

**ФИЛИАЛ ФЕДЕРАЛЬНОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО
АВТОНОМНОГО ОБРАЗОВАТЕЛЬНОГО УЧРЕЖДЕНИЯ
ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ**

**«Национальный исследовательский технологический
университет «МИСИС» в г. Алмалык**

(Филиал НИТУ «МИСИС» в г. Алмалык)

КАФЕДРА «ГОРНОЕ ДЕЛО»



**УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС
ПО ПРЕДМЕТУ**

«Основы горного дела»

(для студентов направления образования: специалитет
210504 - «Горное дело», профиль: Подземная геотехнология)

Алмалык-2023 г.

Составил:

к.т.н. Акрамов Ж.К., доцент кафедры «Горное дело» АФ НИТУ МИСИС
Учебно-методический комплекс
«Основы горного дела»

Разработана в соответствии с ОС ВО:

Самостоятельно устанавливаемый образовательный стандарт высшего образования Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС» по специальности 21.05.04 ГОРНОЕ ДЕЛО (приказ от 02.12.2020 г. № 602 о.в.)

Составлен на основании учебного

21.05.04 ГОРНОЕ ДЕЛО, 21.05.04-СГД-16-9.PLX Горные машины и оборудование, утвержденного Ученым советом ФГАОУ ВО НИТУ "МИСИС" 21.05.2020, протокол № 10/зг

Учебно-методический комплекс одобрен на заседании кафедры
Кафедра горного дела

Протокол от 12.01.2022 г., №3

Зав. кафедрой Кахаров Сергей Каримович

Оглавление

Введение	4
.....	
Учебный материал	5
дисциплины.....	
Конспект лекций	5
.....	
Методические указания по выполнению практических работ.....	125
Методическое указание по выполнению курсовой работы	188
.....	
Глоссарий	215
дисциплины.....	
Приложения.....	217
.....	
Рабочая программа	218
дисциплины.....	
Критерии	234
оценивания.....	
Список использованной литературы	241

ВВЕДЕНИЕ

Горное дело – одно из основных видов человеческой деятельности, которое обеспечивает существование и уровень развития цивилизации. Оно как область промышленного производства включает в себя разведку месторождений полезных ископаемых, их разработку, первичную переработку добываемого минерального сырья, строительство горных предприятий и подземных сооружений. Здесь же мы можем наблюдать все виды техногенного воздействия на земную кору.

Дисциплина «**Основы горного дела**» формирует профиль подготовки специалистов по таким направлениям, как горное дело, маркшейдерия и обогащение полезных ископаемых. Задача ее изучения - это получение знаний об основных терминах, понятиях и принципах добычи различных полезных ископаемых различными способами (подземным, открытым, физико-химическим и другими геотехнологиями).

Целями изучения этой дисциплины являются:

- овладение горной терминологией и комплексом понятий, формирующих область деятельности человека при освоении и сохранении земных недр;
- освоение принципов ведения и обеспечения горных работ;
- освоение принципов современной технологии добычи твердых, жидких и газообразных полезных ископаемых;
- овладение комплексом понятий о качестве добываемого полезного ископаемого и способами его улучшения.

Для изучения дисциплины необходимы следующие базовые дисциплины гуманитарного, социально-экономического, естественного и общетехнического направлений: геология, история горного дела, начертательная геометрия, экология, обеспечение жизнедеятельности и др.

В материале рассматриваются методы разработки рудных и россыпных месторождений, некоторые способы добычи нерудных полезных ископаемых и угля, и др. В связи с тем, что горное дело тесно связано с геологией и минералогией, поисками и разведкой, а также с первичной переработкой полезных ископаемых, сюда же включены необходимые сведения по этим предметам.

Горнодобывающая промышленность как составная часть горного дела имеет целью добычу и первичное обогащение полезных ископаемых. Развитая горнодобывающая промышленность играет большое значение в экономике государства, определяет его самостоятельность и обороноспособность.

Многие ученые внесли свой вклад в решение важнейших вопросов разработки месторождений полезных ископаемых. В частности, Б.И.Бокий разработал основы аналитического метода проектирования горных предприятий; акад. А.М.Терпигорев заложил научно-методические основы механизации горных работ; акад. Л.Д.Шевяков создал теорию проектирования шахт; акад. А.А.Скочинский заложил основы рудничной аэрологии и безопасного ведения горных работ. Развитие современной горной науки, создание высокопроизводительной техники и технологии, улучшение условий труда горняков, а также подготовка специалистов для горной промышленности неразрывно связаны с трудами таких ученых, как М.И. Агошков, А.С. Бурчаков, Н.В. Мельников, М.М. Протодяконов, В.В. Ржевский, В.Р.Рахимов и др.

**ФИЛИАЛ ФЕДЕРАЛЬНОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО
АВТОНОМНОГО ОБРАЗОВАТЕЛЬНОГО
УЧРЕЖДЕНИЯ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
«Национальный исследовательский технологический
университет «МИСИС» в г. Алмалык Республики
Узбекистан**

**СБОРНИК ЛЕКЦИЙ
по предмету**

«Основы горного дела»

Алмалык-2023 г.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Лекция 1. Основные понятия о полезных ископаемых и морфологические типы месторождений. Элементы залегания пласта и рудного тела. Свойства горных пород. Способы разработки твердых полезных ископаемых.....	7
Лекция 2. Горное предприятие. Производственная мощность и срок службы горных предприятий. Запасы и потери полезных ископаемых. Показатели полноты извлечения. Металлические и неметаллические ПИ.....	14
Лекция 3. Подземные горные выработки. Вертикальные, горизонтальные, наклонные горные выработки. Камеры, выработки небольшого поперечного сечения. Естественное состояние горных пород. Горное давление.....	19
Лекция 4. Крепи горных выработок. Технология проведения горизонтальных, наклонных, вертикальных горных выработок.....	25
Лекция 5. Стадии разработки месторождений полезных ископаемых. Деление шахтного поля на части. Вскрытие шахтного (рудничного поля). Классификация способов и схем вскрытия.....	31
Лекция 6. Особенности вскрытия рудных месторождений. Околоствольные двory. Подготовка шахтного (рудничного) поля. Классификация способов и схем подготовки.....	38
Лекция 7. Производственные процессы в очистном забое при разработке пластовых (угольных) месторождений. Способы выемки угля.	47
Лекция 8. Способы управления кровлей (горным давлением). Доставка угля в очистном забое. Комплексная механизация очистных работ. Организация работ в очистном забое.....	52
Лекция 9. Особенности производственных процессов очистной выемки при разработке рудных месторождений. Отбойка руды. Выпуск руды. Вторичное дробление.....	56
Лекция 10. Доставка руды. Управление горным давлением. Организация очистных работ...62	
Лекция 11. Системы разработки пластовых (угольных) месторождений и их классификация. Системы разработки с длинными очистными забоями. Системы разработки с короткими очистными забоями.....	68
Лекция 12. Системы разработки без постоянного присутствия людей в очистном забое. Системы разработки на гидрошахтах. Системы разработки мощных пластов с разделением на слои	75
Лекция 13. Системы разработки рудных месторождений и их классификация....	82
Лекция 14. Комбинированные системы разработки. Системы разработки жильных месторождений и их классификация.....	90
Лекция 15. Физико-химическая геотехнология. Специальные способы добычи полезных ископаемых. Подземная газификация угля и сланцев.....	97
Лекция 16. Подземное гидрирование углей. Скважинная гидродобыча полезных ископаемых. Технология подземного выщелачивания руды. Подземная выплавка серы. Подземное сжигание горючих сланцев (угля)	104
Лекция 17. Другие процессы, выполняемые при подземной разработке месторождений полезных ископаемых	113
Лекция 18. Комбинированная разработка месторождений полезных ископаемых.....	118

Лекция №1.

Основные понятия о полезных ископаемых и морфологические типы месторождений. Элементы залегания пласта и рудного тела. Свойства горных пород. Способы разработки твердых полезных ископаемых.

Полезные ископаемые — это природные минеральные вещества, которые при данном уровне техники могут быть использованы в народном хозяйстве в естественном виде или после предварительной обработки.

Полезные ископаемые могут находиться в недрах Земли в **твердом, жидком или газообразном** состояниях.

Скопление твердого полезного ископаемого, залегающее среди горных пород, называется **рудным телом**. Руды залегают в земной коре в виде геологических тел различной формы.

Основные виды полезных ископаемых.

1. *Топливо-энергетическое сырье*, к которому относят нефть, газ, уголь, сланец, урановую руду.
Еще в начале века основными видами топлива были каменный и бурый уголь. По состоянию на конец 2005 г. в мировом энергетическом балансе уголь занимал 33,8 %, нефть — 35,9, газ — 24,9, гидроэнергия — 2,9, атомная энергия — 2,2, геотермальная и другие возобновляемые источники энергии — 0,2 %.
2. *Руды черных и легирующих металлов* являются сырьевой базой черной и цветной металлургии. Черная металлургия является потребителем марганцевых, хромитовых, никелевых, кобальтовых, молибденванадиевых руд. Их добыча растет также высокими темпами.
3. *Цветные металлы* — это медь, свинец, цинк, олово и др. За 70 лет XX в. в мире было добыто 94,3 млн т цветных металлов. В 2000 г. их производство удвоилось. Самыми высокими темпами увеличивается производство алюминия, самыми низкими — добыча меди (из-за ограниченности разведанных запасов).
4. *Благородные металлы* включают в себя золото, серебро, платиноиды. Основным производителем золота является Китай.
5. *Неметаллическое сырье* — апатит, фосфориты, калийные соли, асбест, сера, графит, алмазы, слюда, плакиковый шпат, строительные материалы.

Естественное скопление полезного ископаемого (минерала или агрегата минералов) в земной коре, разработка которого экономична, называется **месторождением** полезного ископаемого. Месторождения могут быть коренными и россыпными. Россыпные месторождения образовались в процессе физического выветривания коренных горных пород и химического воздействия на них различных факторов. Россыпные месторождения разделяются на элювиальные (залегают на месте разрушения коренных пород), делювиальные (перемещенные на некоторое расстояние от коренного месторождения и в большинстве случаев являющиеся продолжением элювиальных), аллювиальные (перемещенные на значительные расстояния водными потоками), береговые, ледниковые и эоловые (элювиальные россыпи, перенесенные силой ветра).

По добываемому полезному ископаемому различают рудные и нерудные месторождения. **Рудой** называется естественное минеральное вещество, из которого путем соответствующей переработки извлекаются содержащиеся в нем металлы и полезные минералы.

Любое месторождение представляет собой систему залежей полезного ископаемого, количество которых может достигать десятков и сотен единиц. Из признаков, характеризующих месторождение, наибольшее влияние на технологию их разработки оказывают морфология, форма, размеры и условия залегания.

По морфологии рудные месторождения принято разделять на пластовые, пластообразные, жильные, линзообразные, штокверковые, гнездообразные, штокообразные (рис.1).

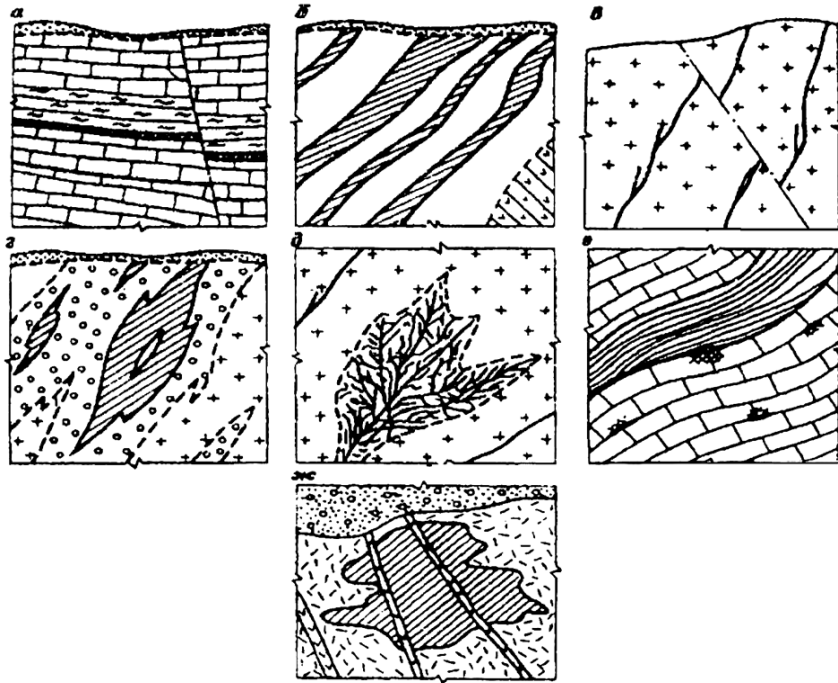


Рис. 1. Формы рудных тел (вертикальные, поперечные разрезы):
 а — пластовые; б — пластообразные; в — жильные; г — линзообразные;
 д — штокверк; е — рудные гнезда; ж — штокообразные

Пластовые имеют выдержанную толщину пласта, постоянный угол падения, а также четкие и параллельные друг другу контакты с вмещающими породами.

Пластообразные характеризуются нестабильной формой и толщиной пласта, изменчивыми углами падения и не совсем параллельными контактами. Одной из разновидностей таких месторождений являются *жильные*, которые бывают простыми (с относительно выдержанными элементами залегания) и сложными, в том числе и с нечеткими контактами с вмещающими породами или состоящими из ряда тонких жил и множества прожилков различной ориентации.

Линзообразные имеют форму, напоминающую выпуклую линзу различных размеров и с различными углами падения.

Штокверковые представляют собой рудный массив неправильной формы, образованный густой сетью различно ориентированных рудных прожилков, прорезывающих пустую породу.

Гнездообразные состоят из мелких по размеру рудных тел (гнезд) неправильной формы.

Штокообразные представляют собой рудное тело неправильной формы и очень больших размеров, примерно одинаковых по всем направлениям.

По форме залежи (рудного тела) месторождения твердых полезных ископаемых подразделяются на *правильные* и *неправильные*. К правильным относятся пласты (рис. 2) и пластообразные залежи.

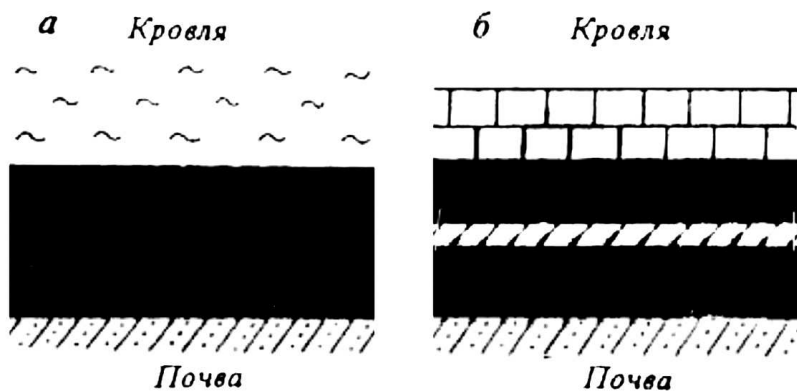


Рис. 2. строение пластов: а—простое; б—сложное

Пластом называется плитообразная залежь, имеющая значительное распространение в земной коре и ограниченная двумя более или менее параллельными плоскостями. Весьма тонкие пласты, не разрабатываемые вследствие малой мощности (до 0,4 м), называются пропластками. Плоскости соприкосновения пластов отдельных пород называются плоскостями напластования.

Породы, залегающие над пластом полезного ископаемого, называются кровлей или висячим боком, залегающие ниже пласта - почвой или лежачим боком. Пласты могут иметь однородное (простое) и сложное строение. Тонкие слои пустой породы, заключенные в пласте, называются прослойками.

Правильную форму залегания обычно имеют залежи полезных ископаемых осадочного происхождения (уголь, горючие сланцы, различные соли, гипс, марганцевые руды и т. п.).

К неправильным залежам относятся жилы, штоки, гнезда, линзы (рис.3). Неправильную форму залегания имеют, как правило, рудные залежи.

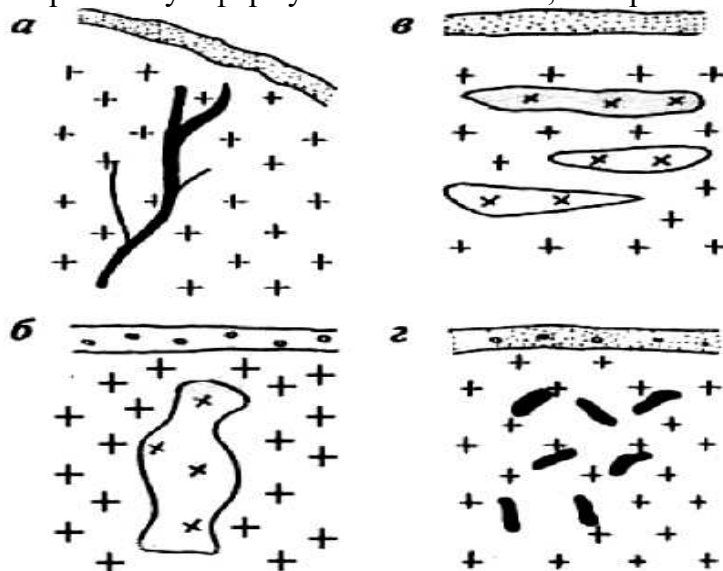


Рис. 3. Формы залегания рудных тел:
а—жила; б—шток; в—линзы; г—гнезда

Жилой называется заполненная минеральным веществом трещина в земной коре. Жилы бывают простые и сложные. Ответвления от жил называют апофизами. Такие формы залегания, как штоки, линзы, гнезда, представляют собой полости в земной коре, заполненные минеральным веществом. Они отличаются друг от друга формой и размерами. Подобную форму залегания имеют залежи железных, медных,

полиметаллических и других руд. В горнорудной подотрасли залежи полезного ископаемого обычно называют *рудными телами*.

Пласты горных пород в период образования залегали более или менее горизонтально, но под действием тектонических (горообразовательных) процессов, протекавших в земной коре, первоначальное залегание пород нарушалось в той или иной степени. В некоторых районах пласты оказались собранными в складки. Они могут занимать любое положение в земной коре.

Нарушения нормального залегания пластов называются дислокациями. Дислокации без разрыва сплошности называются пликативными, с разрывом сплошности - дизъюнктивными.

К пликативным нарушениям относятся утолщения и утончения пластов, а также складчатость. Складка, обращенная выпуклостью вниз, называется синклиналью, а выпуклостью вверх — антиклиналью.

К дизъюнктивным нарушениям относятся сбросы, взбросы, надвиги и др. (рис.4).

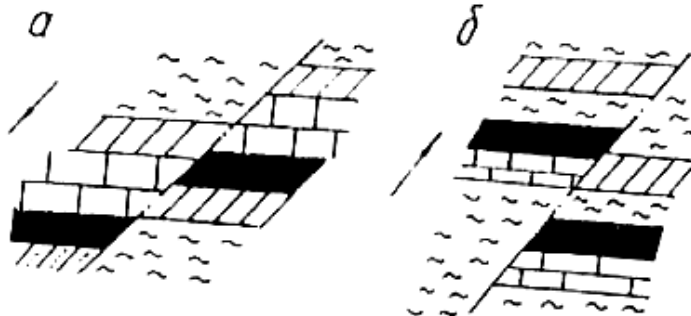


Рис.4. Дизъюнктивные нарушения: а — сброс; б — взброс

Положение пластов в земной коре определяется элементами их залегания. К ним относятся простирание и падение пластов (рудных тел). Протяжение рудного тела в длину называется *простираием*.

Линия пересечения рудного тела с горизонтальной плоскостью называется линией простирания (рис.5). Направление простирания (азимут простирания) определяется углом, который составляет линия простирания с меридианом.

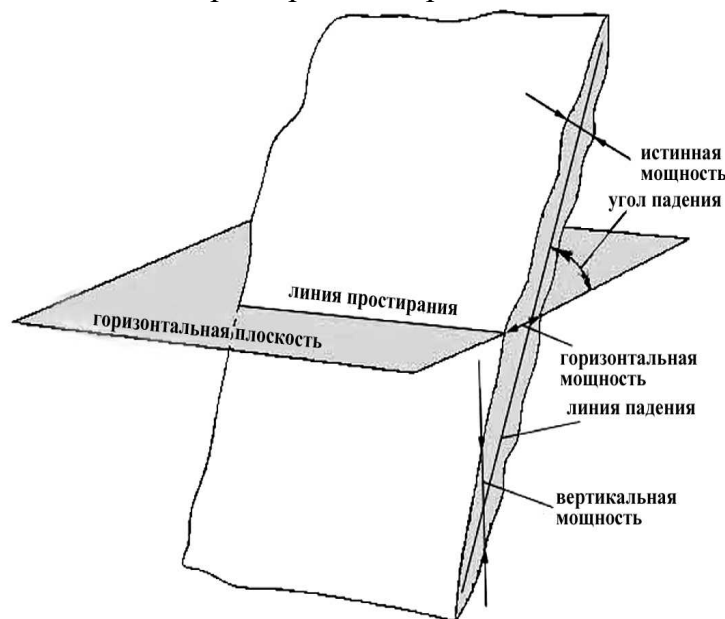


Рис.5. Элементы залегания пласта

Линия, лежащая в плоскости рудного тела перпендикулярно линии простирания, называется линией падения, а само направление этой линии — *падением пласта*.

Мощность пласта или иной залежи как элемент залегания представляет собой расстояние по нормали между кровлей и почвой. Такую мощность называют истинной, или нормальной. Расстояние между кровлей и почвой, измеряемое по горизонтали, называют горизонтальной мощностью m_H , а по вертикали — вертикальной мощностью m_B .

Угол, который составляет линия падения пласта с горизонтальной плоскостью, называется *углом падения* пласта. В зависимости от формы залегания, вида полезного ископаемого и способа разработки залежи полезных ископаемых делят на горизонтальные, пологие, крутонаклонные и крутые (табл. 1).

Таблица 1

Классификация залежей полезных ископаемых по углу падения

Тип пласта (залежи) по углу падения	Угол падения, градус		
	угольных пластов		рудных залежей
	при подземном способе разработки	при открытом способе разработки	
Горизонтальный	—	0	0
Пологий	0–18	до 10	до 25
Наклонный	19–35	10–30	25–45
Крутонаклонный	36–55	—	—
Крутой	> 56	> 30	> 45

Поскольку в пределах залежи полезного ископаемого мощность ее, как правило, изменяется, на практике употребляют термин *средняя мощность*. Так как пласты, например угля, нередко имеют сложное строение, то различают *полезную* (без прослоек) и *полную* (с прослойками) мощность. При разработке угольных месторождений иногда вынимают только часть мощности пласта, которую называют *вынимаемой* мощностью. Различают также *минимальную* мощность пласта. Минимальная мощность, при которой разработка пласта целесообразна, называется *рабочей мощностью*.

Классификация угольных пластов и рудных залежей по нормальной мощности представлена в табл. 2. Различие классификаций обусловлено также особенностями технологии и способа разработки. Элементы залегания пластовых месторождений являются более или менее выдержанными. Для рудных тел они изменяются, как правило, в широких пределах.

Таблица 2

Классификация залежей полезных ископаемых по мощности

Тип пласта (залежи) по	Мощность, м			
	при подземной разработке	угольных пластов		рудных месторождений
		при открытой разработке		
		горизонтальные и пологие	наклонные и крутые	
Весьма тонкий	до 0,7	—	—	до 0,6
Весьма малой мощности	—	до 3–5	до 15–25	— 0,6–2
Тонкий	0,71–1,2	— 6–20	— 25–75	—
Малой мощности	—	20–40	75–100	2–5
Средней мощности	1,21–3,5	—	—	5–20
Мощности	>3,5	—	—	>20
	—	>40	>100	—

Это деление по углу падения и мощности связано с тем, что их величины соответствуют различным условиям разработки и применению различных способов выемки (непосредственной добычи) руды.

Свойства горных пород.

Горные породы обладают различными физико-механическими свойствами, которые обуславливаются прежде всего их происхождением и залеганием.

В зависимости от свойств горных пород горные работы производят с применением различных инструментов и горных машин. Основными физико-механическими свойствами горных пород являются:

Т в е р д о с т ь – свойство горной породы оказывать сопротивление проникновению в нее твердого тела.

В я з к о с т ь – свойство горных пород сопротивляться отделению от массива кусков породы. Степень вязкости определяется величиной внутренних сил сцепления. Чем больше вязкость породы, тем труднее ее добывать.

Х р у п к о с т ь – свойство горных пород разрушаться при статических нагрузках без заметных пластических деформаций.

У п р у г о с т ь – свойство горных пород восстанавливать свою первоначальную форму и объем после прекращения воздействия на них внешних сил.

Т р е щ и н о в а т о с т ь – определяется наличием в горных породах трещин. По степени трещиноватости различают породы трещиноватые, средней трещиноватости и монолитные.

З е р н и с т о с т ь – определяется размерами зерен, из которых сложена порода. По этому признаку породы бывают крупнозернистые, среднезернистые и мелкозернистые.

С л о и с т о с т ь – способность горных пород более или менее легко отделяться по плоскости наложения.

Р а з р ы х л я е м о с т ь – свойство горных пород увеличиваться в объеме при выемке по сравнению с объемом в массиве. Характеризуется коэффициентом разрыхления, который показывает, во сколько раз объем разрыхленной породы больше объема породы в массиве.

П о р и с т о с т ь характеризуется объемом пор (пустот) в горной породе. Объем пор в единице объема породы в массиве, выраженный в процентах, принято называть пористостью горных пород. Не следует смешивать с пористостью *коэффициент пористости*, под которым понимают отношение объема пор к объему твердых частиц материала.

П л о т н о с т ь горных пород – это отношение массы твердых частиц породы к их объему.

О б ь е м н а я м а с с а горных пород определяется как отношение полной массы образца породы (масса твердых частиц и масса воды и газа в порах) к его полному объему, включая объем пор.

У г о л е с т е с т в е н н о г о о т к о с а – наибольший угол, который может быть образован боковой поверхностью (свободным откосом) разрыхленной горной породы с горизонтом.

К р е п о с т ь горных пород – это сопротивляемость ее внешним усилиям, и коэффициент крепости должен характеризовать сравнительную устойчивость горных пород, а также сопротивляемость их разрушению при бурении и взрывании. Горным породам, обладающим временным сопротивлением на сжатие в 100 кгс/см^2 , условно присваивается коэффициент крепости $f = 1$. Классификацию горных пород по крепости создал проф. М.М.Протоdjаконов.

Способы разработки твердых полезных ископаемых.

Существуют следующие способы разработки месторождений полезных ископаемых:

- Открытая разработка;
- Подземная разработка;
- Комбинированная разработка;
- Физико-химическая разработка;

Морская добыча .

Открытую разработку месторождений осуществляют с использованием в основном открытых горных выработок (подземные выработки в ряде случаев используют в качестве транспортных). При открытой разработке извлечение полезных ископаемых осуществляют непосредственно с земной поверхности после удаления покрывающих пород.

Подземную разработку месторождений осуществляют исключительно посредством проведения подземных горных выработок, при этом извлечение полезных ископаемых производят под толщей перекрывающих пород.

В настоящее время подземную добычу полезных ископаемых осуществляют как на глубине всего 20-30м, так и на глубине, измеряемой многими сотнями метров и первыми километрами.

Комбинированная разработка – когда разработку верхней части месторождения полезных ископаемых осуществляют открытым способом, а нижнюю, глубокозалегающую – подземным; или наоборот, производят отработку подземным, а затем открытым способами или, реже, совместно. Открытые и подземные работы взаимоувязывают.

Физико-химическая разработка заключается в физическом, химическом или физико-химическом воздействии на полезное ископаемое или его ценные компоненты (растворение, разжижение, расплавление, перевод в жидкое или газообразное состояние) с целью извлечения их из породной массы (недр или отвалов) и выдачи по скважинам или другим каналам на поверхность. Такую разработку относят к специальной и называют иногда *скважинной*, или *безлюдной*.

Морская добыча полезных ископаемых включает в себя разработку россыпных месторождений на шельфах, разработку месторождений, расположенных на морском дне и под ним.

Лекция №2

Горное предприятие. Производственная мощность и срок службы горных предприятий. Запасы и потери полезных ископаемых. Показатели полноты извлечения Металлические и неметаллические ПИ.

Горное предприятие - самостоятельная производственная единица, осуществляющая эксплуатационную разведку, добычу и обогащение полезных ископаемых. Горное предприятие, осуществляющее добычу и первичное обогащение полезных ископаемых, называется горнодобывающим. Существуют следующие виды горнодобывающих предприятий: шахта, рудник, карьер, разрез, прииск, промысел.

Шахта — горное предприятие, предназначенное для добычи в основном угля подземным способом.

Рудник — горное предприятие, служащее в основном для подземной добычи руд, горно-химического сырья и строительных материалов. Этим понятием иногда пользуются для обозначения нескольких шахт (карьеров), объединенных в единую административно-хозяйственную единицу с централизованным хозяйством.

