонну добычи руды рассчитывается по формуле

$$a = (\Sigma Q_i - Q_B) \left(\frac{BR_{u.p}}{1-p} \right), \quad (9.1)$$

где ΣQ - суммарные затраты на проведение и поддержание подготовительных выработок, транспортирование руды и пропуск воздуха по выработкам;

Q_B - возмещение затрат от попутно добытой руды;

$BR_{u.p}/(1-p)$ - количество добываемой рудной массы.

Пример

Выбрать схему расположения откаточных выработок.

Средняя горизонтальная мощность рудного тела $m = 30$ м; угол падения рудного тела $\alpha = 80^\circ$; длина рудного тела по простиранию $L = 1020$ м; высота этажа $H_3 = 60$ м; система разработки - поэтажное обрушение: длина блока $L_{\text{бл}} = 60$ м; плотность руды $\gamma = 3$ т/м³; годовая производительность рудника $A - 1,5$ млн. т; месячная производительность блока $P_{\text{бл}} = 0,14$ млн. т.

Плановая стоимость 1 т руды из очистных работ вычетом затрат на амортизацию выработок $C_0 = 5$ руб.

При расчетах принимаем следующие показатели (таблица 9.1).

Таблица 9.1- Показатели

Показатели	Штрек		
	Двухпутный, полевой	Однопутный	
		полевой	рудный
Поперечное сечение, м ²	15	11,3	11,3
Затраты на проведение, руб/м	30	25	25
Годовые затраты на поддержание, руб/м	20	20	22

Решение

Для сравнения принимаем два способа подготовки: двухпутным полевым штреком с тупиковыми ортами (рисунок 9.1, а) и однопутными рудными и по левым штреками с ортами между ними (рисунок 9.1, б).

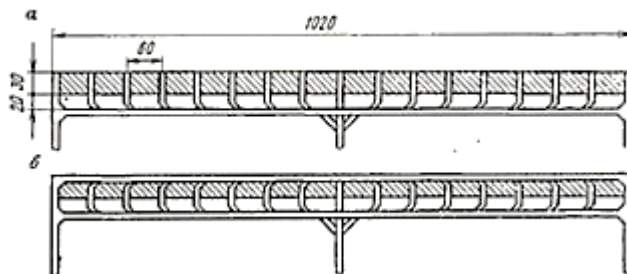


Рисунок 9.1 - Схемы к выбору расположения подготовительных выработок

При сравнении вариантов учитываем затраты на проведение и поддержание подготовительных выработок, а также возмещение затрат от попутного до бытой руды.

При заданной годовой производительности рудника и месячной производительности блока в одновременной отработке должно находиться

$$n_0 = A/12P_{\text{бл}} = 1,5/12 \cdot 0,14 = 9 \text{ блоков.}$$

С учетом 30% резерва число блоков в одновременной отработке должно быть

$$n = 1020:60 = 17 \text{ блоков}$$

т.е. этаж полностью подготавливается к очистной выемке.

Балансовые запасы руды в этаже определяем по формуле 7.1

$$B = 1020 \cdot 60 \cdot 30 \cdot 3 = 5,508 \text{ млн.т.}$$

Продолжительность отработки этажа составит

$$T_3 = 5,508 \cdot 0,9 / [1,5 (1-0,1)] = 3,7 \text{ лет.}$$

Затраты на проведение выработок.

При подготовке двухпутным заездами: полевым штреком с тупиковыми ортами

проведение штрека по формуле 7.7

$$K_{\text{пр.штг}} = 30 \cdot 15 \cdot 1020 = 459000 \text{ руб.}$$

При подготовке однопутными рудным и полевым между ними:

$$K_{\text{пр.штг}} = 25 \cdot 11,3 \cdot 1020 = 288150 \text{ руб.}$$

проведение полевого штрека

$$K_{\text{пр.штг}} = 25 \cdot 11,3 \cdot 1020 = 288150 \text{ руб.}$$

Затраты на поддержание выработок.

При подготовке двухпутным полевым штреком с штреками с тупиковыми ортами

штрека по формуле 7.16

$$\mathcal{E}_{\text{под.штг}} = 2 \cdot 20 \cdot 1020 \cdot 3,7 = 150000 \text{ руб.}$$

При подготовке однопутными рудным и полевым штреком с ортами между ними:

проведение рудного штрека

$$\mathcal{E}_{\text{под.штг}} = 22 \cdot 1020 \cdot 3,7 = 83028 \text{ руб.}$$

полевого штрека

$$\mathcal{E}_{\text{под.штг}} = 20 \cdot 1020 \cdot 3,7 = 75480 \text{ руб.}$$

Возмещение затрат от попутно добытой руды при проведении рудного штрека при $V_{\text{в.р}} = S_{\text{штг}} L_{\text{штг}} = 11,3 \cdot 1020 = 11526 \text{ м}^3$ по формуле 7.21 составит

$$C_{\text{воз}} = 5 \cdot 11526 \cdot 3 = 172890 \text{ руб.}$$

Суммарные затраты на 1т добываемой руды по сравниваемым вариантам приведены ниже.

	Вариант 1	Вариант 2
Затраты на проведение выработок, руб.	459000	576300
Затраты на поддержание, руб.	150960	158508
Возмещение затрат от попутно добытой руды, руб.	-	172890
Всего затрат за вычетом их возмещения, руб.	609960	561918
Затраты на одну тонну добытой руды, руб.	0,111	0,102

Как видно из изложенного выше, сравниваемые варианты в экономическом отношении почти равноценны. Однако при втором варианте обеспечиваются лучшие условия транспортирования руды и проветривание очистных выработок.

Принимаем подготовку этажного горизонта полевым и рудным штреками с ортами-заездами между ними.

Содержание и порядок выполнения работы

Сначала студенты должны ознакомиться с теоретическими основами выполнения работы и тщательно разобрать приведенный пример.

Затем по предложенным схемам, данным преподавателем, студентам нужно разбить этажи на блоки и провести ряд подготовительных выработок в пределах блоков.

Контрольные вопросы:

- 1 Назовите основные стадии подземной разработки.
- 2 Что такое подготовка к очистной выемке?
- 3 Какой выработкой делятся этажи на блоки?
- 4 Что обеспечивают подготовленные выработки?
- 5 Какими факторами определяется схема расположения основного горизонта?
- 6 Какие выработки относятся к нарезным?

Практическая работа №10

ПЛАНИРОВАНИЕ ОБЪЕМА ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ И НАРЕЗНЫХ РАБОТ

Цель работы: Оценка объема подготовительных и нарезных работ при сравнении двух показателей.

Теоретические основы выполнения работы

Объем подготовительных и нарезных выработок в блоке (добычном участке) оценивается двумя показателями:

- удельным объемом подготовительно-нарезных работ (%), показывающим долю рудных запасов блока (добычного участка),

$$K_y = \frac{100V_{п.н}}{V} \quad (10.1)$$

где V - объем рудных запасов, извлекаемых из блока (добычного участка), при проведении подготовительных и нарезных выработок, m^3

V - объем руды в блоке (добычном участке), m^3 ;

- коэффициентом подготовки и нарезки блока (добычного участка), показывающим общую длину (рудных и полевых) подготовительно-нарезных выработок, приходящуюся на 1000 т подготовленных к очистной выемке запасов руды,

$$R_{п.н} = 1000 \Sigma l_{п.н} / B_0 \quad (10.2)$$

где $\Sigma l_{п.н}$ - суммарная длина подготовительных и нарезных выработок,

B - запасы руды в блоке (добычном участке), т.

$B_{п.н}$ - запасы руды, извлекаемые при проведении подготовительных и нарезных выработок, т

B_0 - запасы, подготовительные к очистной выемке, т.

Планирование текущего объема и скорости проведения подготовительных и нарезных выработок производится на основе плановой добычи рудника с учетом сложности условий залегания рудного тела.

При годовой добыче рудника A объем по проведению подготовительных и нарезных выработок определяют следующим образом.

1 При применении на руднике одной систему разработки

$$\Delta l_{п.н} = 0,001 R_{п.н} A \frac{1-\rho}{R_{и.р}} \quad (10.3)$$

где ρ - коэффициент разубоживания руды;

$R_{и.р}$ - коэффициент извлечения рудных запасов по системе.

Общий коэффициент подготовительно-нарезных работ

$$R_{и.н} = R_{п.н1} + R_{п.н2} + \dots + R_{п.нн} \quad (10.4)$$

где $R_{п.н1}, \dots, R_{п.нн}$ - коэффициенты подготовки и нарезки для различных выработок (штреки, восстающие и т.д.).

Годовые планы проведения различных выработок определяют по формулам:

$$\begin{aligned} \Sigma l_{п.н1} &= \Sigma l_{п.н} (R_{п.н1} / R_{п.н}) \\ \Sigma l_{п.н2} &= \Sigma l_{п.н} (R_{п.н2} / R_{п.н}) \end{aligned} \quad (10.5)$$

При коэффициенте опережения с подготовительных работ над очистными минимальные скорости проведения (м/мес) различных выработок определяют по формулам:

$$v_{п.н1} = \Sigma l_{п.н} \omega / (R m_{п.н1}) \quad (10.6)$$

$$v_{п.н2} = \Sigma l_{п.н2} \omega / (R m_{п.н2})$$

где $m_{п.н1} \dots, m_{п.нN}$ - число одновременно действующих забоев при про где ведении данного типа выработок, определяемое техническими и организационными условиями рудника.

$$\Sigma l_{п.н} = 0,00001A \Sigma_{i=1}^{i=N} \left(\frac{R_{п.н.п}}{R_{п.н}} \right), \quad (10.7)$$

где a_i - доля добычи i - й системой разработки в годовой добыче рудника, %; $i = 1, 2, 3 \dots, N$;

$R_{п.н.i}$ - общий коэффициент подготовки и нарезки для i -й системы разработки, м/1000, т;

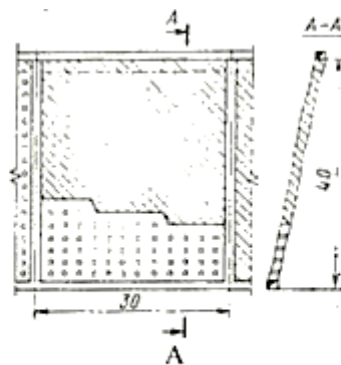
$R_{и.р.i}$ и p_i - коэффициенты извлечения рудных запасов и разубоживания руды для i -й системы разработки.

Годовой объем подготовительных (и нарезных) выработок по каждой системе разработки составит

$$\begin{aligned} \Sigma l_{п.н1} &= 0,00001 a_1 A R_{п.н1} (1-p_1) / R_{и.р1} \\ \Sigma l_{п.н2} &= 0,00001 a_2 A R_{п.н2} (1-p_2) / R_{и.р2} \\ \Sigma l_{п.нN} &= 0,00001 a_N A R_{п.нN} (1-p_N) / R_{и.рN} \end{aligned} \quad (10.8)$$

Пример

Определить удельный и коэффициент подготовительных и нарезных работ для блока при следующих условиях: горизонтальная мощность рудного тела $m = 0,9$ м; угол падения $\alpha = 80^\circ$; плотность руды $\gamma = 3,6$ т/м³; система разработки потолкоуступная с распорной крепью (рисунок 10.1); высота этажа



$h_{эт} = 40$ м; длина блока $L_{бл} = 30$ м; коэффициент извлечения руды $R_{и.р} = 0,95$; коэффициент разубоживания руды $p = 0,17$.

Рисунок 10.1-Потолкоуступная система с распорной крепью

Решение

- 1 Подсчет объема подготовительных и нарезных работ на блок и распределение балансовых запасов по процессам работ приведены в таблице 10.1.
- 2 Удельный объем подготовительных и нарезных работ $R, = 17,5\%$. 49

Таблица 10.1 - Балансовые запасы

Процессы работы	Общая длина выработок, м	Площадь поперечного сечения, м ²		Объем по руде, м ³	Балансовые запасы руд	
		В черне	По руде		T	% к общим запасам блока
Подготовительные работы: штрек откаточный с подсечным слоем	30	8,2	3,6	108	388,8	11,2
Восстающий	38	1,6	1,6	60,8	218,88	6,3
Итого	68	-	-	168,8	607,68	17,5
Очистные работы				791,2	2848,32	82,5
Всего по блоку	68	-	-	960	3456	100,0

1 Коэффициент подготовки и нарезки блока по формуле 10.2

$$R_{п.} = \frac{1000 \cdot 68}{3456 - 607,68} = 68000 : 2848,32 = 23,9 \frac{\text{м}}{1000 \text{ т}}$$

в том числе:

по горизонтальным выработкам

$$R_{п.н1} = R_{п.н} \frac{\sum l_1}{\sum l} = 23,9 \cdot 30 : 10,54 \text{ м/1000т}$$

по наклонным выработкам

$$R_{п.н1} = 23,9 \cdot 38 : 68 = 13,36 / 1000 \text{ т.}$$

Порядок выполнения работы

Сначала студенты должны ознакомиться с теоретическими основами выполнения работы и тщательно разобрать приведенный пример.

