

Документ подписан простой электронной подписью

Информация о владельце:

ФИО: Блинова Светлана Павловна

Должность: Заместитель директора по учебно-воспитательной работе

Дата подписания: 10.01.2024 08:55:49

Уникальный программный ключ:

1cafd4e102a27ce11a89a2a7ceb20237f3ab5c65

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

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ  
ДЛЯ СТУДЕНТОВ ПО ПРОВЕДЕНИЮ  
ЛАБОРАТОРНО-ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ  
МЕЖДИСЦИПЛИНАРНОГО КУРСА  
«Основы горного дела»**

для специальности 21.02.17 Подземная разработка месторождений полезных ископаемых

2023

Методические указания для студентов по проведению практических работ междисциплинарного курса «Основы горного дела» для специальности 21.02.17 Подземная разработка месторождений полезных ископаемых

Организация-разработчик: Политехнический колледж ФГБОУ ВО «Заполярный государственный университет им. Н.М. Федоровского»

Разработчик: Иванова Н.А.- преподаватель

Рассмотрена на заседании цикловой комиссии горных дисциплин

Председатель комиссии: В.В.Степанюк

Утверждена методическим советом Политехнического колледжа ФГБОУ ВО «Заполярный государственный университет им. Н.М. Федоровского»

Протокол заседания № \_\_\_\_\_ от « \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2023г.

Зам. директора по УР

\_\_\_\_\_ С.П. Блинова

## СОДЕРЖАНИЕ

СОДЕРЖАНИЕ .....	3
Введение.....	4
Практическая работа № 1 .....	6
Практическая работа № 2 .....	9
Практическая работа № 3 .....	12
Практическая работа №4 .....	19
Практическая работа № 5 .....	22
Практическая работа № 6,7,8 .....	29
Список используемых источников.....	43

## 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 «Основы горного дела».

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 «Основы горного дела» 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 «Основы горного дела» 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

## Практическая работа № 1

### 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.

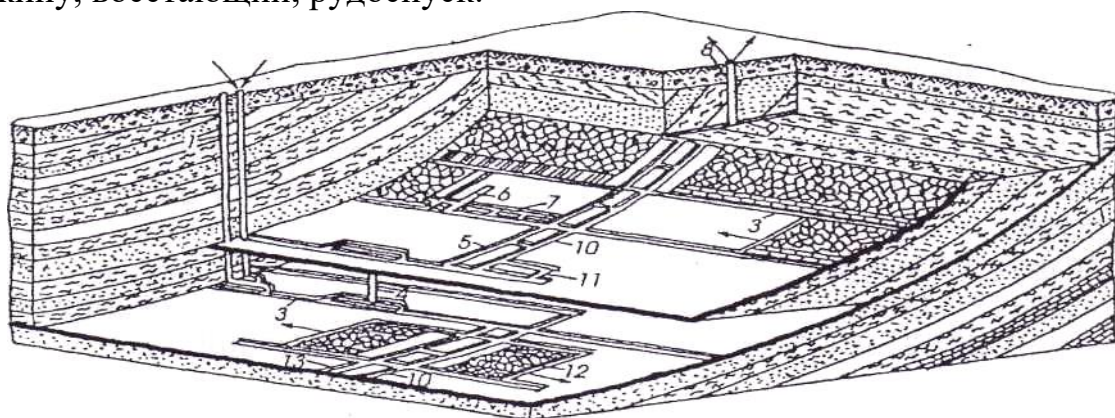
Нижнюю часть периметра поперечного сечения горизонтальных и наклонных выработок принято называть *почвой выработки*, верхнюю - *кровлей выработки*, боковые стороны - *боками выработки*. В вертикальных и крутонаклонных выработках, пройденных по пласту, вместо терминов «почва» и «кровля» нередко употребляют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

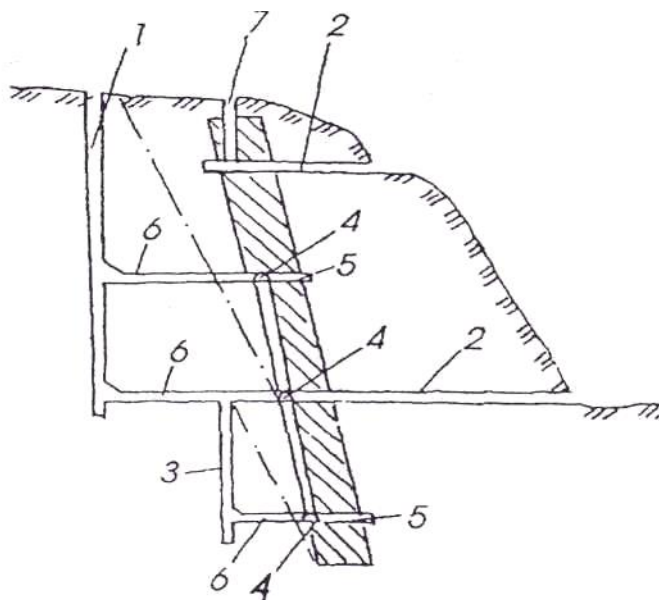
Расположение горных выработок в пространстве, их названия и назначение рассмотрим применительно к рисунку 1.1 и рисунку 1.2.

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 1.1 – Схема расположения горных выработок в шахтном поле



1 - ствол; 2 - штольни;

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

Рисунок 1.2 – 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 междукammerные 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 1.1 – 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 штолку.
- 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 штолка?
- 9 В чем отличие квершлага от полевого штолка?
- 10 Что такое орт?
- 11 Что такое околоствольный двор?
- 12 В чем отличие протяженных выработок от непротяженных?



## Практическая работа № 2

### 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 вагоны 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, прием грузенных вагонеток и выдача порожних происходит с одной стороны от главного ствола.

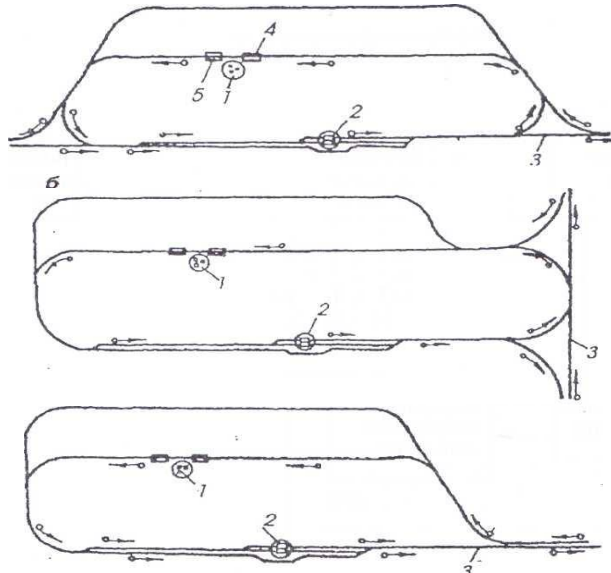
На рисунке 2.1 показаны современные технологические схемы околоствольных дворов, позволяющие сократить маневровые операции по обработке грузенных составов, поступающих в околоствольный двор.

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

$$P_{сут} = \frac{60Tnq}{\tau_{cp}k\left(1 + \frac{q_y}{q_n}\beta\right)}; P_{год} = P_{сут}P_{\partial}, \quad (2.1)$$

где  $P_{сут}$  – суточная пропускная способность, т;  
 $P_{год}$  – 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;  
 $\beta$  – отношение количества породы к углю по массе;  
 $k=1,5$  – коэффициент неравномерности работы транспорта;  
 $\tau_{cp}$  – такт работы околоствольного двора, мин;  
 $N_{\partial}$  – 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 2.1 – Типы околоствольных дворов

Под тактом 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

$$V = 9000 + 1,57 A, \text{ м}^3, \quad (2.2)$$

при откатке аккумуляторными электровозами

$$M = 8300 + 1,53 A, \text{ м}^3, \quad (2.3)$$

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 околоствольный 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 квершлагге). 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 околовольного двора:

- 1 Определить количество и название стволов, у которых располагается ОД.
- 2 Установить функции стволов и типы транспортных средств в каждом из них.
- 3 Установить тип горной выработки, к которой примыкают главные 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 околовольного 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 № 3

# РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК

*Цель работы:* научить студентов составлять паспорт буровзрывных работ (БВР).