Карьер — горное предприятие, осуществляющее добычу полезных ископаемых открытым способом.

Разрез — это карьер по добыче угля.

Прииск — горное предприятие по разработке россыпных месторождений (золота, алмазов, олова и др.).

Промысел — горное предприятие по разработке жидких и газообразных полезных ископаемых (нефтяной промысел).

Шахтным (рудничным) полем называется месторождение или его часть, отводимая для разработки одной шахтой (рудника).

Все работы при функционировании любого горного предприятия ведутся только в пределах горного отвода.

Горный отвод — часть недр, предоставленная организации или предприятию для промышленной разработки содержащихся в ней залежей полезных ископаемых.

Земельный отвод — участок земельной площади, предоставленный в пользование предприятию или организации с определенным целевым назначением.

Производственной мощностью шахты (рудника) А называется количество полезного ископаемого в тоннах (или кубических метрах), добываемое в единицу времени (сутки, год).

Срок службы шахты (рудника) Т равен периоду, в течение которого отрабатываются промышленные запасы полезного ископаемого $Z_{пр}$ в пределах шахтного (рудничного) поля.

Между этими величинами имеются следующие зависимости:

$$Z_{пр} = A * T, \text{ т}; \quad A = Z_{пр} / T, \text{ т}; \quad T = Z_{пр} / A, \text{ год.}$$

Запасы ПИ. В зависимости от степени разведанности месторождения или его части, изученности качества минерального сырья и горнотехнических условий разработки месторождений запасы разделяют на четыре категории (А, В, С₁ и С₂).

К категории А относят часть запасов, изученных с детальностью, которая обеспечивает: полное выявление условий залегания, форм и строения тел полезных ископаемых, природных типов и промышленных сортов минерального сырья, их соотношения и пространственного положения; выделение и оконтуривание без- рудных и некондиционных участков внутри тел полезных ископаемых; полное выяснение качества, технологических свойств полезного ископаемого и природных факторов, определяющих условия проведения горно-эксплуатационных работ.

К категории В относят часть запасов, характеризующихся изученностью, которая обеспечивает: выяснение основных особенностей условий залегания, фор- мы и

характера строения тел полезных ископаемых, природных типов и промышленных сортов минерального сырья и закономерностей их распределения без точного установления пространственного положения каждого типа; соотношений и характера безрудных и некондиционных участков внутри тел полезных ископаемых без точного их оконтуривания; качества, основных технологических свойств полезных ископаемых и главных природных факторов, определяющих условия проведения горно-эксплуатационных работ.

К категории C_1 относят часть запасов, изученных с детальностью, обеспечивающей выяснение в общих чертах условий залегания, формы и строения тел полезных ископаемых, их природных типов, промышленных сортов, качества, технологических свойств, а также природных факторов, определяющих условия проведения горно-эксплуатационных работ.

И наконец, к категории C_2 относят часть запасов, условия залегания, форма и пространство тел полезных ископаемых которых определены на основании геологических и геофизических данных, подтвержденных вскрытием полезных ископаемых в отдельных точках, или по аналогии с изученными участками месторождения.

Контуров запасов категории A определяются разведочными скважинами и горными выработками; контуров запасов категории B — по данным разведочных выработок с включением (при устойчивой мощности и выдержанном качестве полезных ископаемых) ограниченной зоны экстраполяции; контуров запасов категории C_1 — на основании данных разведочных выработок и экстраполяции по геологическим и геофизическим данным; контуров запасов категории C_2 — на основании определения качества полезных ископаемых по единичным пробам и образцам или по данным примыкающих разведочных участков в пределах геологически благоприятных структур и комплексов горных пород.

Помимо запасов перечисленных категорий для оценки потенциальных возможностей рудных зон, полей, бассейнов и районов при необходимости на основе общих геологических представлений определяются так называемые *прогнозные* запасы.

При наличии комплексных полезных ископаемых запасы содержащихся в них основных ценных компонентов учитывают по одним и тем же категориям, в то время как запасы сопутствующих ценных компонентов могут (в зависимости от степени их изученности) подсчитываться и по другим категориям.

Запасы, включающие в себя общее количество полезных ископаемых, выявленных при разведке месторождения, называют *геологическими*. Далеко не все геологические запасы подлежат в настоящее время извлечению из земных недр, только часть из них содержит полезные ископаемые, которые по своим качественным характеристикам удовлетворяют требованиям промышленности и могут быть рентабельно использованы в народном хозяйстве.

Проектирование горных предприятий производят при наличии на месторождении или его участке утвержденных ГКЗ (Государственной комиссией по запасам) балансовых запасов полезных ископаемых категорий A , B , C_1 . Соотношение этих категорий запасов устанавливают в зависимости от сложности разведываемых месторождений или их участков. При этом выделяют три группы месторождений.

К *первой группе* относят месторождения простого строения с выдержанной мощностью тел полезных ископаемых и равномерным распределением полезных компонентов. По категории A для этих месторождений должно быть разведано не менее 10 % балансовых запасов, а по категориям $A+B$ — не менее 30 % (для месторождений коксующихся углей эти величины соответственно должны составлять 30 и 60 %).

К *второй группе* относят месторождения сложного строения с невыдержанной мощностью тел полезных ископаемых или неравномерным распределением полезных компонентов. Для этих месторождений не менее 20 % запасов должно быть разведано по категории B .

К *третьей группе* относят месторождения очень сложного строения с резко изменчивой мощностью тел полезных ископаемых или с исключительно невыдержанным содержанием полезных компонентов. Для этих месторождений допускают разведку запасов по категории C_1 .

При проектировании горных предприятий для определения перспектив их развития, а также для более полного использования минеральных ресурсов необходимо учитывать запасы категории C_2 и забалансовые запасы.

В процессе проектирования горных предприятий определяют так называемые *промышленные запасы*, представляющие собой количество полезных ископаемых, которое может быть добыто из разведанного месторождения при его разработке.

При разработке разведанного месторождения некоторое количество полезных ископаемых оставляют в недрах — «теряют»; потери полезных ископаемых, учитываемые при проектировании горных предприятий, и представляют собой разницу между балансовыми и промышленными запасами.

Разработка месторождения обычно сопровождается проведением эксплуатационной разведки, в результате которой категории разведанности запасов той или иной части месторождения повышаются, а также меняется соотношение балансовых и забалансовых запасов.

По относительной ценности запасы Z_i подразделяются на *балансовые* и *забалансовые*. Следовательно,

$$Z_{\text{Геол}} = Z_{\text{бал}} + Z_{\text{заб}}.$$

Балансовые запасы — разведанные и изученные запасы, использование которых экономически целесообразно и которые должны удовлетворять требованиям, устанавливаемым для подсчета запасов в недрах данного месторождения.

Забалансовые запасы — разведанные и изученные запасы, использование которых экономически нецелесообразно при современном уровне техники и технологии добычи (малое количество, малая мощность, высокая зольность, сложность залегания и пр.).

Балансовые запасы подразделяются на *промышленные* и *потери*, т. е.

$$Z_{\text{бал}} = Z_{\text{пр}} + Z_{\text{п}}.$$

Промышленные запасы — часть балансовых запасов, подлежащая извлечению и выдаче на поверхность. Отношение промышленных запасов к балансовым называют коэффициентом извлечения (C). Следовательно,

$$C = Z_{\text{пр}} / Z_{\text{бал}}.$$

Потери — часть балансовых запасов, остающаяся в недрах при их разработке. Отношение потерь к балансовым запасам называют коэффициентом потерь $\kappa_{\text{п}}$, т. е.

$$\kappa_{\text{п}} = Z_{\text{п}} / Z_{\text{бал}}.$$

Вполне очевидно, что $C + \kappa_{\text{п}} = 1$.

Избежать потерь полезного ископаемого при разработке практически невозможно. Их величина зависит от экономических, геологических и технических факторов. Основными из них являются: мощность и угол падения, наличие охраняемых объектов на поверхности месторождения, сложность залегания, способ разработки, применяемая техника и технология добычи и др. Осуществление мероприятий по снижению потерь нередко связано с дополнительными затратами, что влечет за собой удорожание добычи.

Фактический уровень потерь для различных месторождений колеблется в широких пределах. Например, на угольных месторождениях с пологими и наклонными пластами средней мощности потери достигают 10–15 %, с мощными крутонаклонными и крутыми — 25–30 % и более.

На рудных месторождениях в зависимости от применяемых способов разработки потери колеблются в пределах 4–6 % до 40–50 %.

Общешахтные (общерудничные) потери.

К ним относят: оставление руды (угля) в неизвлекаемых охранных целиках по границам горного отвода, около капитальных горных выработок, под зданиями и сооружениями, под коммуникациями, водоемами, водоносными горизонтами, заповедными зонами и т. п.

Эксплуатационные потери, т. е. потери, происходящие в процессе разработки.

В свою очередь, эксплуатационные потери по состоянию потерянного полезного ископаемого делят на две группы.

1. Потери руды (угля) в массиве — в целиках, в которых проведены горно-подготовительные выработки, в опорных (поддерживающих) целиках внутри выемочного участка, в ограждающих целиках около мест завалов, затоплений, пожаров, а также в местах выклинивания залежи, в подработанных частях рудного тела (пласта), в очистном пространстве в результате неполной отбойки у контакта залежи и т. п.

2. Потери отделенной от массива (отбитой) руды (угля) — оставленной в выработанном пространстве слишком сильно разубоженной руды или застрявшей на неровностях лежащего бока, просыпанной рудной мелочи в закладку, а также в местах обрушений, завалов, затоплений, с очагами возгорания, погрузки, разгрузки, складирования, сортировки руды и на транспортных путях горного производства. Кроме количественных потерь при добыче часто происходят *качественные потери* — снижение качества добытого полезного ископаемого как следствие примешивания к нему вмещающих пород (пустых или с непромышленным содержанием полезного компонента). Примешивание породы к полезному ископаемому и происходящее в результате этого снижение качества добытого полезного ископаемого (по сравнению с природным) принято называть разубоживанием.

Разубоживание полезного ископаемого бывает *эксплуатационным*, и его делят на три группы.

1. *Разубоживание от засорения* вмещающими породами или закладочным материалом — из-за неточной отбойки руды у контакта залежи (из-за «прихвата» пустых пород), отслоений пустых пород с боков очистного пространства, при выпуске руды под обрушенными породами, когда часть пород смешивается с рудой и выдается как рудная масса, при валовой отбойке очень тонких рудных тел и т. п.

2. *Разубоживание от потери полезного ископаемого* с повышенным содержанием полезного компонента — при просыпании в закладку, через щели настилов обогащенной рудной мелочи, при доставке и транспортировке, а также при оставлении в очистном пространстве целиков из сравнительно богатой залежи (крайне редко).

3. *Разубоживание от выщелачивания* шахтной водой полезных компонентов, содержащихся в полезном ископаемом в виде растворимых соединений.

Разубоживание принято выражать как отношение количества примешанной породы (B) к общему количеству добытой рудной массы (D).

Коэффициент разубоживания:

$$P = \frac{B}{D}.$$

Разубоживание в процентах:

$$P = \frac{B}{D} * 100.$$

Но определить количество примешанной породы в добытой руде не всегда возможно. Поэтому величину разубоживания выражают также через снижение содержания полезного компонента в добытой руде (рудной массе) по сравнению с содержанием в руде в месторождении.

Коэффициент разубоживания по содержанию:

$$P_c = \frac{c-a}{c},$$

где c и a — содержания полезного компонента соответственно в руде месторождения и в добытой руде (рудной массе).

Разубоживание по содержанию в процентах:

$$P_c = \frac{c-a}{c} * 100.$$

Поскольку количественные и качественные потери в процессе разработки между собой взаимосвязаны (обычно с увеличением количественных потерь снижаются качественные потери), то допускаемую величину тех и других нужно определять совместным технико-экономическим расчетом.

Минимальным промышленным содержанием полезных компонентов называется содержание, ниже которого разработка месторождения в данных условиях экономически невыгодна.

Руда, состоящая из металлов или минералов в чистом виде, называемых **самородными**, в природе встречается очень редко. большей частью металлы в руде находятся в виде химических соединений – рудных минералов.

В зависимости от состава полезных компонентов руды подразделяются на **металлические**, содержащие металлы, **неметаллические**, содержащие неметаллические минералы (апатит, фосфорит и др.), и **комплексные**, полезными компонентами которых являются металлы и неметаллические минералы.

Руды делятся на **простые** (один полезный компонент) и **полиметаллические** (имеет несколько металлов).

К **простым** рудам относится большинство железных, марганцевых, золотых, оловянных и других руд.

К **полиметаллическим** – свинцово-цинковых руд, содержащих медь, золото, серебро, а также вольфрамо-молибденовые, медно-цинковые и др.

По ценности руды делятся на **богатые, средней ценности и бедные**.

В процессе добычи в руду попадает некоторое количество пустой породы. Выданная на поверхность смесь руды и пустой породы называется **рудной массой**.

Горной массой называют всю выдаваемую на поверхность массу руды и пустой породы как из очистных, так и из подготовительных выработок.

По характеру распределения полезного компонента руды делятся на **сплошные**, когда рудные минералы имеют резкие границы с вмещающими породами, и **вкрапленные**, в которых рудные минералы встречаются отдельными включениями (вкраплениями) в рудной породе.

Лекция №3

Подземные горные выработки. Вертикальные, горизонтальные, наклонные горные выработки. Камеры, выработки небольшого поперечного сечения. Естественное состояние горных пород. Горное давление.

Работы, которые производят при выемке полезного ископаемого или при подготовке к его выемке, называются *горными работами*.

В результате горных работ в толще полезного ископаемого или пустых пород образуются полости, называемые *горными выработками*.

Горные выработки по назначению подразделяются на разведочные и эксплуатационные. Первые служат для целей разведки залежи полезного ископаемого, вторые – для его разработки. В свою очередь, эксплуатационные горные выработки по назначению делят на:

капитальные, обслуживающие подземное хозяйство рудника (шахты) в течение всего срока разработки шахтного поля или его крупной части (этажа, панели);

подготовительные выработки, в результате проведения которых месторождение или его часть подготавливается к добыче полезного ископаемого;

нарезные выработки, проводимые по пласту или залежи полезного ископаемого и соединяющие транспортные и вентиляционные подготовительные выработки с очистными; *очистные* выработки – служат для непосредственной добычи полезного ископаемого.

Горные выработки используют для транспортирования добытого полезного ископаемого, пород, различных материалов и оборудования и для передвижения людей. По горным выработкам циркулирует воздушная струя, в них размещают различное оборудование, а также прокладывают трубопроводы (водоотливные, гидротранспортные, сжатого воздуха) и электрические кабели.

Для сохранения необходимых размеров поперечных сечений подземных выработок в большинстве случаев устанавливают специальные конструкции, называемые *горной крепью*.

Горные выработки проводят по простиранию рудного тела (пласта), по восстанию, по падению и вкрест простирания или под некоторым углом к простиранию.

В зависимости от расположения выработки по отношению к залежи полезного ископаемого различают горные выработки, проводимые по породам, по полезному ископаемому, частично по полезному ископаемому и по породам.

По своему пространственному положению горные выработки подразделяют на: *вертикальные*;
горизонтальные;
наклонные.

Они могут иметь непосредственный выход на земную поверхность или не иметь его (рис. 1).

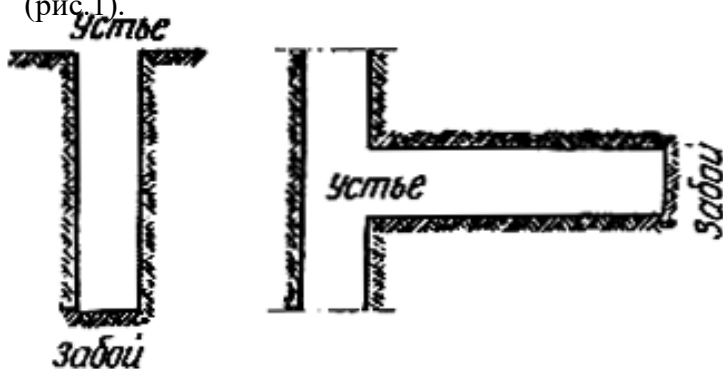


Рис. 1. Забой и устье выработки

Начало выработки, выходящей на земную поверхность или в другую выработку, называют *устьем*.

Поверхность, ограничивающая горную выработку и перемещающаяся в результате ведения горных работ, называется *забоем*.

Поверхности, ограничивающие выработки с боков, называют бортами выработки. Поверхность, ограничивающая выработку сверху, называется кровлей, снизу – почвой (рис.2).

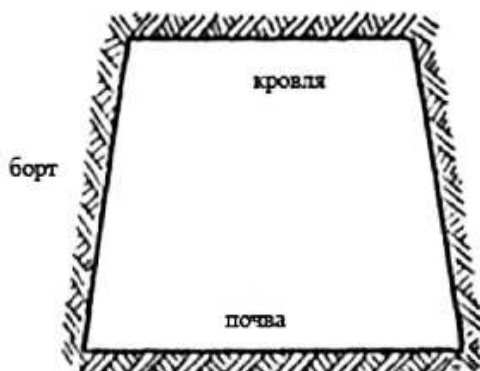


Рис.2. Поперечное сечение горной выработки

Вертикальные горные выработки.

Шурф — вертикальная горная выработка, обычно малого сечения и небольшой глубины, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и служащая для различных целей: разведки, размещения взрывчатых веществ при массовых взрывах, а при эксплуатации — для проветривания, спуска материалов и т. п. Глубина шурфов, как правило, не превышает 50 – 60 м.

Вертикальный ствол — вертикальная горная выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и проводимая с целью вскрытия месторождения полезного ископаемого.

Стволы делятся на главные и вспомогательные.

Главный ствол предназначен для выдачи полезного ископаемого, *вспомогательный* — для спуска-подъема людей, материалов, оборудования, проветривания и других вспомогательных целей. Нижняя часть ствола ниже уровня околоствольного двора называется зумпфом. Он предназначен для размещения подъемного сосуда (скипа или многоэтажной клетки) в момент загрузки. Вертикальные стволы имеют круглую, прямоугольную или эллиптическую форму поперечного сечения.

Слепой ствол — вертикальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и служащая для подъема груза с нижележащего горизонта на вышележащий с помощью подъемных установок. Слепые стволы служат для вскрытия отдельных частей месторождений из подземных выработок.

Гезенк — вертикальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и служащая для спуска грузов с вышележащего горизонта на нижележащий под действием собственного веса.

Горизонтальные горные выработки.

Тоннель — выработка, имеющая выход на поверхность с двух концов. Это сквозная выработка, служащая для транспортных целей.

Штольня — горизонтальная выработка, имеющая выход на поверхность с одной стороны (рис.3).

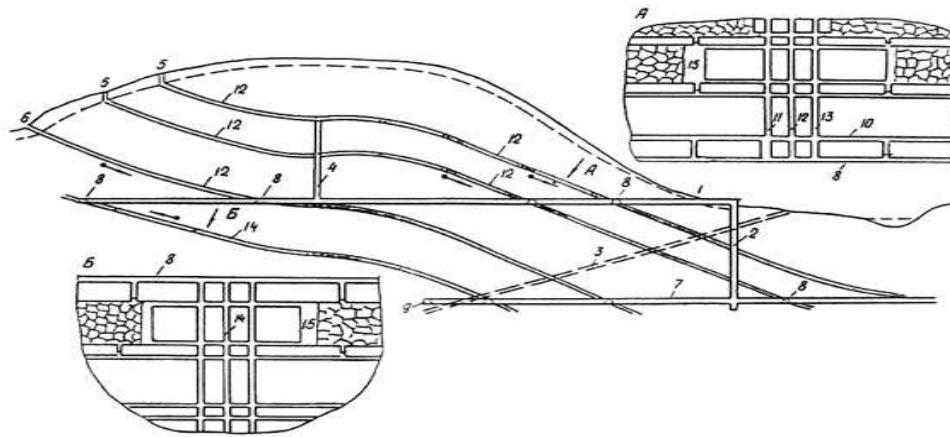


Рис. 3. Горные выработки:

1 — штольня; 2 — вертикальный ствол; 3 — наклонный ствол; 4 — гезенк; 5 — шурф; 6 — наклонный шурф; 7 — квершлаг; 8 — штрек; 9 — полевой штрек; 10 — просек; 11 — путевой ходок; 12 — бремсберг; 13 — людской ходок; 14 — уклон; 15 — очистной забой
Квершлаг — горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводимая вкрест простирания горных пород.

Штрек — горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводимая по простиранию горных пород при наклонном залегании, а при горизонтальном — в любом направлении. Штреки бывают главные, откаточные, вентиляционные, промежуточные, конвейерные и пр.

Штреки, проведенные по пустым породам, называются полевыми (рис. 4).

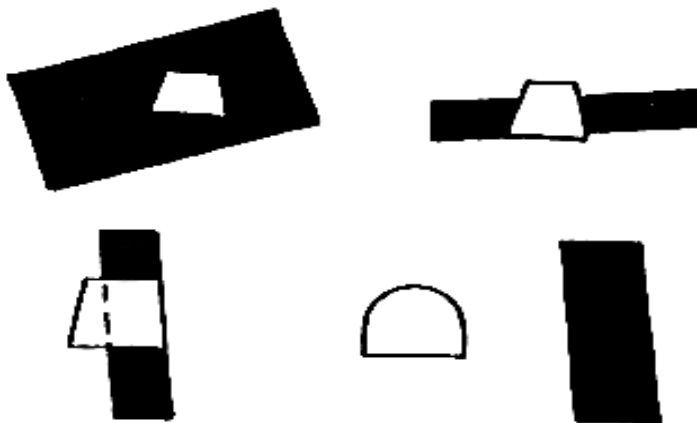


Рис. 4. Расположение штреков относительно залежи полезного ископаемого

Просек — горизонтальная горная выработка, проводимая параллельно штреку обычно без подрывки боковых пород, предназначенная для осуществления нарезных работ или проветривания штреков в период их проходки. На тонких пластах осуществляют присечку боковых пород.

Орт — горизонтальная горная выработка, проводимая в мощных пластах или рудных залежах в пределах их горизонтальной мощности.

Сбойка — горизонтальная выработка, проводимая между расположенными рядом наклонными выработками.

Форма поперечного сечения горизонтальных выработок может быть различной — прямоугольной, трапециевидной, косоугольной, сводчатой, круглой и пр.

Наклонные горные выработки.

Наклонный ствол – наклонная выработка, имеющая выход на земную поверхность и служит для тех же целей, что и вертикальный ствол.

Бремсберг — наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и служащая для спуска полезного ископаемого с вышележащего горизонта на нижележащий при помощи механических устройств.

Уклон — наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, служащая для подъема полезного ископаемого с нижних горизонтов на верхний с помощью механических устройств.

Скат — наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, служащая для спуска полезного ископаемого под действием собственного веса.

Ходок — наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, предназначенная для различных целей (передвижения людей, доставки материалов и оборудования, вентиляции и пр.). Ходки проводят параллельно названным выше наклонным выработкам. Они оборудуются соответствующими транспортными средствами.

Печь — наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводимая по пласту полезного ископаемого в пределах его мощности. По печам осуществляется передвижение людей, транспортирование угля, материалов и т. д. Печь, в которой начинается развитие работ по выемке угля, называется *разрезной*.

На рудниках наклонные выработки (иногда вертикальные), не имеющие непосредственного выхода на земную поверхность, проводимые по полезному ископаемому или пустым породам, служащие для спуска полезного ископаемого под действием силы тяжести и других целей, называются *восстающими*.

Камерами называются горные выработки, имеющие небольшую длину по сравнению с размерами поперечного сечения. Они предназначаются для размещения в них различных машин, оборудования, хранения материалов и других целей. Камеры в основном расположены около шахтных стволов.

Совокупность камер и выработок, примыкающих к шахтному стволу и предназначенных для обслуживания подземного хозяйства, называется *околоствольным двором*. В околоствольном дворе располагаются следующие камеры: электроподстанция, насосная, электровозное депо, камера ожидания, диспетчерская, водосборник, медпункт и др.

Выработки, образующиеся в результате выемки пласта или залежи, где осуществляется основная добыча полезного ископаемого, называются *очистными выработками*.

Поверхность очистной выработки, с которой непосредственно осуществляется выемка полезного ископаемого, называется *очистным забоем*. Очистной забой значительной длины называется *лавой*.

Выработки небольшого поперечного сечения. К ним относятся шпур и скважины, которые могут занимать любое положение в пространстве.

Шпур – это цилиндрическое углубление, которое выбурируется в толще пород или полезного ископаемого для размещения в нем заряда взрывчатых веществ или для других целей, связанных с разведкой и разработкой месторождения. Диаметр шпура составляет обычно 30 – 40 мм, а в отдельных случаях 60 – 75 мм. Длина шпуров может достигать 5 – 10 м. Обычно шпур бурят длиной 1,5 – 2 м.

Скважина – выработка, которая отличается от шпура увеличенным диаметром (100 – 150 мм и более) и глубиной. Глубина скважин колеблется от 10 м до нескольких тысяч метров.

Скважины применяют для разведки месторождений полезных ископаемых и их добычи (нефть, вода, газ и др.), размещения заряда взрывчатых веществ, а также для прокладки кабелей, спуска заилочной пульпы и других целей.

Формы поперечного сечения горизонтальных и наклонных горных выработок приведены на рис.5.

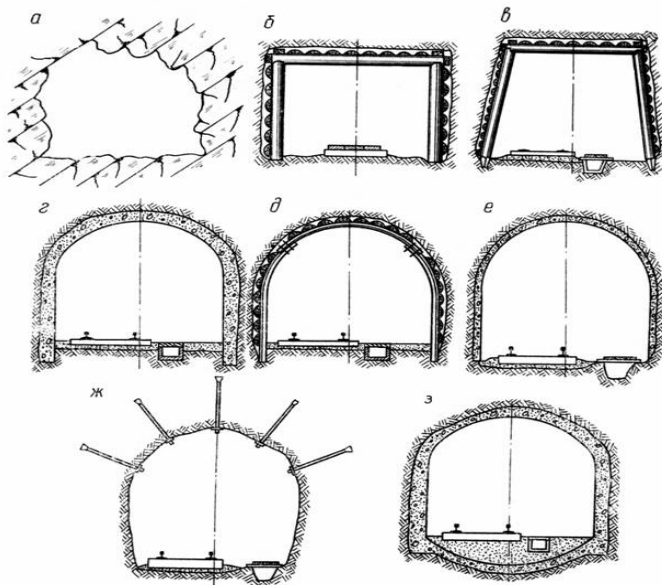


Рис.5. Формы поперечного сечения горизонтальных и наклонных горных выработок

Горные породы в нетронутом, горными работами, массиве находятся в равновесном объемном сжатом состоянии. При проведении подземной горной выработки естественное равновесное состояние пород в ее окрестностях нарушается, или, как говорят, изменяется их напряженное состояние. В результате возникают силы, под действием которых происходит деформация и смещение пород. Эти процессы будут протекать до тех пор, пока равновесие не восстановится. Силы, возникающие и действующие в массиве при нарушении его равновесного состояния, называют **горным давлением**.

На массив влияет с трех сторон напряжение: вертикальное, горизонтальное и боковое (рис.6).

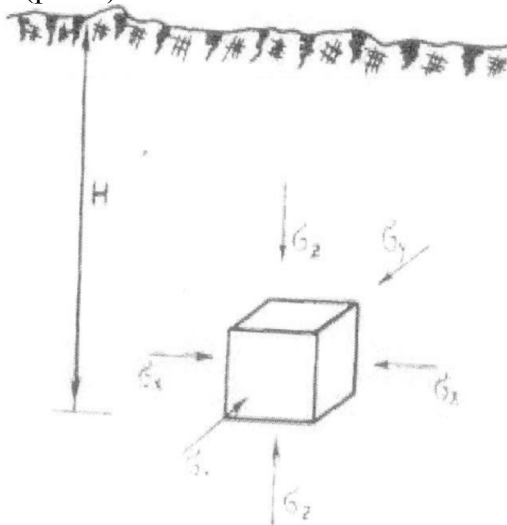


Рис.6.

Вертикальное напряжение

$$\sigma_z = \gamma * H, \text{ кг/м}^2,$$

где H – глубина залегания, м; γ – плотность пород, кг/м³.

Горизонтальное и боковое напряжения между собой равны и определяются по формуле:

$$\sigma_x = \sigma_y = \lambda * \gamma * H,$$

где λ – коэффициент бокового давления

$$\lambda = \mu(1 - \mu),$$

где μ - коэффициент Пуассона.