Затем по предложенным планам горных работ студенты знакомятся с подготовкой шахтного поля и размерами выемочных полей. После этого студент получает вариант задания индивидуально у преподавателя.

Контрольные вопросы

- 1 По каким показателям оценивается объем подготовительных и нарезных работ?
- 2 Какие выработки относятся к нарезным?
- 3 Как считается объем работ при применении на руднике нескольких систем разработки?

Практическая работа №11

ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ

Цель работы: Научить студентов производить расчеты параметров шпуровой отбойки и показателей БВР.

Теоретические основы выполнения работы

Очистная выемка при любой системе разработки состоит из трех основных процессов: отбойки руды, т.е. отделения ее от массива; доставки - перемещения отбитой руды от забоя до откаточной выработки и поддержания очистного пространства.

Отбойка руды. Отбойка мягких полезных ископаемых (угля, калийной соли, марганцев руд) осуществляется механическим способом (комбайнами); иногда применяют гидравлический способ. При разработке рудных месторождений основной способ отбойки - буровзрывной.

Наиболее распространены шпуровой и скважинный способы буровзрывной отбойки, значительно реже применяют камерный. Эффективность буровзрывной отбойки характеризуется следующими показателями:

- сменной производительностью труда бурильщика, которая выражена в объеме или количестве горной массы, отбитой шпурами или скважинами, пробуренными за смену;
- качеством дробления руды, которое определяется выходом негабарита (выход негабарита отношение общего объема кусков, имеющих размеры выше предельно допустимых, ко всему объему отбитой горной массы);
- точностью отбойки, которая определяется разубоживанием (засорением) руды и ее потерями (потери руды зависят также от других процессов разработки и элементов залегания рудного тела).

В большинстве точность отбойки зависит от способа отбойки, чем короче заряд ВВ и меньше его диаметр, тем с меньшим разубоживанием и потерями руды можно осуществить выемку полезного ископаемого.

Обобщенным показателем эффективности буровзрывных работ являются затраты на 1 м горной массы по бурению и взрыванию (с учетом расходов на вторичное дробление).

Доставка руды. Доставкой руды называют перемещение ее от места отбойки до выработок откаточного горизонта. Доставка включает операции по грузке руды в доставочные агрегаты и разгрузки (выпуска) ее в откаточные со суды. При разработке пологих месторождений доставка руды иногда ограничивается погрузкой ее у забоя в откаточные сосуды. Различают доставку под действием собственного веса и механизированную (скреперами, самоходными вагонетками, конвейерами, погрузочно-доставочными машинами). С процессом доставки вторичное дробление руды, которое может выполняться на разных этапах доставки. Обычно применяют сочетания различных способов доставки.

Поддержание очистного пространства. Оно представляет собой комплекс мероприятий по регулированию горного давления в очистных забоях и называется управлением горным давлением.

Крепость вмещающих пород - основной фактор устойчивости очистного пространства. Известны случаи, когда в камерах объемом в тысячи кубических метров не наблюдается обрушений много лет. Однако и сама технология очистной выемки во многом определяет устойчивость выработанного пространства. К факторам, влияющим на устойчивость руд и вмещающих пород и зависящим от принятого порядка очистной выемки, относятся следующие:

- размеры очистного пространства. Чем больше площадь обнажения кровли, тем меньше ее устойчивость. Поэтому в слабых рудах и вмещающих породах необходимо уменьшать размеры открытых камер;

- скорость подвигания забоя. Горные породы разрушаются постепенно. Вначале в кровле и боках выработок образуются мелкие трещины, затем они увеличиваются и происходит обрушение отдельных кусков породы. Непременным условием сохранения устойчивости призабойного пространства является «обновление» кровли. Чем выше скорость подвигания забоя, тем устойчивее кровля;

- способ отбойки. При взрывной отбойке породы разрушаются не только в том объеме рудного массива, в котором размещены заряды ВВ, но значительно дальше. Сейсмические волны распространяются во все стороны от участка взрыва и вызывают образование трещин и обрушения пород в местах, где они нежелательны. В этом отношении механический и гидравлический способы отбойки более благоприятны. Шпуровой способ отбойки дает наименьшее на рушение кровли, камерный - наибольшее. Направление шпуров также влияет на устойчивость кровли: наибольшее трещинообразование и заколы наблюдаются при отбойке восходящими шпурами, применение короткозамедленного взрывания, снижающего сейсмический эффект, оказывает благоприятное влияние на сохранение устойчивости горных пород:

- направление очистной выемки. Иногда оно имеет решающее значение для обеспечения безопасности работ. При отработке крутопадающих рудных тел выемка снизу вверх более безопасна, чем сверху вниз. При выемке сверху вниз обрушающиеся из кровли куски породы будут падать в направлении подвигания забоя. Направление кливажа или трещиноватость пород также требует определенного направления очистной выемки.

Выработанное пространство поддерживают целиками, с помощью магазинирования руды, закладкой и крепью.

Задание

- 1 Изучить основные термины и понятия по теме (контрольные вопросы).
- 2 Очистная выемка и ее процессы.
- 3 Отбойка руды и ее виды.
- 4 Обнаженная плоскость очистного забоя.
- 5 Параллельное и веерное расположение скважин.
- 6 Линия наименьшего сопротивления (ЛНС).
- 7 Параллельно-сближенные заряды.
- 8 Выход рудной массы с 1 метра скважины.
- 9 Трудоёмкость работ по бурению скважин.
- 10 Коэффициент крепости руды.

Пример

Рассчитать параметры шпуровой отбойки и показатели БВР применительно к системе разработки с магазинированием руды с отбойкой из очистного пространства (рисунок 11.1) для следующих условий:

- коэффициент крепости руды $f = 10$;
- плотность руды $\gamma = 3,3$ т/м³;
- мощность рудного тела $m = 3,7$ м;
- высота отбиваемого слоя $h = 2,4$ м;
- длина отбиваемого слоя $L_{\text{сл}} = 44$ м;
- диаметр шпура $d_{\text{шп}} = 42$ мм;
- глубина шпуров $L_{\text{шп}} = 2,6$ м;
- применяемое ВВ = аммонит N6 ЖВ;
- масса заряда ВВ на 1 метр шпура $q = 1,8$ кг;
- бурение производится перфоратором ПТ-29;
- коэффициент разубоживания $K_p = 0,13$;
- КИШ-0,9.
-

Решение

1 Площадь отбиваемого слоя при мощности рудного тела 3,7 м, и длине отбиваемого слоя 44 м, составит:

$$S = m \cdot L_{\text{сл}} = 3,7 \cdot 44 = 162,8 \text{ м}^2.$$

2 Число шпуров на забой при $n_{\text{уд}} = 1,2$ шп/м²

$$n_{\text{шп}} = n_{\text{уд}} \cdot S = 1,2 \cdot 162,8 = 195,36 \text{ шпуров.}$$

Принимаем $n_{\text{шп}} = 196$.

3 Суммарная длина шпуров в забое при длине шпура $L_{\text{шп}} = 2,6$ м

$$L = n_{\text{шп}} \cdot L_{\text{шп}} = 196 \cdot 2,64 = 509,6 \text{ м.}$$

4 Общий расход В.В. при массе заряда на 1 м шпура, диаметром равным 1,8 кг, определяется

$$Q = q \cdot L = 1,8 \cdot 508 = 914,4 \text{ кг.}$$

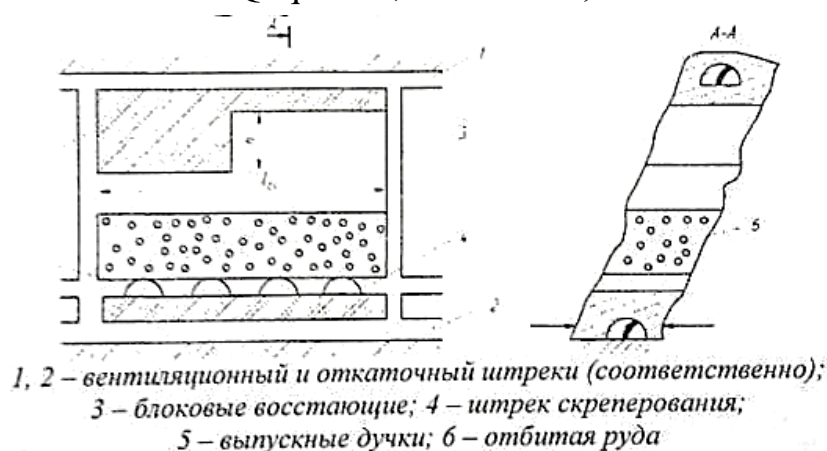


Рисунок 11.1-Система разработки с магазинированием руды

5 Количество рудной массы, добываемой в забое

$$D_{сл} = \frac{S \cdot I_{ш} \cdot \eta \cdot \gamma \cdot K_{ир}}{1 - K_p} = \frac{162,2 \cdot 2,6 \cdot 0,9 \cdot 3,3 \cdot 0,93}{1 - 0,13} = 1343,8 \text{ т.}$$

6 Фактический удельный расход ВВ на 1 т добычи рудной массы

$$q_{ф} = \frac{Q}{D_{сл}} = \frac{917,3}{1343,8} = 0,683 \text{ кг/т}$$

7 Продолжительность обуривания забоя одним перфоратором при его норме выработке П. = 36 м/ смену

$$t_6 = \frac{L}{n_6 \cdot П_6} = \frac{506,6}{1 \cdot 36} = 14 \text{ см.}$$

8 Трудоемкость работ по бурению шпуров в забое:

$$N_6 = n_6 \cdot t_6 = 1 \cdot 14 = 14 \text{ чел/смену.}$$

9 Трудоемкость работ по бурению шпуров на 1 тыс. т добытой рудной массы

$$N_{6,0} = \frac{N_6}{D_{сл}} \cdot 1000 = \frac{14}{1343,8} \cdot 1000 = 10,42 \text{ чел/смену.}$$

10 Продолжительность зарядки шпуров в забое одним пневмозарядчи ком при производительности 1200 кг/см

$$t_3 = \frac{Q}{n \cdot П_{пз}} = \frac{914,4}{1 \cdot 1200} = 0,88 \text{ смен.}$$

11 Трудоемкость работ по заряданию шпуров в забое одним рабочим:

$$N_3 = 1 \cdot 0,88 = 0,88 \text{ чел/смену.}$$

12 Трудоемкость работ по заряданию шпуров на 1000 т добытой рудной массы

$$N_{3,0} = \frac{N_3}{D_{сл}} \cdot 1000 = \frac{0,88}{1343,8} \cdot 1000 = 0,65 \text{ чел/смену.}$$

Выполнить расчеты по индивидуальным исходным данным таблицы 11.1 (по последней цифре шифра).

Таблица 11.1 - Варианты задания

Показатели	Варианты									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1 коэффициент крепости руды (f)	8	10	8	10	8	10	8	10	8	10
2 Плотность руды (γ , т/м ³)	2,8	2,9	3,0	3,1	3,2	3,8	3,4	3,5	3,0	2,9
3 Мощность рудного тела (m, м)	2,5	2,8	3,0	3,2	3,5	3,7	3,9	4,1	4,3	4,5
4 Высота отбиваемого слоя ($h_{сл}$, м)	1,8	2,0	2,2	2,4	2,6	2,4	2,2	2,0	1,8	1,6
5 Длина отбиваемого слоя ($L_{сл}$, м)	32	34	36	38	40	44	46	48	46	44
6 Диаметр шпуров ($d_{шп}$, м)	42									
7 Глубина шпуров ($L_{шп}$, м)	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	2,6	2,4	2,2	2,0	1,8
8 Применяемое ВВ	Аммонит №6 ЖВ									
9 Масса заряда на 1м шпура (q, кг)	1,5	1,8	1,5	1,8	1,5	1,8	1,5	1,8	1,5	1,8
10 Бурение осуществляется	Перфоратором ПТ-29									
11 Коэффициент извлечения руды ($K_{ир}$)	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
12 Коэффициент разубоживания руды (K_p)	65	7	5	3	1	3	5	7	2	1
13 Коэффициент использования шпура КИШ	0,0	0,1	0,2	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
	35	5	0	7	8	3	1	2	4	5
	0,9									

Контрольные вопросы

- 1 Перечислите основные процессы очистной выемки.
- 2 Назовите способы отбойки.
- 3 В чем преимущества шпуровой отбойки?
- 4 Что такое коэффициент использования шпура?
- 5 Объясните понятия «выпуск руды», «дучка», «Магазинирование»?
- 6 Что такое целик?
- 7 Перечислите преимущества закладки.