### ***Теоретические основы выполнения, работы***

До проведения выработки составляется паспорт буровзрывных работ, представляющий собой технический документ (инструктивную карту), регламентирующий порядок производства взрывных работ шпуровым методом. Паспорт буровзрывных работ для подземных условий должен включать:

- схему расположения шпуров в забое, исключаящую возможность подрыва или обнажения зарядов при одновременном их взрывании;
- число шпуров и их глубину;
- массу зарядов в каждом шпуре;
- наименование ВВ и средств взрывания (СВ);
- число серий взрывания и их последовательность;
- материал забойки и ее величину;
- указание о месте укрытия взрывника и рабочих на время взрыва;
- время на проветривания забоя.

Схема расположения шпуров в забое приводится в трех проекциях для горизонтальной выработки и в двух проекциях для вертикальной, с указанием нумерации шпуров по очередности взрывания в них зарядов. Приводится конструкция заряда в шпуре. Данные о длинах шпуров, углах их наклона и массах зарядов в них сводятся в прилагаемую к паспорту таблицу. Приводится также таблица технико-экономических показателей, в которой указывается площадь сечения выработки, условия взрывания, наименование и число буровых машин, тип и расход взрывчатого вещества и другие. Паспорт составляется после опытных взрывов, проводимых по расчетным данным. Он считается пригодным в том случае, если в результате взрыва достигается к.и.ш. не менее 0,85-0,87; приемлемая пусковатость для производительной работы погрузочных машин (при отсутствии переизмельчения пород), хорошее оконтуривание выработки с минимальным перебором и компактный развал породы (исключается разброс на большом расстоянии от забоя).

Паспорт утверждается главным инженером разведочной партии или экспедиции. С паспортом буровзрывных работ должны быть ознакомлены под расписку инженерно-технические работники данного участка, а также персонал, выполняющий буровзрывные работы. Для аналогичных условий паспорт буровзрывных работ может быть общим (типовым).

Разработка паспорта БВР осуществляется в нижеприведенной последовательности.

**Выбор ВВ.** Выбор ВВ производится по перечню рекомендуемых взрывчатых веществ. Наибольшее распространение получили ВВ на основе аммиачной селитры порошкообразные в патронированном виде или россыпные гранулированные. При ориентировочном выборе ВВ для применения в относительно монолитных породах можно руководствоваться коэффициентом крепости пород по шкале профессора М.М. Прото-дьяконова: при  $f = 12 \div 14$  наиболее часто применяют аммонит №6ЖВ, в породах с  $f > 14 \div 17$  находит применение детонит М, а в очень крепких трудновзрываемых породах применяют скальный аммонит №1. Следует учитывать, что детонит М и скальный аммонит №1 являются дорогостоящими ВВ по сравнению с аммонитом ТУрбЖВ. Кроме того, детонит М более опасен в обращении. Поэтому при наличии в забое хорошо развитой трещиноватости при весьма крепких породах (при  $f > 14$ ) стремятся найти возможность использования аммонита №6ЖВ, прибегая к некоторому увеличению удельного расхода ВВ.

Удельный расход ВВ рекомендуется определять на основании опытных взрывов. Для ориентировочного нахождения удельного расхода аммонита №6ЖВ в забоях с одной открытой поверхностью можно воспользоваться данными таблицы 3.1.

При этом следует учитывать, что удельный расход ВВ приведен на взорванный, а не на взрываемый объем породы. Расход ВВ на взрываемый объем будет меньше на величину коэффициента использования шпура  $q = q_2 Z$  (здесь  $q_2$  - удельный расход ВВ по данным таблицы 3.1,  $Z$  - к.и.ш., составляющий не менее 0,85).

Таблица 3.1

Категория пород по СНиП	Коэффициент крепости пород	Расход ВВ на 1м <sup>3</sup> взорванной породы в массиве (кг) при площади сечения выработки в проходке, м <sup>2</sup>		
		до 5	до 7	до 10
II и IV	1,5	1,5	1,23	0,95
V	2-3	1,4	1,2	1,0
VI-VII	4-6	1,92	1,74	1,55
VIII	7-9	3,0	2,73	2,45
IX	10-14	4,2	3,83	3,45
X	15-18	4,5	4,28	4,05
XI	19-20	5,0	4,75	4,5

После определения глубины шпуров, выбора типа вруба и распределения шпуров по забою определяют расход ВВ на расчетную величину подвигания забоя

$$Q = qS_{\text{ч}}l_{\text{ш}}, \quad (3.1)$$

где  $S_{\text{ч}}$  - площадь поперечного сечения выработки вчерне (проектный размер в проходке), м<sup>2</sup>;

$l_{\text{ш}}$  - глубина шпура, м.

Средняя масса заряда на один шпур  $q_{\text{с}} = \frac{Q}{N}$  ( $N$  – число заряженных шпуров). Массу заряда во врубовом шпуре принимают на 20% больше;  $q_{\text{В}} = 1,2q_{\text{с}}$ . Во вспомогательных и отбойных шпурах масса заряда равна средней массе. В оконтуривающих шпурах, расположенных у кровли, массу заряда принимают равной средней или 0,8, в остальных случаях - средней. Иногда для лучшей проработки зарядами почвы выработки массу зарядов в почвенных шпурах увеличивают на 10-15% по сравнению со средней массой или уменьшают расстояние между шпурами.

После размещения зарядов, исходя из целого числа патронов (при нитрированных ВВ), подсчитывают фактический удельный расход ВВ, который не должен отличаться от расчетного более чем на 5-10%.

Завершают разработку паспорта БВР выбором способа взрывания, расчетом интервалов замедления, взрывной сети и технико-экономических показателей.

Ниже приведен пример разработки типового паспорта БВР для подземных геологоразведочных выработок.

*Пример.* Составим паспорт БВР на проведение горизонтальной разведочной выработки площадью сечения вчерне  $S_{\text{ч}}=6,5$  м<sup>2</sup> в породах с  $f=14$ , длиной - 700 м. Выработка не опасна по газу или пыли, срок проведения выработки - 3,5 месяца.

*Решение.* Принимаем к.и.ш.  $z=0,87$ . В качестве основного ВВ выбираем гранулит АС-8В, относительный коэффициент работоспособности которого  $e=0,89$ .

Удельный расход аммонита №6ЖВ на взорванный объем породы составляет от 3,83 до 4,2 кг/м<sup>3</sup> при изменении площади сечения выработки от 5 до 7 м<sup>2</sup> (таблица 3.1). Принимаем  $q_1=4$  кг/м<sup>3</sup>, тогда удельный расход ВВ на взрываемы объем для гранулита АС-8В

$$q = q_1 e z = 4 \cdot 0,89 \cdot 0,87 = 3 \text{ кг/м}^3. \quad (3.2)$$

Для патронов-боевиков принимаем натренированный аммонит №6ЖВ и электрический способ взрывания, обеспечивающий лучшее дробление породы и более высокий к.и.ш. Определяем глубину шпуров по формуле

$$l_{\text{ш}} = \frac{L}{t_{\text{р}} t_{\text{с}} n_{\text{см}} n_{\text{сз}}} = \frac{700}{25 \cdot 3,5 - 4,1 \cdot 0,87} = 2,3 \text{ м}. \quad (3.3)$$

При расчете глубины шпуров принято четыре смены в сутки и один цикл в смету.

Для бурения шпуров можно принять бурильную установку УБШ-222П портального типа на рельсовом ходу, имеющую две бурильных машины ПК-60. Эта установка позволяет пропускать в забой погрузочно-транспортное оборудование. Глубина бурения до 3 м. Принимаем коэффициент заполнения шпуров  $Kz=0,75$  при диаметре заряда 40 мм. Рассчитываем число шпуров по формуле

$$N = \frac{1,27qS_{\text{ч}}}{\Delta d^2 K_3} = \frac{1,27 \cdot 3 - 6,5}{1000 - 0,04^2 \cdot 0,75} = 21 \text{ м.} \quad (3.4)$$

Здесь принято: плотность ВВ  $\Delta = 1000$  кг/м<sup>3</sup>, диаметр заряда равен диаметру шпура для осыпного ВВ, а именно  $d=0,04$ . Окончательно число шпуров принимаем по их расположению.

Выбираем прямой вруб с компенсационными шпурами, позволяющими исключить необходимость увеличения глубины врубовых шпуров по сравнению с глубиной других шпуров комплекта. Наклонные врубовые шпуры при клиновом врубе в данных условиях отбурить нельзя, так как этому будет мешать бока выработки, поскольку длина бурильной машины более 3 м (не будет обеспечен требуемый угол наклона врубовых шпуров).