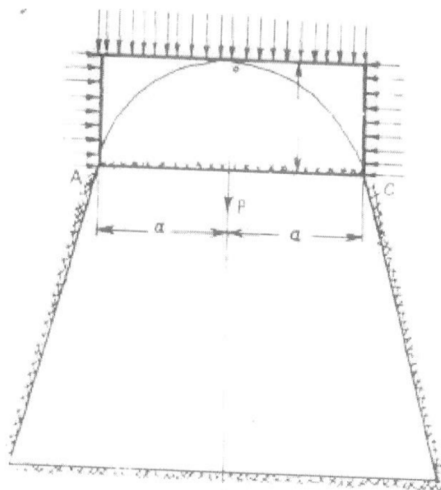


Рис.7. Влияние горного давления на горизонтальную выработку

Высота свода b (рис.7) определяется по формуле

$$b = \frac{a}{f}, \text{ м,}$$

где a – половина ширины выработки по верхняку,

f – коэффициент крепости пород.

О действии этих сил в массиве можно судить по проявлениям горного давления в выработках: по прогибу пород кровли, пучению почвы, деформациям крепи, отжиму угля с поверхности целиков и угольных забоев и др. Особыми формами проявления горного давления являются горные удары, внезапные выбросы угля и газа или породы и газа.

Формы и степень проявления горного давления зависят от горно-геологических и технических факторов. Наиболее существенными из горно-геологических факторов являются физико-механические свойства пород, структура горного массива и глубина расположения выработки.

Основными техническими факторами, влияющими на проявления горного давления, являются форма и размеры поперечного сечения выработки, конструкция и характеристика крепи, скорость ведения горных работ, время установки крепи после проведения выработки.

При равномерном всестороннем давлении наиболее устойчивы выработки круглой формы; при преобладающем вертикальном давлении – выработки эллиптической формы с вертикальным расположением большой оси; при боковом давлении – выработки эллиптической формы с горизонтально направленной большой осью. Во многих случаях кровле выработки придают сводчатую форму.

В очень крепких породах выработки могут сохранять устойчивость в течение длительного времени без принятия каких-либо мер по их поддержанию. Это имеет место при разработке рудных месторождений.

Лекция №4

Крепи горных выработок. Технология проведения горизонтальных, наклонных и вертикальных горных выработок.

Основными материалами для горной крепи являются дерево, металл, бетон, железобетон, реже применяют искусственные камни, иногда используют естественные камни.

Дерево как материал для крепи очень удобно для изготовления элементов крепи из-за простоты и легкости обработки. Элементы деревянной крепи в шахтных условиях быстро теряют свою прочность вследствие гниения.

Металл больше применяют для изготовления элементов крепи горных выработок, в основном арочной формы и кольцевой. Податливость металлических арок и колец обеспечивается в результате смещения элементов крепи одного относительно другого в местах соединения с помощью хомутов.

Бетоном крепят выработки, имеющие большой срок службы. Те части конструкций, в которых возникают растягивающие напряжения, усиливают металлической арматурой. Такой материал называется *железобетоном*.

Бетониты и бетонные блоки – это искусственные камни (армированные и неармированные), изготовленные из бетонной смеси, иногда с использованием местные материалы – доменные шлаки, горелые породы из шахтных отвалов.

В выработках, проведенных в крепких породах, возводить прочную крепь не требуется. Однако со временем под влиянием влаги воздуха породы, окружающие выработку, разрушается. Для предупреждения этого на поверхность выработок с помощью сжатого воздуха наносят слой цементного раствора, который прочно схватывается с породой и затвердевает. Этот способ называют *торкретированием*.

Если непосредственно над выработкой залегает слой неустойчивой породы, а выше него расположен слой крепкой породы, то устойчивость кровли выработки можно повысить прикреплением нижнего слоя породы к верхнему с помощью штанговой (анкерной) крепи. Для крепления выработок применяют металлические, железобетонные штанги. Для установки штанги бурят шпур. Иногда металлические штанги закрепляют с помощью цементного раствора или синтетических смол, которые после нагнетания в шпур затвердевают и прочно сцепляются со штангой и стенками шпура. Виды конструкций крепей горных выработок показаны на рис. 1 и 2.

Проведение квершлагов, полевых штреков и штолен в крепких однородных породах.

Квершлаг, полевые штреки и штольни в крепких породах проводят исключительно буровзрывным способом с погрузкой отбитой породы погрузочными машинами.

Совокупность работ, при проведении выработок в крепких однородных породах включает две группы работ – *основные и вспомогательные*.

Основными работами являются: бурение шпуров, зарядание шпуров и взрывание зарядов в шпурах, проветривание забоя после взрывания, погрузка взорванной породы, возведение постоянной крепи.

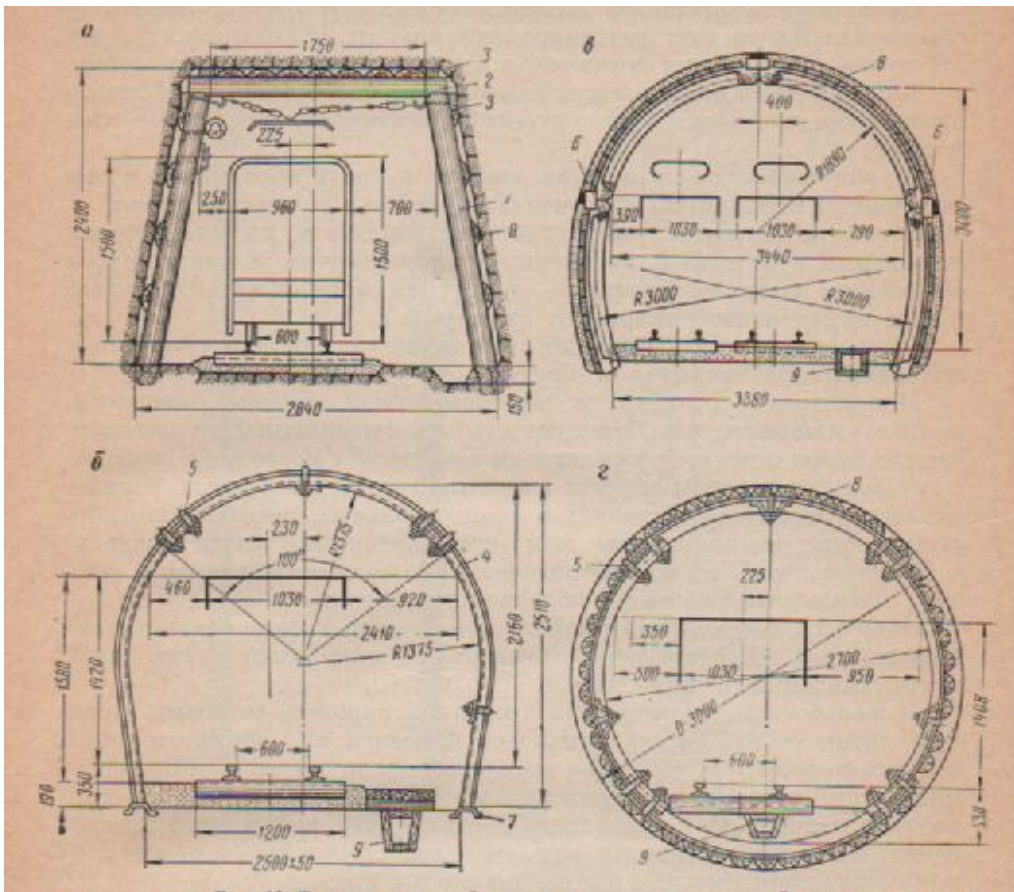


Рис.1. Виды конструкций крепи горных выработок
 а - деревянная трапецевидная неполная рама; б - металлическая арочная податливая крепь; в - железобетонная арочная шарнирная крепь; г - металлическая кольцевая податливая крепь.

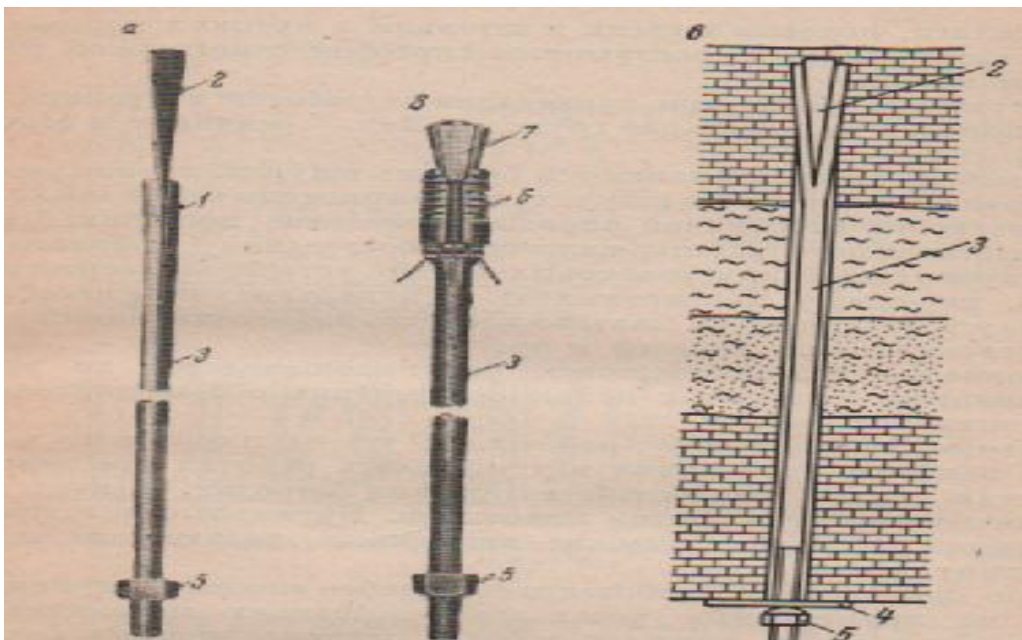


Рис.2. Металлические штанги: а - с клиновым замком; б - с распорной головкой; в - схема установки клиновой штанги в шпуре.

Вспомогательные работы включают: возведение (установка) временной крепи, настилку рельсовых путей, устройство водоотводной канавки, переносу маневровых и транспортных приспособлений, прокладку трубопроводов сжатого воздуха, водоотлив, навеску силовых и осветительных кабелей и др. Выполнение вспомогательных работ

совмещается во времени с выполнением основных с целью сокращения общей длительности всего комплекса работ.

Основные проходческие работы.

Бурение шпуров – один из наиболее трудоемких и длительных рабочих процессов при проведении горной выработки в крепких породах. Шпуры бурят пневматическими бурильными молотками. Бурильные молотки устанавливаются на пневматические поддержки, раздвижные колонки или манипуляторы. Число одновременно работающих в забое молотков принимается исходя из применяемых установочно-подающих механизмов для бурильных молотков, площади забоя и организационных факторов. Обычно на один бурильный молоток приходится 3-4 м² площади забоя.

Число шпуров, приходящееся на 1 м² площади забоя, определяется площадью поперечного сечения выработки, крепостью пород, принятой схемой расположения шпуров, работоспособностью применяемых взрывчатых веществ (ВВ) и др. Обычно на 1 м² площади забоя пробуривают 2 – 4 шпура.

Глубина шпуров изменяется в пределах 1,5 – 4 м. Расположение шпуров принимают в зависимости от структуры и характера пересекаемых пород (рис.3).

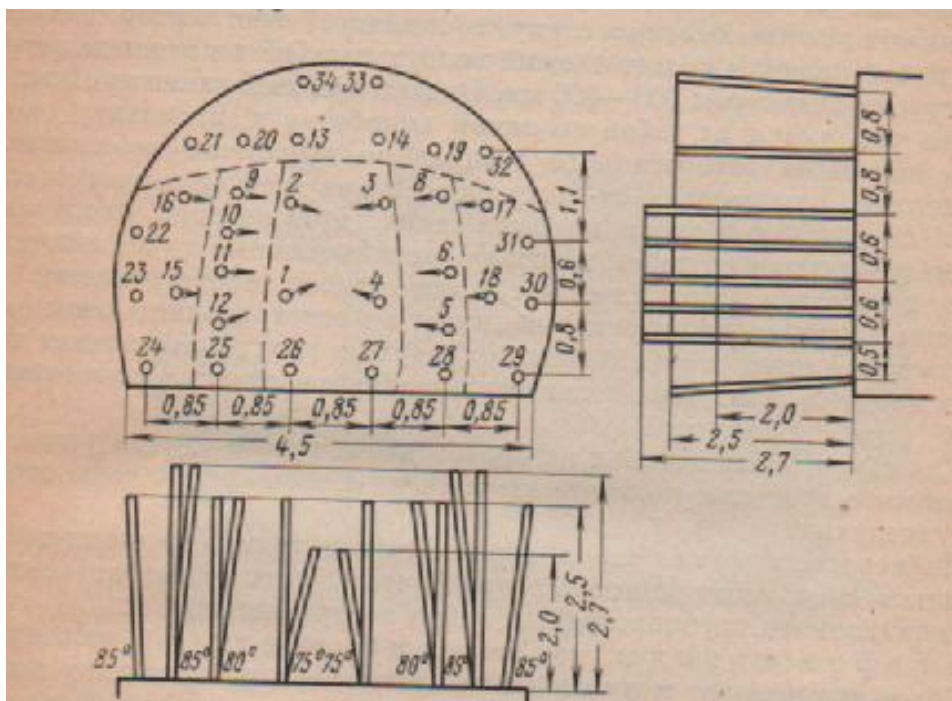


Рис.3. Схема расположения шпуров в забое выработки, проводимой в однородной породе.

Заряжание шпуров и взрывание зарядов в шпурах – производят в соответствии с принятым паспортом буровзрывных работ. После очистки шпура от буровой мелочи в него вводят по одному патроны ВВ и затем забойку из песчано-глиняных пыжей. Заряжание шпуров можно осуществлять с помощью специальных приспособлений – пневмозарядчиков. Для подачи в шпур забоечного материала можно применять пневмозабойники (забойка подается в шпур также сжатым воздухом).

Проветривание забоя - происходит непрерывно. Количество свежего воздуха, подаваемого в забой, устанавливают по наиболее напряженному периоду проветривания забоя – после взрывания зарядов ВВ. Кроме газообразных продуктов взрыва из забоя вентиляционная струя удаляет и породную пыль, образующуюся при бурении шпуров и при погрузке породы.

Квершлагги, полевые штреки и штольни проводят одиночными глухими (тупиковыми) забоями. В этих условиях проветривание забоя обеспечивается с помощью вентиляторов частичного (местного) проветривания. Схема вентиляции может быть *нагнетательная, всасывающая или нагнетательно-всасывающая (комбинированная)*. По мере подвигания забоя выработки необходимо периодически удлинять став вентиляционных труб, чтобы расстояние от конца вентиляционного трубопровода до забоя не превышало 8 м.

Погрузка взорванной породы – является, так же как бурение шпуров наиболее трудоемким и длительным процессом проходческого комплекса работ. Погрузку производят с применением породопогрузочных машин.

Погрузочные машины делятся на машины прерывного действия (например, механические лопаты); машины непрерывного действия – с загребающими лапами и конвейерно-ковшовые. Простейшими являются породопогрузочные машины прерывного действия с нижним черпанием лопаты (с ковшовым рабочим органом).

Как правило, в забое проводимой выработки работает одна породопогрузочная машина. Однако при скоростном проведении двух путевых выработок иногда погрузку взорванной породы производят в одном забое двумя погрузочными машинами.

Возведение (установка) постоянной крепи. Постоянную крепь зачастую возводят на некотором расстоянии от забоя независимо от выполнения в забое остальных основных процессов. Если выработку проводят без временной крепи, то постоянную крепь (обычно рамы или арки) устанавливают в непосредственной близости от забоя.

Вспомогательные проходческие работы.

Возведение временной крепи преследует цель поддержать кровлю и бока выработки с момента обнажения пород до установки постоянной крепи. При наличии временной крепи постоянную крепь возводят на расстоянии 15 – 45 м от забоя. Временная крепь состоит из деревянных или металлических разборных переносных рам, устанавливаемых на расстоянии 0,5 м одна от другой, в зависимости от устойчивости боковых пород и пород кровли. Иногда применяют выдвижную временную крепь.

Настилка рельсовых путей. Для удобства погрузки и откатки взорванной породы желательно рельсовые пути подводить возможно ближе к забою. Так как подвигание забоя за цикл (1,5 – 2 м) всегда меньше длины звена рельсов, по мере подвигания забоя рельсовый путь в выработке наращивается короткими отрезками длиной 1 – 2 м. После того как общая длина временно уложенных коротких отрезков рельсов достигнет длины нормального звена, их заменяют рельсами нормальной длины. Рельсовые пути при погрузке можно наращивать также с помощью выдвижных рельсов. В магистральных выработках (квершлагги, полевые штреки и штольни) постоянные рельсовые пути укладывают на специальный балластный слой из щебня.

Устройство водоотводной канавки в выработке необходимо для сбора и стока рудничных вод. Водоотводную канавку проходят одновременно с проведением выработки. Канавку размещают с одной стороны выработки. Площадь поперечного сечения канавок принимается 0,035 – 0,07 м², в зависимости от ожидаемого притока. Капитальные горизонтальные выработки проводят с уклоном 0,004 – 0,005 в сторону околоствольного двора (или устья штольни). Соответственно и водоотводные канавки имеют такой же уклон.

Переноска маневровых и транспортных приспособлений, обмен вагонеток. В однопутевых выработках вагонетки обменивают с помощью различных устройств, которые и определяют различные схемы по замене груженых вагонеток на порожние. Наиболее распространенным маневровым устройством является накладная замкнутая симметрическая разминовка, которая укладывается на основной путь. Порожние вагонетки располагают на одной ветви разминовки, а груженые – на другой.

В двухпутевых выработках обмен вагонеток несколько упрощается. Наиболее простых и широко применяемых маневровых устройств в этих условиях является накладная

плита-разминировка. Непрерывность работы породопогрузочной машины обеспечивается установкой между погрузочной машиной и загружаемыми вагонетками подвешенного перегрузочного конвейера. При этом погрузочная машина может работать без остановки.

Прокладка трубопроводов и навеска кабелей. Вентиляционные трубопроводы и трубопроводы сжатого воздуха, а также осветительные и силовые кабели прокладывают и навешивают в выработке так, чтобы исключалась возможность их повреждения вагонетками и электровозами. Трубы и кабели прокладывают в верхних углах выработки и с помощью специальных кронштейнов на крепь.

Организация работ. Основные и вспомогательные работы в забое проводимой выработки повторяются и в совокупности составляют *проходческий цикл*. В результате выполнения цикла забой выработки подвигается на величину заходки, равную примерно глубине шпуров. В сутки может выполняться один, два и более циклов. Последовательность выполнения проходческих процессов в каждом забое и их длительность предусматриваются *графиком организации работ*.

Проведение штреков.

Штреки проводят по пласту (жиле, залежи) полезного ископаемого в направлении его простирания. Полезное ископаемое (уголь, железная руда и др.) по механическим свойствам представляет собой горную породу более слабую, чем вмещающие ее породы. Вследствие этого расширяются возможности применения различных способов разрушения породы в забое штрека.

Проведение штреков по углю. Буровзрывной способ. При этом способе шпуры бурят ручными электрическими или пневматическими сверлами. Взрывание зарядов ВВ в шпурах, как правило, электрическое. В настоящее время этот способ вытеснен механическими способами.

Комбайновый способ проведения штреков является наиболее совершенным. При этом способе упрощается организация работ, так как комбайн одновременно выполняет работы по отделению угля от массива и погрузке его в вагонетки или на конвейер. Комбайны имеют исполнительный орган в виде режущей головки на конце поворотной рукоятки или с дисковым исполнительным органом, который предназначен для проведения штреков арочной формы сечения. Эти комбайны смонтированы на гусеничном ходу.

Для проведения штреков на гидрошахтах применяют комбайны аналогичного типа. Отбитый комбайном уголь транспортирует поток воды (гидросмыв), поэтому у комбайна отсутствует погрузчик. Транспортирование угля потоком воды обеспечивается при проведении выработки с подъемом не менее 0,05.

Проведение наклонных выработок

Специфичность и сложность проведения наклонных выработок усиливается с увеличением угла наклона. Бремсберги, скаты, восстающие и печи проводят снизу вверх, а уклоны – сверху вниз.

Бремсберги проводят вместе с людскими ходками. Наличие параллельной выработки облегчает проветривание забоев. Бремсберги в основном проводят проходческими комбайнами.

Восстающие при разработке рудных месторождений проводят снизу вверх буровзрывным способом. Шпуры бурят с неподвижных полков, устраиваемых на крепи восстающего. Для подвески полка из верхней выработки пробуривают скважину, через которую пропускают канат от лебедки. Перед взрывом полки опускают и убирают в штрек.

Проходка вертикальных стволов

Проходкой шахтных стволов начинаются горные работы по строительству шахты. Проходке шахтного ствола непосредственно предшествуют организационно-подготовительные работы, куда входят обеспечение проходки ствола строительными

материалами, электроэнергией, транспортом, жильем для рабочих шахтостроителей, организация водоснабжения, связи и т.п. В шахтных стволах различают *устье* – верхнюю часть ствола, примыкающую к поверхности, основную часть ствола, сопряжение ствола с околоствольным двором, представляющее собой расширение ствола для удобства спуска и подъема по стволу длинномерных предметов (рельсы, трубы и т.п.). Самая нижняя часть ствола, расположенная ниже уровня околоствольного двора и служащая для сбора стекающей воды, а также для загрузки скипов при скиповом подъеме, называется *зумфом*. Наибольшее распространение получили стволы круглого поперечного сечения.

Стволы круглого сечения закрепляют монолитной бетонной крепью, реже бетонитовой крепью. Тюбинговую железобетонную и тюбинговую металлическую крепи применяют при проходке стволов в сложных гидрогеологических условиях.

Стволы с эллиптической формой поперечного сечения встречаются редко. Такие стволы крепят каменной бетонной или железобетонной крепью.

Стволы проходят буровзрывным способом или специальными проходческими комплексами.

Размеры и площадь поперечного сечения стволов определяются из числа, размеров и расположения подъемных сосудов (клетей, скипов) и другого оборудования в стволе с учетом необходимых зазоров между ними и крепью ствола, величина которых регламентирована Правилами безопасности. При этом также учитываются размеры лестничного отделения, по которому передвигаются люди, и трубо-кабельных отделений, предназначенных для размещения труб и кабелей. Рассчитанную таким образом площадь поперечного сечения ствола проверяют затем по допустимой скорости воздушной струи. По ПБ в стволах, по которым производится спуск и подъем людей и груза, скорость движения воздушной струи не должна превышать 8 м/с; в вентиляционных стволах, не оборудованных подъемом – 15 м/с.

Лекция №5
Стадии разработки месторождений полезных ископаемых. Деление шахтного поля на части. Вскрытие шахтного (рудничного) поля).
Классификация способов и схем вскрытия.

Разработка месторождений полезных ископаемых включает в себя три стадии: *вскрытие, подготовка и очистные работы.*

Шахтное поле имеет границы по восстанию, падению и простиранию (рис.1).

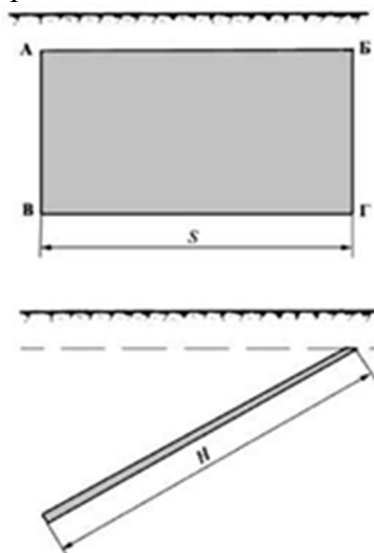


Рис.1. Шахтное поле: АБ — граница по восстанию; ВГ — граница по падению; АВ, БГ — границы по простиранию; S — размер по простиранию; H — размер по падению

Шахтное поле разделяют на горизонты, крылья, этажи, панели, блоки, выемочные поля, столбы и полосы.

Горизонт — часть шахтного поля, ограниченная по простиранию границами шахтного поля, а по падению смежными транспортными горизонтами или границей шахтного поля и транспортным горизонтом. Высота горизонта по вертикали равна разности отметок смежных транспортных горизонтов.

По простиранию шахтное поле делят на крылья. *крыло* — часть шахтного поля, расположенная по одну сторону от главного ствола или какой-либо другой вскрывающей выработки. Шахтные поля бывают двукрылые и однокрылые. Если главный ствол расположен в центре шахтного поля по простиранию, то такое шахтное поле является двукрылым.

Этаж (рис. 2,а) — часть шахтного поля, вытянутая по простиранию и ограниченная по падению и восстанию этажными откаточным и вентиляционным штреками. Расстояние между верхней и нижней границами этажа по падению называется наклонной высотой этажа, расстояние по вертикали — вертикальной высотой этажа.

Панель (рис. 2, б) — часть шахтного поля, ограниченная по падению границей шахтного поля и транспортным горизонтом или двумя смежными транспортными горизонтами, а по простиранию — границей шахтного поля и условной границей с другой панелью или двумя такими границами. Каждая панель обслуживается самостоятельными транспортными и вспомогательными наклонными выработками. Эти выработки называют панельными.

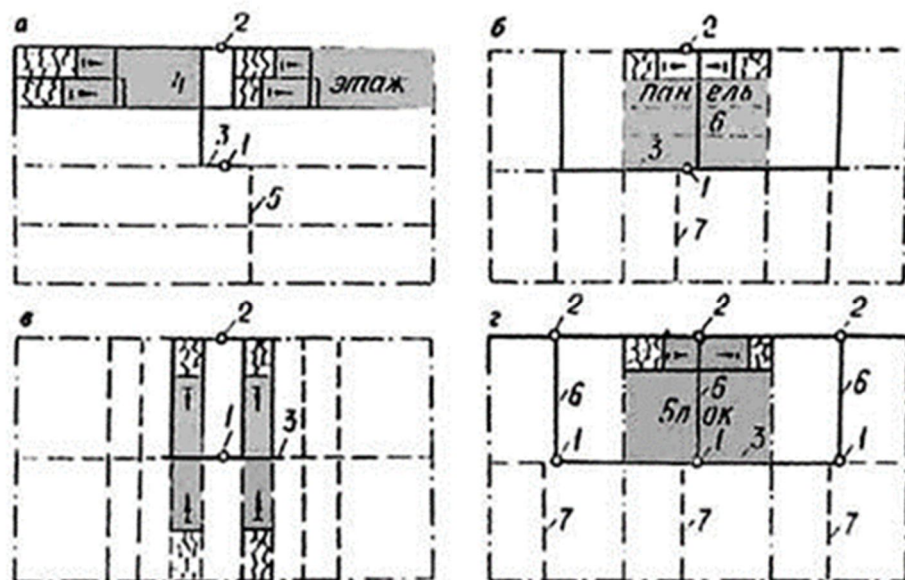


Рис. 2. Деление шахтного поля на части:

1 — воздухоподающий ствол; 2 — вентиляционный ствол; 3 — главный откаточный штрек; 4 — бремсберг с ходком; 5 — капитальный уклон с ходком; 6 — панельный бремсберг с ходками; 7 — панельный уклон с ходками

Размер двусторонней панели по простиранию составляет 1500–2000 м и имеет тенденцию к увеличению. Панели делят по падению на более мелкие части — ярусы. *Ярус* — одновременно разрабатываемая часть панели. Он ограничен по простиранию границами панели, а по падению ярусными конвейерным и вентиляционным штреками. Иногда ярус делят на подъярусы.

На пластах с углами падения до 10–12° и значительным расстоянием по падению между транспортными горизонтами выемочные поля делят на столбы, вытянутые по падению или восстанию (рис. 2, в). В этом случае очистной забой располагается по простиранию, а перемещается по падению или восстанию пласта. Такая подготовка шахтного поля называется — *погоризонтная*.

При значительных размерах по простиранию (8–10 км) и большой производственной мощности, когда не обеспечивается проветривание через один воздухоподающий ствол, шахтное поле по простиранию делят на блоки (рис. 2 г). *Блок* — часть шахтного поля, имеющая сеть воздухопроводящих выработок, обеспечивающую независимое проветривание. Она характеризуется самостоятельным комплексом горных работ. На пологих и наклонных пластах каждый блок имеет воздухоподающий и вентиляционные стволы, используемые для самостоятельного секционного проветривания своих выработок и вспомогательных транспортных операций. Таких блоков в пределах шахтного поля может быть несколько. Шахта, построенная по такому принципу, имеет общий главный ствол, по которому осуществляется выдача угля на поверхность. Все блоки шахтного поля имеют один общий транспортный горизонт. Размер блока по простиранию равен 3–4 км.

Выемочное поле — часть этажа по простиранию, в пределах которой разработка пласта осуществляется на один участковый бремсберг, уклон, скат или промежуточный квершлаг. Если очистные забои располагаются с обеих сторон от наклонной участковой выработки, то такое выемочное поле называют двусторонним (двукрылым), если с одной стороны — то односторонним (однокрылым). Размер выемочного поля по простиранию равен 400–600 м.