Практическая работа №12

РАСЧЕТ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

Цель работы: Научиться рассчитывать данные показатели по исходным данным

Задание

Изучить основные термины и понятия по теме (контрольные вопросы).

- 1 Коэффициенты потерь и разубоживания руды.
- 2 Добычный участок и блок.
- 3 Балансовые запасы.
- 4 Содержание полезного компонента в руде.
- 5 Подготовительные и нарезные выработки.
- 6 Отборка руды и породы.
- 7 Добытая рудная масса.
- 8 Горная масса.

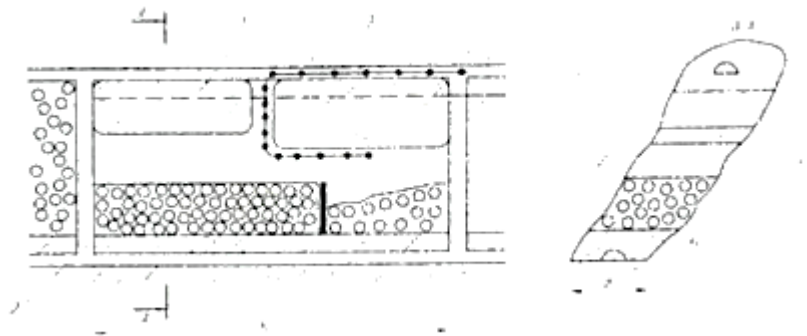


Рисунок 12.1 - Система разработки горизонтальными слоями с закладкой очистного пространства

Пример

Определить показатель потерь и разубоживания руды по блоку для системы разработки горизонтальными слоями с закладкой (рисунок 12.1) для следующих условий:

- мощность рудного тела $m=3,5$ м;
- угол падения залежи $\alpha = 70^\circ$;
- плотность руды $\gamma = 3,8$ т/м³;
- коэффициент крепости руды $f = 10$;
- высота этажа $h_{\text{эт}} = 40$ м;
- длина блока $L_{\text{бл}}=60$ м;
- высота отбиваемого слоя руды $h_{\text{сл}} = 3$ м;
- потери руды $\Pi=4\%$;
- разубоживание руды $P= 3\%$.

Решение

1 Распределение балансовых запасов руды сведем в таблицу 12.1.

2 Подсчет потерь и разубоживания руды по блоку произведем по данным таблицы 12.2

Таблица 12.1 - Распределение балансовых запасов руды

Стадии работ	Число выработок	Длина, м		Площадь поперечного сечения, м ²	Объем по руде, м ³	Балансовые запасы руды, т
		Одной выработки	Общая			
Подготовительные работы:						
- откаточный штр.	1	60	60	7,9	474	1801
- восстающий	1	52	52	6,0	312	1186
Итого:	-	-	112	-	768	2987
Нарезные работы						
- подсечка	1	57	57	5,0	285	1083
Итого:	-	-	57	-	285	1083
Очистные работы:						
- выемки камер					99461	35951
- выемки целиков					798	3032
Итого:					10259	38983
Всего по блоку	-	-	169	-	11330	43053

Таблица 12.2 - Данные для подсчета потерь

Стадии работ	Балансовые запасы, т	Коэффициент извлечения	Коэффициент разубоживания	Извлекаемые запасы, т	Количество добытой горной массы, т	Доля участия добытой руды. Массы из блока
Подготовительные работы	2987	1,0	0,0	2987	2983	-
Нарезные работы	1083	1,0	0,0	1083	1083	-
Итого:	4070	1,0	0,0	4070	4070	0,095
Очистные работы:						
- выемки камер	35951	0,97	0,03	2729	35951	0,92
- выемки целиков	3,32	0,9	0,1		3032	0,08
Итого:	38983	0,9645	0,035	37602	38983	0,9905
Всего по блоку	43053	0,968	0,032	41672	43053	1,0

Средний коэффициент извлечения руды:

1 По очистным работам:

$$K_{\text{иро}} = \frac{37602}{38983} = 0,965.$$

2 По блоку:

$$K_{\text{ирб}} = \frac{41672}{43053} = 0,968.$$

Средний коэффициент разубеждения руды:

1 Очистные работы:

$$K_{po} = \frac{38983 - 37602}{38983} = 0,035.$$

2 По блоку:

$$K_{pb} = \frac{43053 - 41672}{43053} = 0,032.$$

Выполнить расчеты по индивидуальным исходным данным таблица 12.3 (по последней цифре шифра).

Таблица 12.3 - Исходные данные

Показатели	Варианты									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1 Мощность рудного тела (m, т)	2,8	2,5	2,9	3,1	3,3	6,5	3,7	3,9	4,1	4,3
2 Угол падения залежи (а, градусы)	55	60	65	70	75	70	65	60	55	50
3 Плотность руды (γ , т/м ³)	3,5	3,6	3,7	3,8	3,9	3,8	3,7	3,6	3,5	3,4
4 Крепость руды (f)	8	10	6	10	6	10	6	10	8	10
5 Высота этажа (h _{эт} , м)	85	70	75	60	65	40	55	60	50	90
6 Длина блока (L _{бл} , м)	50	60	55	60	50	60	55	60	50	60
7 Высота отбиваемого слоя (h _{сл} , м)	3	3	2	2	3	3	2	2	3	3
8 Потери руды (П, %)	4	4	3	4	4	4	3	4	3	4
9 Разубоживание руды (Р, %)	5	3	5	3	5	3	5	3	5	3

Практическая работа №13 ОТБОЙКА РУДЫ

Цель работы: Рассчитать показатели буровзрывных работ

Теоретические основы выполнения работы

При разработке рудных месторождений отбойку руды в основном осуществляют с применением ВВ. Ее эффективность зависит от соответствия параметров буровзрывных работ геологическим и горнотехническим условиям месторождения.

Различают два способа взрывной отбойки: удлиненными и камерными зарядами. В шпурах. Пробуренных ручными или телескопными перфораторами диаметров 40-50 мм и глубиной до 5 м, располагают удлиненные заряды. Шпуры меньшего диаметра применяют в основном при разработке жильных месторождений небольшой мощности. Колонковые перфораторы используют на манипуляторах шахтных буровых установок.

Для бурения скважин применяют перфораторы с составными штангами, погруженные пневмоударники, станки шарашечного и вращательного бурения. Шпуровая отбойка широко применяется при разработке месторождений не большой мощности. В связи с увеличением удельного веса систем с закладкой ее применяется и при разработке мощных месторождений ценных руд.

Основная особенность технологии шпуровой отбойки заключается в том, что забой в большинстве случаев имеет две или более обнаженные плоскости. При этом шпуры глубиной 2-3 м располагаются горизонтально, наклонно или вертикально. При системах с креплением, креплением и закладкой глубина шпуров ограничена шагом установки крепи (1-2 м).

При двух и более обнаженных плоскостях очистного забоя учитывают число обнаженных плоскостей, выемочную мощность (ширина забоя), коэффициент крепости руды и тип ВВ.

Количество рудной массы (т), отбиваемой в забое (слое) одним том шпуров, определяют по формуле

$$D_{\text{сл}} = Sl_{\text{ш}}\eta\gamma R_{\text{и.р}}/(1-p), \quad (13.1)$$

где S - площадь забоя, м²;

$l_{\text{ш}}$ - глубина шпура, м;

η - коэффициент использования шпура (КИШ);

γ - плотность руды, кг/м³;

$R_{\text{и.р}}$ - коэффициент извлечения руды;

p - коэффициент разубоживания.

Отбойка скважинами: При проектировании скважинной отбойки руды необходимо учитывать, что диаметр скважин, их расположение бывает различным даже в одном эксплуатационном блоке. Так, например, для подсечки блоков и при образовании отрезных щелей, а иногда и при отбойке камерных запасов могут быть применены скважины малого диаметра, а для массового обрушения - большого диаметра.

При скважинной отбойке применяются взрывание на открытом пространстве или на ранее отбитую руду или обрушенную породу. Наиболее распространение

получило многорядное (2-6 рядов) короткозамедленное взрывание комплектов скважин. Скважины в слое располагают параллельно, веерообразно или в виде пучка. Различают отбойку вертикальными, наклонными и горизонтальными слоями.

При параллельном расположении скважин их число можно определить из расчета 4-6 м² площадь буровой заходки (камеры) на одну скважину. Обычно расстояние ряда скважин от бока заходки (камеры) или от контактов с вмещающими породами составляет 0,4-0,5 м.

При параллельном расположении скважин их суммарную длину (м) делят по формуле

$$V=4B(h-h_3)\omega\gamma q_0(\pi d^2\delta\cdot 10^3 k), \quad (13.2)$$

где B - ширина отбиваемого слоя, м;

h - высота (длина) слоя, м;

h_3 -высота (ширина) буровой заходки или камеры, м;

ω - линия наименьшего сопротивления (ЛНС) (толщина слоя), м;

γ - плотность руды, т/м³;

q_0 -уделенный расход ВВ на отбойку по нормативным или практическим данным, кг/м;

d -диаметр скважин, м;

b -плотность ВВ в скважине, кг/м³;

k - коэффициент использования длины скважин под заряд ВВ.

Число скважин в буровой заходке (камер) находят по формуле

$$n_c=L/[h-(h_3+l_0)], \quad (13.3)$$

где $l_0=1-1,5$ - недобур скважин, м.

Расстояние между соседними скважинами (м) определяют по формуле

$$a = (B-1)/(n_c - 1). \quad (13.4)$$

При веерном расположении скважин их суммарную длину ориентировочно можно определить по формуле

$$L= (Bh-S_6) \omega\gamma q_0/(q_c k). \quad (13.5)$$

где S_6 - площадь поперечного сечения буровых выработок, м²;

$q_c=\pi d^2 \delta/4$ -масса заряда ВВ на 1 м скважины, кг.

При веерном расположении скважин их длина и длина заряда ВВ неодинаковы, поэтому число скважин и расположение зарядов в них определяют графическим путем. Расстояние между скважинами в слое не должно превышать (1,5-1,7), а наименьшее расстояние между зарядами - (0,6÷0,7) ω .

ЛНС при скважинной отбойке рассчитывают по эмпирической формуле

$$\omega=k_u C_0 d\sqrt{\delta_0\theta}, \quad (13.6)$$

где $k_u = 0,9\div 1$ - коэффициент, учитывающий неоднородность физических свойств горных пород;

C_0 - показатель взрываемости

d -диаметр скважин, м;

δ_0 - относительная плотность заряжения скважин (таблица 13.1);

θ - передовой коэффициент от аммонита № 6 ЖВ к другим ВВ (таблица 13.1).

При определении ЛНС C_0 является основным критерием

$$C_0=20+56e^{-0,2f},$$

где f -коэффициент крепости горных пород по шкале проф. М.М. Протодяконова.

Значение $e^{-0.2f}$ в зависимости от коэффициента крепости пород приведены ниже.

f	4	5	8	10	12	14	16	18	20
$e^{-0.2f}$	0,45	0,3	0,2	0,14	0,09	0,06	0,04	0,03	0,02

Таблица 13.1 - Значения относительной плотности заряжения δ_0 и переводного коэффициента θ

Тип ВВ	Относительная плотность заряжения, δ_0	Переводной коэффициент, θ
Аммонит № 6 ЖВ (патронированный)	1-1,2	1
Зерногранулит	1,1-1,2	1
Гранулит АС-8	1-1,2	1,15
Гранулит АС-4	1,1-1,2	1,1
Игранит	0,9-1	0,9

При отбойке руды применяются также параллельно сближенные ряды. Сущность этого метода заключается в расположении нескольких скважин на сближенном расстоянии параллельно одна другой.

При взрыве параллельно сближенных скважин их можно рассматривать как одну, вместимость ВВ на 1 м которой равна

$$Q = n_{c.c} q_c, \quad (13.8)$$

где $n_{c.c}$ - число сближенных скважин.

Расстояние между сближенными скважинами определяют по формуле

$$a_1 = (3-6)d. \quad (13.9)$$

ЛНС для группы (пучка) параллельно сближенных скважин определяют по формуле

$$\omega_c = \omega \sqrt{n_{c.c}} \quad (13.10)$$

Заряды ВВ в параллельно сближенных скважин взрывают мгновенно, а группы (пучки) скважин - мгновенно или короткозамедленно.

Расстояние между центрами пучков (м) скважин

$$a_n = m_0 \omega, \quad (13.11)$$

где $m_0 = 0,8 \div 12$ - относительное расстояние между пучками скважин, м.

Количество рудной массы, добытой из слоя, определяют по формуле

$$D_{сл} = (Bh - S_б) \omega \gamma k_{н.р} / (1-p), \quad (13.12)$$

где B - ширина слоя, м;

h - высота слоя, м;

$S_б$ - поперечное сечение буровой выработки, м².