Число компенсационных шпуров определяем по формуле:

$$N_0 = \frac{\left(\frac{3l_{\text{ш}}}{\Delta}\right)^3}{V_0} = \frac{\left(\frac{0,87 \cdot 230}{9,35}\right)^3}{2900} = 3, \quad (3.5)$$

где

$$V_0 = \frac{pd^2 l_{\text{ш}}}{4} = \frac{3,14 \cdot 0,04^2 \cdot 230}{4} = 2900 \text{ см}^3. \quad (3.6)$$

Принимаем вруб, имеющий три заряжаемых и три компенсационных шпура (рисунок 3.1). Расстояние между холостым и заряжаемым шпурами  $a=2,5d=100$  мм; между заряжаемыми шпурами расстояние  $b=5d=200$  мм. Вспомогательные шпуры для расширения вруба располагаем на расстоянии, равном 500 мм.

Л.Н.С. между отбойными и оконтуривающими шпурами определяем по формуле:

$$W = \left(\frac{p}{q_m}\right)^{0,5} = \left(\frac{1,26}{3-1}\right)^{0,5} = 0,65 \text{ м,} \quad (3.7)$$

где  $p$  – вместимость 1 м шпура, определяемая по формуле:

$$p = pd^2 \frac{\Delta}{4} = 3,14 \cdot 0,04^2 \frac{1000}{4} = 1,26 \frac{\text{кг}}{\text{м}} \text{ при } m = 1. \quad (3.8)$$

Расстояние между отбойными и оконтуривающими зарядами (шпурами):  $a_0 = mW = 1 \cdot 0,65 = 0,65$  м. Такое же среднее расстояние принимаем между шпурами, располагаемыми по контуру выработки. Однако, учитывая разную степень трудности работы заряда в кровле и почве выработки, шпуры располагаем на расстояниях: в кровле - через 700-850 мм, в боках - через 600 мм, у почвы - через 540-550 мм. Все оконтуривающие шпуры бурятся на расстоянии 150-200 мм от контура выработки. Окончательно принимаем по расположению 24 заряжаемых шпура, в том числе один шпур для рыхления почвы под канавку. Кроме заряжаемых, принято три компенсационных шпура, а всего в забое 28 шпуров. Забой оконтуривающих шпуров выводим за контур выработки на 50-70 мм во избежание уменьшения площади поперечного сечения выработки в крепких породах.

На схеме расположения шпуров принято шесть врубовых шпуров, четыре вспомогательных (4-7), три отбойных (8-10), 13 оконтуривающих (11-24) и один шпур (23) под канавку.

Длина шпуров, кроме оконтуривающих:  $l=2,3$  м, а длина оконтуривающего шпура  $l_0 = \frac{l_{\text{ш}}}{\sin 85} = 2,35$  м. Подвигание забоя за взрыв составит  $l_y = l_{\text{ш}} \cdot 3 = 2,3 \cdot 0,87 = 2$  м. Суммарная длина всех шпуров  $l_{\text{ш}} = 62,7$  м.

Требуемый расход ВВ на цикл

$$Q = qS_{\text{ч}} l_{\text{ш}} = 3 \cdot 6,5 \cdot 2,3 = 44,8 \text{ кг.} \quad (3.1)$$

Средняя масса заряда на заряжаемый шпур (без учета шпура 23)  $Q_c = Q/24 = 1,87$  кг; массы зарядов: во врубовом шпуре  $q_B = 1,2q_c = 2,25$  кг, в оконтуривающих шпурах у кровли и в боках выработки  $q_o = (0,9/1)$ ,  $q_c = 1,7$  кг; во вспомогательном и отбойном шпурах  $q_{oe} = q_c = 1,9$  кг; в почвенных шпурах  $q_n = 1,1q_c = 2$  кг.

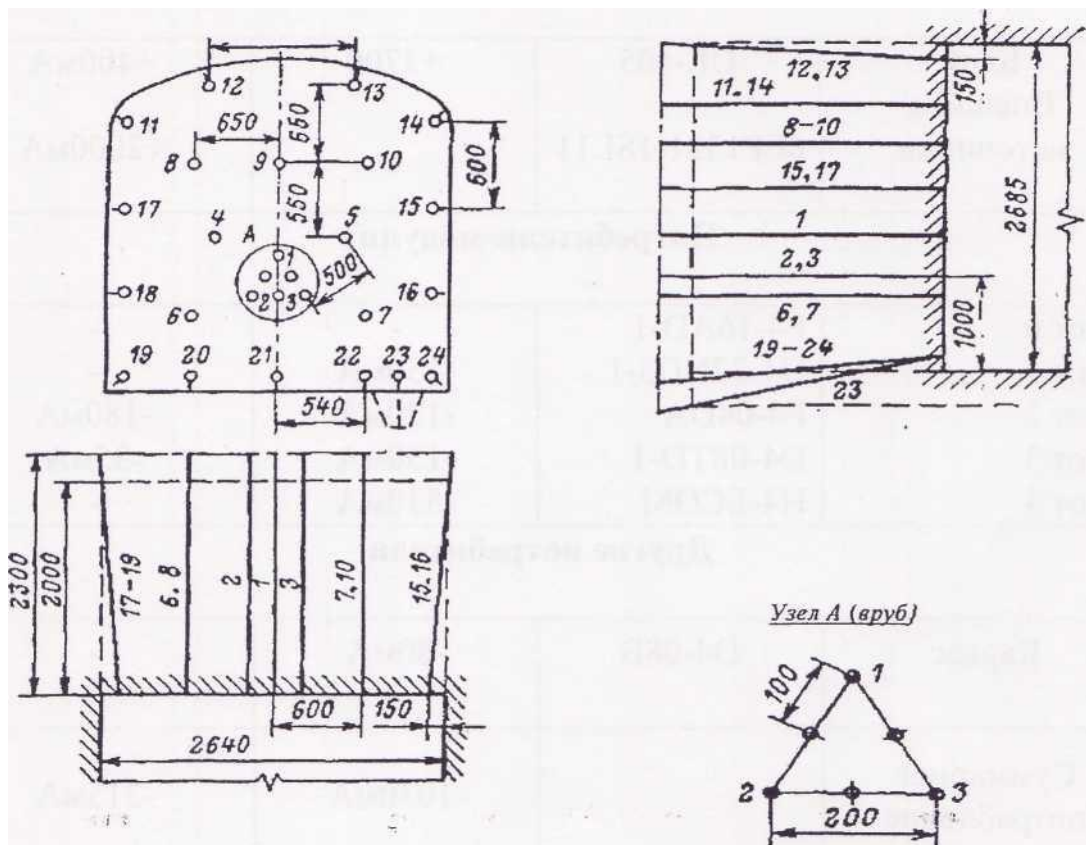


Рисунок 3.1 – Схема расположения шпуров в забое

Фактический расход ВВ (с учетом заряда в шпуре под канавку массой  $0,5 \text{ кг}$ )  $Q_{\phi} = 44,3 \text{ кг}$  из них  $4,8 \text{ кг}$  аммонита №6ЖВ (по  $0,2 \text{ кг}$  на каждый заряд для патронов-боевиков).

Для заряжания шпуров гранулитом принимаем пневмозарядчик «ЗП-2». Выбираем средства взрывания и рассчитываем взрывную сеть. Нами принят электрический способ взрывания электродетонаторами короткозамедленного действия. Принимаем для врубовых шпуров электродетонаторы мгновенного действия ЭД-8П, в остальных шпурах используем электродетонаторы серии ЭДКЗ-ПМ-15 и взрываем заряды в шпурах 4-7 с замедлением  $15 \text{ мс}$ , в шпурах 8-10 с замедлением  $30 \text{ мс}$ , в шпурах 11-18 с замедлением  $45 \text{ мс}$  и в остальных шпурах 19-24 с замедлением  $60 \text{ мс}$ . Для расчета взрывной сети принимаем последовательное соединение ЭД, сопротивление каждого ЭД  $Z_{\text{Д}} = 3,5 \text{ Ом}$ . Место укрытия взрывника расположено на расстоянии  $L = 250 \text{ м}$  от забоя. Используем магистральный привод ВМВ-0,75 площадью сечения  $0,75 \text{ мм}^2$ . Для сохранения магистрального провода предусматриваем участковые провода длиной  $12 \text{ м}$  марки ВМВ-0,5. В качестве источника тока применяем взрывной прибор ПИВ-100М.