Этажи в шахтном поле или ярусы в панели можно обрабатывать прямым или обратным ходом. Рассмотрим простейший случай, когда в пределах яруса или этажа размещается один очистной забой (рис. 3): варианты лава-этаж или лава-ярус.

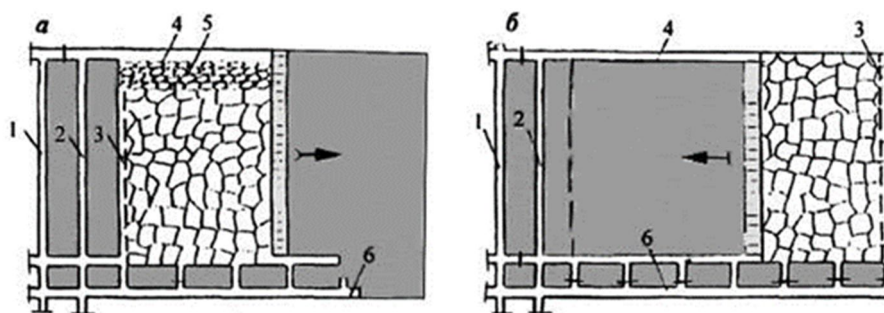


Рис.3. Схемы прямого (а) и обратного (б) порядка отработки крыла шахтного поля:
 1 — бремсберг; 2 — ходок; 3 — разрезная печь; 4 — вентиляционный штрек;
 5 — бутовая полоса; 6 — откаточный штрек

Если отработка ведется в направлении от ствола к границам шахтного поля по простиранию то - это прямой порядок (ход), в противоположном направлении - обратный. При обратном порядке отработки должны быть предварительно пройдены все подготовительные выработки.

Вскрытие пластовых месторождений.

Вскрытием называют проведение горных выработок, обеспечивающих доступ с поверхности земли к залежи полезного ископаемого.

Выработки, проводимые на этой стадии, называются вскрывающими. На каждой действующей шахте должно быть не менее двух выходов на поверхность (требование Правил безопасности в угольных шахтах), приспособленных для передвижения (перевозки) людей. Поэтому шахта должна иметь не менее двух вскрывающих выработок с непосредственным выходом на земную поверхность. Сеть вскрывающих выработок должна обеспечивать надежную транспортную связь между угольными пластами и поверхностью, подачу в шахту свежей и выход на поверхность исходящей струи воздуха, удаление шахтных вод и подачу электро- и пневмо-энергии к работающим машинам.

Вскрывающими выработками являются *стволы, штольни, квершлаг, слепые стволы, гезенки и шурфы.*

Способ вскрытия — совокупность основных вскрывающих выработок в шахтном поле относительно транспортного горизонта с учетом их функционального назначения.

Различают четыре способа вскрытия: *вертикальными стволами, наклонными стволами, штольнями и комбинированный, представляющий сочетание первых двух или трех способов.*

Схема вскрытия — пространственное расположение сети основных и дополнительных вскрывающих выработок в шахтном поле.

Различают следующие схемы вскрытия:

- по числу транспортных горизонтов — *одногогоризонтные* и *многогоризонтные*. В первом случае шахтное поле отработывают с одного транспортного горизонта, что исключает углубку шахтных стволов, во втором — с проведением вскрывающих выработок на двух и более горизонтах, что вызывает необходимость углубки стволов;

- по типу дополнительных вскрывающих выработок — без дополнительных вскрывающих выработок; с квершлагами (капитальными, погоризонтными, этажными); с гезенками (капитальными и этажными); со слепыми стволами;

- по положению в границах шахтного поля (рис.4).

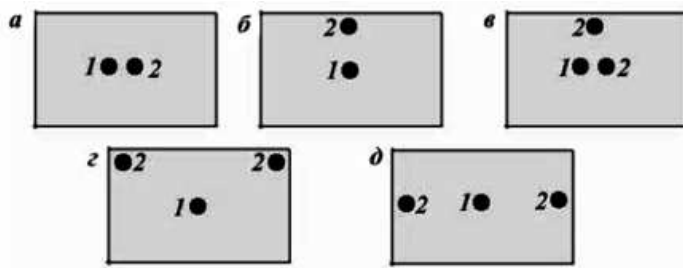


Рис. 4. Расположение стволов в шахтном поле:
 а — центральнодвоенное; б — центральноотнесенное;
 в — комбинированное; г — диагональное; д — фланговое;
 1 — воздухоподающий ствол; 2 — вентиляционный ствол

При наличии в шахтном поле одного пласта применяют вскрытие без дополнительных вскрывающих выработок, ограничиваясь проходкой только шахтных стволов.

На рис.5 представлено вскрытие одиночного пласта вертикальными стволами с расположением околоствольного двора в лежащем боку пласта.

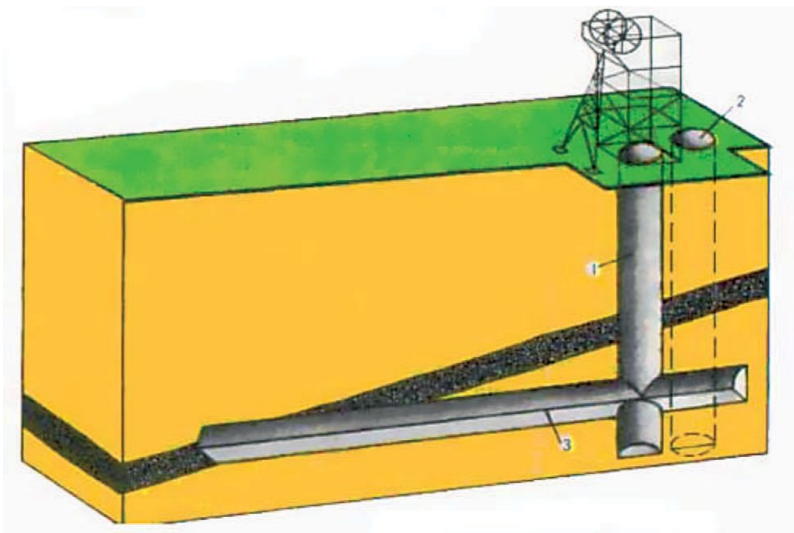


Рис. 5. Схемы вскрытия шахтного поля одного пласта вертикальными стволами с постоянным транспортным горизонтом:
 1, 2 — главный и вспомогательный стволы соответственно; 3 — квершлаг

Полезное ископаемое от очистного забоя по конвейерному штреку поступает на панельный бремсберг, затем на откаточный штрек, далее — к околоствольному двору. По главному стволу полезное ископаемое в скипах выдается на поверхность. Из уклонной части полезное ископаемое выдается на откаточный горизонт по панельному уклону.

Свежий воздух в шахту поступает по вспомогательному стволу, затем по сети воздухопроводящих выработок (откаточный штрек, бремсберг, конвейерный штрек) поступает в очистной забой. Исходящая струя от забоя по вентиляционному штреку поступает на один из ходков бремсберга, а затем по шурфу на поверхность.

Наиболее простым для *одиночного пологого* пласта является вскрытие наклонными стволами (рис.6).

Обычно проходят несколько параллельных друг другу стволов: один из них является главным, остальные - вспомогательными. Большой частью их проводят по пласту полезного ископаемого. Расстояние между главным и вспомогательными стволами принимается равным не менее 40 м.

Свежая струя воздуха по одному из стволов поступает в околоствольный двор, где разделяется на оба крыла шахтного поля. Из откаточных (конвейерных) штреков воздух

направляется в очистные забои, далее через вентиляционный штрек и ствол на поверхность.

Наиболее распространенным на пологих и частично наклонных пластах является вскрытие вертикальными стволами с *капитальным квершлагом* (рис. 7).



Рис. 6. Схемы вскрытия шахтного поля наклонным стволом, пройденным по залежи полезного ископаемого: 1 — ствол

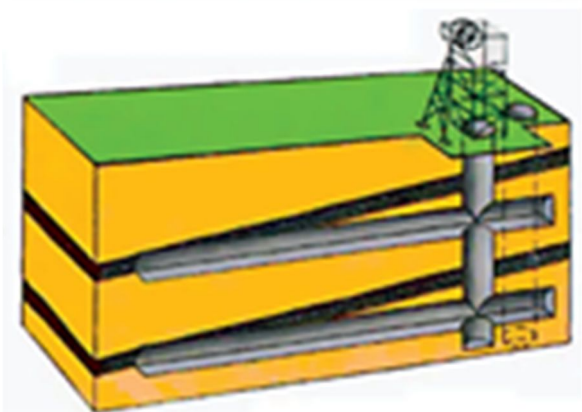


Рис. 7. Схемы вскрытия шахтных полей свиты пластов вертикальными стволами с двумя транспортными горизонтами

Это одnogоризонтное вскрытие. Его сущность заключается в том, что шахтное поле по падению делится транспортным горизонтом на две выемочные ступени - бремсберговую и уклонную. Стволы (главный и вспомогательный), располагаемые на одной общей промплощадке, проходят до отметки транспортного горизонта, а непосредственное вскрытие пластов осуществляется капитальным квершлагом, проведенным от околоствольного двора.

При наличии в шахтном поле крутонаклонных и крутых пластов применяют вскрытие вертикальными стволами с этажными квершлагами (рис. 8).

Стволы во избежание потерь угля в охранных целиках под промплощадкой располагают в лежачем боку свиты. В этом случае стволы не будут подвергаться деформациям под влиянием очистных работ.

Вскрытие наклонными стволами может применяться при любых углах падения пластов. Угол наклона стволов зависит от вида транспорта полезного ископаемого по наклонному стволу: до 18° используют ленточные конвейеры, при $19-25^\circ$ — вагонетки, более 26° — скипы. Наиболее прогрессивным видом транспорта по наклонному стволу является конвейерный, обеспечивающий возможность непрерывного транспортирования угля от забоя до поверхности.

Стволы проводят по нижнему пласту вскрываемой свиты или в устойчивых породах лежащего бока.

Параллельно друг другу проводят несколько стволов (рис. 9).

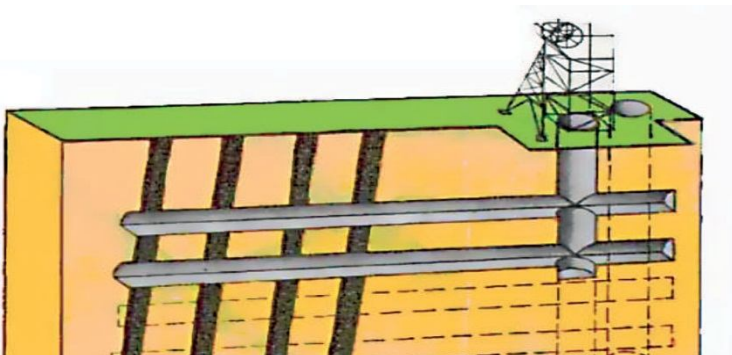
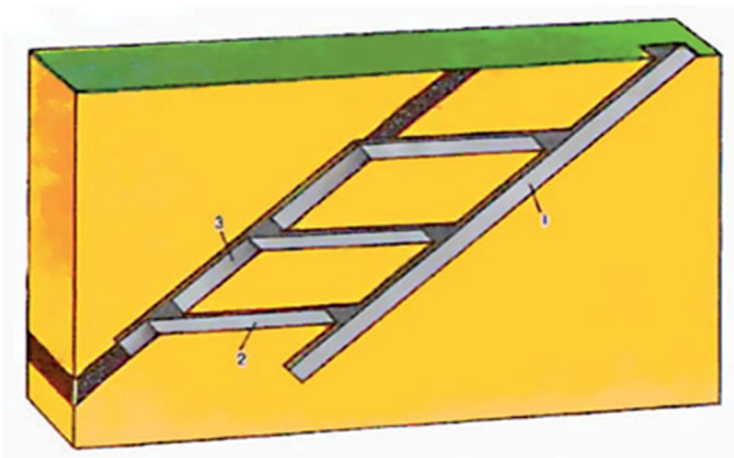
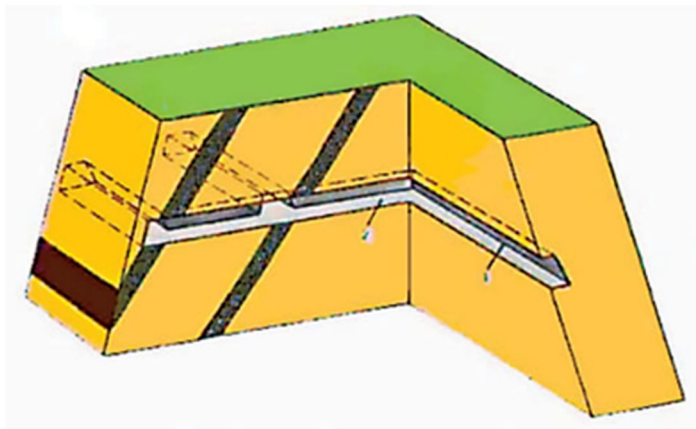


Рис. 8. Схемы вскрытия шахтного поля свиты крутых пластов вертикальными стволами с этажными квершлагами и углубкой стволов



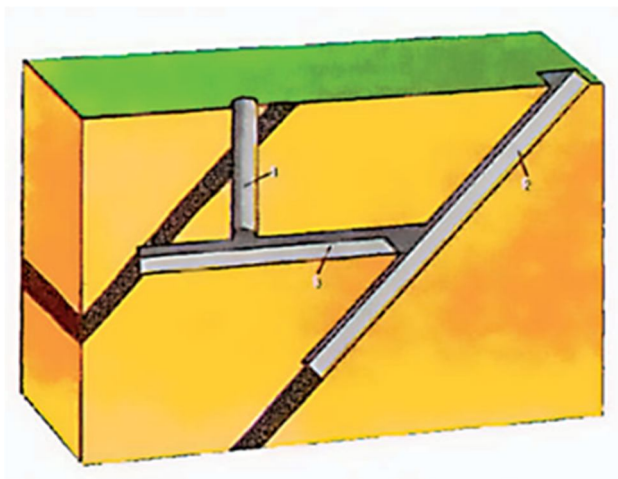
*Рис.9. Схемы вскрытия шахтного поля наклонным стволом в сочетании с погоризонтными квершлагами и капитальным бремсбергом:
1 — ствол; 2 — квершлаг; 3 — капитальный бремсберг*



*Рис.10. Вскрытие штольней, ориентированной по простиранию:
1 — штольня; 2 — квершлаг*

Вскрытие *штольнями* (рис.10) применяют в гористой местности, когда промышленные запасы, расположенные выше штольнего горизонта, обеспечивают длительный срок службы шахты.

Комбинированный способ вскрытия представляет собой наличие разного типа основных вскрывающих выработок: вертикальный и наклонный стволы; штольня и вертикальный ствол; штольня с наклонными стволами и др. (рис.11).



*Рис. 11. Схемы комбинированного вскрытия вертикальным и наклонным стволами с капитальным кверцлагом:
1 — вертикальный ствол; 2 — наклонный ствол;
3 — капитальный кверцлаг*

Лекция №6

Особенности вскрытия рудных месторождений. Околоствольные дворы. Подготовка шахтного (рудничного) поля. Классификация способов и схем подготовки.

Основные положения вскрытия пластовых месторождений могут быть применены и при вскрытии рудных месторождений.

К главным вскрывающим выработкам относятся вертикальные и наклонные стволы, штольни выполняющие основные функции по подъему (стволы) или откатке (штольня) полезного ископаемого, проветриванию, передвижению людей и доставке материалов.

К вспомогательным вскрывающим выработкам относятся: шахтные стволы, штольни и шурфы используемые для проветривания и в качестве второго запасного выхода; квершлагги, слепые стволы, капитальные восстающие, выполняющие вспомогательные функции.

Вскрытие штольней – имеет ряд серьезных достоинств перед другими способами вскрытия, поэтому, когда позволяет рельеф местности и условия залегания месторождения, этому способу вскрытия отдают предпочтение.

Относительно рудного тела штольню располагают по простиранию, вкрест простирания или по диагонали к линии простирания.

При вскрытии маломощных месторождений по простиранию штольню проводят по руде; в мощных месторождениях штольню обычно располагают параллельно рудному телу по пустым породам и проводят от нее до месторождения квершлагги (или орты-заезды).

Расположение штольни в висячем или лежащем боку месторождения при вскрытии вкрест простирания определяется положением рудного тела относительно склона горы.

Как правило, месторождение выше уровня штольни отрабатывают несколькими этажами, поэтому возможны два варианта вскрытия.

В первом случае каждый этаж вскрывают самостоятельными штольнями (рис. 1), которые служат для проветривания, доставки материалов, выдачи пустой породы, передвижения рабочих.

Руду с верхних этажей перепускают до нижней (капитальной) штольни по рудоспускам. Во втором случае проходят только одну нижнюю штольню. Этот вариант применяется, когда по условиям залегания рудного тела на каждом этаже пришлось бы проводить очень длинные штольни по пустым породам. Вышележащие этажи над штольней вскрывают капитальным восстающим или слепым стволом с вентиляционным и ходовым отделениями, а также клетевым подъемом для доставки людей, материалов и оборудования. Для перепуска руды обычно устраивают несколько рудоспусков.

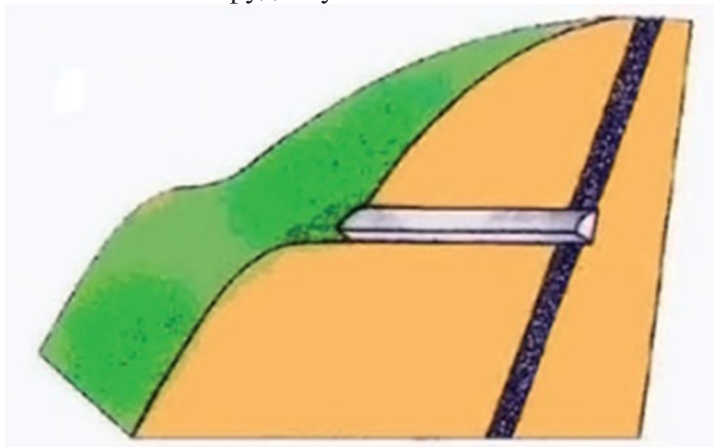


Рис.1. Схемы вскрытия шахтного поля штольней, расположенной в висячем боку

Устья штолен необходимо располагать в местах, не подверженных затоплению весенними и ливневыми водами. Размеры площадки перед устьем штольни должны обеспечивать

размещение необходимых поверхностных сооружений; к площадке должны быть удобные подъездные пути. Последнее условие в гористой местности не всегда удается выполнить, и часто руду транспортируют от штольни по канатным дорогам или конвейерами.

При вскрытии крутопадающего месторождения *вертикальным шахтным стволом* главный ствол, как и вспомогательные фланговые стволы, располагается за зоной сдвига горных пород (рис. 2).

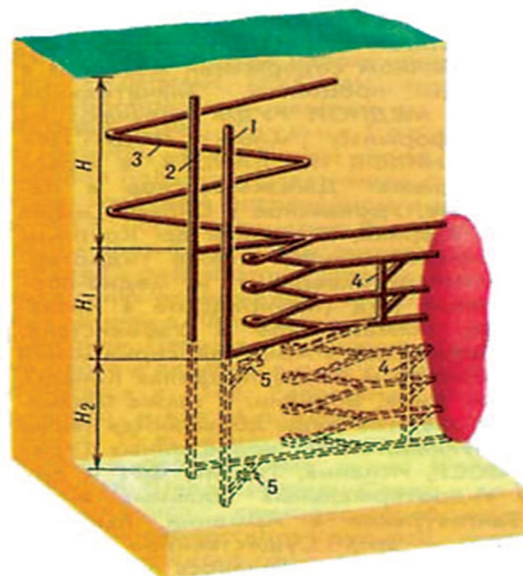


Рис. 2. Схема вскрытия и подготовки запасов крутопадающего рудного тела, залегающего на глубине до 600 м, концентрационным горизонтом при поэтапной разработке: 1 — скиповой рудоподъемный ствол; 2 — вентиляционный ствол; 3 — наклонный съезд; 4 — капитальный рудоспуск; 5 — дробильно-перегрузочный комплекс

На каждом горизонте от главного ствола до месторождения проходят квершлагги, а вдоль рудного тела до вспомогательных стволов — штреки.

Этот способ вскрытия является самым распространенным в горнорудной промышленности. Большинство железорудных месторождений Криворожья, Урала, месторождений руд цветных и редких металлов вскрыто вертикальными стволами, пройденными в лежачем боку.

Вскрытие вертикальным стволом, пройденным в висячем боку, применяется значительно реже, т. к. при этом суммарная длина квершлаггов по сравнению со вскрытием со стороны лежачего бока больше. Кроме того, наиболее длинными оказываются верхние квершлагги; это увеличивает первоначальные капитальные затраты и продолжительность вскрытия. Его применяют поэтому только в особых случаях, когда породы лежачего бока сильно водоносны или неустойчивы, когда заложение ствола в лежачем боку невозможно или невыгодно по условиям рельефа или застроенности поверхности.

При вскрытии месторождения *наклонным стволом*, пройденным в породах лежачего бока, параллельно месторождению от ствола шахты до рудного тела проходят квершлагги, длина которых, особенно на нижних горизонтах, значительно меньше, чем при вскрытии вертикальным стволом. Разница в длине квершлаггов тем ощутимее, чем меньше угол падения рудного тела. Вспомогательные стволы на флангах месторождения в этом случае могут быть наклонными или вертикальными.

При вскрытии наклонным стволом, пройденным по месторождению, квершлагги отсутствуют, и стоимость проходки ствола частично окупается попутно добываемой рудой. Однако кроме недостатков, присущих любому наклонному стволу, в этом случае возникает необходимость оставления охранного целика с обеих сторон от ствола. Ширина этого целика возрастает с глубиной.

Вскрытие наклонным стволом по месторождению может оказаться целесообразным только для тонких, слабообследованных пологопадающих и наклонных жил с небольшой глубиной распространения.

Пологие и горизонтально залегающие рудные тела на небольшой глубине вскрывают наклонными конвейерными рудовыдачными стволами в сочетании со вспомогательными вертикальными стволами или вентиляционными скважинами (рис.3).

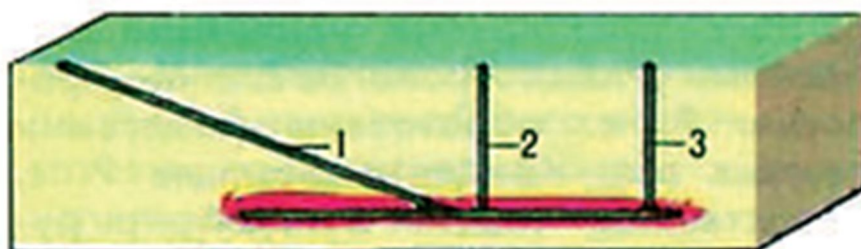


Рис. 3. Схема вскрытия пологих и горизонтальных пластовых рудных тел и пластов, залегающих на глубине до 300 м:

- 1 — наклонный конвейерный рудовыдачный ствол; 2 — вспомогательно-вентиляционный ствол;
3 — вентиляционный ствол или вентиляционная скважина

Сущность **комбинированных способов вскрытия** состоит в том, что разные части месторождения вскрывают различными выработками. Такое вскрытие целесообразно, в частности, в тех случаях, когда протяженность месторождения по падению велика и подъем по одному очень длинному стволу не обеспечивает заданной производительности. Комбинированное вскрытие характерно также для месторождений, залегающих в гористых местностях, которые распространяются ниже уровня штольни. В этом случае ниже штольни для вскрытия пользуются слепым стволом.

Рудные тела наклонного падения могут быть вскрыты вертикальными стволами в сочетании с наклонным стволом (рис. 4).

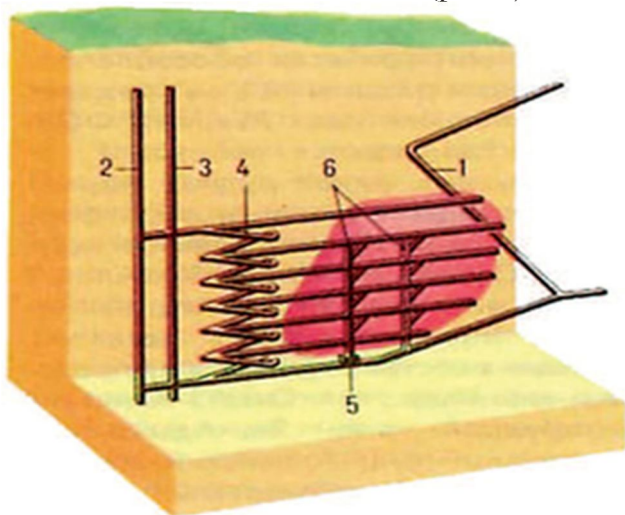


Рис. 4. Схема вскрытия и подготовки запасов наклонного рудного тела, залегающего на глубине более 600 м, концентрационным горизонтом:

- 1 — наклонный конвейерный рудовыдачный ствол; 2 — вентиляционный ствол;
3 — грузовой ствол; 4 — наклонный съезд; 5 — дробильно-перегрузочный комплекс;
6 — капитальный рудоспуск

Близко расположенные зоны оруденения и отдельные залежи, существенно отличающиеся по качеству руды или составу полезного компонента, возможно, а иногда технически

необходимо вскрывать одновременно и разрабатывать из единой сети в одном шахтном поле с формированием нескольких рудопотоков (рис.5).

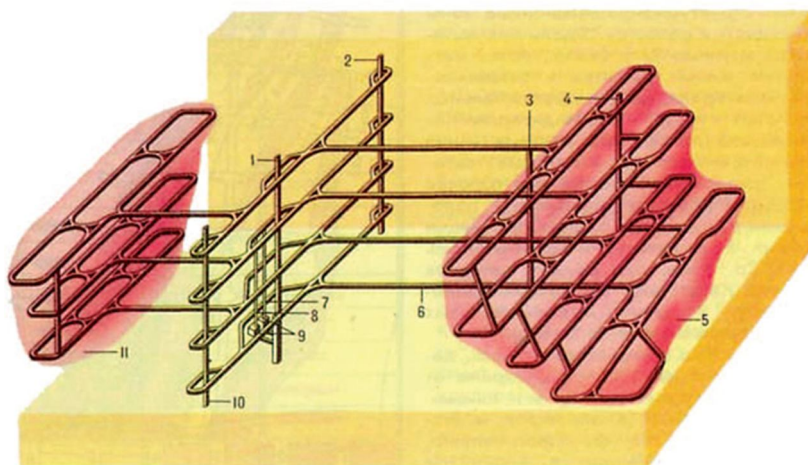


Рис. 5. Схема комплексного вскрытия рудного месторождения:

1 — скиповой рудовыдачной ствол; 2 — вентиляционный ствол; 3 — капитальный рудоспуск; 4 — лифтовый подъемник; 5 — руды черных металлов; 6 — концентрационный горизонт; 7, 8 — рудоспуски соответственно для руд черных и цветных металлов; 9 — дробильно-перегрузочные комплексы; 10 — вентиляционно-вспомогательный ствол; 11 — руды цветных металлов

(i) Околоствольные выработки.

Совокупность подземных выработок, расположенных около шахтного ствола (под землей), именуется **околоствольным двором**.

Околоствольный двор состоит из выработок грузовой ветви, в которых производится разгрузка вагонеток в подземный бункер или загрузка их в клеть; выработок порожняковой ветви, служащих для сбора порожних вагонеток; выработок, соединяющих грузовую и порожняковую ветви; ряда камер: насосной, электроподстанции, подземной дробилки, электровозного депо, водосборников, диспетчерской и др.

В зависимости от способа подъема руды в стволе различают скиповые, клетевые и скипо-клетевые околоствольные дворы. Околоствольные дворы могут быть тупиковые и круговые, а также односторонние и двусторонние (рис. 6).

В большинстве случаев околоствольные дворы с полным комплектом выработок устраивают на каждом этаже. Это создает благоприятные условия для подземного транспортирования руды, доставки материалов и оборудования, вентиляции и подготовки, особенно для месторождений с большими запасами руды на этаже.

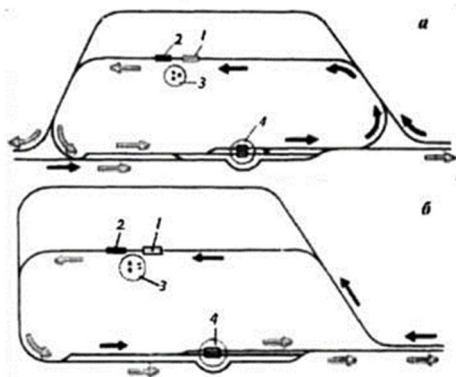


Рис. 6. Круговой (а) и петлевой (б) околоствольные дворы (черными и синими стрелками показано перемещение соответственно груженых и порожних вагонеток): 1 и 2 — соответственно угольная и породная разгрузочные ямы;

3 — основной (скиповой) ствол; 4 — вспомогательный (клетевой) ствол

Особенности вскрытия *россыпных месторождений* обусловлены тяжелыми гидрогеологическими условиями и небольшой глубиной залегания россыпи. Для уменьшения срока службы вскрывающих выработок в тяжелых условиях (обводненные породы) размеры шахтного поля принимают небольшими. Длина шахтного поля обычно изменяется от 60 до 500 м, а ширина определяется шириной россыпи (8 - 10 м и более).