Фактический удельный расход ВВ на 1 т добытый рудной массы рассчитывают по формуле

$$q_f = Q / D_{сл} \quad (13.13)$$

где Q - количество ВВ на комплект скважин, кг.

Длину скважин на 1000 т отбитой рудной массы находят по формуле

$$k_1 = L / D_{сл} \quad (13.14)$$

где L - суммарная длина скважин на слой, м.

Выход рудной массы с 1 м скважины можно определить по формуле

$$k_2 = 1000/k_1. \quad (13.15)$$

Продолжительность бурения скважин в слое

$$t_6 = L/(n_6 \Pi_6), \quad (13.16)$$

где n_6 - число буровых станков

Π_6 – эксплуатационная производительность буровых станков м/смену.

Трудоемкость работ по бурению (заряжанию) скважин в слое определяют по формуле

$$N_{6(3)} = n_p t_{6(3)} \quad (13.17)$$

где n_3 - число рабочих по бурению (заряжению) скважин.

Трудоемкость работ по бурению (заряжению) скважин на 1000 т добытой рудной массы находят по формуле

$$N_{6(3)o} = (N_{6(3)}/D_{сл}) \cdot 1000 \quad (13.18)$$

Продолжительность заряжания скважин в слое

$$t_3 = Q/(n_3 \Pi_3) \quad (13.18)$$

где n_3 - число зарядных устройств:

Π_3 - эксплуатационная производительность заряжания скважин, кг/смену.

Пример

Рассчитать параметры шпуровой отбойки и показатели буровзрывных работ применительно к системе разработки горизонтальными слоями с закладкой для следующих условий: коэффициент крепости руды $f = 6 \div 8$; плотность руды $\gamma = 3,8$ т/м³; мощность рудного тела $m = 2,5$ м; высота отбиваемого слоя $h = 2$ м; диаметр шпуров $d = 42$ мм; глубина шпуров $l_{ш} = 2$ м; применяемое ВВ - аммонит № 6ЖВ; масса заряда ВВ на 1 м длины шпура $q = 1,5$ кг; бурения осуществляется перфоратором ПТ - 29; коэффициент извлечения руды $k_{и.р} = 0,97$; коэффициент разубоживания $p = 0,03$.

Решение

Площадь обуреваемого забоя при мощности рудного тела $m = 2,5$ и длине отбиваемого слоя $l_{сл} = 26,3$ м составит

$$S = 2,5 \cdot 26,3 = 65,8 \text{ м}^2.$$

- 1 Число шпуров на забое при $n_y = 1$

$$n_{ш} = 1 \cdot 65,8 = 66.$$

- 2 Суммарная длина шпуров в забое при глубине шпуров $l_{ш} = 2$ м

$$L = 66 \cdot 2 = 132 \text{ м}.$$

- 3 Общий расход ВВ при массе заряда на 1 м шпура $d = 42$ мм, равной 1,5 кг,

$$Q = 1,5 \cdot 132 = 798 \text{ кг}.$$

- 4 Количество рудной массы, добываемой в забое,

$$D., = 65,8 \cdot 2 \cdot 3 \cdot 8 \cdot 0,97 / (1 - 0,03) = 500 \text{ т}.$$

- 5 фактический удельный расход ВВ на 1 т добытой рудной массы определяем по формуле 13.13

$$q_{ф} = 798 / 500 = 0,4 \text{ кг/т}.$$

- 6 Продолжительность обуривания забоя двумя перфораторами при норме выработки на перфоратор $\Pi_6 = 24$ м/смену

$$t_6 = 132 / (2 \cdot 24) = 2,78 \text{ смен}.$$

7 Трудоемкость работ по бурению шпуров в забое находим по формуле 13.17

$$N_6=2 \cdot 2,78=5,56 \text{ чел/смен}$$

8 Трудоемкость работ по бурению шпуров на 1000 т добытой рудной массы определяем по формуле 13.18

$$N_{6.0}=(5,56/500)1000=11,12 \text{ чел/смен}$$

9 Продолжительность заряжания шпуров в забое одним пневмозарядчиком ($P_3 = 1000$ кг/смену) находим по формуле 13.19

$$N_3=2 \cdot 0,2=0,4 \text{ чел/смен}$$

10 Трудоемкость работ по заряжанию шпуров в забое двумя рабочими определяем по формуле 13.18

11 Трудоемкость работ по заряжению шпуров на 1000 т добытой рудной массы находим по формуле 13.18

$$N_{30}=(0,4/500)1000 = 0,8 \text{ чел/смены.}$$

Порядок выполнения работы

После ознакомления с теоретическими основами выполнения работы студент получает вариант задания, отражающий горно-геологические и горнотехнические условия проведения горной выработки с помощью БВР.

Согласно исходным данным (таблица 13.2) студент производит расчет параметров БВР

Вычерчивается схема расположения шпуров в забое и конструкция шпурового заряда.

Таблица 13.2 - Исходные данные

№ п/п	Исходные данные	Штрек	Квершлаг	Полевой штрек	Уклон	Бремсберг
1	Размер выработки в проходке, м ² :	12,9	15,7	17,6	10,6	12,7
	Ширина, мм	9830	4390	4770	3270	3550
	Высота, мм	2940	3250	350	2820	3520
2	Мощность пласта, м				1,6	0,9
	Коэффициент крепости:		-	-		
3	Угля	1.3			1.2	1.1
	Породы	5	-		7	4
4	Проектная длинна выработки, м		6	4		
		1000	600	950	800	1200
5	Категория шахты по газу	II	III	I	I	I

Контрольные вопросы

- 1 В чем заключается назначение вруба?
- 2 Какие бывают схемы врубов в забоях с одним обнажением,
- 3 Что такое линия наименьшего сопротивления?

- 4 Что такое коэффициент использования шпура?
- 5 Какова последовательность взрывания шпуров?
- 6 Виды детонаторов.
- 7 Проходческий цикл. Перечислите операции.
- 8 Объясните понятия: забойка, инициирование, зарядание, патрон боевик.
- 9 От чего зависит диаметр шпура?
- 10 Объясните понятия: сечение выработки в свету, вчерне, в проходке.

Практическая работа № 14

ИЗУЧЕНИЕ ПО ПЛАКАТАМ И МАКЕТАМ СИСТЕМ РАЗРАБОТОК

Цель работы: Развитие у студентов пространственного мышления в плане рас положения подготовительных и очистных выработок в подземных условиях

Теоретические основы выполнения работы

Условия залегания полезных ископаемых весьма разнообразны и поэтому выбор системы разработки зависит от ряда геологических, технических и организационных факторов, определяющих эти условия. К основным факторам, предопределяющим выбор той или иной системы разработки месторождений полезных ископаемых, относятся: форма залегания, мощность, угол падения, свойства полезного ископаемого и вмещающих пород, газоносность и водоносность месторождения, склонность к самовозгоранию, глубина разработки, способы и средства механизации производственных процессов в очистных и подготовительных выработках.

Системой разработки называют определенный порядок ведения подготовительных и очистных работ в пределах выемочного участка, увязанный в пространстве и времени.

Порядок проведения подготовительных выработок по отношению к перемещающейся поверхности очистного забоя в выемочном поле предопределяет вид системы разработки. Различают столбовую, сплошную и комбинированную системы разработки при отработке выемочного участка длинными очистными забоями, а также камерную и камерно-столбовую - при коротких забоях.

Для столбовых систем разработки характерным является то, что подготовительные выработки в выемочном поле, по отношению к перемещающейся поверхности очистного забоя, проводятся до начала очистной выемки.

Для сплошных систем разработки характерно одновременно последовательное проведение подготовительных выработок в выемочном поле, по отношению к перемещающейся поверхности очистного забоя, часть из них проводится до начала очистной выемки или одновременно с ней.

При комбинированной системе разработки можно применять одновременно или последовательно столбовую и сплошную системы разработки.

По направлению перемещения очистного забоя в выемочном поле, по отношению к элементам залегания пласта, возможны варианты систем разработки с подвиганием очистного забоя по простиранию, падению, восстанию или диагонально.

Многообразие условий залегания месторождений обусловило применение большого числа систем разработки. Для облегчения изучения и выбора систем разработки все они по сходным признакам объединены в определенные классы. Ниже рассмотрена их классификация, предложенная акад. М.И. Агошковым, с некоторыми изменениями в порядке расположения и наименования групп (таблица 14.1.)

По этой классификации все системы разработки разделены на семь классов. В основу классификации положено состояние очистного пространства в период разработки. Этот признак позволяет разбить все системы на сходные классы, как по конструктивной характеристике, так и по условиям применения. Внутри каждого класса выделены группы систем разработки. Признаки деления

систем на группы различны для каждого класса (способ отбойки, форма забоя и др.). Каждую группу разбивают на варианты.

Таблица 14.1 - Классификация систем разработки

Класс	Наименование класса системы разработки	группа	Наименование систем разработки
I	С открытым очистным пространством	1	Потолкоуступные
		2	Со сплошной выемкой
		3	Камерно-столбовые
		4	С подэтажной отбойкой
		5	Этажно- камерные
II	С магазинированием руды	1	С потолкоуступной шпуровой отбойкой
		2	С отбойкой руды глубокими скважинами
		3	С отбойкой руды из специальных выработок
III	С креплением очистного пространства	-	-
IV	С закладкой очистного пространства	1	Горизонтальными слоями
		2	Наклонными слоями
		3	Потолкоуступные
		4	Нисходящей послонной разработки
		5	Сплошные
		6	С креплением и закладкой
V	С обрушением вмещающих пород	1	Слоевого обрушения
		2	Столбовые
VI	С обрушением руды и вмещающих пород	1	Подэтажного обрушения
		2	Этажного самообрушения
		3	Этажного принудительного обрушения
VII	Комбинированные	1	С выемкой камер с открытым очистным пространством
		2	С выемкой камер и магазинированием руды

Следует отметить, что не все системы, указанные в классификации, имеют широкое распространение. Поэтому в дальнейшем системы рассматривают ся не с одинаковой подробностью. Наибольшее внимание уделено высокоэффективным системам, широко применяющимся при разработке рудных место рождений (с открытым очистным пространством, с обрушением руды и вмещающих пород), наименьшее - системам с креплением.

Системы разработки с открытым очистным пространством

В этот класс входят системы разработки, при которых очистное пространство в процессе выемки остается открытым и его поддержание осуществляется рудными целиками или простейшими видами крепи. После отработки пространство блока заполняют обрушенными пустыми породами или закладочным материалом.

Системы с открытым очистным пространством имеют довольно широкое распространение. Обязательным условием для их применения является достаточная устойчивость руд и вмещающих пород (коэффициент крепости не менее 7-8). В практике разработку с открытым очистным пространством применяют при глубине горных работ до 1000 и более, хотя это вызывает необходимость в оставлении целиков больших размеров и увеличивает опасность проявления горных ударов.

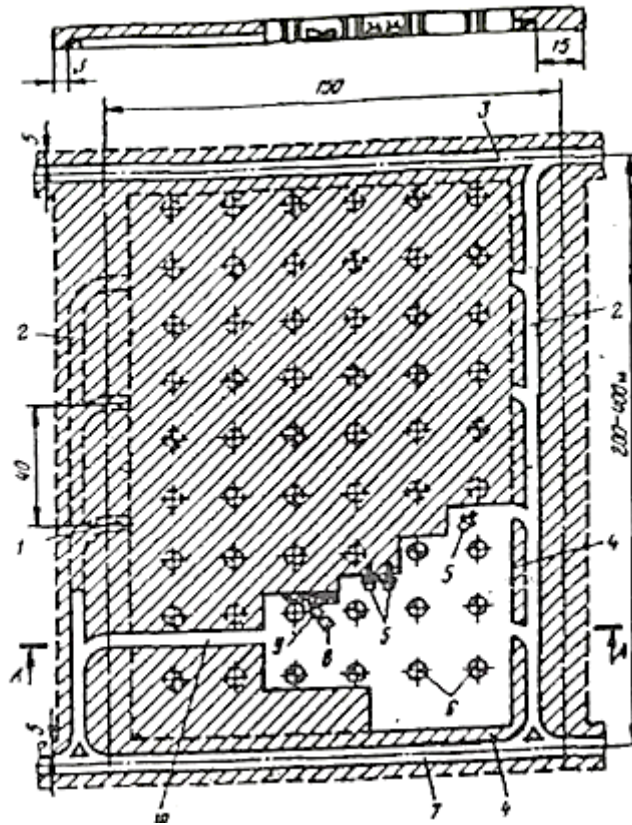


Рисунок 14.1-Камерно-столбовая система разработки

Камерно-столбовые системы разработки. Камерно-столбовые системы применяют для разработки пологих и наклонных залежей с устойчивыми кровлей и рудами мощностей от 2 до 30 м, а иногда и более (рисунок 14.1). При этих системах выемочные камеры отделяются одна от другой постоянными и временными (при ценных рудах) целиками. При больших размерах камер внутри них также регулярно оставляют целики цилиндрической или прямоугольной формы. Потери руды в постоянных целиках составляют 15-25%, а при отработке месторождений соли и гипса до 50-60 % всех запасов.