Сопротивление медных магистральных  $R_{\text{и}}$  и участковых  $r_{\text{у}}$  проводов:

$$R_{\text{и}} = \frac{\rho 2L}{s_1} = \frac{0,0184 \cdot 2 \cdot 250}{0,75} = 12,3 \text{ Ом}; \quad (3.10)$$

$$r_{\text{у}} = \frac{\rho 2l_{\text{у}}}{s_2} = \frac{0,0184 \cdot 2 \cdot 12}{0,5} = 0,9 \text{ Ом}, \quad (3.11)$$

где  $\rho = 0,0184 \text{ Ом м/мм}^2$  - удельное сопротивление медных проводов.

Ток, проходящий через каждый ЭД

$$I = i = \frac{U}{R_{\text{и}} + r_{\text{и}} + r_{\text{д}}N} = \frac{600}{12,3 + 0,9 + 3,5 \cdot 24} = 6 \text{ А}, \quad (3.12)$$

что более гарантийного тока, равного  $1 \text{ А}$ .

Рассчитываем технико-экономические показатели буровзрывных работ. Расход ВВ на  $1 \text{ м}$  и  $1 \text{ м}^3$  выработки:

$$q_1 = \frac{Q_{\phi}}{l_{\text{у}}} = \frac{44,3}{2} = 22,15 \text{ кг/м}, \quad (3.13)$$

$$q_2 = \frac{q_i}{S_q} = \frac{22,15}{6,5} = 3,4 \text{ кг/м}^3, \quad (3.14)$$

Длина шпуров на 1 м выработки:

$$l = \frac{L_\Phi}{l_y} = \frac{62,7}{2} = 31,35 \text{ м.} \quad (3.13)$$

Расход ЭД на 1 м и 1 м<sup>3</sup> соответственно составит 12 и 1,85. Выход породы за взрыв (в массиве)  $V = S_q l_y = 6,5 \cdot 2 = 13 \text{ м}^3$ . Составляем таблицу расположения шпуров (таблица 3.2).

Таблица 3.2

№ шпуров, взрываемых за один прием	Длина каждого шпура, м	Угол наклона шпуров (°С), в проекциях		Масса заряда каждого, кг	Очередность взрывания, степень замедления, мс, и электродетонатор
		II	III		
1-3	2,3	90	90	2,2	I; 0; ЭД-8П
4-7	2,3	90	90	2,2	II; 15; ЭДКЗ-15
8-10	2,3	90	90	1,9	III; 30; ЭДКЗ-15
11-18	2,35	85	85	1,7	IV; 45; ЭДКЗ-15
19-24	2,35	85	85	2,0	V; 60; ЭДКЗ-15

Технико-экономические показатели буровзрывных работ приведены ниже.

Категория шахты - не опасная по газу и пыли

Площадь сечения выработки, м <sup>2</sup>	6,5
Коэффициент крепости пород по М.М. Протождяконову	14
Число бурильных установок 2УБШ-222П с бурильными машинами ПК-60	1
Диаметр коронки ККП-40, мм	40
Число шпуров на цикл (в том числе заряжаемых)	28(24)
Глубина шпура, м	2,3
Длина шпуров на цикл, м	62,6
Коэффициент использования шпура	0,87
Расход ВВ на цикл, кг	44,3
Расход электродетонаторов:	
за цикл	24
на 1 м выработки	12
Тип электродетонаторов	ЭД-8П ЭДКЗ-ПМ-15
Подвигание забоя за цикл, м	2
Выход породы за цикл (в массиве), м <sup>3</sup>	13
Число взрывных приборов ПИВ-100 М	1

### **Задание для выполнения практической работы**

Сначала студенты должны ознакомиться с теоретическими основами работы. Затем, следуя методическим указаниям, они проводят последовательные расчеты и по индивидуальным заданиям чертят схемы расположения шпуров в забое.

#### **Задача.**

Рассчитать параметры шпурового комплекта и зарядов для выработки площадью поперечного сечения  $S_q$  в породах с  $f$ . Исходные данные: длина выработки  $L$ , срок сооружения  $t_M$ , ширина выработки  $B$ , высота  $H$ , диаметр шпура  $d$ .



Используемые ВВ: гранулит АС-8В, патроны-боевики - детонит М. Работоспособность гранулита АС-8В  $p_{вв}=360-380 \text{ см}^3$ , а детонита  $p_{вв}=460-500 \text{ см}^3$ .

Таблица 3.3 – Исходные данные для вариантов

Вариант	Площадь поперечного сечения $S_{ч}$ , м <sup>2</sup>	Коэффициент крепости пород, $f$	Длина выработки и $L$ , м	Ширина выработки и $B$ , м	Высота выработки и $H$ , м	Диаметр шпура, $d$ , мм	Срок сооружения выработки $t_{м}$ , мес
1	8,78	14-15	400	3	3,2	24	7
2	10,89	16	500	3,5	3,3	28	7,3
3	13,20	17	600	4	3,4	32	7,5
4	15,69	12-13	700	4,5	3,5	36	8
5	6,95	10-11	650	2,7	2,9	40	5,5
6	7,28	12	800	3	2,7	24	6
7	14,38	13	900	5	2,8	28	4,5
8	19,50	14	1000	6	3	32	3
9	15,88	12-13	500	5	3,1	36	5
10	8,78	10-11	550	3	3,2	40	4,3
11	7,68	12	600	2,6	3,3	24	6
12	6,41	13	650	2,8	2,6	28	5,5
13	8,97	14	800	3,5	2,75	32	4,3
14	8,99	16-17	700	3,4	2,85	36	7,2
15	10,19	12-13	650	3,6	3	40	5,2
16	13,59	13	550	4,2	3,3	24	6,5
17	17,21	12-13	750	5,2	3,2	28	5,5
18	10,89	14-15	400	3,8	3	32	2
19	11,63	16	450	3,9	3,1	36	3
20	9,63	19	600	3,2	3,25	40	4
21	10,86	18-19	450	3,4	3,4	24	9
22	11,05	10-11	550	3,9	2,95	28	8
23	10,55	12	600	3,6	3,1	32	7
24	13,34	14	800	4,4	3,6	40	5

### ***Контрольные вопросы***

- 1 Кто составляет паспорт БВР?
- 2 Что включает в паспорт БВР?
- 3 Что такое коэффициент использования шпур?
- 4 Перечислите средства инициирования при огневом и электрическом взрывании?
- 5 В какой последовательности осуществляется разработка паспорта БВР?
- 6 Чем завершается разработка паспорта?
- 7 Типы врубов и условия их применения.
- 8 Последовательность взрывания шпуров.
- 9 Способы соединения электрической цепи.
- 10 Технология бурения шпуров.

**Литература:** [2, 138-144].

## Практическая работа №4 ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

**Цель работы:** развитие умения применять на практике полученные теоретические знания при решении задач по теме: «Буровзрывные работы».

### **Теоретические основы выполнения работы**

Форма и размеры поперечного сечения выработки принимают в зависимости от горнотехнических условий.

В зависимости от сечения выработки и устойчивости пород выбирают способ проходки выработки, принимают проходческое оборудование.

Производят следующие расчеты:

**1. Расчет количества и глубины шпуров** Глубину шпуров определяют в зависимости от продолжительности цикла:

$$l_{\text{шп}} = \frac{T - t_{\text{з.в.п.}}}{\frac{N}{V_{\text{б}}n_{\text{б}}} + \frac{S}{p_{\text{у}}n_{\text{у}}} + \frac{n_{\text{з}}}{p_{\text{к}}r}} = \frac{62,7}{2} = 31,35 \text{ м.} \quad (4.1)$$

где  $T$  – продолжительность цикла, 6 часов;

$t_{\text{з.в.п.}}$  – время на зарядание, взрывание, проветривание – 0,5 час;

$N$  – общее количество шпуров на забой; выбирают и обосновывают конструкцию вруба. Схема расположения шпуров приводят в пояснительной записке. Общее число шпуров на забой

$$N = K\sqrt{fS} \quad (4.2)$$

где  $K=2,5$  – коэффициент, зависящий от диаметра шпура,

$S$  – площадь поперечного сечения выработки;

$n_{\text{б}}$  – число перфораторов;

$V_{\text{б}}$  – скорость бурения одним перфоратором, м/ч, таблица 4.1;

$\eta=0,85+0,9$  – коэффициент использования шпура (КИШ);

$p_{\text{у}}$  – производительность погрузочной машины, м<sup>3</sup>/ч, таблица 4.2; 4.3;

$n_{\text{у}}$  – число погрузочных машин;

$p_{\text{к}}$  – норма выработки при креплении горных выработок железобетонными штангами – 60 штанг/чел.смену;

$n$  – число штанг в ряду;

$r$  – расстояние между рядами штанговой крепи,  $r=0,7\div 1,5$  м.