Подготовка шахтного поля.

Подготовкой шахтного поля называют определенный порядок проведения выработок, осуществляемый после вскрытия шахтного поля и обеспечивающий возможность подготовки выемочных полей. В основу разделения способов подготовки положены два признака: расположение подготавливаемых выработок относительно угольного пласта и число разрабатываемых пластов, обслуживаемых подготавливающей выработкой. На этом этапе подготавливающими выработками являются транспортные (главные) штреки. В зависимости от расположения этих штреков относительно угольного пласта различают *пластовую* и *полевую* подготовку пластов (рис.7).

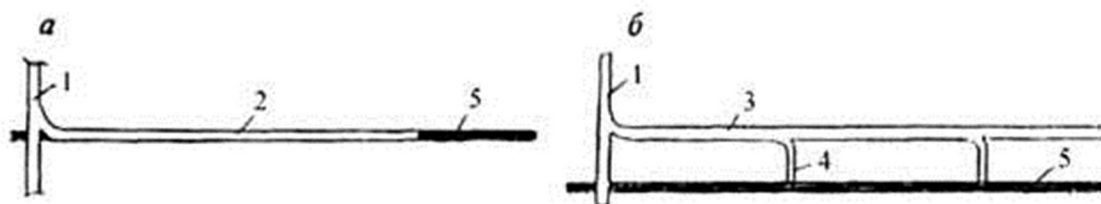


Рис.7. Пластовая (а) и полевая (б) подготовка угольных пластов:
1 — главный квершлаг; 2 — пластовый штрек; 3 — полевой штрек;
4 — промежуточный квершлаг; 5 — угольный пласт

При *пластовой подготовке* транспортные штреки проводят непосредственно по пласту. Ее применяют при устойчивых боковых породах, а также на пластах полезного ископаемого, не склонных к самовозгоранию. Это, как правило, пласты тонкие и средней мощности. При неустойчивых боковых породах и на пластах, склонных к самовозгоранию, применяют *полевую* подготовку, при которой полевые штреки проводят в породах лежащего бока. Для выхода на пласт от полевого штрека проводят промежуточные квершлаг.

При *индивидуальной подготовке* (рис.8) транспортные штреки проводят для каждого из разрабатываемых пластов. Особенность функционирования этих штреков заключается в том, что они поддерживаются весь период отработки соответствующего пласта. При наличии в шахтном поле мощного пласта применяют индивидуальную полевую подготовку.

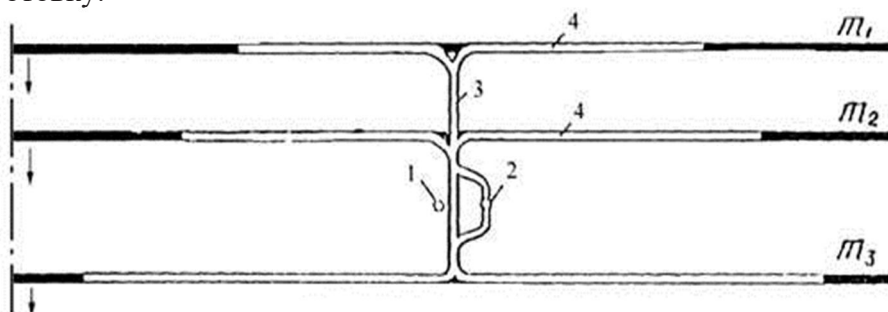


Рис.8. Индивидуальная подготовка пластов в шахтном поле:
1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — главный квершлаг;
4 — пластовый транспортный штрек

При *групповой подготовке* откаточный штрек проводят общим (рис.9) для всех разрабатываемых пластов свиты или отдельной ее группы. При этом отпадает надобность

поддерживать пластовые откаточные штреки. Их погашают по мере отработки пласта в пределах выемочного поля. Групповой штрек проводят полевым или по нерабочему пласту в лежащем боку разрабатываемой свиты.

Схемой подготовки выемочного поля понимают совокупность характерно расположенных, с учетом функционального назначения, подготавливающих выработок, обеспечивающих формирование готовых к выемке частей шахтного поля.

В зависимости от деления горизонта на части различают панельную, этажную и погоризонтную подготовку.

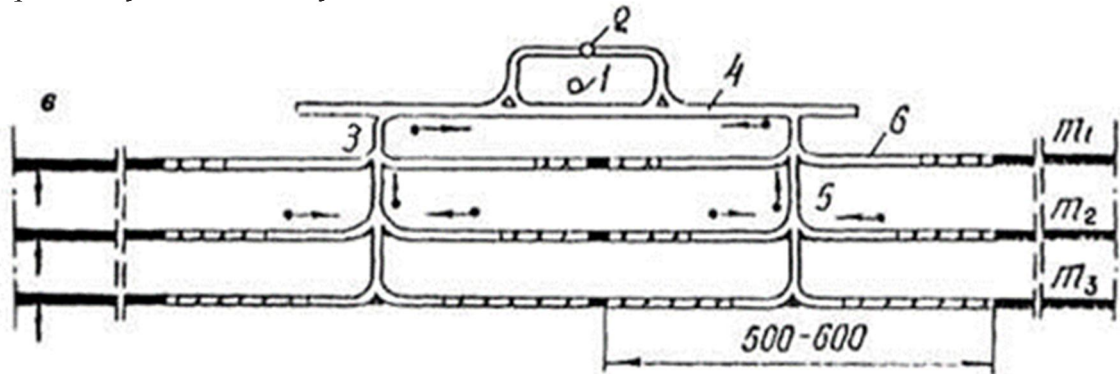


Рис.9. Групповая подготовка с доставкой на двусторонний (в) промквертлаг: 1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — главный квертлаг; 4 — полевой штрек; 5 — промежуточный квертлаг; 6 — пластовой откаточный штрек.

Панельную подготовку применяют при любой мощности угольных пластов с углами падения до 20–25° (преимущественно до 15–18°). Размер панели по простиранию достигает 2,5–3 км. Ее размер по падению равен наклонной высоте горизонта (рис. 10).

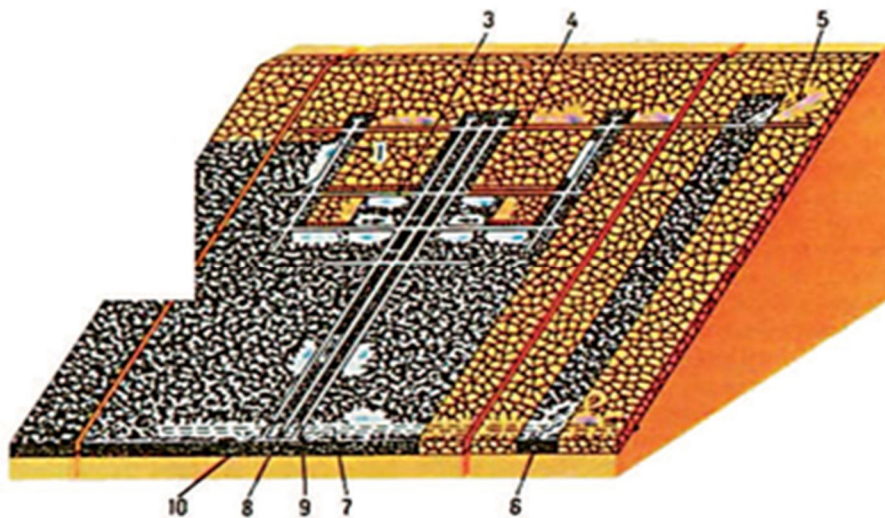


Рис.10. Панельная подготовка бремсберговой части шахтного поля: 1 — фланговый ходок; 2 — ярусный транспортный штрек; 3 — ярусный вентиляционный штрек; 4 — главный вентиляционный штрек; 5 — главный вентиляционный квертлаг; 6 — главный транспортный квертлаг; 7 — главный транспортный штрек; 8 — конвейерный бремсберг; 9 — людской ходок; 10 — вспомогательный ходок

Этажная подготовка применяется при делении шахтного поля на этажи на крутонаклонных и крутых пластах, в отдельных случаях — на наклонных и пологих пластах при углах падения более 8–10°. При этажной подготовке этажи по простиранию делят на выемочные поля. Подготавливающие наклонные выработки (участковые

бремсберги, уклоны, скаты) проводят в каждом выемочном поле. По ним осуществляется доставка угля до откаточного горизонта при делении этажа на подэтажи (рис. 11).

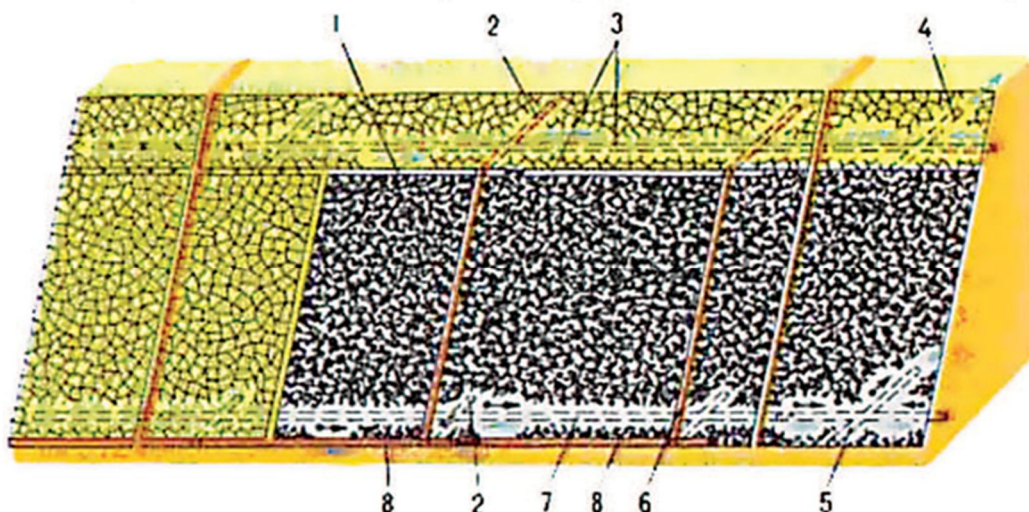


Рис. 11. Этажная подготовка шахтного поля при разработке крутых пластов:
 1 — вентиляционный пластовый штрек; 2 — промежуточный квершлаг;
 3 — групповой этажный вентиляционный штрек; 4 — этажный вентиляционный квершлаг;
 5 — этажный транспортный квершлаг; 6 — ходовая (вентиляционная) печь; 7 — групповой этажный транспортный штрек; 8 — транспортный пластовый штрек

В зависимости от угла падения пластов наклонная высота этажа составляет 120–450 м. Последний параметр относится к пологим пластам.

Этажная подготовка пологих и крутых пластов отличается друг от друга. На пологих пластах при делении на подэтажи между этажами откаточным и вентиляционными штреками проводят участковые бремсберги, по которым уголь из верхних подэтажей доставляется на откаточный горизонт. Выемочные поля могут быть однокрылые и двукрылые.

Погоризонтная подготовка выемочных полей осуществляется проведением в пределах горизонта наклонных подготавливающих выработок (рис. 12).

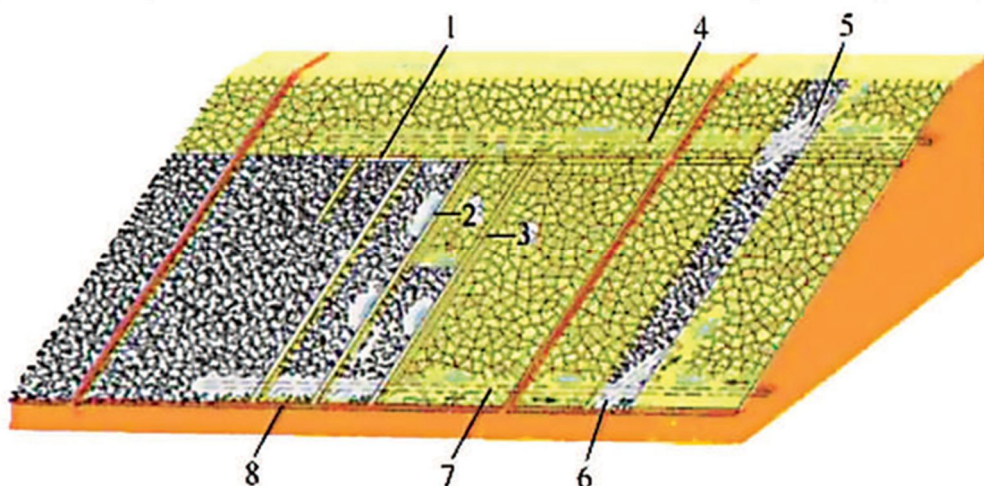


Рис. 12. Погоризонтная подготовка бремсберговой части шахтного поля при отработке пласта лавами по падению: 1 — монтажный штрек; 2 — конвейерный бремсберг; 3 — вентиляционный бремсберг; 4 — главный вентиляционный штрек; 5 — главный вентиляционный квершлаг; 6 — главный транспортный квершлаг; 7 — главный транспортный штрек; 8 — демонтажная камера

Длина наклонных подготавливающих выработок равна наклонной высоте горизонта. Она может достигать 2000–3000 м. Расстояние между наклонными выработками (бремсбергами и ходками) равно длине очистного забоя. Особенность этой подготовки состоит в том, что очистной забой располагается по простиранию пласта, а перемещается по падению или восстанию.

Особенности подготовки рудных месторождений.

Подготовка — это проведение горных выработок для разделения вскрытых участков месторождения на очистные блоки и панели и обеспечения очистной выемки.

Подготовительные выработки — откаточные (транспортные) и вентиляционные штреки и квершлагги, орты, блоковые восстающие различного назначения, блоковые или панельные рудоспуски, наклонные съезды для перемещения самоходного оборудования между горизонтами.

Назначение подготовительных выработок заключается в следующем:

- оконтуривание (выделение) этажа, шахтного поля, блоков или панелей;
- создание связи блока (панели) с общерудничной транспортной сетью;
- обеспечение эффективного проветривания рабочих мест;
- обеспечение свободного доступа в забои и аварийного выхода из них, снабжения забоев оборудованием, материалами, энергией, высокопроизводительной выдачи из них добытой руды.

По местоположению подготовительных выработок можно выделить три способа подготовки:

- рудная (выработки проведены по руде);
- полевая (выработки проведены по пустым породам);
- комбинированная, сочетающая в себе признаки рудной и полевой.

Рудную подготовку применяют при разработке крутых маломощных залежей, мощных залежей любого падения, пологих и горизонтальных залежей выдержанного залегания с транспортированием руды по почве.

Рудная подготовка обладает следующими достоинствами: доразведка запасов руды, меньшие затраты на проведение выработок за счет реализации попутно добываемой руды, меньший общий объем подготовительных выработок, т. к. они всегда проводятся достаточно близко к очистным блокам.

К недостаткам рудной подготовки можно отнести проведение подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ (например, вблизи них осуществляют взрывную отбойку), что требует увеличения затрат на их сохранение; оставление вокруг рудных подготовительных выработок ограждающих целиков, которые вообще не обрабатывают или извлекают с большими потерями руды.

Полевую подготовку используют в основном при выемке руды с обрушением налегающих пород, и иногда — при разработке жильных месторождений.

Достоинствами этой подготовки являются размещение подготовительных выработок на удалении от очистных работ и вследствие этого лучшая их сохранность; меньшие потери руды в целиках; более прямолинейная трассировка выработок, обеспечивающая сравнительно быстрое движение транспорта.

К недостаткам полевой подготовки можно отнести большой общий объем подготовки из-за наличия подходных выработок к рудному телу; увеличение затрат на проведение выработок из-за отсутствия в них попутной добычи руды, обострение экологических проблем.

Комбинированная подготовка наиболее распространена при разработке месторождений вследствие своей гибкости по сравнению с рудной и полевой. Она сочетает в себе их достоинства и недостатки (рис. 13).

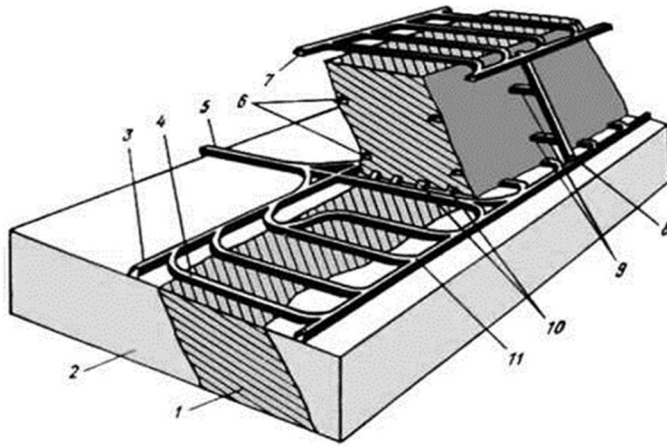


Рис. 13. Схема комбинированной подготовки рудной залежи

1 — рудное тело; 2 — породы лежащего бока; 3 — штрек лежащего бока; 4 — погрузочный орт; 5 — этажный вскрывающий квершлаг; 6 — буровые подэтажи; 7 — выработка вентиляционного горизонта; 8 — блоковый восстающий; 9 — сбойки восстающего с подэтажами; 10 — пункты погрузки; 11 — штрек висячего бока.

Основные требования, предъявляемые к подготовке рудных месторождений, так же как и при подготовке пластовых, сводятся к обеспечению:

- 1) безопасности ведения подготовительных и очистных работ;
- 2) своевременной подготовки запасов полезного ископаемого к очистной выемке;
- 3) минимальных потерь руды в охранных целиках;
- 4) минимальных затрат на проведение и поддержание подготовительных выработок за время их эксплуатации;
- 5) проведения попутной разведки;
- 6) безопасных условий передвижения людей, механизированной доставки руд, материалов и оборудования по выработкам.

Лекция №7
Производственные процессы в очистном забое при разработке
пластовых (угольных) месторождений. Способы выемки угля.
Крепление забоя.

Очистные работы представляют собой комплекс взаимосвязанных производственных процессов по выемке полезного ископаемого из очистных забоев. Применительно к угольным месторождениям в состав этих работ входят очистная выемка, крепление забоя и управление кровлей, т. е. совокупность процессов отбойки, погрузки на забойный конвейер и доставки угля до ближайшей транспортной выработки (конвейерного штрека, бремсберга, уклона и др.). Названные процессы очистных работ характерны для пологих и наклонных пластов, где широко применяется комплексная механизация. В других условиях могут отсутствовать такие процессы, как крепление и управление кровлей, погрузка и механизированная доставка полезного ископаемого в забое.

Очистная выемка является главным процессом очистных работ. Крепление забоя и управление кровлей должны обеспечить нормальное выполнение работ по очистной выемке.

Очистной забой — забой, в котором осуществляется массовая добыча полезного ископаемого. По технологическому принципу очистные забои подразделяются на длинные и короткие. Принято забои длиной более 20 м считать *длинными*, менее — *короткими*. Технологии выемки угля в длинных и коротких забоях существенно различны. Для них созданы принципиально различные средства механизации, транспорта и крепления. Подготавливающие выработки, примыкающие к длинному очистному забою, называют выемочными. При выемке по простиранию ими являются конвейерный и вентиляционные штреки.

В длинных очистных забоях, называемых лавами, применяют две схемы выемки: фланговую и фронтальную. При *фланговой* схеме (рис. 1, а) отделение полезного ископаемого от массива осуществляется выемочной машиной, перемещающейся вдоль забоя перпендикулярно к направлению его подвигания.

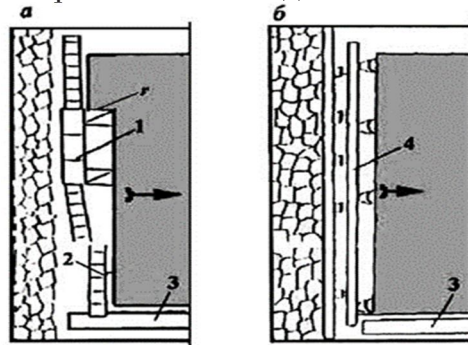


Рис. 1. Технологические схемы очистных работ:
а — фланговая (1 — выемочная машина; 2 — забойный конвейер; 3 — штрековый перегружатель; r — ширина захвата выемочной машины); б — фронтальная (3 — перегружатель; 4 — выемочная машина)

При *фронтальной выемке* (рис.1,б) отделение от массива осуществляется выемочным агрегатом одновременно по всей длине очистного забоя. Такая технология позволяет осуществлять добычу без постоянного присутствия людей в очистном забое.

Очистные забои могут быть различно ориентированы (рис.2) относительно элементов залегания пласта. Они могут быть расположены по падению (а) или простиранию (б) пласта, а перемещаться — по простиранию, падению и восстанию.

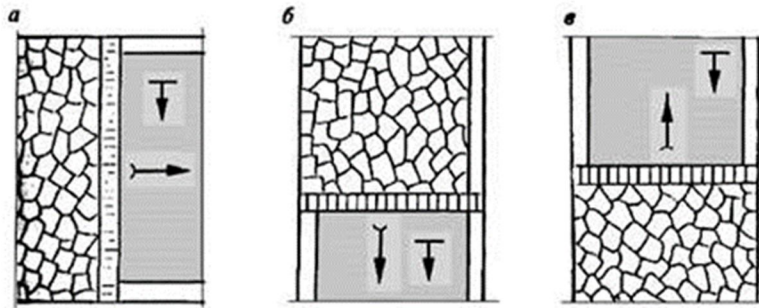


Рис. 2. Схемы подвигания очистных забоев:
а — по простиранию; *б* — по падению; *в* — по восстанию

Выемку угля можно производить с применением буровзрывных работ, очистных комбайнов, стругов, выемочных комплексов и агрегатов и гидравлическим способом.

Выемка с применением буровзрывных работ имеет небольшое распространение при разработке мощных и средней мощности крутых пластов.

Основным средством механизированной выемки угля на пологих и наклонных пластах являются очистные комбайны. Очистной угольный комбайн — машина, одновременно выполняющая в забое операции по отделению угля от массива, дроблению его до кусков транспортабельного размера и навалке на забойный конвейер.

Действие исполнительных органов большинства комбайнов основано на принципе механического разрушения угля.

Исполнительные органы комбайнов должны удовлетворять ряду требований, основными из которых являются: высокая производительность; малая удельная энергоёмкость процесса разрушения; высокий КПД; простота конструкции; высокая стойкость инструмента; высокая надёжность работы; возможность автоматизации режимов работы; выполнение функций отбойки и погрузки угля; способность самозарубаться в пласт.

Наибольшее распространение получили барабанные и шнековые исполнительные органы.

Обычно узкозахватные комбайны оснащены двумя шнеками. Они располагаются либо с одной, либо с обеих сторон корпуса комбайна. Положение шнеков легко регулируется по высоте гидродомкратами, что позволяет осуществлять выемку угля при различной мощности пласта (рис.3).

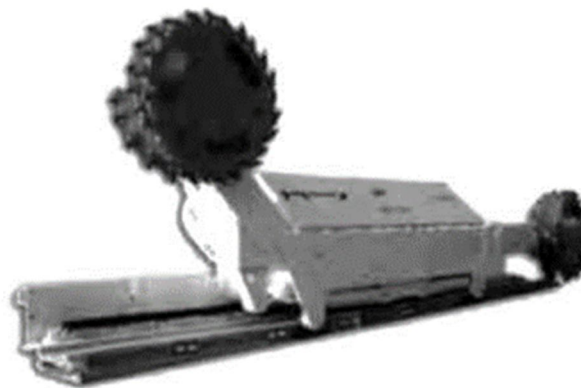


Рис. 3. Очистной комбайн

Комбайны перемещаются по раме забойного конвейера, располагаемого у забоя.

Струговая установка – выемочная машина, предназначенная для механической отбойки, погрузки и доставки угля в очистных забоях. Струговая выемка является одним из наиболее прогрессивных способов добычи угля.

Наибольшее применение получили быстроходные струговые установки статического действия. Исполнительным органом струговой установки является струг. При движении

вдоль забоя прижимаемого к нему струга снимается стружка угля толщиной 50–150 мм. Отбитый таким образом уголь корпусом струга грузится на конвейер.

Струговая выемка требует «жестких» условий применения: спокойное, выдержанное залегание пласта; кровля не ниже средней устойчивости; крепкая почва, не разрушающаяся при работе струга; уголь не выше средней крепости; отсутствие в пласте угля крепких включений колчедана и породных прослоек; отсутствие крепких пачек угля у кровли и почвы пласта; преимущественно пласты тонкие и средней мощности (до 2,0 м).

Струговые установки могут применяться как с индивидуальной, так и с механизированными крепями. На базе последних созданы струговые механизированные очистные комплексы и струговые агрегаты, позволяющие осуществлять комплексную автоматизацию добычи угля в забое.

На гидрошахтах выемка угля осуществляется с помощью гидромониторов или механогидравлических машин.

Характеристики пород кровли, оказывающие влияние на эффективность работ выемочных машин.

Кровля пласта состоит из отдельных слоев пород и пачек, разделенных плоскостями напластования. В зависимости от склонности слоев пород к обрушению различают ложную, непосредственную и основную кровли.

Под ложной кровлей понимают легкообрушающиеся слои небольшой мощности (до 0,3–0,5 м), залегающие непосредственно над пластом угля. Эти слои обрушаются или одновременно с выемкой угля, или через небольшой промежуток времени после обнажения кровли.

Наличие ложной кровли осложняет технологический процесс выемки угля. Иногда с целью предотвращения обрушения ложной кровли в верхней части пласта оставляют пачку угля.

Непосредственная кровля — толща пород, залегающая непосредственно над пластом угля, давление которой в пределах призабойного пространства в основном воспринимается крепью и целиком угля. Она не может держаться в пределах призабойного пространства в течение более или менее продолжительного времени без крепи. После удаления последней она обрушается.

основная кровля — залегающие над непосредственной кровлей слои пород достаточной мощности, не обрушающиеся одновременно с обрушением непосредственной кровли, давление которой воспринимается целиком угля и обрушенной породой или закладкой. Основная кровля может быть обнажена на большой площади. Она приходит в движение спустя некоторое время после обрушения или оседания непосредственной кровли.

В связи с давлением кровли на непосредственную и основную различают первичное и вторичное горное давление. Первичное давление связано с оседанием непосредственной кровли, вторичное — с обрушением основной.

Различают также *непосредственную и основную почву* пласта. Породы, залегающие непосредственно под угольным пластом, называют непосредственной почвой. От ее свойств зависят явление пучения, вдавливание в нее крепи, а на крутом падении — сползание и обрушение. Породы, залегающие ниже непосредственной почвы, называют основной почвой.

Существует классификация пород кровли по устойчивости, под которой понимают свойство горных пород образовывать устойчивые обнажения без крепи при ведении горных работ.

По устойчивости породы кровли делят на пять классов:

весьма неустойчивая — без крепи не дает устойчивых обнажений, обрушается вслед за подвиганием забоя;

неустойчивая — устойчивость сохраняется в течение 2–3 часов в призабойной полосе шириной 1 м;

средней устойчивости — в призабойной полосе шириной до 2 м устойчивость сохраняется до 1 суток;

устойчивая — устойчивость в призабойной полосе шириной до 2,9 м сохраняется до 2 суток;

весьма устойчивая — обладает длительной устойчивостью в призабойной полосе шириной 5–6 м.

Горные породы в нетронутом массиве находятся в состоянии напряженного равновесия. Угольный пласт на глубине H испытывает напряжение

$$\sigma = \gamma \cdot H,$$

где γ — средняя плотность горных пород, кг/м³;

H — глубина залегания пласта, м.

В процессе выемки угля впереди забоя происходит перераспределение напряжений (рис. 4).