Рассмотрим вариант камерно-столбовой системы разработки с применением самоходного оборудования для залежи мощностью 3-8 м при угле ее падения до 8-10° (рисунок 14.1). Подготовка заключается в проведении откаточного 7 и вентиляционного 3 штреков, сбиваемых друг с другом через каждые 150 м панельными штреками 2. Из них через каждые 40 м проводят заезды 1, сбиваемые по мере выемки панели разрезными штреками 10.

В начальной стадии очистной выемки делают отрезную щель путем отбойки руды в кровле и с боков разрезного штрека. Шпуры длиной 2-4 м и диаметром 42 мм бурят самоходными бурильными установками 5 типа СБУ, позволяющими обуревать забои высотой до 8 м. Заряжают шпуры пневмозарядной машиной ТМЗШ. Рудную массу грузят в самоходные вагоны 8 погрузочными машинами 9; при высоте камеры более 6 м для погрузки используют подземный экскаватор ЭП-1. Кровлю поддерживают ленточными целиками 4 и внутри камерными целиками 6 диаметром 6-8 м. В кровле камер через 1-2 м устанавливают железобетонные анкеры длиной 1,5-2,5 м. Зарядание шпуров,

оборку забоя и кровли, установку анкерной крепи ведут с помощью самоходных полков. Для зачистки почвы применяется бульдозер.

Оценка систем. Достоинства камерно-столбовых систем заключаются в небольшом объеме подготовки, широком фронте работ, высокой производительности труда, низкой себестоимости добычи и небольшом (до 6-7 %) разубоживании руды. Основными их недостатками являются значительные потери руды в целиках и повышенная опасность работ в камерах под обнаженной кровлей.

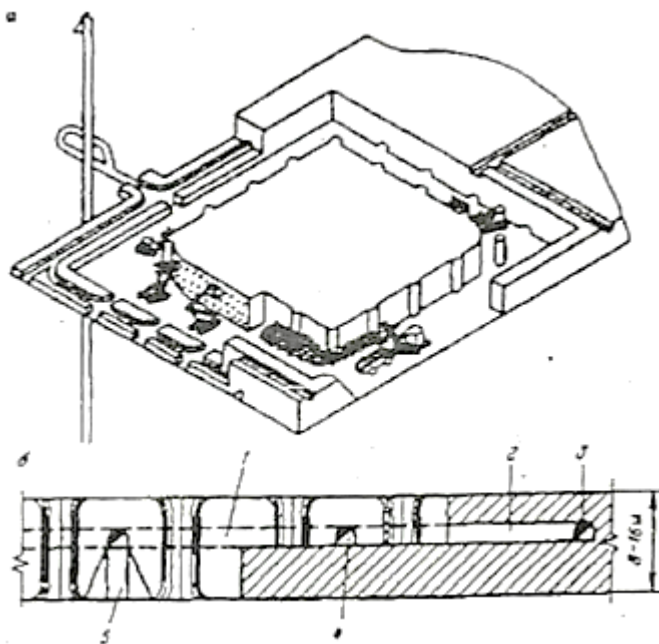


Рисунок 14.2 - Схемы отработки при замкнутом контуре очистных забоев с выемкой на полную мощность (3) и послойной уступной выемкой (б)

Совершенствование систем разработки связано с созданием более мощного и надежного самоходного оборудования с дистанционным управлением.

Системы разработки с подэтажной отбойкой (подэтажно камерные). При этих системах отбойку руды в камерах ведут из подэтажных выработок, а поддержание выработанного пространства осуществляют временными целиками. По простиранию месторождения камеры разделяют междукамерными целиками, а по падению - междуэтажными, которые состоят из потолочины и днища. *Потолочина* - часть междуэтажного целика, расположенная ниже основного (откаточного) горизонта, *днище* - часть целике, находящаяся между почвой камеры и основным горизонтом.

Для уяснения сущности системы рассмотрим вариант с отбойкой руды веерными комплектами скважин и выпуском руды на почву выработок основного горизонта (рисунок 14.4) для случая отработки крутой залежи мощностью 10-15 м.

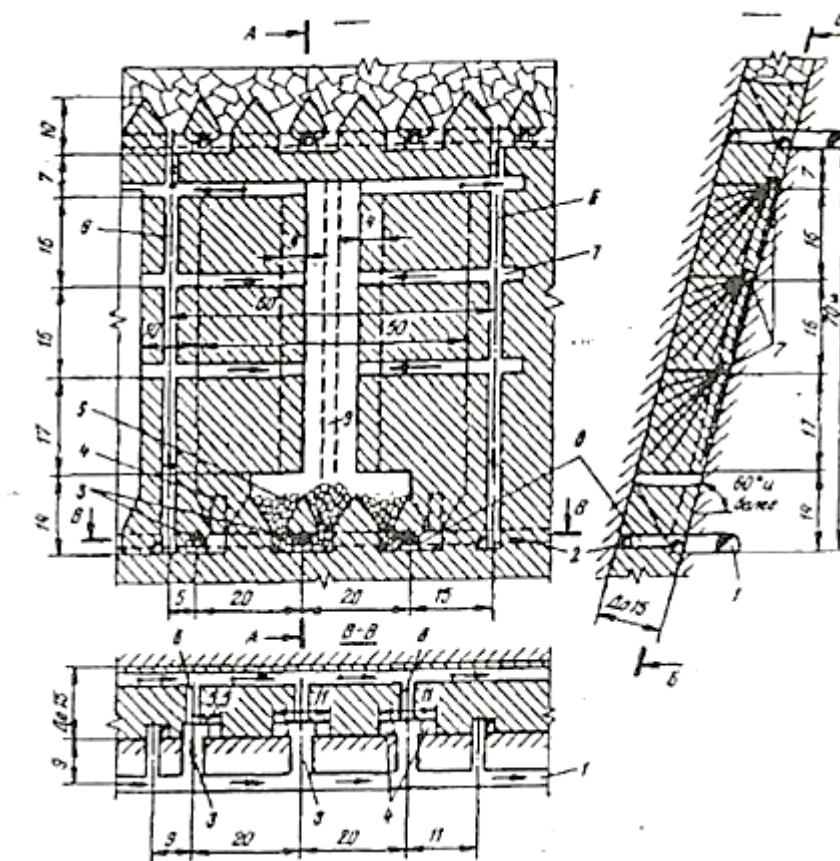


Рисунок 14.4-Система с подэтажной отбойкой веерными комплектами

Подготовка блока состоит в проведении полевого откаточного 1 и вентиляционного 2 штреков и блоковых вентиляционно-ходовых восстающих б. Из откаточного штрека проводят погрузочные камеры 3 с двусторонним расположением дучек 4. Погрузочные камеры сбивают с вентиляционным штреком сбоями 8. Между блоковыми восстающими проводят несколько подэтажных буровых штреков 7, а в центре блока с горизонта подсечки до потолочины - отрезной восстающий 9. Подготовленные и нарезные выработки за исключением блоковых восстающих обычно проходят без крепления, сопряжения выработок крепят анкерной крепью.

Стадии очистной выемки: подсечка камеры, образование отрезной щели, отбойка и выпуск руды из камеры, отработка целиков. Для подсечки в дучках на высоте 1,5-2 м сооружают полук, с которого бурят комплект шпуров глубиной 6-8 м (рисунок 14.5, а). После их взрывания с помощью детонаторов короткозамедленного действия образуется воронка 5 (рисунок 14.4) с подсечкой ка меры на площади 40-100 м². При рудах средней крепости штанговые шнуры бурят из коротких дучек (рисунок 14.5, б).

Для образования отрезной щели (рисунок 14.5, в) на каждом подэтаже проводят буровые 1 и из них бурят нисходящие скважины 2 на высоту подэтажа. Скважины располагают в два ряда симметрично или в шахматном по рядке на расстоянии 1.5-3 м и взрывают последовательно по одной - две от восстающего 3 к

границе камеры. После взрывания всех скважин образуется отрезная щель шириной около 2-3 м на полную ширину и высоту камеры. 69

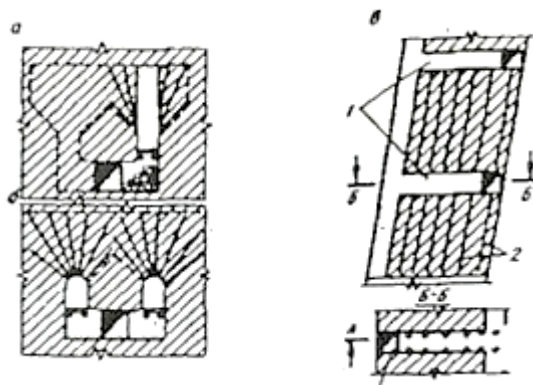


Рисунок 14.5-Подсечка штанговыми шпурами и образование отрезной щели

После разделки отрезной щели отбойку руды ведут вертикальными слоями, начиная с нижнего подэтажа. Скважины бурят станками пневмоударного бурения. Отбитая руда поступает через воронки и дучки на почву погрузочных камер, где она самоходными погрузочными машинами грузится в вагонетки.

По мере отработки камеры ведут дальнейшую подсечку и разделку дучек в воронки с опережением относительно линии забоя не более чем на одну воронку.

Движение свежей и отработанной струй воздуха показано на рисунке 14.4 стрелками. Междуканнерные и междуэтажные целики отрабатывают после выемки двух и более соседних камер. Для этого в них бурят глубокие скважины. Скважинные заряды в междуэтажных целиках взрывают с замедлением по отношению к взрыванию зарядов в междуканнерном целике. После обрушения целиков выработанное пространство заполняется самообрушающимися вмещающими породами. Потери руды при отработке целиков составляют 40-60%.

Этажно-камерные системы разработки. Этажно-камерные системы применяют, как правило, при мощности более 15-18 м. В случае выдержанных элементов залегания залежей они могут использоваться при меньшей мощности - 8-10 м. Если мощность превышает 25-30 м, то камеры располагают вкрест простирания рудного тела.

В связи со значительной массой одновременно взрывааемых зарядов этажно-камерные системы разработки требуют более устойчивых руд и вмещающих пород (f не менее 10-12).

Отбойку руды в камерах ведут вертикальными слоями по всей высоте или горизонтальными слоями по длине камер. Отбойку вертикальными слоями применяют при крепких и весьма крепких монолитных рудах, и породах, горизонтальными слоями - при рудах и породах средней крепости и устойчивости.

При отбойке руды вертикальными слоями потолочина обнажается по мере отработки камер, а при отбойке горизонтальными слоями - после отработки камеры. В случае наличия вертикальной слоистости или трещиноватости возможность обрушения потолочины и увеличения выхода негабарита больше при отбойке руды

вертикальными слоями. В таких условиях более эффективен вариант системы с отбойкой руды горизонтальными слоями.

Вариант системы с отбойкой руды вертикальными слоями с расположением камер вкрест простирания показан на рисунке 14.6. В этом варианте этаж разбивается на регулярно чередующиеся камеры шириной 20-25 м и целики шириной 10-15 м.

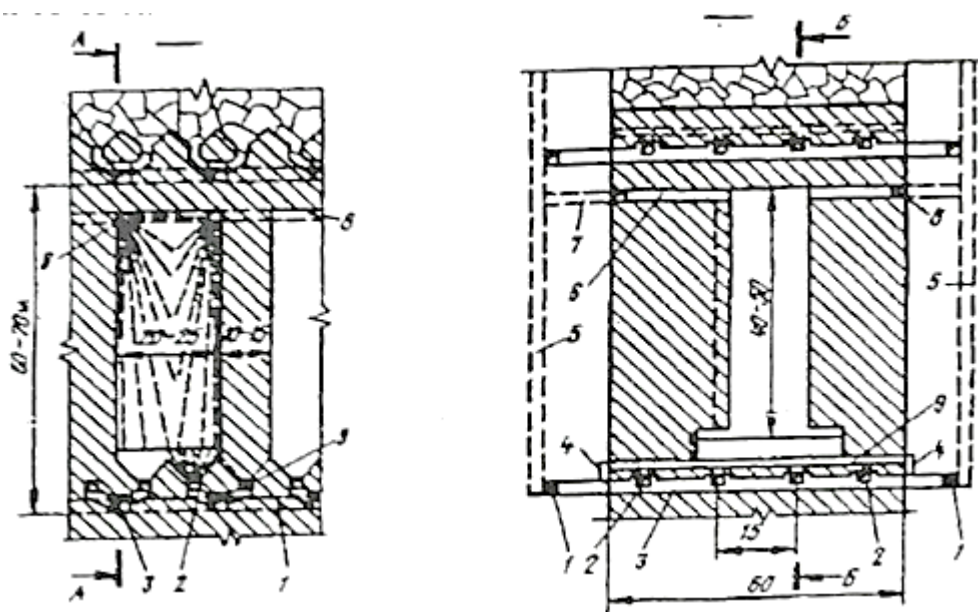


Рисунок 14.6 - Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды вертикальными слоями

На основном горизонте проводят полевые откаточные штреки 1, которые через каждые 20-30 м сбиваются ортами 3. Восстающий 5 обслуживает 3-5 блоков. В нишах 2, пройденных из откаточных ортов, устанавливают вибропитатели. Из ходков 4 или из дучек проходят траншейные штреки 9. На буровом горизонте располагают буровые орты 6 и вентиляционно-ходовые штреки 8. Последние сбиваются с участковыми восстающими сбоями 7.