При креплении выработки торкретбетоном последнее слагаемое знаменателя формулы (4.1) будет иметь вид

$$\frac{p_{\text{з}}}{p_{\text{р}}} \quad (4.3)$$

где  $p$  – длина (периметр) стен и свода выработки, м;

$p_{\text{р}}$  – производительность установки для торкретирования выработки, м<sup>2</sup> закрепленной поверхности, таблица 4.4.

В случае крепления выработки штанговой крепью и торкретбетоном последнее слагаемое знаменателя (4.1) примет вид:

$$\left( \frac{n}{p_{\text{к}}r} + \frac{p}{p_{\text{р}}} \right) \text{з.} \quad (4.4)$$

Таблица 4.1 – Характеристики перфораторов

Коэффициент крепости по Протоdjяконову	Марка бурильных молотков	
	ПР-22	ПТ-29
4	67	60

7	50	46
11	30	28,6
Тип буровой установки		
	Каво-Дрилл-555	Бумер - 121
Норма выработки, п.м./смену		
7	178,7	221,9
9	151,4	188,0

Таблица 4.2 – Емкости

Марка погрузочной машины	ПНБ-ЭК	ИСА-7Н		ППМ-2	
Емкость погружаемых вагонов, м <sup>3</sup>	9,0	9,0	4,0	4,0-3,1	3,1-3,0
	85,0	70,0	58,5	35,8	33,8

Таблица 4.3

Марка погрузочной машины	Расстояние доставки, м				
	20	40	60	80	100
	Норма выработки, м <sup>3</sup> /см				
МПДН-1	35,5	32	28,6	26,5	24,4
КАВО-510	45,0	41,5	38,0	35,3	33,8
КАВО-310	21,2	20,0	18,6	17,3	16,6
СТ-5Б	102,3	77,4	62,8	52,5	44,7

Таблица 4.4

Толщина наносимого слоя, см	Марка машины	
	Алива-300	Растворонасос
	Кровля выработки, бока выработки	
	Норма выработки закрепленной поверхности, м <sup>2</sup> .	
0,5	208	104
1,0	104	52
2,5	41,5	20,8
5,0	20,8	10,4

## 2. Определение времени выполнения проходческих операций

Время бурения шпуров:

$$t_6 = \frac{N \cdot l_{шп}}{V_6 \cdot n_6}, \text{ ч.} \quad (4.5)$$

Время погрузки породы:

$$t_y = \frac{S \cdot l_{шп} \cdot z}{p_y \cdot r}, \text{ ч.} \quad (4.6)$$

Время на крепление:

в случае крепления выработки железобетонными штангами

$$t_k = \frac{l_{шп} \cdot z \cdot n}{p_k \cdot r}, \text{ ч;} \quad (4.7)$$

в случае крепления выработки торкретбетоном

$$t_k = \frac{l_{\text{штп}} \cdot p \cdot n}{p_p}, \text{ ч}; \quad (4.8)$$

в случае крепления выработки железобетонными штангами и торкретбетоном

$$t_k = l_{\text{штп}} \cdot z \left( \frac{n}{p_k \cdot r} + \frac{p}{p_p} \right), \text{ ч}. \quad (4.9)$$

В случае применения штанговой крепи необходимо учесть время бурения шнуров для размещения штанг. Количество штанг определяют исходя из числа штанг в ряду и расстояния между рядами штанговой крепи. Длину штанг принимать, равной 1,5 м. Скорость бурения шнуров для штанговой крепи принимать по таблице 4.3. Время настилки рельсового пути принимают равным времени бурения шнуров для отбойки горной массы.

### 3. Организация работ при проходке выработки

На основании полученных данных строим график организации работ, циклограмму.

Вспомогательные операции: бурение шнуров для штанговой крепи и настилка рельсового пути совмещают по времени с выполнением основной проходческой операции - бурение шнуров. Циклограмму строят и приводят в пояснительной записке.

#### Порядок выполнения работы

После ознакомления с теоретическими основами выполнения работы студенты производят расчет по проведению горной выработки и составляют циклограмму проходческих работ на основании исходных данных. Назовите основные операции проходческого цикла.

Таблица 4.4 - Исходные данные для вариантов

№ варианта	$S_{\text{ГР}}, \text{ м}^2$	$S_{\text{СВ}}, \text{ м}^2$	$K_{\text{п}}$	$f_{\text{П}}$	$f_{\text{у}}$	$a, \text{ мг}$	$\alpha, \text{ градус}$	$L, \text{ м}$	$V, \text{ м/см}$
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	7,6	6,2	0,2	3	1,5	8	+8	650	5,0
2	15,0	13,1	0,7	7	1,0	14	0	1100	3,5
3	10,6	9,4	0,4	4	1,2	9	-6	700	8,0
4	17,6	15,1	0,6	8	1,5	16	0	250	4,0
5	10,6	9,4	0,7	7	1,0	15	0	800	3,0
6	7,6	6,2	0,45	3	1,8	9	-5	400	5,5
7	12,9	11,2	0,2	3	1,0	8	+4	850	7,0
8	15,0	13,1	0,45	4	1,5	10	+10	650	6,0
9	7,6	6,2	1,0	6	-	13	0	300	3,5
10	12,9	11,2	0,3	3	1,0	8	0	1500	8,0
11	17,6	15,1	0,8	4	1,2	10	0	450	1,8
12	15,0	13,1	0,3	3	1,5	7	-2	800	7,0
13	7,4	6,0	0,2	3,5	1,2	8	+5	700	6,5
14	18,3	15,2	1,0	6	-	12	0	2200	3,5
15	10,6	9,4	0,2	3	1,5	7	0	1000	5,0
16	15,0	13,1	0,4	12	1,2	20	0	600	1,8
17	7,6	6,2	0,15	3	1,0	8	+3	480	8,5
18	10,6	9,4	1,0	5	-	10	+1	350	5,3

#### Контрольные вопросы

- 1 По каким принципам формируется технологическая схема проведения выработки.
- 2 Перечислите основные способы проведения горных выработок.
- 3 Назовите критерии выбора наиболее предпочтительного варианта комплекта оборудования для проведения горных выработок.
- 4 Назовите основные операции проходческого цикла.

5 Назовите вспомогательные операции проходческого цикла.

Литература: [3,232-238]

### Практическая работа № 5

## 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 5.1. 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  $d$  по формуле

$$A = d + 1,5C + 12v, \quad (5.1)$$

где  $C$  – ширина профиля покрышки, мм;

$v$  – скорость движения машины, км/ч.

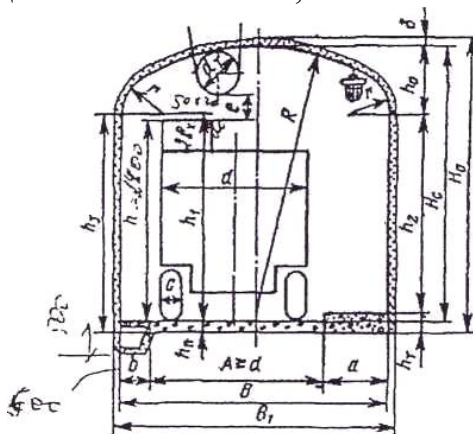


Рисунок 5.1 – Сечение транспортной выработки прямоугольно-сводчатой формы при безрельсовом транспорте с набрызгбетонной крепью

Ширина выработки в свету

$$B = a + A + b. \quad (5.2)$$

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

$$B = a + d + b, \quad (5.3)$$

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 5.2, составит

$$E = d + 2b \quad (5.4)$$

Ширина выработки при наличии крепи определяется по формуле

$$B_1 = B + 2\delta \text{ мм}, \quad (5.5)$$

где  $\delta$  – толщина крепи, принимаемая при расчете, мм.