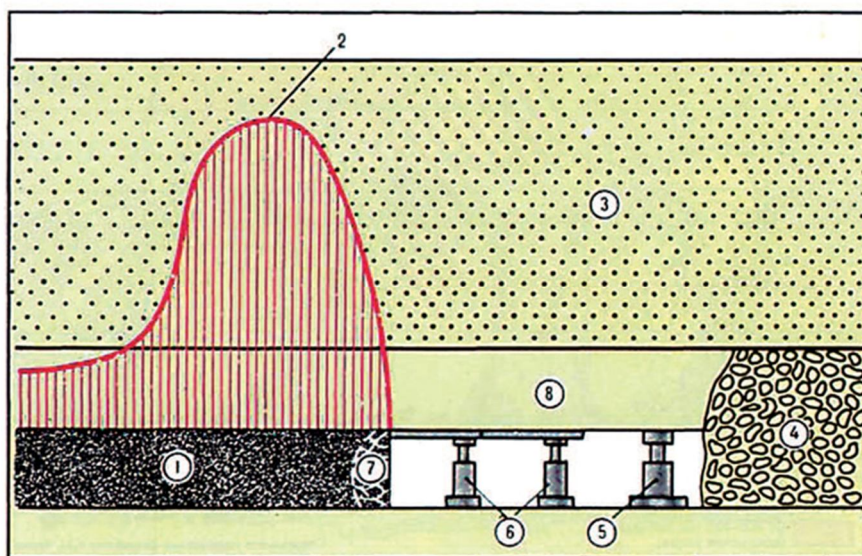


Рис. 4. Схема проявлений горного давления в лаве:

1 — угольный пласт; 2 — опорное давление; 3 — основная кровля; 4 — обрушение породы; 5 — посадочная крепь; 6 — призабойная крепь; 7 — зона отжима; 8 — непосредственная кровля

В угольном пласте сохраняются напряжения, характерные для нетронутого массива. Уголь находится в состоянии трехосного сжатия. Зона опорного давления характеризуется повышенным напряжением $\sigma = k \gamma h$, где k — коэффициент концентрации напряжений ($k > 1$). В этой зоне уголь находится в состоянии двухосного сжатия. Опорное давление имеет место по всему периметру выработанного пространства (впереди и позади лавы, в верхней и нижней ее частях). Оно оказывает влияние на состояние крепи подготовительных выработок, находящихся в зоне влияния очистных работ, может вызвать внезапное разрушение целиков угля. Опорное давление является следствием пригрузки от нависающей консоли непосредственной и основной кровли, воспринимаемой краевой частью угольного массива.

Зона отжима непосредственно примыкает к забою. В ней уголь обычно раздавлен и напряженное состояние им утрачено. Это обстоятельство способствует облегчению отделения угля от массива соответствующими исполнительными органами выемочных машин.

Для создания безопасных условий в призабойном пространстве устанавливают крепь и осуществляют комплекс мероприятий по управлению горным давлением.

Крепь очистных выработок — это искусственное сооружение, возводимое для предотвращения обрушения пород кровли, сохранения необходимой площади поперечного сечения призабойного пространства и управления горным давлением.

Крепь должна удовлетворять следующим требованиям: она должна быть прочной и устойчивой; обладать податливостью; иметь минимальный вес; обеспечивать механизацию установки и передвижки; иметь необходимую площадь призабойного пространства для пропуска достаточного количества воздуха; не мешать выполнению других производственных процессов; должна быть недорогой, надежной и долговечной.

Прочность крепи — способность ее сопротивляться горному давлению, не разрушаясь и не получая остаточных деформаций.

Рабочее сопротивление — сопротивление нагрузке, являющейся безопасной в отношении деформации крепи, составляет до 70% разрушающей нагрузки.

Начальное сопротивление — сопротивление, развиваемое крепью при ее установке или распоре (для гидравлических крепей).

Устойчивость крепи — способность ее сохранять первоначальное положение под влиянием горного давления.

Жесткость крепи — способность ее сопротивляться образованию деформаций. Различают *жесткие* и *податливые* крепи. Под действием горного давления жесткая крепь испытывает упругие деформации. В отличие от нее податливая крепь под действием нагрузки способна изменять свои линейные размеры по высоте, не меняя несущей способности. Это изменение размеров крепи заложено в ее конструкцию.

Все известные крепи очистных выработок могут быть разделены на три класса: *индивидуальные, комплектные и передвижные*.

Под *индивидуальной крепью* понимают крепь очистных выработок, состоящую из отдельных, не связанных между собой конструктивно элементов, устанавливаемых вручную вслед за подвиганием забоя. Индивидуальная крепь подразделяется на призабойную и специальную (посадочную).

Призабойная крепь устанавливается вслед за подвиганием забоя и служит для поддержания непосредственной кровли в рабочем пространстве очистной выработки, примыкающем к забояю. Это пространство называется призабойным.

Специальная, или посадочная, крепь устанавливается на границе с погашаемым выработанным пространством и выполняет роль режущей опоры при управлении кровлей методом полного обрушения.

Комплектные крепи — это передвижные крепи, отдельные комплекты которых не связаны между собой по длине лавы. Эти крепи не получили распространения.

В настоящее время широко применяются *передвижные крепи*, в которых процесс установки и перемещения происходит непрерывно. К ним относятся гидрофицированные крепи механизированных комплексов, щитовые перекрытия различных конструкций и другие виды крепей. Эти крепи перемещаются без разборки механизированным способом или под действием собственного веса и веса обрушенных пород (щитовые перекрытия при разработке крутых пластов). Передвижные крепи выполняют функции призабойной и посадочной крепей. Они практически вытеснили индивидуальные крепи очистных забоев.

Лекция №8

Способы управления кровлей (горным давлением). Доставка угля в очистном забое. Комплексная механизация очистных работ.

Организация работ в очистном забое.

Управлением горным давлением называют комплекс мероприятий по регулированию проявлений горного давления в очистном забое с целью обеспечения безопасных и необходимых производственных условий. Такими мероприятиями являются выбор конструкции крепи, способа крепления и предупреждение массовых обрушений боковых пород. Применительно к пологим и наклонным пластам пользуются термином *управление кровлей*, т. к. в этих условиях в комплекс мероприятий входит предотвращение преждевременных обрушений кровли. На крутом же падении необходимо управлять и породами почвы, склонными в некоторых случаях к сползанию.

В зависимости от характеристики пород кровли (способность к обрушению, опусканию, мощность пород непосредственной кровли и др.) применяют следующие способы управления горным давлением:

- полным обрушением;
- частичным обрушением;
- плавным опусканием пород кровли;
- полной закладкой выработанного пространства;
- частичной закладкой выработанного пространства;
- оставлением целиков для удержания кровли.

Способ полного обрушения кровли. Этот способ применяется главным образом при легкообрушающихся породах, залегающих непосредственно в кровле пласта, когда мощность их достаточна для того, чтобы при обрушении произошло подбучивание основной кровли.

Способ частичного обрушения – применяется, когда над пластом залегают легкообрушающиеся породы небольшой мощности, а расположенные выше породы склонны периодически обрушаться. При этом способе кровлю обрушают не по всей длине лавы, а между бутовыми полосами, выкладываемыми из кусков породы в выработанном пространстве. Ширина полосы 4 – 6 м. Расстояние между полосами 12 – 15 м.

Способ плавного опускания пород кровли применяют при мощности пласта не более 1,2 м и почве, склонной к пучению. При плавном опускании в качестве специальной крепи применяют костры, выкладываемые вдоль забоя в один или два ряда. Костры переносят после каждого выемочного цикла.

Способ полной закладки выработанного пространства. Этот способ применяют для предупреждения обрушения боковых пород после выемки полезного ископаемого.

Материал, используемый для заполнения выработанного пространства, называется *закладочным материалом*. В качестве закладочного материала применяются горные породы, специально добываемые для этой цели (песок, галька, дробленые песчаники, аргиллиты и др.) и отходы производства (породы шахтных отвалов, хвосты обогащения, котельные и доменные шлаки и др.).

Способ с частичной закладкой выработанного пространства. В выработанном пространстве возводят бутовые полосы, назначение которых – удержание породы кровли от обрушения. Применяют этот способ тогда, когда в кровле залегают прочные труднообрушающиеся породы. Породы для выкладки бутовых полос получают из бутовых штреков.

В зависимости от вида энергии, используемой для размещения закладочного материала в выработанном пространстве, различают *самотечный, механический, пневматический и гидравлический* способы ведения закладочных работ.

При самотечном способе закладочный материал, доставленный до выработанного пространства самотеком размещается в выработанном пространстве. Поэтому этот способ применим только при разработке крутых пластов.

При *механическом и пневматическом* способах закладки закладочный массив возводят специальными машинами, соответственно механическими или пневматическими.

При гидравлическом способе закладки транспортирование закладочного материала и возведение закладочного массива осуществляется энергией воды. Наилучшим закладочным материалом для гидравлической закладки является речной песок. Можно также использовать и коренные дробленые породы.

Доставка угля в очистных забоях.

На угольных шахтах для доставки угля в очистных забоях на пологих и наклонных пластах применяют скребковые конвейеры. Они получили широкое распространение, т. к. относительно просты по конструкции, пригодны к тяжелым условиям эксплуатации, приспособлены для работы с очистными комбайнами, стругами и механизированными крепями. Они являются базой современных механизированных комплексов.

Скребковый конвейер (рис. 1) состоит из верхнего и нижнего металлических желобов, по которым перемещается бесконечная цепь со скребками, состоящая из грузовой и порожняковой ветвей.

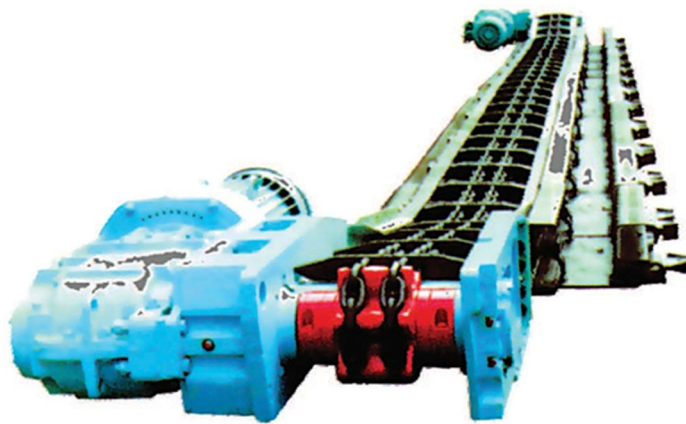


Рис. 1. Конвейер шахтный скребковый СПЦ163

Доставка угля на пластах с углами падения до 6–8° в коротких очистных забоях осуществляется самоходными вагонетками на пневматическом ходу или погрузочно-доставочными машинами.

В очистных забоях крутонаклонных и крутых пластов доставка угля осуществляется по почве пласта *под действием собственного веса*. В тех случаях, когда угол падения пласта не позволяет осуществить самотечную доставку угля по почве пласта, в очистном забое укладывают специальные желоба.

Комплексная механизация очистных работ.

Современная технология добычи угля основана на применении различных выемочных машин. При механизированной выемке угля в длинных очистных забоях различают технологические схемы с применением индивидуальных и механизированных крепей. Последние являются составной частью механизированных комплексов и агрегатов.

Очистным механизированным комплексом называют сочетание механизированной крепи, очистного комбайна и забойного конвейера, увязанных между собой технологически. Кинематические связи между отдельными видами оборудования необязательны, хотя и они могут быть. У механизированного комплекса возможна замена одного типа оборудования другим.

Очистной агрегат представляет собой сочетание механизированной крепи, струга и забойного конвейера, связанных между собой не только технологически, но и кинематически. Наличие кинематической связи исключает замену одного типа оборудования другим. Очистные агрегаты являются совершенными средствами комплексной механизации очистных работ. Они позволяют осуществить комплексную автоматизацию технологического процесса очистной выемки.

При комплексно-механизированной выемке достигается высокий уровень механизации рабочих процессов в очистном забое: отбойка угля исполнительным органом комбайна, погрузка его на забойный конвейер и транспортирование до штрекового перегружателя или конвейера, передвижка конвейера, передвижка секций крепи (крепление и управление кровлей), концевые операции. На рис.2 показан комплекс с оградительно-поддерживающей гидрофицированной крепью.

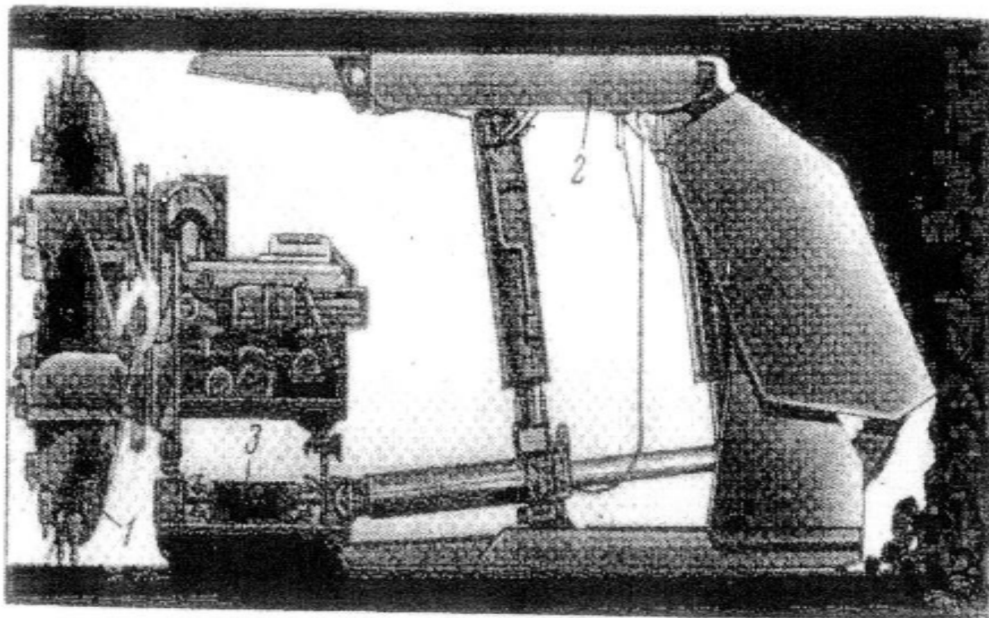


Рис.2. Комплекс с оградительно-поддерживающей гидрофицированной крепью:

1 – узкозахватный шнековый комбайн; 2 – оградительно-поддерживающая крепь; 3 – забойный скрепковый конвейер

Технологические схемы работы механизированных комплексов с крепями различных типов практически одинаковы и отличаются незначительными деталями. Например, очистной механизированный комплекс А-2К (рис.3) состоит из механизированной крепи, включающей первую и концевую секции, очистного комбайна, забойного конвейера и пульта управления.

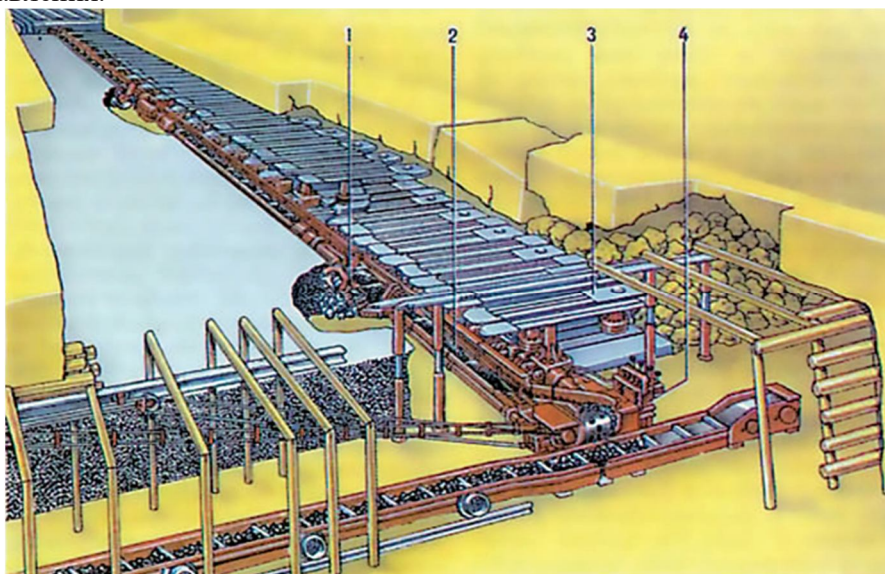


Рис. 3. Лава, оборудованная угледобывающим агрегатом А-2К с узкозахватным комбайном:

*1 — узкозахватный очистной комбайн; 2 — забойный конвейер;
3 — секция механизированной крепи; 4 — пульт управления*

Выемка угля может быть челноковая или односторонняя. В исходном положении конвейер продвинут к забою, комбайн зарубился в пласт или исполнительный орган заведен в нишу. По мере обнажения кровли при выемке угля осуществляется передвижка секций крепи последовательно или через одну при наличии неустойчивых пород. Затем с отставанием от комбайна на 8–12 м продвигается волной к забою забойный конвейер. После того как крепь и конвейер передвинуты к забою по всей длине, осуществляют самозарубку комбайна в пласт.

Организация работ в очистном забое.

На современных шахтах в очистных забоях применяются циклическая и поточная организация труда. *цикл в очистном забое* представляет собой совокупность процессов и операций, выполняемых в определенной последовательности с целью выемки угля по всей длине забоя на установленную паспортом величину его подвигания. Для циклической организации труда характерны технологические перерывы во время выемки угля и выполнение ремонтно-подготовительных работ. В отличие от циклической при *поточной организации труда* все процессы совмещены во времени. Ее особенностью является непрерывная выдача угля в течение всего рабочего времени. Поточная организация труда возможна при комплексной механизации очистных работ.

Для каждого очистного забоя составляется *график организации работ*, включающий *планограмму работ, график выходов рабочих по профессиям и сводку основных технико-экономических показателей* (Рис.4). В зависимости от горно-геологических условий залегания пласта, длины лавы и характера механизации составляют графики организации работ на один, два и более циклов в сутки.

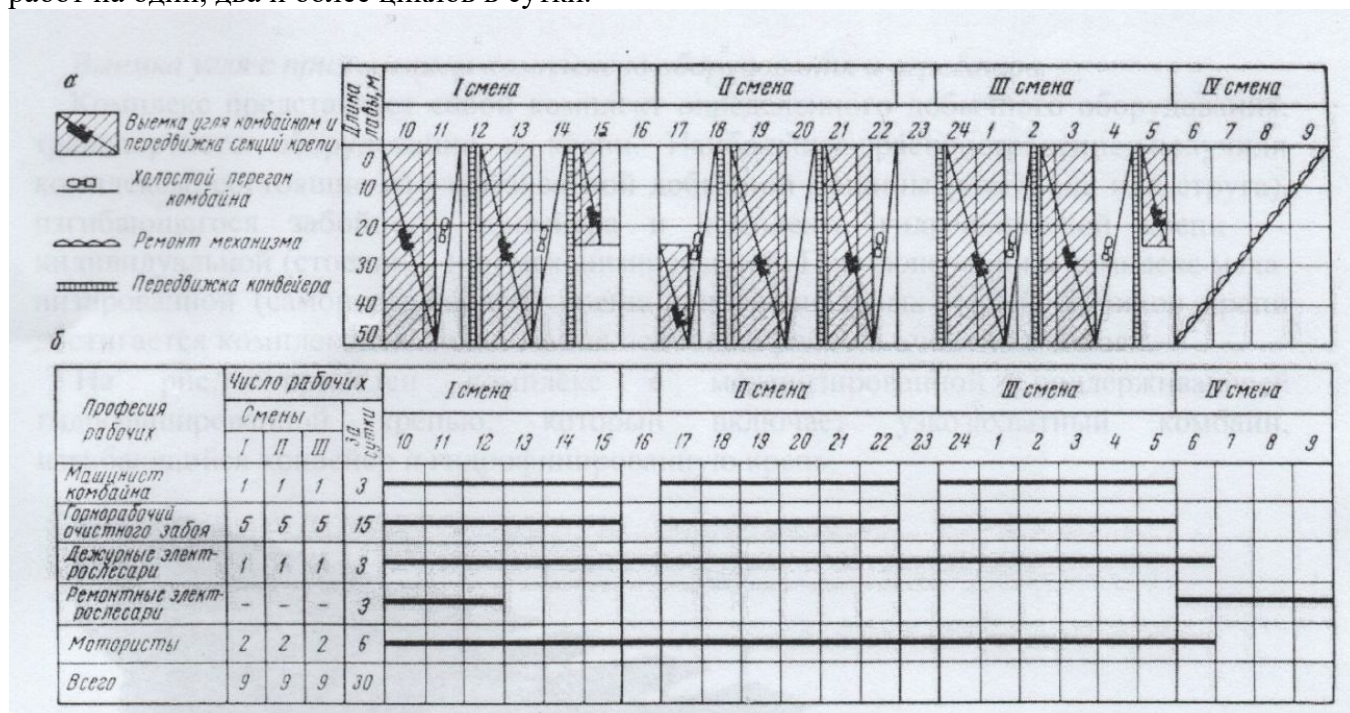


Рис.4. Многоцикличный график организации работ в лаве, оборудованной добычным гидрофицированным комплексом с узкозахватным комбайном:

Лекция №9
Особенности производственных процессов очистной выемки
при разработке рудных месторождений. Отбойка руды.
Выпуск руды. Вторичное дробление.

Рудные месторождения по сравнению с угольными имеют целый ряд особенностей, вытекающих из их геологического происхождения. Они существенно влияют на содержание и технологические решения при разработке рудного месторождения.

Основными особенностями являются:

- высокая крепость и абразивность руд, большинство из которых имеет коэффициент крепости 8–12, а более крепкие - 15–20. Это обуславливает необходимость применения на подземных работах в большинстве случаев взрывной отбойки, связанной с бурением и заряданием шпуров и скважин;
- разнообразие размеров и изменчивость элементов залегания рудных тел, что существенно влияет на принятие технологических решений, схем вскрытия и подготовки, а также на выбор систем разработки;
- изменчивость содержания полезных компонентов и минералогического состава руд по объему залежи, что вызывает необходимость усреднения качества рудной массы, поступающей из различных блоков;
- меньшая разрушаемость отбитой руды при самотечном перемещении ее по рудоспускам протяженностью до 100 м и более. Это оказывает влияние на особенности вскрытия месторождений и подготовки блоков;
- меньшая достоверность информации о горно-геологических условиях и протекании технологических процессов, что затрудняет оперативный контроль их выполнения;
- широкий диапазон устойчивости руд и вмещающих пород, что предопределяет многообразие технологических решений;
- способность некоторых руд к слеживаемости и самовозгоранию, что ограничивает возможности применения систем разработки с магазинированием отбитой руды;
- высокая ценность большинства руд, что обуславливает более жесткие требования к полноте и качеству извлечения полезного ископаемого;
- отсутствие на большинстве рудников метановыделения, допускающее в подземных условиях применение открытого огня и аппаратуры в нормальном исполнении.

При разработке рудных месторождений очистные работы включают следующие процессы:

- отбойку и выпуск руды;
- вторичное дробление (дополнительное измельчение отбитой руды до требуемой крупности);
- доставку руды до откаточной выработки;
- поддержание выработанного пространства и управление горным давлением.

Отбойка руды.

При добыче руд применяют взрывную, механическую отбойку и самообрушение. Наиболее распространена на подземных рудниках взрывная отбойка руд любой крепости. Отбойку производят с использованием только внутренних зарядов, размещенных внутри массива: шпуровых, скважинных и в некоторых случаях минных. Для оценки результатов отбойки применяют следующие технико-экономические показатели: производительность труда бурильщика, выражаемая в тоннах или кубических метрах обуренного шпурами или скважинами массива в смену (т/смену, м³/смену); удельный расход взрывчатого вещества (ВВ) на отбойку тонны или кубометра руды (кг/т, кг/м³); выход руды при отбойке с одного метра

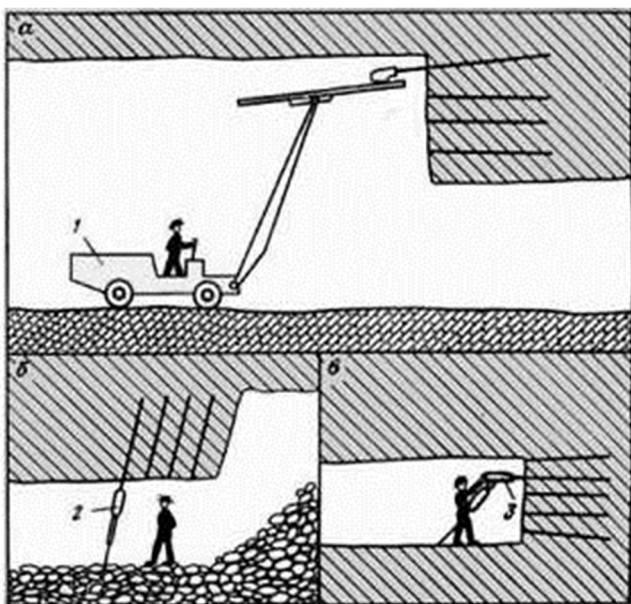
шпура или скважины (т/м, м³/м); выход негабарита в процентах по весу от общего количества отбитой руды.

Шпуровая отбойка.

Шпуровые заряды обладают меньшей мощностью и по сравнению со скважинными в 1 м шпура диаметром 40–50 мм вмещается 0,8–1,5 кг ВВ, тогда как в 1 м скважины диаметром 105–150 мм — до 15–20 кг взрывчатки. Это определяет значительную трудоемкость шпуровой отбойки, т. к. для добычи одного и того же количества руды нужно пробурить шпуров в несколько раз больше, чем скважин. Поэтому шпуровую отбойку используют, как правило, в тех случаях, где невозможно или невыгодно применять скважинную.

Порядок выемки руды с использованием шпуров — послойный в восходящем или в горизонтальном направлении. При восходящей выемке массив руды отрабатывают горизонтальными слоями снизу вверх. Так как при этом люди работают под рудным массивом, он должен иметь устойчивость не ниже средней. Отбойку руды в каждом слое осуществляют восходящими шпурами,

если руда устойчива, или горизонтальными шпурами, если устойчивость массива недостаточна (рис. 1).



*Рис. 1. Схемы отбойки руды горизонтальными (а и в) и восходящими (б) шпурами (а, б — отбойка на две свободные поверхности, в — на одну):
1 — самоходная бурильная установка; 2 — телескопный перфоратор;
3 — ручной перфоратор на пневмоподдержке*

Последнее объясняется тем, что при отбойке горизонтальными шпурами кровля забоя получается более гладкой и в ней образуется меньше заколов — кусков, слабо связанных с массивом и способных отделиться от него в любой момент. При отбойке восходящими шпурами можно бурить шпуры одновременно несколькими бурильными машинами по длине забоя и отбивать руду в больших объемах, чем при отбойке горизонтальными шпурами, длина которых (до 3–4 м) ограничивает разовый объем отбойки.

Отбойку в горизонтальном направлении осуществляют в длинных забоях на две обнаженные поверхности (выемка уступом) или в узких забоях с одной обнаженной поверхностью, как при проведении горных выработок (см. рис. 1, в).

При шпуровой отбойке применяют следующее буровое оборудование: ручные перфораторы с пневмоподдержкой (горизонтальные и слабонаклонные шпуры), телескопные перфораторы (восходящие шпуры); самоходные бурильные установки (шпуры любого

направления). Заряжание шпуров патронированными ВВ обычно производится вручную, а при использовании гранулированных ВВ применяются пневмозарядные установки эжекторного или нагнетательного типов. Взрывание шпуровых зарядов производят посредством огнепроводного шнура (при небольшом числе зарядов) или с помощью электродетонаторов.

Технико-экономические показатели шпуровой отбойки:

- производительность труда бурильщика изменяется от 5–50 м³/смену при использовании перфораторов до 400–600 м³/смену при применении самоходных бурильных установок с 2–3 бурильными машинами (большие величины — в рудах средней крепости и забоях достаточной площади);
- удельный расход ВВ на отбойку — 0,6–3 кг/м³;
- выход отбитой руды на 1 м шпура — 0,3–1,5 м³/м;
- выход негабарита — от 0 до 3–5 %.

Область применения шпуровой отбойки — маломощные рудные тела жильных месторождений, проходческие работы при проведении практически всех видов горных выработок.

Отбойка скважинными зарядами.

Основные параметры скважинной отбойки — линия наименьшего сопротивления (л.н.с.) и расстояние между соседними скважинами. Л.н.с. — кратчайшее расстояние между зарядом и поверхностью забоя. Оно зависит от крепости и вязкости руды, диаметра скважин и мощности ВВ. Отбойку осуществляют послойно, горизонтальными или вертикальными слоями; при этом скважинные заряды размещают, как правило, в одной плоскости, параллельной открытой поверхности забоя. Толщина слоя в этом случае будет равна л.н.с. Расположение скважины в слое может быть параллельным, параллельно-сближенным, веерным (рис.2).