Отрезной восстающий располагают как по центру камеры, так и на флангах. В первом случае отработка камеры ведется двумя забоями, что обеспечивает более высокую производительность блока, уменьшает время его отработки и способствует большей сохранности целиков.

Подсечка камер (траншейная) и образование отрезной щели аналогичны системам с подэтажной отбойкой.

Руду отбивают веерными комплектами глубоких скважин, буримых станками пневмоударного бурения. Толщина отбиваемого слоя 3-5 м. На обустройство одного слоя затрачивается 10-20 смен. Расход ВВ на слой 2-3 т. Взрывают по одному-два слоя, отбивая за взрыв 10-25 тыс. т руды. Бурение и выпуск руды независимы, поэтому часть руды временно магазинируется в нижней части камеры. Производительность выпуска руды составляет 30-100 тыс. т в месяц.

Междукамерный и междуэтажный целики разбуривают веерными или пучковыми комплектами скважин во время отработки камеры. Перед массовым обрушением междукамерный целик подсекают, а взрывание целиков ведут в той же последовательности, что и при системах с подэтажной отбойкой.

Вариант этажно-камерной системы с отбойкой руды горизонтальными слоями и выборопуском руды показан на рисунке 14.7.

На откаточном горизонте пройдены полевой 1 и рудный 3 штреки, соединенные через каждые 100-200 м ортами 2. По висячему и лежащему бокам из рудного штрека пройдены буровые восстающие 5 с буровыми камерами 6. Подсечка траншейная. В отличие от ранее рассмотренных вариантов систем она должна быть закончена полностью к моменту отбойки первого слоя.

Слой руды толщиной 7-8 м разбуривается встречными веерами глубоких скважин (по 2-3 веера из каждой камеры). Взрывание скважин в слое коротко замедленное. К моменту взрывания одного слоя вышележащий должен быть обурен. Бурение скважин и выпуск руды вибролюками или вибропитателями, установленными в нишах 4, совмещают во времени. Целики обрабатывают аналогично ранее рассмотренным системам.

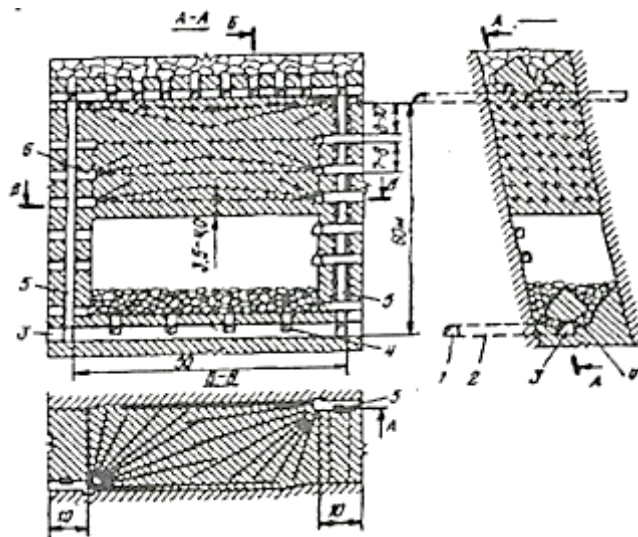


Рисунок 14.7 - Этажно-камерная система с отбойкой руды горизонтальными слоями

Сложность механизации погрузки породы при проведении буровых камер, значительный объем вспомогательных работ, связанных с перемещением буровых станков, - недостатки рассматриваемого варианта системы. Они устраняются, если скважины бурить непосредственно из восстающих, пройденных в отбиваемом рудном массиве. В этом случае бурение осуществляют с подвесных полков или клетей, перемещающихся по монорельсу.

Несколько более высокие технико-экономические показатели указанного варианта системы по сравнению с отбойкой вертикальными слоями объясняются меньшей крепостью руд, в которых она применяется.

Системы со шпуровой отбойкой. Вариант таких систем, применяемый при обработке крутых тонких и средней мощности рудных тел, приведен на рисунке 14.8. Откаточный штрек 1 в крепких рудах проводят без крепи, придавая кровле форму свода. Вентиляционным служит откаточный штрек 4 вышележащего этажа. Через каждые 40-80 м по простиранию проводят блоковые восстающие на два отделения, с ходками 3. В длинных блоках в их центре размещают дополнительный восстающий для облегчения доставки в забой материалов и оборудования, и улучшения проветривания. В этом случае фланговые восстающие имеют меньшую площадь поперечного сечения.

Из откаточного штрека проводят рудоспуски на высоту 4-6 м. Расстояние между рудоспусками не превышает 5-6 м. В противном случае наблюдается неравномерное опускание поверхности отбитой руды.

Начальная стадия очистной выемки включает подсечку камеры на всю длину и образование воронок. Для этого проводят подсечной штрек 2 и расширяют верхнюю часть рудоспусков в воронки. В нижней части рудоспусков устанавливают люки.

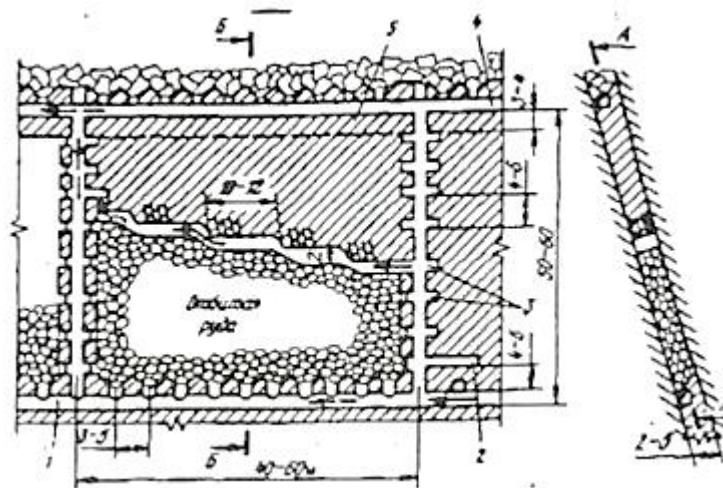


Рисунок 14.8-Система разработки с магазинированием и мелкошпуровой отбойкой

Очистной забой имеет потолкоуступную форму и обуреваются горизонтальными или (чаще) восходящими шпурами с поверхности отбитой руды. Одновременно разбуривают негабариты на поверхности отбитой руды. Цикл очистной выемки включает бурение шпуров, их взрывание, проветривание забоя, частичный выпуск руды, оборку кровли. Продолжительность цикла - две-три смены. Количество выпускаемой за цикл руды зависит от степени ее разрыхления. Высота рабочего пространства после выпуска должна быть в пределах 1,8 2,5 м.

Основной выпуск всей замаганизированной руды начинают по достижении границы потолочины 5. Как частичный, так и окончательный выпуск руды из магазина осуществляют при отсутствии людей в очистном пространстве. Целики под (и нал) вентиляционным штреком извлекают после окончания закладки блока, так как верхний штрек на время закладочных работ необходимо со хранить. Если выработанное пространство не закладывают, то выемку между этажных целиков можно производить одновременно с выпуском руды. Целики не извлекают только при добыче малоценных руд. В этом случае потери руды в целиках достигают 15 % и выше. При уступной форме забоя после взрывания уступов поверхность отбитой руды получается неровной. Поэтому трудно организовать выпуск отбитой руды так, чтобы выдержать необходимую высоту рабочего пространства под уступами. В одних местах высота рабочего пространства оказывается недостаточной, а в других она велика, что вынуждает сооружать полки для бурильщиков. Все это требует значительных затрат труда на разравнивание поверхности отбитой руды.

Системы разработки с закладкой. При этих системах выработанное пространство по мере извлечения руды заполняется закладочным материалом: твердеющими смесями, дробленой породой, песком, отходами обогатительного и металлургических производств. После укладки закладочного материала в выработанном пространстве образуется закладочный массив, который поддерживает боковые породы и одновременно служит почвой для рабочих, находящихся

в очистных забоях. Закладка выработанного пространства обеспечивает высокую полноту извлечения полезных ископаемых и безопасность работ в сложных горно-геологических условиях - при непостоянных элементах залегания рудного тела, высоком горном давлении. Раньше системы с закладкой применяли только при выемке ценных руд, а также при необходимости сохранить поверхность от обрушения. Применение самоходного оборудования, внедрение твердеющей закладки, использование дешевых закладочных материалов с доставкой их гидравлическим транспортом расширило область применения этих систем. Особенно широкое распространение они получили на рудниках цветной металлургии.

Системы разработки с закладкой отличаются разнообразием вариантов. По положению очистного забоя различают системы горизонтальными и наклонными слоями, по форме забоя - потолкоуступные, сплошные и с выемкой заходками, по направлению очистной выемки - в восходящем и нисходящем порядке. Применение твердеющей закладки позволило вести отработку мощных залежей системами с поэтажной отбойкой и этажно-камерными системами без оставления целиков. Роль последних стал выполнять затвердевший массив из закладочного материала.

Системы с закладкой применяют при отработке рудных тел любой мощности. При разработке жильных месторождений закладочный материал получают непосредственно в блоке путем подрывки вмещающих пород. В случае отработки маломощных рудных тел угол их падения должен быть крутым, для мощных и весьма мощных залежей угол падения существенного значения не имеет. Руда - любой устойчивости, от крепости ее зависит выбор варианта. Вмещающие породы также могут быть любой устойчивости. Ценность руды - средняя и выше. Системы с закладкой позволяют вести выемку руд, склонных к возгоранию, с включениями пустых пород.

На рисунке 14.9 *показана система разработки горизонтальными слоями с сухой закладкой и применением самоходного оборудования* для крутой залежи мощностью 5- 10 м. Этаж высотой 40-45 м восстающими (с двумя отделениями) разбивают на блоки длиной по простиранию 50-100 м. Отработку горизонтальных слоев толщиной 2-2,2 м ведут снизу-вверх. Такое направление выемки возможно при достаточно устойчивой руде. Очистная выемка включает отбойку руды, проветривание забоя, погрузку и доставку руды, разборку настила, доставку и укладку закладочного материала, восстановление настила на вновь уложенном слое закладочного материала.

Бурение восходящих шпуров ведется самоходной буровой установкой 7. Отбитая руда погрузочно-доставочной машиной 6 транспортируется до рудоспуска 5, который наращивается в закладочном материале по мере подвигания очистного забоя, или же до рудоспускного отделения 1 в блоковом восстающем 2. По этим выработкам она поступает к откаточному штреку 8. Рудоспуски в закладочном материале сооружают также из металлических труб. Закладочный материал поступает в блок с вентиляционным штрека 9 через верхнюю часть восстающего и через люк 3 загружается в самоходную вагонетку 4, которая доставляет его к месту укладки. Все самоходные машины перемещаются по настилу, уложенному на поверхность закладочного материала.

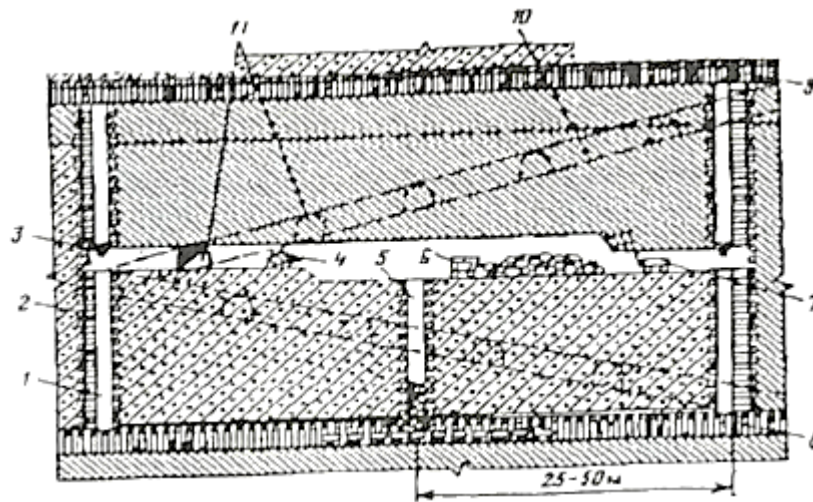


Рисунок 14.9-Система разработки горизонтальными слоями с сухой за кладкой и применением самоходного оборудования

На участке разгрузки вагонетки настил должен быть убран. Его восстанавливают по мере закладки выработанного пространства. Настил сооружают из дощатых щитов или стальных листов. Иногда вместо настила на поверхность закладки наносят слой быстросхватывающегося бетона толщиной 15-18 см. Для улучшения организации работ блок делят на два участка, работы в которых чередуют. В одной части ведут отбойку и доставку руды, в другой - закладочные работы.