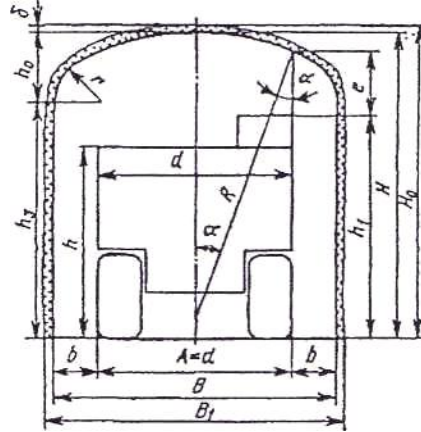


Рисунок 5.2 – Сечение подэтажной выработки прямоугольно-сводчатой формы при безрельсовом транспорте с набрызгбетонной крепью

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

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

$$h_0 = \frac{B}{3}. \quad (5.6)$$

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

$$h_0 = \frac{B}{3}; \quad (5.7)$$

при  $f > 12$ ,

$$h_0 = \frac{B}{4}. \quad (5.8)$$

Кривая трехцентрового (коробового) свода образуется тремя дугами: осевой  $R$  и двумя боковыми  $r$ . Радиусы свода в зависимости от его высоты приведены ниже (таблица 5.1).

Минимальная высота выработки по оси в свету должна быть не менее (рисунок 5.1):

$$H_c = h + e + d_m \text{ мм}, \quad (5.9)$$

где  $d_m$  – диаметр вентиляционной трубы, мм;  
 $e$  – минимальный зазор между наиболее выступающей частью машины и кровлей выработки 500 мм (таблица 5.2);

$h$  – высота машины по кабине, мм.

Таблица 5.1 – 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

$$h_1 = H_c - h_0 \text{ мм}, \quad (5.10)$$

при отсутствии дорожного покрытия

$$h_2 = h_3 = h \text{ мм}. \quad (5.11)$$

Высота вертикальной стенки со стороны тротуара

$$h_2 = h_1 - h_6 \text{ мм}, \quad (5.12)$$

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

При отсутствии тротуара высоту вертикальной стенки  $h_2$  не определяем, в соответствии с рисунком 5.2.

Высота вертикальной стенки от почвы выработки:

$$h_3 = h_1 + h_n \text{ мм}, \quad (5.13)$$

где  $h_n$  – толщина дорожного покрытия, мм.

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

$$\text{при } f \leq 12, \quad h_0 = \frac{B}{3} \quad S_{св} = B(h_2 + 0,26B) \text{ м}^2, \quad (5.14)$$

$$\text{при } f > 12, \quad h_0 = \frac{B}{4} \quad S_{св} = B(h_2 + 0,175B) \text{ м}^2. \quad (5.15)$$

Проектная площадь сечения выработки (вчерне):

$$\text{при } f \leq 12, \quad h_0 = \frac{B}{3} \quad S_{св} = B_1(h_3 + 0,26B_1) \text{ м}^2, \quad (5.16)$$

$$\text{при } f > 12, \quad h_0 = \frac{B}{4} \quad S_{св} = B_1(h_3 + 0,175B_1) \text{ м}^2, \quad (5.17)$$

### Задания для практической работы

Согласно своему варианту необходимо определить формы и размеры сечения горной выработки, пользуясь данными таблиц 5.1–5.3 и рисунками 5.1 и 5.2. После выполнения всех расчетов привести схему сечения горных выработок с полученными размерами.



Таблица 5.2 – 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 кровли выработки	1,3
Минимальный зазор между наиболее выступающей частью машины и кровлей выработки	$e=0,5$
Минимальные зазоры между наиболее выступающей частью транспортного средства и стенкой (крепью) выработки или размещенном в выработке оборудовании: - 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 0,3 м и шириной 0,8 м или при устройстве ниш через 25 м	$a=1,0$
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 10 км/ч более 10 км/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 10 км/ч более 10 км/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 5.3 – 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 <sup>2</sup>	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 5.1) 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 покрышки  $c=430$  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 5.1).

Ширину проезжей части определяем по формуле 5.1

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

Ширину выработки в свету с учетом скорости движения

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

Ширину выработки при наличии крепи

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

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 5.1) 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 (вчерне)

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

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 (вчерне)

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

## Варианты заданий

### Задача 1

Определить размеры и площадь поперечного сечения штрека (рисунок 5.1), 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 5.1), 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 5.1).

### 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 5.1).

### Задача 5

Определить размеры и площадь поперечного сечения транспортной выработки (рисунок 5.1) 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 и площадь поперечного сечения подэтажного штрека, если уборка породы производится машиной ПТ-4 (рисунок 5.2).

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 5.1), если транспортирование горной массы производится машиной ПД-5; интенсивность движения до 100 машин в сутки со скоростью 12 км/ч. Ширина профиля покрышки  $c=430$  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  $c=430$  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

- 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 № 6,7,8

### ИЗУЧЕНИЕ ПО ПЛАКАТАМ И МАКЕТАМ СИСТЕМ РАЗРАБОТОК

**Цель работы:** Развитие у студентов пространственного мышления в плане расположения 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 6.1.)

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 6.1 – Классификация систем разработки

Класс	Наименование класса систем разработки	Группа	Наименование группы 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 послойной разработки
		5	Сплошные
		6	С креплением и закладкой
V	С обрушением вмещающих пород	1	Слоевого обрушения
		2	Столбовые
VI	С обрушением руды и вмещающим 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 рассматриваются не с одинаковой подробностью. Наибольшее внимание уделено высокоэффективным системам, широко применяющимся при разработке рудных месторождений (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.

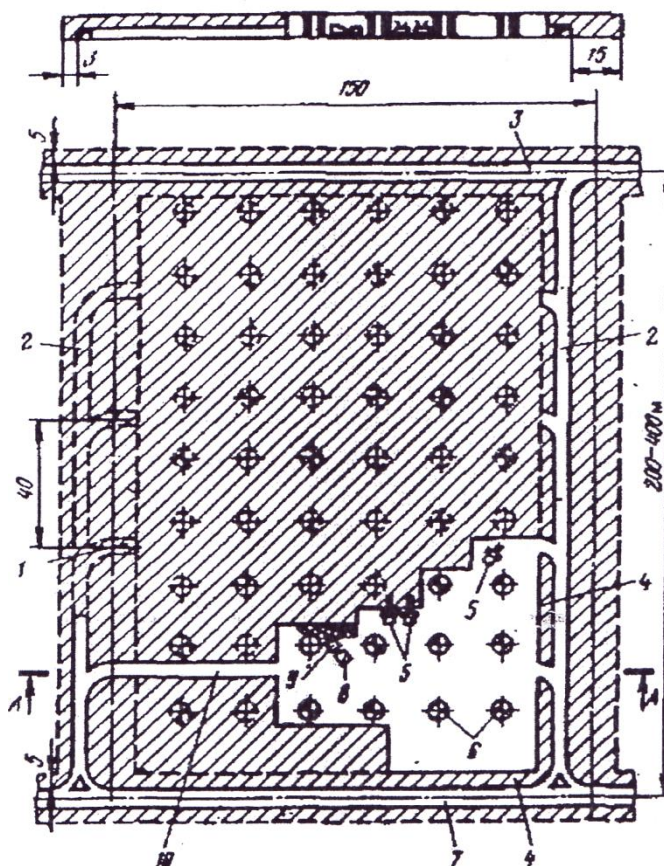


Рисунок 6.1 – Камерно-столбовая система разработки

**Камерно-столбовые системы разработки.** Камерно-столбовые системы применяют для разработки пологих и наклонных залежей с устойчивыми кровлями и рудами мощностей от 2 до 30 м, а иногда и более (рисунок 6.1). 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 6.1). 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. Шпуров длиной 2-4 м и диаметром 42 мм бурят самоходными бурильными установками 5 типа СБУ, позволяющими обуривать забои высотой до 8 м. Заряжают шпуров пневмозарядной машиной ПМЗШ. 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 внутрикамерными целиками 6 диаметром 6-8 м. В кровле камер через 1-2 м устанавливают железобетонные анкеры длиной 1,5-2,5 м. Заряжание 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.