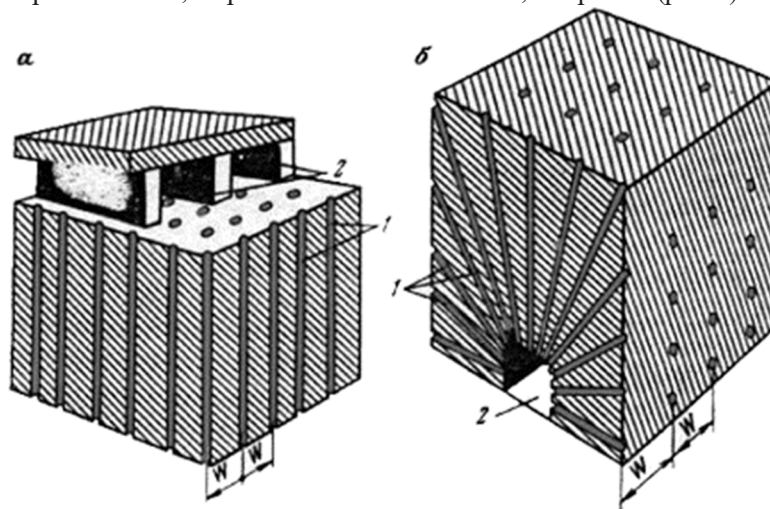


Рис. 2. Схемы параллельного (а) и веерного (б) расположения взрывных скважин при отбойке руды:

1 — скважины; 2 — буровые выработки; W — линии наименьшего сопротивления

При параллельном расположении скважин ВВ в массиве размещается равномерно, что способствует качественному дроблению с небольшим выходом негабарита. Однако для бурения каждой скважины необходимо переставлять буровой станок, что требует иногда значительных затрат рабочего времени, особенно при использовании переносного бурового оборудования. Кроме того, для его перемещения вдоль каждого одного-двух рядов скважин необходимо наличие всей выработки (буровой заходки). В результате образуется густая сеть буровых выработок (заходок) большого поперечного сечения, что, естественно, требует соответствующих затрат и удорожает добычу. По этим причинам отбойку параллельными скважинами применяют

в устойчивых труднодробимых рудах, когда повышенные затраты на отбойку компенсируются уменьшением расходов на вторичное дробление негабарита.

Наиболее распространено веерное расположение скважин в слое (скважины расходятся веером из одной точки). В этом случае станок переставляют только для бурения скважин в следующем веере. Поэтому, во-первых, резко сокращаются затраты времени на перестановку станка и возрастает выработка бурильщика за смену. Во-вторых, необходимо меньшее число буровых выработок. Недостатки отбойки веерными скважинами связаны с неравномерным размещением ВВ по площади забоя. Так как вблизи буровой выработки скважины расположены густо, некоторые из них заряжают не полностью (повышенный расход скважин на отбойку), а по краям забоя расстояние между концами скважин составляет около полутора л.н.с., и качество дробления здесь невысокое (велик выход негабарита). Для бурения скважин применяют следующее оборудование: колонковые перфораторы (веерные скважины), буровые станки с погружными пневмоударниками (параллельные, параллельно-сближенные и веерные скважины), самоходные бурильные установки (в основном веерные скважины), иногда станки шарошечного бурения (веерные скважины).

Заряжание скважин производят почти исключительно установками для пневмозаряжания, при этом используют гранулированные ВВ различных типов.

Технико-экономические показатели отбойки скважинами:

- производительность труда бурильщика составляет от 30–50 м³/смену в крепких рудах до 250–300 м³/смену в рудах средней крепости;
- удельный расход ВВ изменяется от 1,5 до 0,5 кг/м³, причем при отбойке веерными скважинами удельный расход ВВ на 10–15% выше, чем при отбойке параллельными;
- выход руды составляет 4–5 м³/м крепких рудах и 15–20 м³/м в рудах средней крепости;
- выход негабарита в зависимости от свойств руды изменяется на различных рудниках от 3 до 15% и выше.

Область применения скважинной отбойки — мощные (более 6–8 м) рудные залежи достаточно устойчивых руд обычно средней ценности, т. к. точность отбойки руды скважинами (особенно веерными) по контакту с пустыми породами невысокая, что связано с повышением разубоживания.

Минная отбойка.

Как основной способ отбойки распространена мало. Ее применяют в основном для обрушения целиков, в которых уже есть или могут быть проведены горные выработки. Заряды ВВ, масса которых достигает сотен килограммов, размещают на почве выработок или в их ответвлениях (минных карманах) насыпью или в мешках. Расстояние между зарядами достигает 8–12 м. Перед взрыванием заряды иногда засыпают забойкой из дробленой породы для увеличения эффективности разрушения массива.

Механическая отбойка применяется в основном при выемке руд и пород с применением самоходных шарошечных комбайнов.

Самообрушение руды. Это наиболее дешевый вид отбойки. Под рудным массивом проводят сеть пересекающихся выработок, отдельных между собой наибольшими целиками. Затем на определенной площади целики разрушают (взрывают), вследствие чего рудный массив снизу лишается опоры (подсекается). Под действием собственного веса и давления налегающих пород рудный массив начинает рас- трескиваться (как говорят, «созревать») и затем обрушаться. Увеличивая площадь подсечки, можно развивать самообрушение массива.

Наиболее благоприятна для самообрушения руда, разбитая частой сетью трещин, однако достаточно устойчивая для того, чтобы в ней можно было сохранять горные выработки. Такие условия довольно редки, поэтому разработка руд с использованием самообрушения распространена мало. За рубежом самообрушение руд применяют в единичных случаях на рудниках Чили, США и ФРГ.

Выпуск руды

Выпуск — это перемещение отбитой руды под действием собственного веса и под воздействием погрузочных и доставочных машин из очистного пространства в доставочные или транспортные выработки. Выпуск руды применяют, если доступ людей в очистное пространство запрещен или невозможен, т. е. очистное пространство представляет собой бункер, заполненный отбитой рудой.

Применяют следующие способы выпуска руды: *донный* — через специальные выработки в днище (основании) очистных блоков; *торцевой* — через торец выработки.

Выработки для донного выпуска руды — *воронки и траншеи* (рис. 3).

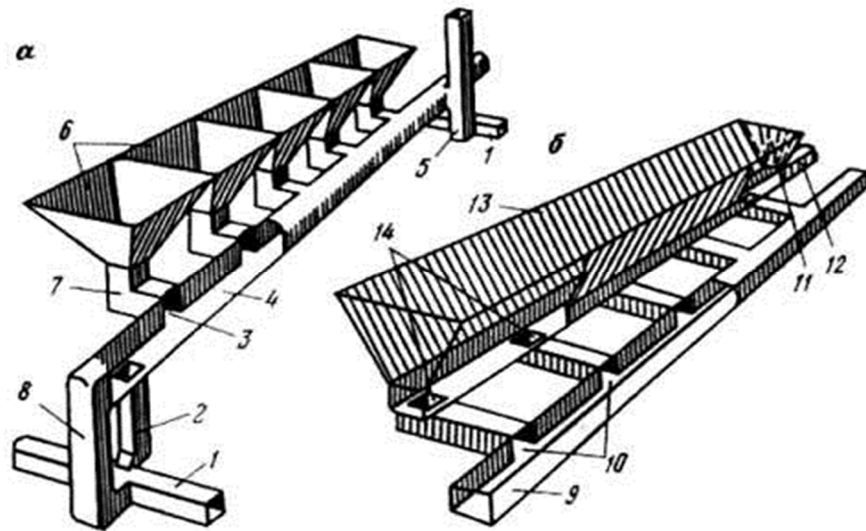


Рис.3. Схемы оснований блоков в виде воронок (а) и траншеи (б) при донном выпуске руды: 1 — откаточные орты; 2 — рудоспуск; 3 — выпускная выработка; 4 — скреперный штрек; 5 — вентиляционный восстающий; 6 — воронки; 7 — дучка; 8 — ходовой восстающий; 9 — откаточный штрек; 10 — ниши для погрузочной машины; 11 — веер взрывных скважин для образования траншеи; 12 — траншейный штрек; 13 — траншея; 14 — выпускные отверстия в почве траншейного штрека

Воронка — углубление в днище (основании) блока в форме перевернутого конуса или цилиндра. В основании воронки проходят выработку (выпускную дучку), соединяющую очистное пространство через полость воронки с доставочным или транспортным горизонтом.

Воронки образуют посредством шпуровой отбойки, что связано с повышением затрат, однако их размеры и форму легко приспособить к изменению мощности рудного тела и вследствие этого уменьшить потери руды.

Траншеи имеют сходящиеся к низу стенки. Для их образования в основании проходят траншейную выработку, из которой выбуривают вертикальные веера скважин и взрывают их, как правило, одновременно с отбойкой руды в блоке (в отличие от воронок, которые обычно образуют заблаговременно). К траншее снизу подводят погрузочные выработки, через которые ее соединяют с доставочным или транспортным горизонтом. Затраты на образование траншей меньше, чем на образование воронок. Однако из-за прямолинейной формы и использования для отбойки более мощных скважинных зарядов их применяют, как правило, при разработке мощных залежей устойчивых руд.

При взрывной отбойке руды почти не удастся избежать выхода негабаритных кусков. Поэтому очистная выемка обычно сопровождается вторичным дроблением негабарита.

Вторичное дробление — осуществляют либо в очистном пространстве, если там работают люди, либо в выпускных, погрузочных или доставочных выработках.

Наиболее часто применяют взрывное дробление негабарита. При дроблении накладными зарядами их кладут на кусок негабарита и присыпают сверху забойкой (глиной с песком или мелкой породой). При взрыве накладных зарядов образуются мелкие осколки, которые могут повредить крепь, оборудование, кабели или трубы. Расход ВВ составляет при этом до 1,5–2 кг на 1 м³ негабарита.

Шпуровые заряды позволяют лучше использовать энергию взрыва, поэтому удельный расход ВВ снижается в 3–4 раза по сравнению с использованием обычных накладных зарядов. Однако при этом необходимо дополнительное время на бурение шпуров.

В последние годы все более широкое применение при дроблении негабарита находят кумулятивные накладные заряды, в которых используется эффект концентрации энергии взрыва вдоль оси сферической выемки, создаваемой в заряде. Этот способ дробления негабарита обладает всеми достоинствами обоих рассмотренных выше способов и практически лишен их недостатков.

Из-за неудобств, связанных с взрывным дроблением негабарита на рудниках, все чаще применяют установки для механического дробления — гидро или пневмоударники. Обычно они стационарные, на консоли, поэтому используются, как правило, у рудоспусков. Кроме того, выпускают образцы самоходных машин для дробления негабарита, оснащенные гидроударниками, которые могут работать непосредственно в забоях.

Ликвидация зависаний. При выпуске отбитой руды из очистного пространства в выпускных отверстиях образуются зависания — застревания крупных кусков или заклинивание нескольких мелких. Зависания возникают тем чаще, чем больше в руде негабарита. Для ликвидации зависания над выпускным отверстием под них подводят на шестах заряд ВВ — фугас массой от нескольких килограммов до десятков килограммов ВВ. При взрыве фугаса одновременно дробятся и негабариты, застрявшие в выпускном отверстии.

Лекция №10

Доставка руды. Управление горным давлением. Организация очистных работ.

Доставка — перемещение отбитой руды из забоя в средства подземного транспорта. На нее приходится от 30 до 50 % всех затрат на очистную выемку в блоках.

Доставку руды можно осуществлять:

- под действием собственного веса отбитой руды — самотечная;
- специальными машинами и оборудованием — механизированная;
- силой взрыва — взрывная.

В пределах очистных блоков (панелей) доставка включает в себя ряд взаимосвязанных операций (в том числе, как правило, вторичное дробление негабарита, а при донном выпуске — и ликвидацию завесаний). Причем обычно сочетается несколько способов доставки.

Самотечная доставка руды осуществляется по очистному пространству или по рудоспускам.

Самотечную доставку по очистному пространству применяют довольно широко. Так как при этом оно выполняет роль бункера для отбитой руды, то после самотечной доставки по очистному пространству следуют ее выпуск и погрузка в транспорт или механизированная доставка по почве доставочных выработок.

Самотечную доставку руды по рудоспускам применяют на многих рудниках. Длина рудоспусков меняется от нескольких до сотен метров (Тырныаузский вольфрамо-молибденовый комбинат). Для беспрепятственного движения руды по рудоспускам угол их наклона должен быть не менее 55–60°, а его диаметр — в 3–4 раза больше размера кондиционного куска.

Механизированная доставка руды. Механизированная доставка включает в себя погрузку (совмещаемую с выпуском после самотечной доставки), собственно доставку и разгрузку. Возможны случаи, когда доставка заключается только в погрузке в транспортные средства.

При механизированной доставке применяют или только погрузочные машины (погрузка в транспорт), или комплексы погрузочных и саморазгружающихся доставочных машин, или, наконец, комбинированное погрузочно-доставочное оборудование.

На рудниках, разрабатывающих металлические руды, *погрузку руды* непосредственно в транспортные средства применяют при очистной выемке довольно широко. Основным видом погрузочного оборудования при этом являются установки непрерывного действия — питатели (главным образом, вибрационные), выпускающие руду из воронок или траншей и грузящие ее в вагоны электровозного транспорта.

Широкое распространение получили на рудниках цветной металлургии *комплексы из самоходных погрузочных и доставочных машин*. Например, на рудниках Джезказганского и Ачисайского комбинатов в Казахстане применяют комплексы экскаватор — автосамосвал, погрузочная машина с нагребными лапами типа ПНБ — автосамосвал. А на Тырнаузском комбинате на Кавказе и на Абаканском руднике успешно используют комплекс вибропитатель — автосамосвал. Производительность этих комплексов в зависимости от длины доставки достигает до 800–1200 т/смену. На рудниках Джезказганского ГМК при доставке в очистном пространстве хорошо зарекомендовали себя комплексы, состоящие из ковшового погрузчика с ковшом вместимостью 3–4 м³ и автосамосвала. Комплексы погрузочная машина–автосамосвал применяют для доставки руды по очистному пространству высотой не менее 3 м при погрузке руды погрузочными машинами типа ПНБ и не менее 5 м при погрузке экскаваторами и ковшовыми погрузчиками. Длина доставки автосамосвалами — 400–1000 м.

К погрузочно-доставочному оборудованию относят скреперные установки, самоходные погрузочно-доставочные (ПД) и погрузочно-транспортные (ПТ) машины.

Скреперные установки вследствие конструктивной простоты и невысокой стоимости являются на многих, особенно небольших рудниках наиболее распространенным оборудованием для доставки руды (рис.1). Их успешно применяют в узких забоях, небольшой мощности залежах и при ограниченном поперечном сечении доставочных выработок. Мощные установки

обычно используют при донном выпуске в рудных телах значительной мощности. Руду скреперуют на расстояние 10–30 м в рудоспуск или через полук (настил с грохотом) непосредственно в вагоны. Иногда руду под уклон скреперуют мощными установками на расстояние до 150 м и более. В целом использование скреперных установок наиболее эффективно при разработке маломощных рудных тел, залежей с малыми запасами, расположенными на некотором расстоянии от основных запасов шахтного поля, а также на рудниках с невысокой годовой производительностью и при разработке неустойчивых руд, когда необходимо проведение выработок минимального поперечного сечения, в которых не может работать другое (например, самоходное) оборудование.

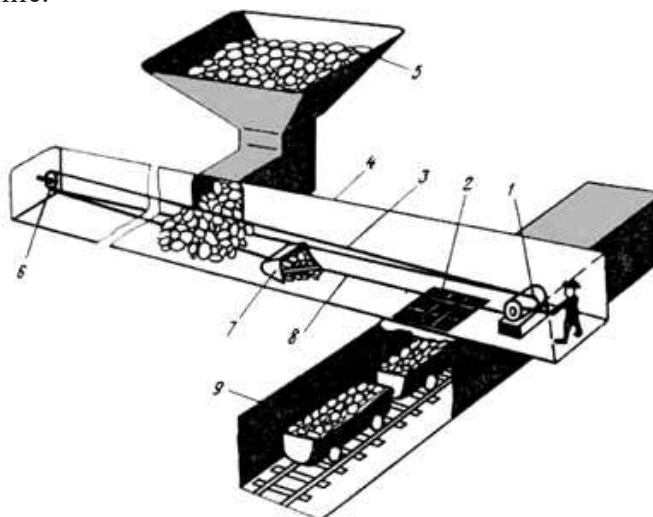


Рис. 1. Схема скреперной доставки и погрузки руды:

1 — скреперная лебедка; 2 — грохот; 3 — холостая ветвь каната; 4 — скреперная выработка; 5 — воронка; 6 — хвостовой блок; 7 — скреперный ковш; 8 — рабочая ветвь каната; 9 — транспортная выработка

Наиболее универсальные виды самоходного оборудования для доставки руды — погрузочно-доставочные (ПД) и погрузочно-транспортные (ПТ) машины. Выпускают несколько типоразмеров такого оборудования. Например, машины типа ПД имеют грузоподъемность от 2 до 12 т (5 типоразмеров), а машины типа ПТ — от 2,5 до 20 т (5 типоразмеров). Скорость движения машин ПД и ПТ составляет в среднем 6–10 км/ч из-за сложности трассы и неровности почвы доставочных выработок, которые к тому же нередко имеют уклон до 10–12°. Производительность ПД (рис. 2) и ПТ машин снижается при увеличении длины доставки.

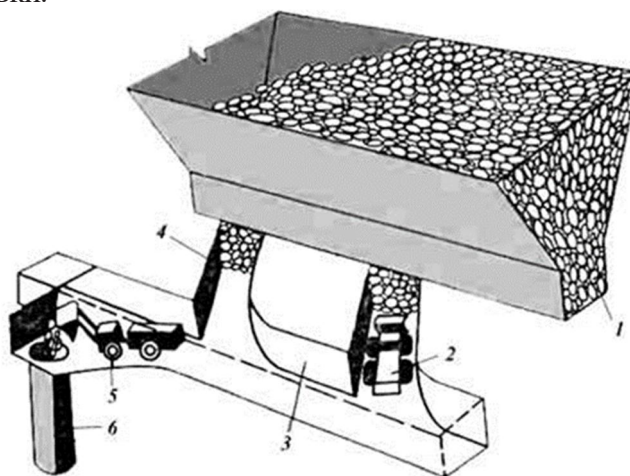


Рис. 2. схема доставки руды до рудоспуска ковшовыми погрузочно-доставочными машинами типа ПД: 1 — траншея; 2 — погрузочно-доставочная машина под погрузкой; 3 — доставочная выработка; 4 — погрузочный заезд; 5 — погрузочно-доставочная машина на разгрузке у рудоспуска; 6 — рудоспуск

В зависимости от грузоподъемности (вместимости ковша) машин типа ПД оптимальная длина доставки изменяется от 50–80 до 250–300 м. При этом их производительность может достигать 600–1200 т/смену. Машины типа ПТ при одинаковой грузоподъемности с машиной типа ПД имеют меньшие размеры и могут проходить по выработкам меньшего поперечного сечения. Их выгоднее применять при длине доставки от 100 до 500 м и более мелком дроблении.

Взрывная доставка (рис. 3) применяется в условиях, где невозможны или нецелесообразны другие ее виды (самотечная, механизированная), например, при разработке наклонных залежей с углом падения от 15 до 45°.

Руду отбивают веерными или параллельными скважинами в направлении падения залежи. Вследствие метательного действия взрывных газов, обладающих высоким давлением, отбитая руда отбрасывается вниз по падению залежи в воронки на расстояние от 20 до 60 м. Это расстояние тем значительнее, чем больше угол падения и мощность залежи. Часть руды падает на почву залежи на более близком расстоянии, и со временем там накапливаются довольно значительные остатки, причем они тем больше, чем меньше угол падения и больше длина доставки. Эта руда препятствует взрывной доставке, поэтому время от времени почву очистного пространства зачищают от остатков руды скрепером или бульдозером, который на канате прикрепляют к лебедке, установленной на верхнем горизонте. Бульдозером управляют дистанционно из буровой выработки, т. к. вход в открытое очистное пространство запрещен.

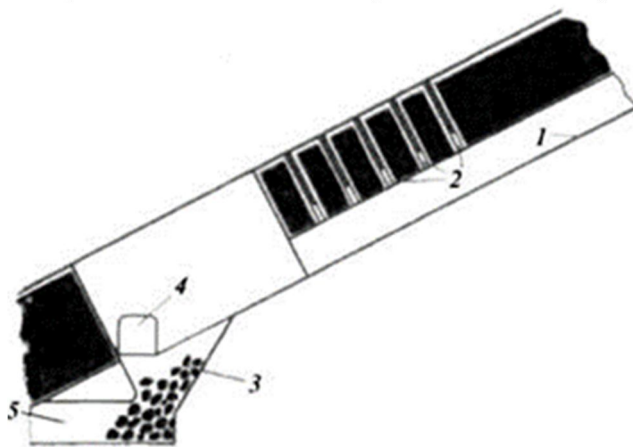


Рис. 3. Взрывная доставка руды:

- 1 — выработка для бурения скважин (буровой восстающей);
 2 — скважины; 3 — выработка для приема отбитой руды;
 4 — штрек для образования отрезной щели; 5 — выработка для погрузки руды

Управление горным давлением.

Нетронутый массив руд или пород находится в равновесном напряженном состоянии, которое нарушается после проведения в массиве горных выработок. Массив при этом обнажается, и часть его лишается естественной опоры, вследствие чего происходит *перераспределение напряжений*. Если породы или руды неустойчивы, они могут обрушиться в сторону обнажения. Если же массив сложен устойчивыми породами, то характер их поведения зависит от размеров обнажения.

При наличии опор с двух сторон обнажения породы как бы прогибаются в сторону свободного пространства. При этом испытывают растягивающие напряжения, сопротивление которым почти в 10 раз меньше, чем сопротивление пород сжимающим напряжениям. Вследствие этого начинается растрескивание массива, которое может переходить в обрушение. Обрушение обычно прекращается; когда над выработанным пространством образуется устойчивая куполообразная выемка — свод естественного равновесия. Давление налегающей толщи передается на опоры этого свода, и по бокам выработанного пространства возникают зоны повышенного опорного давления. При небольшой глубине или при значительной ширине выработанного пространства купол свода может достигать поверхности. При наличии над выработанным пространством устойчивой кровли, а также при выемке руды сплошным фронтом

позади забоя образуется нависающая плита (консоль) из устойчивых пород, опорой которой служит забой. Эта плита под действием собственного веса и давления вышележащей толщи стремится опуститься в выработанное пространство, чему препятствует массив руды в забое. Поэтому в призабойной зоне массива также возникает повышенное опорное давление (рис. 4).

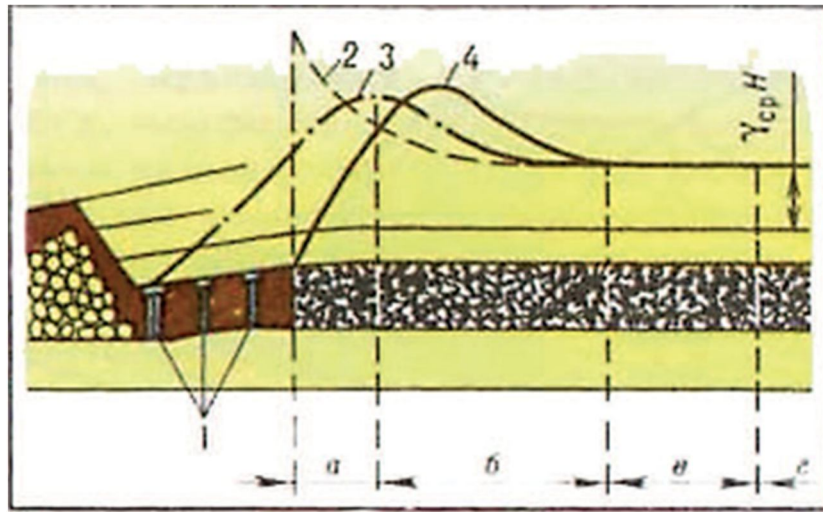


Рис.4. Общий характер распределения опорного горного давления в вертикальной плоскости при выемке пологого рудного тела: а — подзона пониженных напряжений, сравнимых с $\gamma_{ср}H$; б — повышенных напряжений; в — вторая подзона пониженных напряжений; г — напряжений, близких к $\gamma_{ср}H$; 1 — крепь очистного забоя; 2, 3, 4 — кривые распределения опорного давления

Опорное давление может в несколько раз превышать горное давление на данной глубине в нетронутом массиве. Когда величина опорного давления становится больше сопротивления массива сжатию, он разрушается. В хрупких породах разрушение имеет взрывообразный характер и называется породным вывалом, а при больших масштабах разрушения - горным ударом. Это крайне опасное явление, приводящее к катастрофическим последствиям.

Для избежания нежелательных или опасных последствий горным давлением при очистной выемке управляют различными способами:

- естественным поддержанием очистного пространства;
- обрушением налегающих пород;
- искусственным поддержанием очистного пространства.

Естественное поддержание очистного пространства заключается в предохранении от обрушения налегающей толщи с помощью целиков — участков рудного массива, выполняющих роль опор. При пологом и наклонном залегании целики имеют форму столбов квадратного, прямоугольного, круглого поперечного сечений (столбчатые целики) или сплошных стен (ленточные целики). При крутом падении целики оставляют сплошными. Размеры столбчатых целиков в плане могут изменяться от 3 до 8 м при расстоянии между их осями от 6 до 20 м. Сплошные целики при крутом падении располагают через 30–100 м, их поперечные размеры достигают 6–30 м. Естественное поддержание очистного пространства возможно при устойчивых рудах и породах и глубине разработки не более 1000–1500 м.

Поддержание выработанного пространства путем оставления целиков руды применяется при разработке месторождений с устойчивыми рудами и вмещающими породами. Чаще целики оставляют временно, с последующим их извлечения. Достоинством поддержания выработанного пространства целиками являются простота осуществления, надежность и безопасность работы. Недостаток — большие потери, особенно когда целики не извлекаются.

При обрушении налегающих пород целики и крепление отсутствуют, отбитую руду в основном выпускают под обрушенными породами. Это приводит к перемешиванию руды с пустыми породами, ее обеднению (разубоживанию). Его можно применять только в том случае, когда допустимо обрушение поверхности, а во вмещающих породах, находящихся в зоне обрушения, отсутствуют водоносные слои и пльвуны, которые через обрушение могут прорваться в подземные выработки и затопить их. Недопустимо также, чтобы отбитая руда слеживалась или самопроизвольно возгоралась (руды с высоким содержанием серы).

Искусственное поддержание очистного пространства осуществляют крепями различных конструкций или закладкой. Крепь применяют для сохранения очистного пространства только на время очистной выемки. Как правило, используют деревянную крепь как самую дешевую, изредка металлическую в виде стоек и рам. При добыче руды механизированными комплексами применяют передвижную механизированную металлическую крепь. Искусственное поддержание очистного пространства крепями применяют в неустойчивых рудах и породах.

Искусственное поддержание очистного пространства может осуществляться путем закладки — заполнением выработанного пространства различными материалами для предотвращения его обрушения.

По виду материала, служащего для закладки, и способу его размещения в выработанном пространстве различают сухую (сыпучую), гидравлическую и твердеющую (монолитную) закладку.

Организация очистных работ.

Высота этажа — это расстояние между подошвами выработок основного горизонта рассматриваемого этажа и основного горизонта вышележащего этажа по вертикали.

При разработке рудных месторождений высоту этажа принимают от 30 до 100 м, очень редко больше.

На выбор высоты этажа влияет много факторов. Наиболее важные из них следующие: мощность, длина и угол падения месторождения, физико-механическая характеристика руды и вмещающих пород, применяемая система разработки, стоимость проходки горно-капитальных и подготовительных выработок основного горизонта.

Этаж для очистной выемки, как правило, делят на блоки, которые вводят в разработку в определенном порядке.

Высота блока равна высоте этажа. Длина блока по простиранию принимается от 30 до 100 м, редко больше. В большинстве случаев восстающие располагают на флангах блока.

Длина блока зависит от многих факторов, прежде всего от системы разработки, мощности рудного тела и способа доставки добытой руды.

Применяются следующие схемы выемки очистных блоков в этаже.

Отработка блоков прямым ходом, когда очистные блоки отрабатываются от ствола к границам шахтного поля. Откаточный штрек здесь проводится параллельно отработке очередного блока, с некоторым опережением.

Отработка блоков обратным ходом, когда очистные блоки отрабатываются от границ поля к стволу. Порядок подвигания очистной выемки — обратный предыдущему. Откаточный штрек проводится перед началом очистной выемки до границ поля.

комбинированная выемка представляет сочетание двух предыдущих схем. Она позволяет использовать в определенных условиях достоинства прямого и обратного хода.

Очистная выемка блоков прямым ходом ведется до тех пор, пока не закончена проходка основного штрека до границ шахтного поля; после достижения штреком границ шахтного поля вместе с этим развивается и выемка блоков обратным ходом; одно крыло шахтного поля (например, более длинное) отрабатывается прямым ходом, а другое (короткое или с менее устойчивыми породами) — обратным ходом.

выемка этажа одновременно по всему простиранию заключается в одновременной разработке всех блоков этажа.

Часто время начала и окончания выемки отдельных блоков не совпадает, но в стадии полного развития очистная выемка происходит одновременно во всех блоках этажа.