Самоходное оборудование перемещается из одного слоя в другой по уклону 10 и сбойкам 11, пройденным в породах лежачего бока. Потолочину отрабатывают с креплением и закладкой после того, как отпадает необходимость в сохранении вентиляционного штрека. При отработке мощных залежей блоки располагают вкрест простирания и применяют твердеющую закладку. Выемку неустойчивых, сильно раздробленных и трещиноватых руд высокой ценности осуществляют горизонтальными или слабонаклонными слоями 1-4 в нисходящем порядке (рисунок 14.10). Руду извлекают заходками 10, которые проводят из разрезных штреков 11 с помощью самоходного оборудования. В не заложенных заходках, кровля которых закреплена анкерной крепью 8, монтируют за кладочный трубопровод 9. В нижние слои закладку подают по скважинам 6, которые бурят станком пневмоударного бурения. Перед подачей закладки в заходке устанавливают изолирующую перемычку 5. Воздух из заходки отводится по вентиляционной скважине 7.

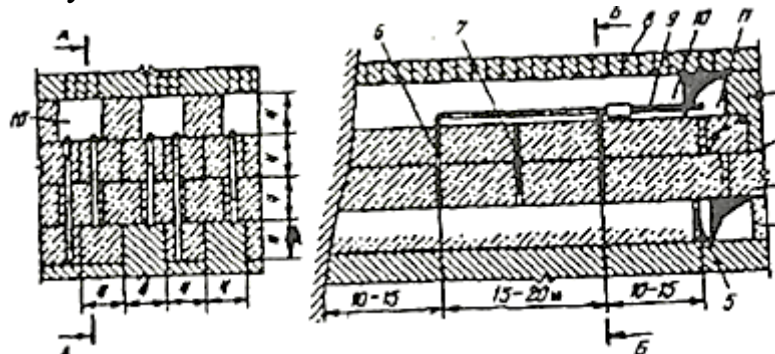


Рисунок 14.10-Разработка слоями с закладкой в нисходящем порядке

Система разработки при нисходящей слоевой выемке руды с закладкой характеризуется следующими показателями.

Удельный объем подготовительных работ на 1000 т добычи, м ³	5-25
Производительность блока, тыс. т/мес	3-18
Сменная производительность труда забойного рабочего, м ³	6-8
Потери, %	2-4
Разубоживание, %	2-6

Получили распространение системы разработки с последующей закладкой камер. Рудный массив делят на первичные и вторичные блоки. Первичные блоки обрабатывают системами с подэтажной отбойкой или этажно-камерными системами, после чего образовавшиеся камеры заполняют твердеющей закладкой. Вторичные блоки обрабатывают либо в окружении затвердевшей закладки, либо по контакту с рудой и закладкой теми же системами. При отработке вторичных камер для сохранения устойчивости целиков из закладочного материала уменьшают величину зарядов ВВ. При этом могут применять более дешевую гидравлическую закладку, заполняя твердеющей только нижнюю часть камеры (на высоту 8-12 м) для создания устойчивой потолочины для нижележащего этажа. По конструктивным особенностям и характеру технологических процессов системы разработки с последующей закладкой камер имеют много общего как системами открытым очистным пространством, так и с комбинированными системами разработки.

На рисунке 14.11, а приведен вариант *этажно-камерной системы с твердеющей закладкой*. Откаточный горизонт подготовлен двумя полевыми штреками 1, на уровне кровли которых располагают выработки горизонта скреперования 2. Ширина блока (камер) 15 м. На два-четыре блока проходят с каждой стороны по восстающему 3. Бурение вееров скважин осуществляют из одного или нескольких буровых ортов. В последнем случае орты соединяются с подэтажным штреком 5.

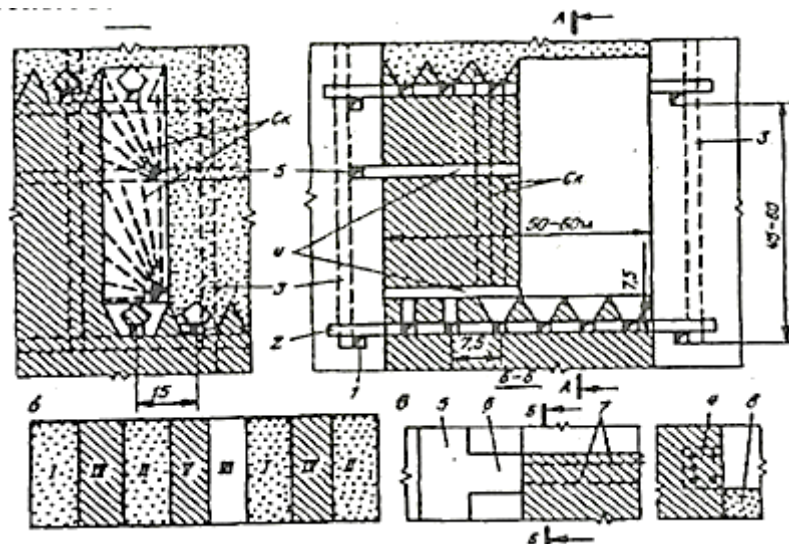


Рисунок 14.11 - Этажно-камерная система разработки с последующей монолитной закладкой (а), последовательность отработки блоков (б) и образование буровых выработок (в)

Отрезной восстающий располагают как по контакту с вмещающими породами, так и по центру камеры. Отбитая, руда скреперами доставляется до откаточных штреков. Последовательность отработки блоков показана на рисунке 14.11, б. В первую очередь обрабатывают первичные камеры I и II, а в последнюю очередь-камеры IV и V в окружении закладочного массива.

Буровые выработки 4 (рисунок 14.11, в), которые располагаются в рудном массиве по контакту с камерами, заполняемыми закладочным материалом 8, можно проходить взрыванием скважин 7. Их участок б в пустых породах про водится обычным способом. Взрывом зарядов в скважинах 7 руда выбрасывается в камеру. Затем в образованную нишу укладывают эластичную оболочку - опалубку, закрепляют ее в выработке б канатами и подают в нее воздух. После этого выработанное пространство камеры закладывают и после набора заклад кой необходимой прочности воздух из оболочки выпускают, извлекая ее для повторного использования. Подобный способ в несколько раз уменьшает стоимость проведения выработок. При этажно-камерных системах разработки с твердеющей закладкой и применением самоходного оборудования сменная производительность рабочих забойной группы составляет 60-80 т, потери руды 2-3% разубоживание 5-7%.

Задания и порядок выполнения работы

После окончательного изучения теоретических основы выполнения работы студенты вычерчивают схемы систем разработки и оформляют отчет.

Контрольные вопросы

- 1 Назовите факторы, определяющие выбор системы разработки.
- 2 Каков основной классификационный признак систем разработки в классификации данной работы?
- 3 Назовите дополнительные классификационные признаки систем работок.
- 4 Назовите коренные отличия столбовых систем разработки от сплошных
- 5 Какие требования предъявляются к системам разработки?
- 6 При каких условиях достигаются высокие результаты при применении камерно-столбовых систем разработки?
- 7 Чем отличается охрана выработок от их поддержания?
- 8 Особенности систем разработки:
 - a) с магазинированием;
 - b) с закладкой выработанного пространства;
 - c) с креплением;
 - d) потолкоуступных;
 - e) с обрушением руды и вмещающих пород.

Практическая работа № 15

ВЫБОР СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ПО ГЕОЛОГИЧЕСКИМ И ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИМ ДАННЫМ

Цель работы: Научиться выбирать систему по исходным данным

Теоретические основы выполнения работы

На большинстве рудных месторождений геологическим и горнотехническим факторам можно применить различные классы систем разработки (таблица 15.1)

Таблица 15.1-Классы систем разработки

Условия по геологическим факторам и горногеологическим факторам	Характеристика	Возможные к применению классы систем разработки
Устойчивость руды	Устойчивая	I-VII
Устойчивость вмещающих пород,	Устойчивые, трещиноватые в приконтактной зоне	I-VII
Мощность рудного тела, м	10	I-III, V-VIII
Угол падения рудного тела, градус	80	I-VII
Ценность руды	Средняя	I-VII
Глубина разработки, м	600	I-VII
Гидрогеологические условия	Незначительный приток воды	I-VII
Возможность нарушения земной поверхности и рудовмещающего массива горных пород	Невозможно	I-V
Склонность руды: к возгоранию к слеживанию к окислению	Нет	I-VII I-VII I-VII
Требования к выемке руды по сортам	Ограничения отсутствуют	I-VII

Помимо них при выборе систем разработки учитывают форму и характер контактов рудных тел, минеральный состав вмещающих пород наличие дешевого закладочного материала и некоторые другие зависящие от района расположения месторождения.

Выбор систем разработки осуществляют в три этапа.

Первый этап - последовательное исключение классов систем разработки, не приемлемых по каждому из условий.

Второй этап - отбор классов систем разработки (из числа возможных к применению), заведомо лучших по техническим условиям их применения.

Третий этап - выбор конкретной системы разработки в каждом из отобранных классов), наиболее соответствующей геологическим и горнотехническим условиям.

В результате отбора для технико-экономического сравнения остаются обычно две-три системы разработки.

Пример

Выбрать систем разработки для технико-экономического сравнения для условий, приведенных в таблице 15.1

Решение

Путем последовательного исключения находим возможные к применению классы систем разработки (классификация акад. М.И. Агошкова) по каждому из геологических и горнотехнических условий. Возможные к применению классы систем разработки - I, II, III, V (таблица 15.1).

Из числа отобранных классов систем разработки по техническим условиям заведомо лучшими являются I и II классы.

Из систем разработки I класса наиболее соответствует каждому из геологических и горнотехнических условий система с поэтажной отбойкой глубокими скважинами, а из систем разработки II класса - система с магазинированием руды и отбойкой из специальных выработок, которые и выбираем для технико-экономического сравнения.

Для сохранения земной поверхности и рудовмещающих массивов горных пород от сдвижения и обрушения предусматривается в обеих системах последующая затвердевающая закладка.

Контрольные вопросы

- 1 Что подразумевается под системой разработки?
- 2 Перечислите классы систем разработок.
- 3 Какие системы разработки применяются на рудниках ГМК?
- 4 Какие факторы влияют на выбор системы разработки?
- 5 Какие наиболее применяемые системы при комбинировании,

Практическая работа №16

СИСТЕМЫ С ЗАКЛАДКОЙ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

Цель работы: Изучение систем с закладкой, как наиболее применяемых на рудниках ГМК

Теоретические основы выполнения работы

По горно-геологическим условиям системы разработки с закладкой очистного пространства имеют весьма широкую область применения. Однако по экономическим соображениям их применяют для разработки ценных руд.

Рассматриваемые системы разработки характеризуются сложной техно логией и большой трудоемкостью горных работ. Периоды выдачи рудной массы из блока (добычного участка) чередуются с закладочными работами, что существенно снижает интенсивность разработки месторождения. При применении гидравлической закладки необходимо выполнение комплекса работ по подготовке блока (добычного участка) к размещению в нем закладочного материала и отводу воды.

Организация очистных работ цикличная. Состав и продолжительность производственных процессов на один цикл работ определяются горногеологическими условиями разрабатываемого месторождения, конструктивными особенностями системы разработки и организационно техническими факторами.

Месторождения ценных руд мощностью до 0,7 - 1 м разрабатывают систему с закладкой очистного пространства подрываемыми породами.

При крутом падении бок жилы подрабатывают с той стороны с которой имеет более четкий и правильный контакт или зальбанд; породы отличаются от руды по цвету, крепости и т.п. С опережением на слой отбивают более слабую руду или породу. Часто применяют шпуры диаметром 30-42 мм и рассредоточенные заряды ВВ.