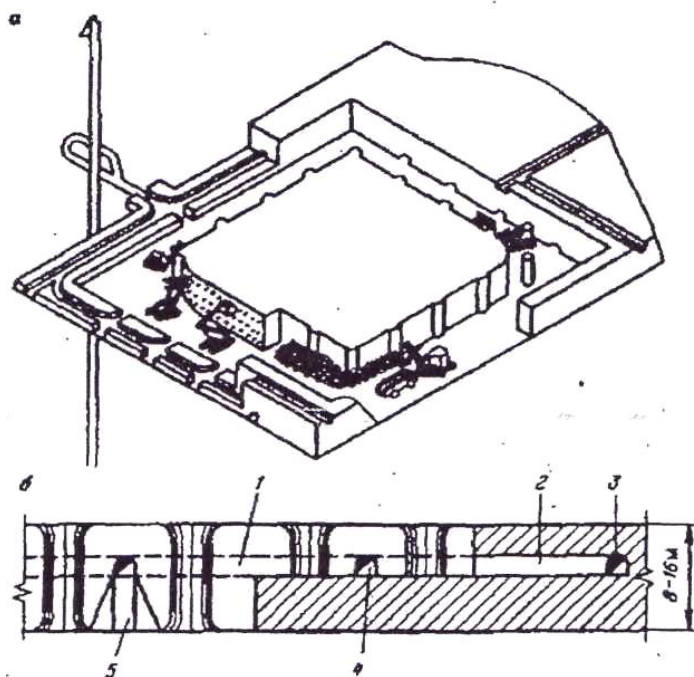


Рисунок 6.2 – Схемы отработки при замкнутом контуре очистных забоев с выемкой на полную мощность (а) и послойной уступной выемкой (б)

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 целика, 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 6.3) для случая отработки крутой залежи мощностью 10-15 м.



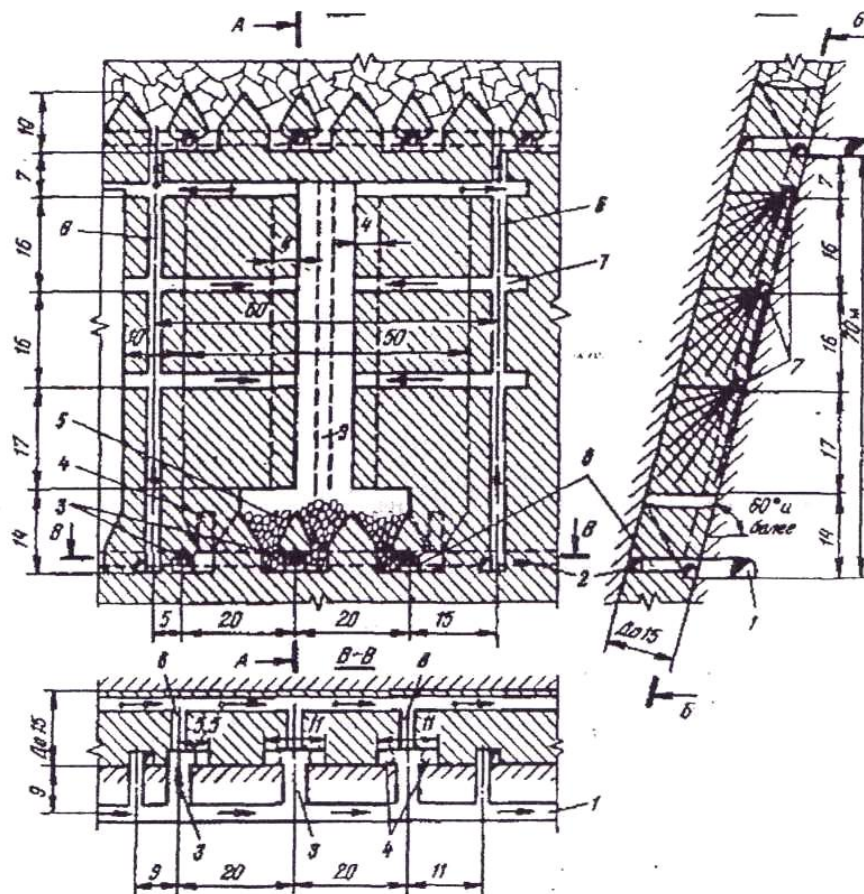


Рисунок 6.3 – Система с подэтажной отбойкой верными комплектами

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, обработка целиков. Для подсечки в дучках на высоте 1,5-2 м сооружают полук, с которого бурят комплект шпуров глубиной 6-8 м (рисунок 6.4 а). После их взрывания с помощью детонаторов короткозамедленного действия образуется воронка 5 (рисунок 6.3) с подсечкой камеры на площади 40-100 м<sup>2</sup>. При рудах средней крепости штанговые шпуров бурят из коротких дучек (рисунок 6.4, б).

Для образования отрезной щели (рисунок 6.4, в) на каждом подэтаже проводят буровые орты 1 и из них бурят нисходящие скважины 2 на высоту подэтажа. Скважины располагают в два ряда симметрично или в шахматном порядке 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.

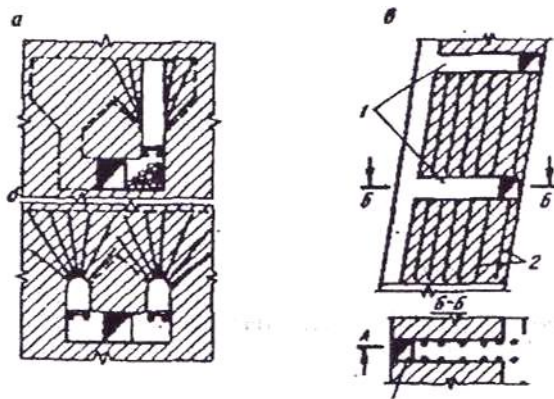


Рисунок 6.4 – Подсечка штанговыми шпурами и образование отрезной щели

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 6.3 стрелками. Междукамерные 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 междукамерном 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 взрываемых 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 6.5. В этом варианте этаж разбивается на регулярно чередующиеся камеры шириной 20-25 м и целики шириной 10-15 м.

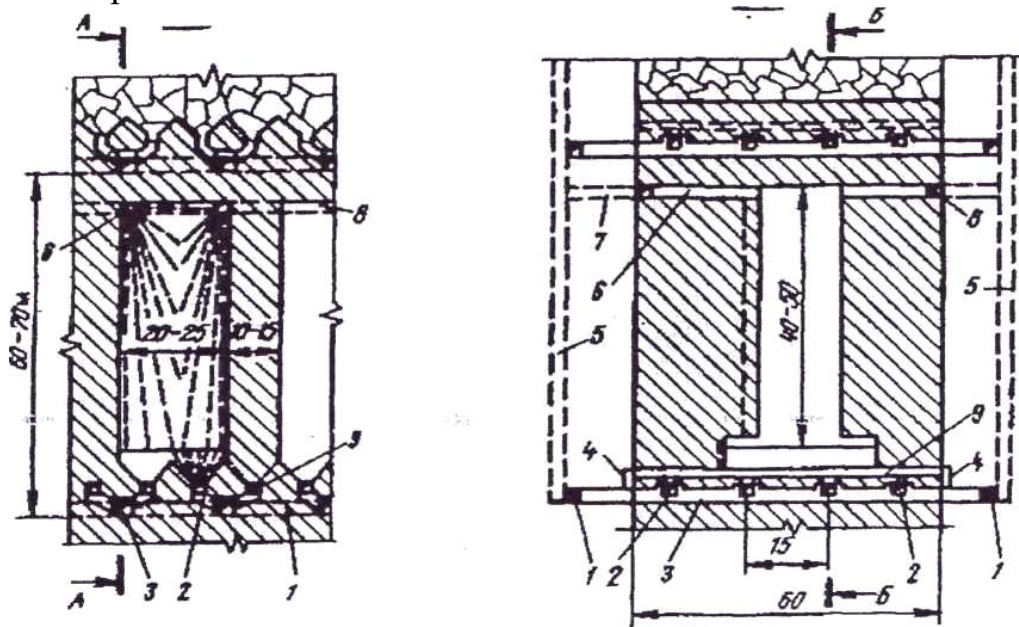


Рисунок 6.5 – Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды вертикальными слоями

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, устанавливаются 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 поэтажной 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 отсекают, а взрывание целиков ведут в той же последовательности, что и при системах с поэтажной отбойкой.

Вариант этажно-камерной системы с отбойкой руды горизонтальными слоями и выбросом руды показан на рисунке 6.6.



На откаточном горизонте пройдены полевой 1 и рудный 3 штреки, соединенные через каждые 100-200 м ортами 2. По висячему и лежачему 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 короткозамедленное. 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 отработывают аналогично ранее рассмотренным системам.

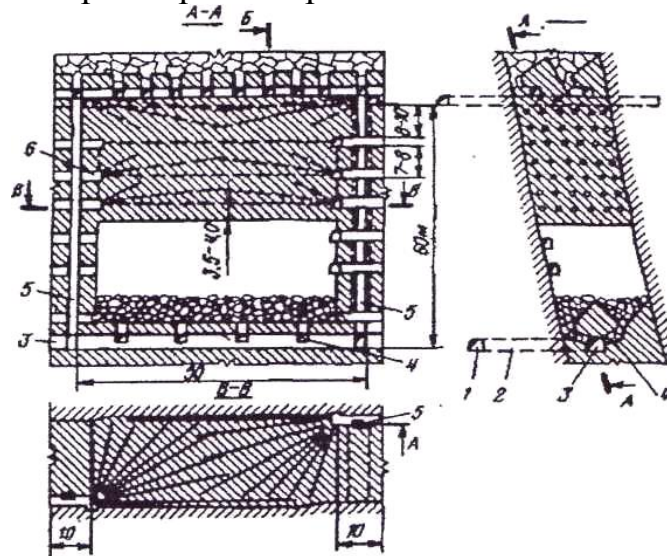


Рисунок 6.7 – Этажно-камерная система с отбойкой руды горизонтальными слоями

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 отработке крутых тонких и средней мощности рудных тел, приведен на рисунке 6.7. Откаточный штрек 1 в крепких рудах проводят без крепи, придавая кровле форму свода. Вентиляционным служит откаточный штрек 4 вышележащего этажа. Через каждые 40-80м 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.

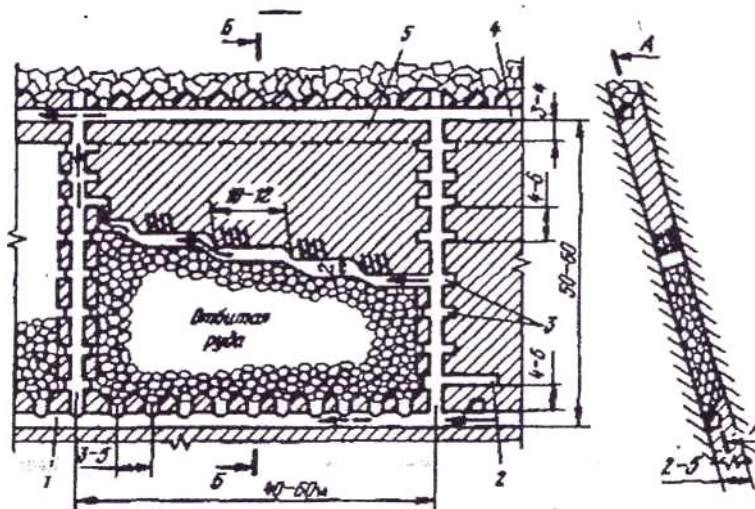


Рисунок 6.7 – Система разработки с маганизированием и мелкошпуровой отбойкой

Очистной забой имеет потолкоуступную форму и обуривается 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 замаганзированной 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 над) вентиляционным штреком извлекают после окончания закладки блока, так как верхний штрек на время закладочных работ необходимо сохранить. Если выработанное пространство не закладывают, то выемку междуэтажных 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 6.8 **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 вентиляционного 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.

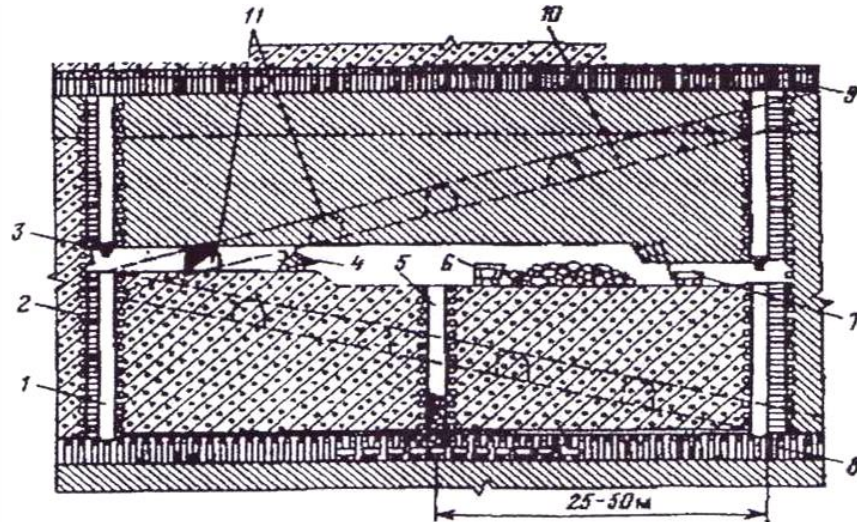


Рисунок 6.8 – Система разработки горизонтальными слоями с сухой закладкой и применением самоходного оборудования

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 сбоям 11, пройденным в породах лежащего бока. Потолочину отработывают 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 слабо-наклонными слоями 1-4 в нисходящем порядке (рисунок 6.9). 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 закладочный трубопровод 9. В нижние слои закладку подают по скважинам 6, которые бурят станком пневмоударного бурения. Перед подачей закладки в заходке устанавливают изолирующую перемышку 5. Воздух из заходки отводится по вентиляционной скважине 7.



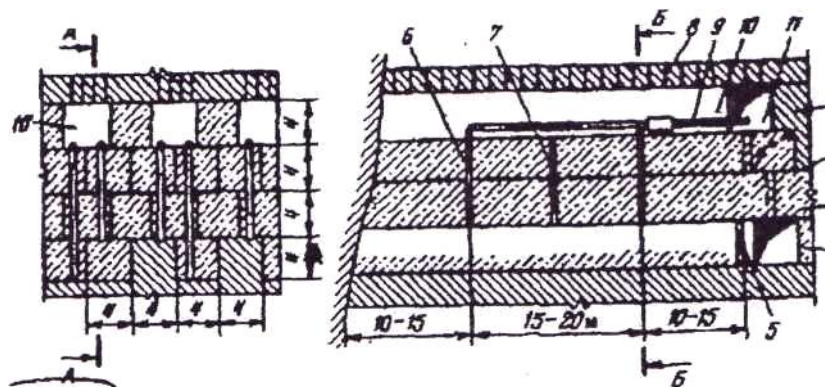


Рисунок 6.9 – Разработка слоями с закладкой в нисходящем порядке  
Система разработки при нисходящей слоевой выемке руды с закладкой характеризуется следующими показателями.

Удельный объем подготовительных работ на 1000 т добычи, м <sup>3</sup>	5–25
Производительность блока, тыс. т/мес	3–18
Сменная производительность труда забойного рабочего, м <sup>3</sup>	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 с системами с открытым очистным пространством, так и с комбинированными системами разработки.

На рисунке 6.10, 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.



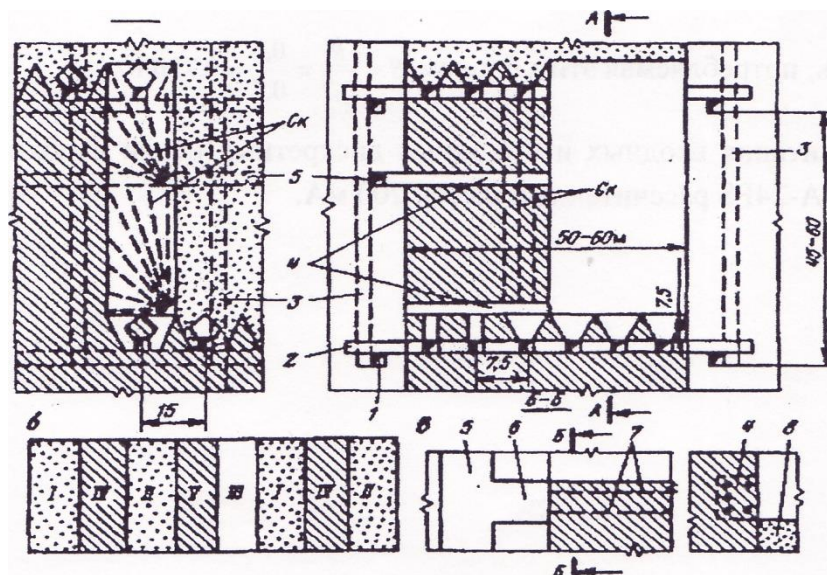


Рисунок 6.10 – Этажно-камерная система разработки с последующей монолитной закладкой (а), последовательность отработки блоков (б) и образование буровых выработок (в)

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 6.10, 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 6.10, 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 проводится 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 закладкой 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 разработок.
- 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.

## Список используемых источников

- 1 Юров Ю.И. Основы горного дела. – М.: Издательство МГГУ, 2020. – 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», 2018. – 178с.
- 4 Ткачев В.А., Кочетов Е.В. Проведение и крепление горных выработок. – Издательский дом «ИН – ФОЛИО», 2019. – 304с.