Ширину подрывки породы (м) определяют по формуле

$$M_n = m_p K_3 / (K_p K_{и}), \quad (16.1)$$

где m_p - мощность рудного тела, м;

$K_3 = 0,75 \div 0,8$ - коэффициент заполнения выработанного пространства

$K_p = 1,35 \div 1,5$ - коэффициент разрыхления подрываемой породы в закладке;

$K_{и} = 0,85 \div 1,0$ - коэффициент использования подорванной породы для закладки очистного пространства (верхний, обогащенный полезным компонентом слой породы иногда выдают вместе с рудной массой).

Среднесуточную производительность блока (т) рассчитывают по формуле

$$P_o = \frac{D_{ц}}{t_{доб} + t_{зак}} n_c n_3, \quad (16.2)$$

где $D_{ц}$ количество рудной массы, добываемое в блоке (добычном участке) за цикл работ, т;

$t_{доб}$ - Продолжительность работ в цикле по выдаче рудной массы, смен;

$t_{зак}$ - то же, по закладке очистного пространства, смен;

n_c - число рабочих (добычных) смен в сутки;

n_3 - число забоев в блоке. Общее число блоков (добычных участков) в одновременной очистной выемке определяют по формуле

$$n_0 = K_0 A \psi (m P_0) \quad (16.3)$$

где K_0 - доля добычи рудной массы в блоке (добычном участке) очистными работами;

A - годовая производительность рудника, т

m - число рабочих дней в году;

P_0 - среднесуточная производительность блока (добычного участка), т,

ψ - коэффициент резерва.

Из общего числа блоков (добычных участков) в очистной выемке находят число блоков:

в одновременной выдаче рудной массы

$$n_{\text{доб}} = n_0 / (t_{\text{доб}} + t_{\text{зак}}); \quad (16.4)$$

в одновременной закладке

$$n_{\text{зак}} = n_0 t_{\text{зак}} / (t_{\text{доб}} + t_{\text{зак}}). \quad (16.5)$$

Пример

Система разработки горизонтальными слоями с гидравлической закладкой очистного пространства.

Произвести расчет системы разработки для следующих условий: глубина работ $H = 320$ м; средняя мощность рудного тела $m = 2,5$ м; угол падения $\alpha = 65^\circ$; коэффициент крепости пород: руды $f_p = 6 \div 8$, вмещающих пород $f_n = 4 \div 5$; плотность руды в массиве $\gamma = 3,8$ т/м³; высота этажа $h_{\text{эт}} = 40$ м; закладка выработанного пространства - затвердевающая, расход цемента на 1 м³ - 160 кг; производительность закладочного комплекса $P_{\text{зк}} = 330$ м³/сут; междуэтажный целик извлекается подэтажным обрушением с торцовым выпуском отбитой руды: среднесуточная производительность блока при выемке целиков $\Pi_{\text{ц}} = 10\%$; годовая производительность рудника $A = 450$ тыс. т; число рабочих дней в году - 305, число рабочих смен в сутки - 3, продолжительность смены - 6 ч.

Решение

1 Система разработки показана на рисунке 16.1.

2 Объем подготовительных и нарезных работ и распределение балансовых запасов по стадиям работ приведены в таблице 6.2. Удельный объем подготовительных и нарезных работ

$$K_y = \frac{687 + 263}{5500} 100 = 17\%.$$

Коэффициент подготовки и нарезки на 1000 т подготовительного к очистной выемке рудного запаса по формуле (4.3)

$$K_{\text{п.н}} = \frac{149,6 \cdot 1000}{20900 - (2611 + 999)} 8,65 \text{ м.}$$

1 Подсчет показателей извлечения руды по стадиям работ приведен в таблице 6.3. Доля участия в добычи рудной массы: из камеры $K_{\text{о.к}} = 0,74$, из целиков $K_{\text{о.ц}} = 8,7\%$.

2 Расчет подготовки и нарезки блока

Откаточный штрек проводят при общей подготовке этажа.

Проходка выработок в блоке ведется последовательно; продолжительность проходки блокового восстающего

$$t_1 = \frac{252}{2 \cdot 6 \cdot 3} = 7 \text{ сут};$$

подсечной выработки

$$t_2 = \frac{2152}{2 \cdot 7.5 \cdot 3} = 5.84 \approx 6 \text{ сут.}$$

Общий срок подготовки и нарезки блока $t_{п.н} = 7+6= 13$ сут.

3 Расчет очистной выемки.

Отработка камеры.

Доставка отбитой рудной массы ведется погрузочно-доставочной машиной ПД - 3, производительность машины $P_y = 170$ т/смену, машину обслуживают два рабочих.

Продолжительность уборки отбитой рудной массы

$$t_{y.сл} = 500:170 = 2,94 \approx 3 \text{ смены}$$

Трудоемкость работ $N_y = 2t_{y.сл} = 2 \cdot 3 = 6$ чел-смен.

Трудоемкость работ на 1000 т добытой рудной массы

$$N_{y.o} = (N_{y.сл}/D_{сл}) 1000 = (6/500) \cdot 1000 = 12 \text{ чел - смен.}$$

Количество закладочного материала, необходимого для выполнения цикла работ в забое,

$$Q_3 = VK_3(1-\phi) (1 + \lambda)/K_p$$

где V - объем закладываемого слоя, м³;

K_3 - коэффициент полноты закладки слоя;

ϕ - коэффициент усадки закладки;

λ - коэффициент выноса закладочного материала водой

K_p - коэффициент разрыхления породы.

При закладочном материале из песка и глины

$$Q_3 = 65,8 \cdot 2 \cdot 0,75 (1+0,1) (1+0,5):1,1 = 103,7 \text{ м}^3.$$

Расход воды при Ж: $T = 3:1$, $Q_v = 3 \cdot 103,7 = 311 \text{ м}^3$

Расход цемента на 1 цикл работ $Q_{ц} = 0,16 Q_3 = 0,16 \cdot 103,7 = 16,6 \text{ т.}$

Расход цемента на 1000 т добытой рудной массы

$$Q_{ц.o} = (16,6/500) \cdot 1000 = 33,2 \text{ т.}$$

Продолжительность закладки слоя

$$t_{зак} = Q_3/P_{з.к} = 103,7:330 = 0,32 \text{ сут} \approx 1 \text{ смена.}$$

Закладку в забое производят двое рабочих.

Подготовку забоя к закладке и наращение ходков и рудоспуска два рабочих выполняют за одну смену.

Общая продолжительность закладочных работ на слой $\Sigma t_{зак.сл} = 1+1 = 2$ смены.

Трудоемкость работ на один слой $N_{зак.сл} = 2 \cdot 2 = 4$ чел - смены.

Трудоемкость работ по закладке на 1000 т добытой рудной массы

$$N_{зак.o} = (N_{зак.сл}/D_{сл}) 1000 = (4/500) \cdot 1000 = 8 \text{ чел. смен.}$$

Организация работ в блоке.

Выдачу рудной массы и закладку в полу блоках производят поочередно (рисунок 16.2)

После закладочных работ 7 смен отводят на затвердевание закладки, после чего приступают к бурению скважин.

Цикл работ в полу блоке выполняют за 12 рабочих (добычных) смен.

Среднесуточная производительность блока по формуле 16.2 составляет (без выемки целиков)

$$P_{o.к} = \frac{500}{12} \cdot 3 \cdot 2 = 250 \text{ т.}$$

Расход скважин на 1000 т добываемой рудной массы

$$L_{o.ц} = \frac{412,7}{1824} 1000 = 226,2 \text{ м.}$$

Общая трудоемкость работ при бурении скважин

$$N_{б.ц} = 412,7 : 25 = 16,5 \text{ чел-смен.}$$

Трудоемкость работ бурения на 1000 т добываемой рудной массы по формуле:

$$N_{б.ц} = \frac{16,5}{1824} 1000 = 9,1 \text{ чел - смен.}$$

Суммарное время на зарядку скважин по формуле

$$t_{з.ц} = 638,4 : 1500 = 0,43 \text{ смены}$$

Трудоемкость работ по зарядке $N_{з.ц} = 2t_{з.ц} = 2 \cdot 0,43 = 0,86 \text{ чел-смены.}$

Трудоемкость работ по зарядке на 1000 т добываемой рудной массы смены. по формуле

$$N_{з.ц.о} = \frac{0,86}{1824} 1000 = 0,47 \text{ чел - смен.}$$

Общая трудоемкость работ на уборке рудной массы

$$N_{у.ц} = 2 \cdot 1824 : 170 = 21,6 \text{ чел-смены,}$$

где 170-эксплуатационная производительность ПД-3.

Трудоемкость работ на 1000 т добываемой рудной массы

$$N_{у.ц.о} = \frac{21,6}{1824} 1000 = 12 \text{ чел - смен.}$$

Продолжительность отработки целиков

$$o.ц - D_{ц} / P_{o.ц} = 1824 : 150 = 12 \text{ сут.}$$

Число блоков с одновременной выемкой целиков

$$n_{o.ц} = n_{o.к} t_{o.ц} / t_{o.ц} = 6 \cdot 12 : 62 = 1,16 \approx 1.$$

Суммарная трудоемкость очистной выемки блока приведена в таблице 16.4

Таблица 16.4-Суммарная трудоемкость

выработка	Объем руды	Трудоемкость работ, чел-смен								
		На 1000 рудной массы				На весь объем работ				
		бурение	зарядка	доставка	закладка	бурение	зарядка	доставка	закладка	ИТОГО
Камера	15466	11,12	0,8	12	8	171,98	12,37	185,6	123,73	493,68
Целик	1824	9,1	0,47	12	-	16,6	0,86	21,9	-	39,36
Всего	17290	-	-	-	-	188,58	13,23	207,5	123,73	533,04

Производительность труда на очистной выемке (т/чел-смену):

при бурении скважин $P_{бo} = 17290 : 188,58 = 91,7;$

при выдаче рудной массы $P_{у.б} = 17290 : 207,5 = 83,32;$

при выемке камеры $P_{o.к} = 15466 : 493,68 = 31,33;$

при выемке целиков $P_{o.ц} = 1824 : 39,39 = 46,34;$

при отработке блока $P_o = 17290 : 533,04 = 32,44.$

Средний удельный расход ВВ при очистной выемке

$$q_o = \frac{0,43 \cdot 15466 + 0,35 \cdot 1824}{17290} = 0,42 \text{ кг/т}$$

Продолжительность выемки камеры - 62 сут; целиков - 12 сут; блока - 74 сут.

4 Число блоков в одновременной подготовке и нарезке.

Объем подготовительных и нарезных работ в блоке приведен в таблице 16.3.

Продолжительность работ $t_{п.н} = 13$ сут, а при очистной выемки (без цели ков)
 $t_{о.к} = 62$ сут.

Число блоков в одновременной подготовке и нарезки для обеспечения необходимого резерва подготовительных и очистной выемки рудных запасов

$$n_{п.н} n_{о.к} t_{п.к} / t_{о.к} = 6 \cdot 13 : 62 = 1,25 \approx 2.$$

5 Сводные технико-экономические показатели по блоку.

Количество подготовительных и нарезных выработок на 1000 т подготовленных к очистной выемки запасов $K_{п.н} = 8,65$ м.

Добыча рудной массы из подготовительных и нарезных работ - 17,3%; при выемке камеры - 74%; целиков-8,7%.

Среднесуточная производительность по руднику - 1475 т: при выемке камеры - 250 и целика- 150 т.

Продолжительность подготовки и нарезка блока - 13 сут: при выемке камеры - 62 сут; целика - 12 сут.

Продолжительность отработки блока 87 сут.

Число блоков в одновременной работе при подготовке и нарезке - 2: при выемке камер - 6: целиков-1. Всего - 9 блоков.

Производительность труда на очистной выемке, т/чел-смену:

при бурении скважин - 91,7;

при доставке рудной массы - 83,32;

средняя по блоку - 32,44.

Расход ВВ при выемке камеры - 0,43 кг/т; целика - 0,35 кг/г; средняя - 0,42 кг/т.

Потери руды при выемке камер - 3%; целиков - 10%.

Разубоживание руды при выемке камер - 3%; целиков - 10%.

Контрольные вопросы

- 1 Преимущества систем разработки с закладкой выработанного пространства.
- 2 Виды закладки.
- 3 Оборудование пневматической и гидравлической закладки.
- 4 Состав закладочных материалов.
- 5 На каких рудниках НТК применяются системы разработки с закладкой очистного пространства.

Список используемых источников

- 1 Юров Ю.И. Основы горного дела. - М.: Издательство МГГУ, 2016. - 390с.
- 2 Боровков Ю.А. Технология добычи полезных ископаемых подземным способом. - М.: Издательство МГГУ, 2018. - 256с.
- 3 Панин И.М., Ковалев И.А. Задачник по подземной разработке рудных месторождений. - Москва «Недра», 2017. - 178с.
- 4 Ткачев В.А., Кочетов Е.В. Проведение и крепление горных выработок. - Издательский дом «ИН - ФОЛИО», 2018. - 304с.