выемка блока снизу вверх. Очистная выемка блока начинается снизу от выработок основного горизонта. Вынимаемые слои руды располагаются горизонтально или наклонно.

Различные варианты такого порядка очистной выемки имеют в практике широкое распространение.

выемка блока сверху вниз (нисходящая выемка) осуществляется в порядке, обратном предыдущему. В этом случае очистное пространство заполняется закладкой, остается открытым либо заполняется обрушаемыми вслед за выемкой вмещающими породами.

комбинированная выемка — снизу и сверху. Блоки, обычно через один, обрабатываются снизу вверх, а расположенные в промежутках между ними — сверху вниз, во вторую стадию. Комбинированная выемка обычно применяется при разработке мощных рудных тел.

Принято различать два способа очистной выемки руды из месторождения: валовую и раздельную.

валовой называют совместную выемку нескольких разновидностей или сортов руды из месторождения в пределах блока. К валовой относят также совместную выемку руды и пустых пород, когда последние по горнотехническим условиям приходится неизбежно извлекать одновременно с рудой.

Раздельной называют выемку, при которой разные сорта руды или руда и прослойки пустых пород в блоке извлекаются и выдаются раздельно. В очень тонких рудных телах раздельной называют отбойку и выдачу руды и породы отдельно.

Валовая выемка имеет большие преимущества перед раздельной, осуществление ее значительно проще и возможно в любых горно-геологических условиях, поэтому она имеет более широкое применение, чем раздельная.

К преимуществам валовой выемки относятся: простота производства горных работ и возможность применять более эффективные системы разработки и удешевить стоимость добычи руды; высокая интенсивность разработки; возможность применять мощные средства механизации; повышение общего количества извлекаемых из недр полезных компонентов, когда добываемые с рудой породы являются рудоносными.

Вместе с этим валовая выемка имеет и существенные недостатки, которые проявляются тем сильнее, чем больше при валовой выемке примешивается к руде пустых или имеющих непромышленное содержание полезных компонентов пород.

Валовая выемка вследствие пониженного содержания полезных компонентов в добытой руде часто приводит к значительному росту затрат на транспорт и переработку руды, отнесенных на весовую единицу извлеченного полезного компонента.

По этой же причине снижается коэффициент извлечения полезных компонентов при переработке.

Раздельная выемка имеет ряд серьезных достоинств. В частности, при раздельной выемке обычно требуются меньшие затраты на строительство предприятия той же производственной мощности по конечной продукции. Иногда сокращаются сроки пуска предприятия в эксплуатацию и длительность периода полного освоения проектной мощности; благодаря лучшему качеству руды понижается стоимость ее транспорта и переработки на весовую единицу извлеченного полезного компонента. В некоторых случаях благодаря раздельной выемке удается избежать обогащения добытой руды, направляя ее сразу в металлургический передел.

К числу недостатков можно отнести рост стоимости руды вследствие необходимости применения систем с низкой производительностью труда и меньшим размером добычи руды и полезного компонента.

Применение раздельной выемки может оказаться целесообразным только при определенных благоприятных условиях (четкие контакты руды и породы, высокое качество руды, малая мощность рудных тел и т. п.).

Лекция №11

Системы разработки пластовых (угольных) месторождений и их классификация. Системы разработки с длинными очистными забоями. Системы разработки с короткими очистными забоями.

Система разработки — определенный порядок ведения подготовительных и очистных работ в пределах разрабатываемой части пласта, увязанный в пространстве и времени. Этими частями могут быть этаж (подэтаж), панель, ярус (подъярус).

Рациональная система разработки пласта должна удовлетворять следующим требованиям:

- обеспечивать безопасность ведения горных работ;
- обуславливать высокий уровень технико-экономических показателей;
- иметь минимальные потери.

Под технико-экономическими показателями понимают наибольший уровень производительности труда и минимальную себестоимость добычи полезного ископаемого.

Факторы, влияющие на выбор системы разработки:

- форма залегания, строение, мощность и угол падения пласта;
- свойства угля и вмещающих пород;
- газоносность и обводненность месторождения;
- склонность угля к самовозгоранию;
- склонность угольных пластов к горным ударам, внезапным выбросам угля и газа;
- глубина горных работ;
- средства механизации подготовительных и очистных работ.

Наибольшее влияние на выбор системы разработки оказывают мощность и угол падения пласта. От мощности пласта зависит решение таких вопросов, как способ проведения и поддержания горных выработок, выбор технологии очистных работ, возможность разработки пласта на полную мощность или необходимость деления его на слои, крепление очистной выработки и управление горным давлением. Выбор средств механизации очистных работ, крепления и управления кровлей во многом зависит и от угла падения пласта. Этот фактор является решающим при выборе средств доставки угля в забой при его расположении по падению пласта. Его также учитывают при выборе формы и длины очистного забоя.

Свойства вмещающих пород являются решающим фактором при выборе способа управления горным давлением (управления кровлей), а также поддержанием выемочных выработок и их расположения. Они оказывают существенное влияние на выбор средств механизации очистных работ.

Такой фактор, как склонность угля к самовозгоранию, обуславливает необходимость принятия таких решений, которые обеспечивали бы резкое снижение потерь угля. На удароопасных пластах необходимо избегать таких ситуаций, когда в угольных целиках и краевых зонах проявляется повышенная концентрация напряжений.

Перечисленные факторы, как правило, оказывают комплексное влияние на выбор систем разработки и их параметров.

Разнообразие горно-геологических условий залегания угольных пластов предопределяет применение различных систем разработки и их вариантов. Системы разработки пластовых месторождений можно представить в виде следующей *классификации*.

1. Системы разработки с выемкой пласта на полную мощность.

1.1. С длинными очистными забоями (сплошные, столбовые, комбинированные).

1.2. С короткими очистными забоями (столбовые, камерные, камерно-столбовые, подэтажные штреки, полосы и заходки).

2. С разделением пласта на слои (наклонные, горизонтальные и поперечно-наклонные).

Системы разработки с выемкой пласта на полную мощность характеризуются относительной простотой, т. к. все подготовительные выработки располагаются в плоскости пласта. Системы разработки с разделением пласта на слои конструктивно более сложны и

многообразны. Около 75 % подземной добычи угля дают столбовые системы разработки с длинными очистными забоями.

Сплошная система разработки характеризуется одновременным ведением подготовительных и очистных работ в выемочном поле. Забои откаточного (конвейерного) и вентиляционного штреков, формирующих выемочное поле, движутся в том же направлении, что и очистной забой.

В зависимости от наклонной высоты этажа (яруса) в нем может размещаться один или два-три очистных забоя. Если в пределах этажа (яруса) размещается очистной забой, то такой вариант сплошной системы разработки называется лава-этаж (лава-ярус). Если возникает необходимость размещения в этаже по падению двух-трех очистных забоев, то этаж делят на подэтажи. В связи с изложенным и с учетом угла падения пластов существуют различные варианты сплошной системы разработки: на пологих и наклонных пластах — лава-этаж или с разделением этажа на подэтажи при этажной подготовке, лава-ярус — при панельной подготовке; на крутонаклонных и крутых пластах — лава-этаж или с разделением этажа на подэтажи с прямолинейной или потолкоуступной формой забоя.

Достоинствами сплошной системы разработки являются быстрый ввод в эксплуатацию очистных забоев и возможность размещения в шахте пустой породы, получаемой при проведении подготовительных выработок. Основные недостатки: сложность совмещения подготовительных и очистных работ в одном выемочном поле; большие затраты на поддержание подготовительных выработок; отсутствие доразведки условий залегания угольного пласта; утечки воздуха через выработанное пространство.

Столбовая система разработки — это такая система, при которой часть пласта в пределах этажа или яруса до начала очистных работ оконтуривается подготовительными выработками, в результате чего образуются столбы. В зависимости от ориентировки столба относительно элементов залегания пласта различают длинные столбы по простиранию, длинные столбы по падению (восстанию), диагональные столбы (рис. 1, 2.).

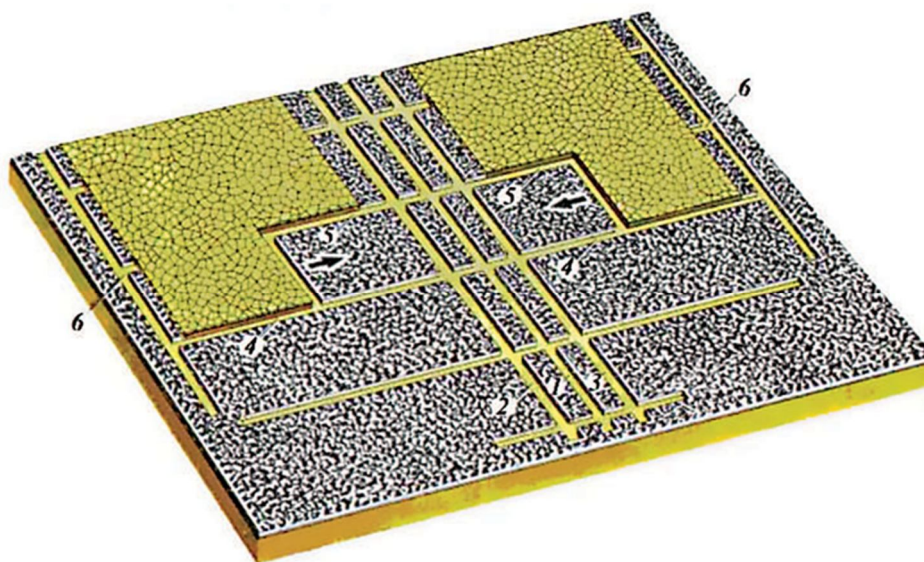


Рис. 1. Система разработки длинными столбами по простиранию:

- 1 — конвейерный уклон; 2 — вспомогательный уклон; 3 — людской уклон;
4 — ярусный конвейерный штрек; 5 — ярусный вентиляционный штрек;
6 — фланговый уклон

Наиболее распространенными являются разновидности системы разработки длинными столбами по простиранию: на пологих и наклонных пластах — лава-этаж или с разделением этажа на подэтажи при этажной подготовке, лава-ярус — при панельной подготовке; на крутонаклонных и крутых пластах — лава-этаж или с разделением этажа на подэтажи

Наиболее распространенными разновидностями столбовой системы разработки являются *длинные столбы по простиранию* при панельной подготовке (вариант лава-ярус) и с разделением этажа на подэтажи.

На пологих пластах средней мощности широко применяют систему разработки длинными столбами по простиранию при панельной подготовке, которая характеризуется многообразием применяемых вариантов.

Иногда применяют такие разновидности, у которых просматриваются признаки сплошных и столбовых систем разработки. Это *комбинированные системы разработки*. Систему разработки длинными столбами по простиранию применяют при любых углах падения на пластах средней мощности, а на пологих пластах при комплексно-механизированной выемке — до 5–6 м. Ее преимущество состоит в том, что снижаются затраты на поддержание подготовительных выработок, обеспечиваются доразведка условий залегания угольного пласта и независимое ведение подготовительных и очистных работ. Недостатки: более поздний срок ввода в эксплуатацию выемочных полей и более сложная схема проветривания.

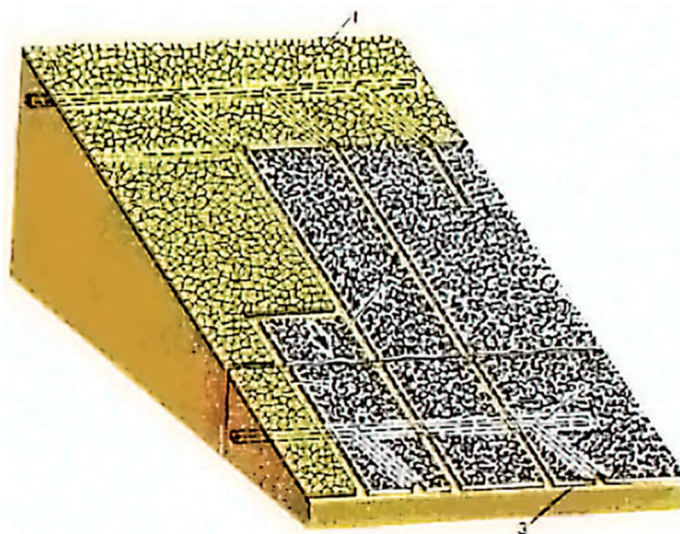


Рис. 2. Система разработки длинными столбами по падению.

- 1 — главный полевой вентиляционный штрек; 2 — главный полевой транспортный штрек;
3 — воздухоподающий штрек; 4 — конвейерный бремсберг;
5 — вентиляционный бремсберг

Разновидностью столбовой системы является щитовая система разработки, применяемая преимущественно на мощных крутых пластах (рис.3). Она представляет собой систему длинных столбов по простиранию с выемкой пласта на полную мощность полосами по падению под перекрытием специальной щитовой крепи конструкции Н.А. Чинакала.

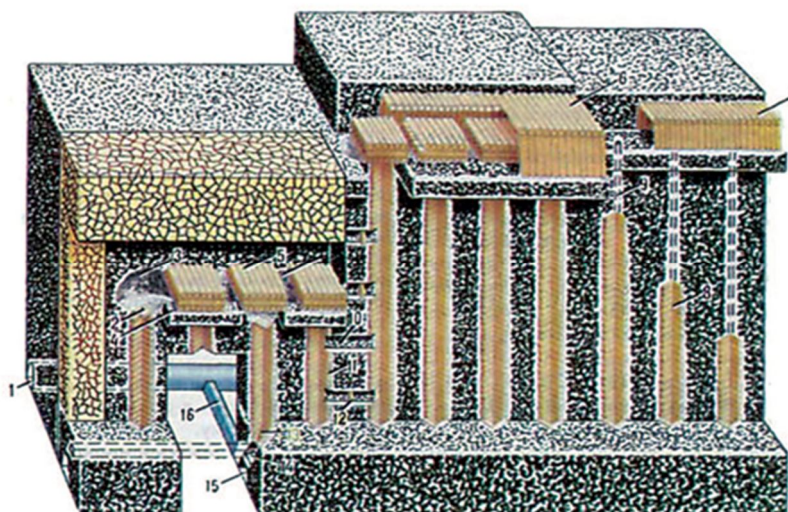


Рис. 3. Схема щитовой выемки мощного крутого угольного пласта:
 1 — групповой полевой откаточный штрек; 2 — предохранительный полук; 1 — подщитовой забой; 4 — канава; 5 — щит; 6 — монтажная камера; 7 — вентиляционный штрек; 8 — углеспускная печь в подготавливаемом столбе; 9 — вентиляционная скважина; 10 — сбойка; 11 — ходовая печь; 12 — перемычка; 13 — бункер; 14 — параллельный штрек; 15 — откаточный штрек; 16 — квершлаг

Достоинствами щитовой системы разработки являются: отсутствие в технологическом цикле работ по креплению забоя и управлению кровлей, использования крутого падения для доставки угля, сравнительно высокие технико-экономические показатели. Недостатки: значительные эксплуатационные потери, достигающие 25–30%; большой объем подготовительно-нарезных работ (40–45 м на 1000 т добычи), необходимость выдержанных элементов залегания пласта, забучивание печей, высокая пожароопасность.

Системы разработки с короткими очистными забоями.

К системам разработки с короткими забоями относят системы, длина очистных забоев которых не превышает 20 м. Основной особенностью и преимуществом технологии выемки угля в коротких забоях является упрощение или полное отсутствие работ по креплению и управлению кровлей. Основной недостаток – большие потери угля, достигающие до 20-40 %. Наибольшее развитие выемка угля в коротких забоях получила на шахтах США, Канады и Австралии.

К таким системам разработки относятся:

система разработки короткими столбами;

система разработки длинными столбами с выемкой полосами по падению;

камерная система разработки;

камерно-столбовая система разработки;

камерная система разработки подэтажными штреками.

Характерной особенностью систем разработки короткими столбами является деление выемочного поля подготовительными выработками на короткие столбы, имеющие форму, близкую к квадрату (рис.4).

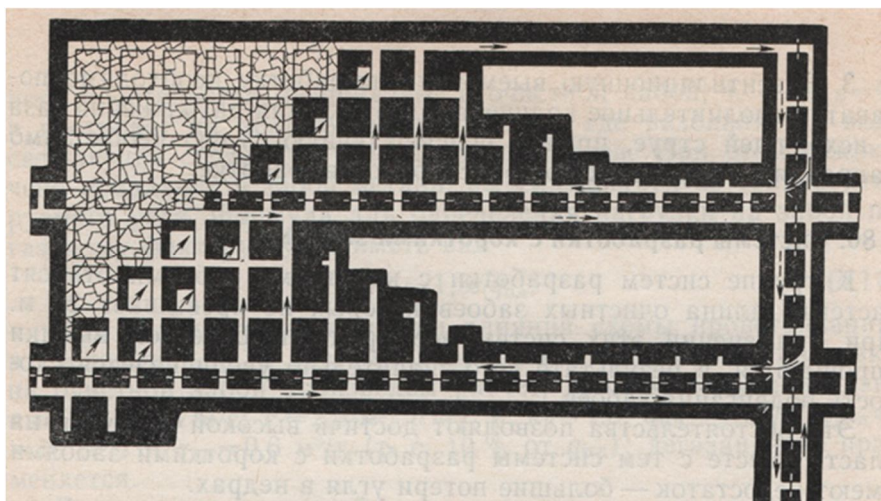


Рис.4. Система разработки короткими столбами

Отработку столбов производят отдельными камерами с оставлением между ними целиков угля. Крепление или полностью отсутствует, или выполняется в минимальном объеме.

Система разработки длинными столбами с выемкой полосами по падению – представляют собой длинные столбы по простиранию с отработкой выемочного столба полосами шириной 16-18 м по падению (рис.5.). Отработка полос может вестись с оставлением целиков и без оставления их между соседними полосами. Для крепления выработанного пространства используется штанговая крепь, а в ряде случаев выемка производится без крепления.

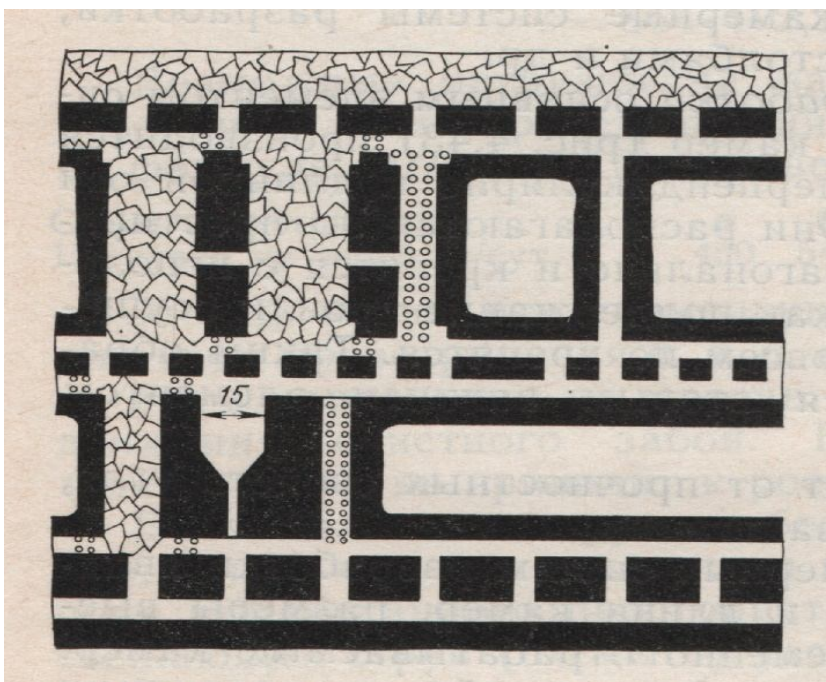


Рис.5. Система разработки длинными столбами с выемкой полосами по падению

Камерная система разработки. Основным элементом системы является камера. Выемка камер производится прямым ходом, обратным или перпендикулярно к длинной оси камеры (поперечная выемка) (рис.6). Они располагаются по простиранию, падению (восстанию) и диагонально и крепятся с использованием штанговой крепи, так как поддержание кровли осуществляется целиками угля, или совсем не крепятся. Таким образом, угольные целики являются вторым важным элементом камерных систем разработки.

Основными параметрами камерных систем разработки являются: ширина целиков, ширина и длина камер, размеры выемочных участков, число одновременно обрабатываемых камер.

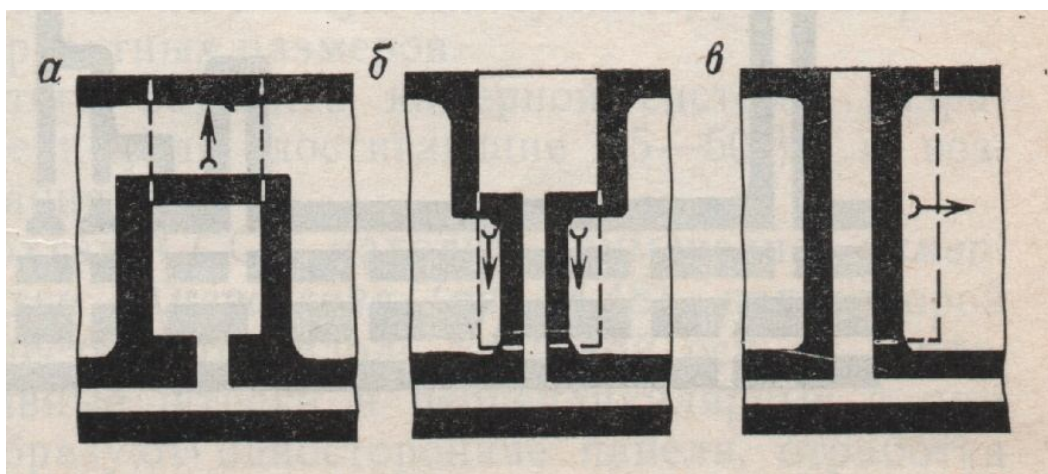


Рис.6. Порядок отработки камер:
а – прямым ходом; б – обратным ходом; в – поперечная выемка

При камерной системе разработки от главных или панельных штреков проводят вначале так называемые горловины – узкие выработки шириной 2 м и длиной 3 – 5 м (рис.7). Далее выработку расширяют до 4 – 12 м (принятая ширина камер).

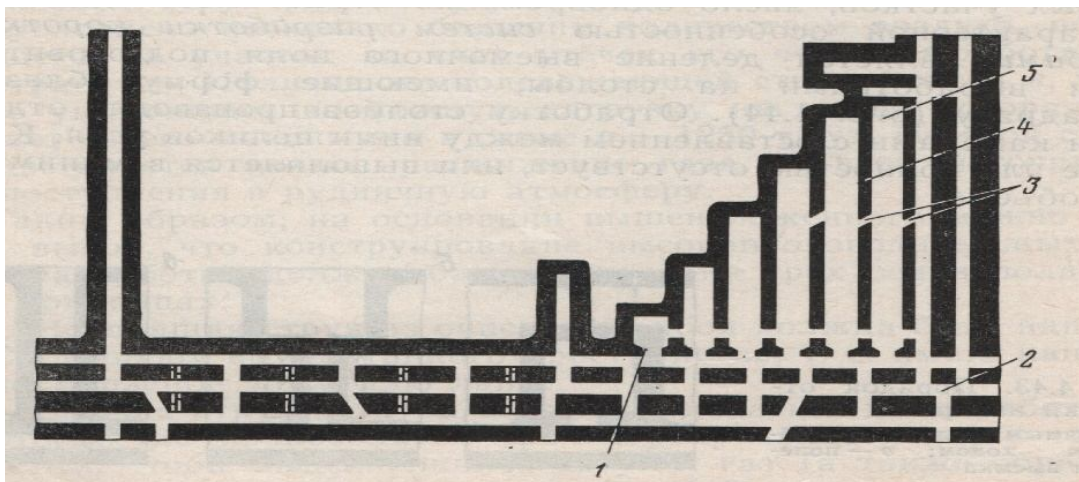


Рис. 7. Камерная система разработки:
 1 – горловина; 2 – главный штрек; 3 – вентиляционные сбойки;
 4 – междукамерный целик; 5 – камера

Очистной забой камеры подвигают до границы шахтного поля, этажа или панели. Между камерами оставляют междукамерные целики шириной 3 – 5 м.

Камерно-столбовая система разработки – является комбинацией камерных и столбовых систем разработки. Вначале проводят камеры, которыми нарезают междукамерные столбы, отрабатываемые обратным порядком. В связи с этим при камерно-столбовых системах разработки используются два типа забоев: камеры и заходки (рис.8).

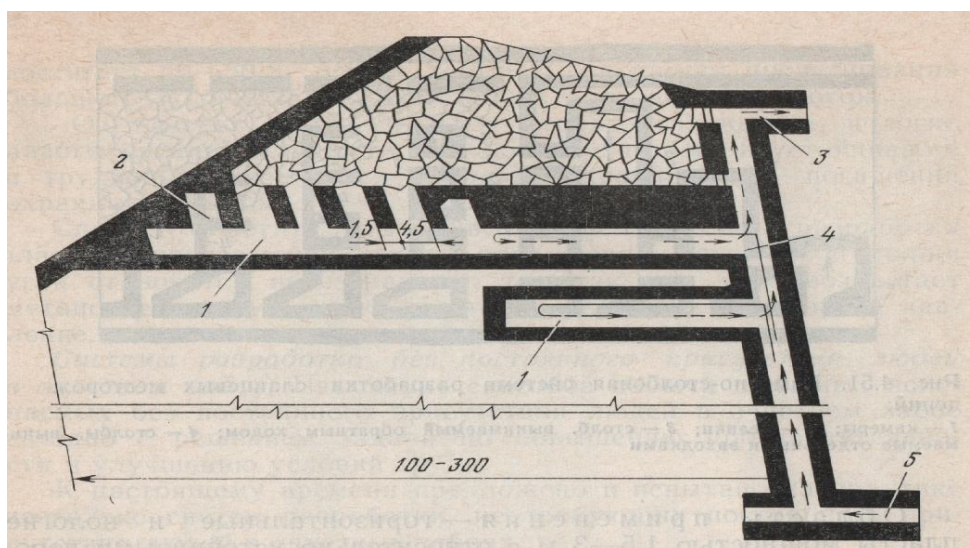
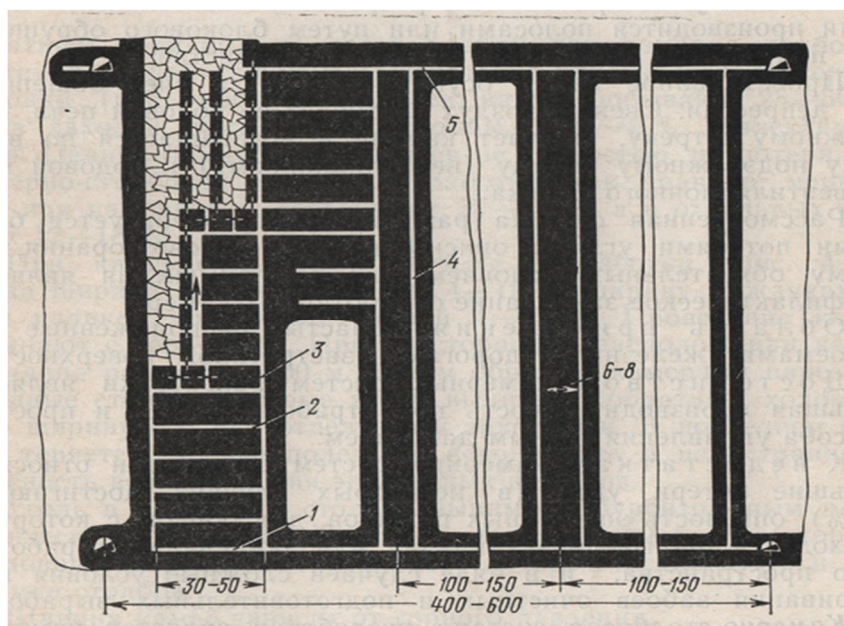


Рис. 8. Камерно-столбовая система разработки:
 1 – камеры; 2 – заходка; 3 – вентиляционный штрек; 4 – бремсберг; 5 – откаточный штрек

Из забоев камер добывают 25 – 50 %, а из заходок, погашающих столбы, 50 -75 % извлекаемого угля. Потери при этой системе разработки меньше чем при камерной, и составляют 25 – 30 %, а в отдельных случаях 12 – 18 %.

Камерная система разработки подэтажными штреками. Подготовка участка при этой системе разработки заключается в проведении промежуточных штреков, разделяющих этаж на подэтажи



(рис.9).

Рис.9. Камерная система разработки подэтажными штреками:
1 – откаточный штрек; 2 – подэтажный штрек; 3 – ходовая печь;
4 – вентиляционная печь; 5 – вентиляционный штрек

Высота подэтажа при размещении подэтажных штреков в нем на расстоянии 6 – 8 м друг от друга принимается равной 40 м.

Лекция №12
Системы разработки без постоянного присутствия людей в очистном забое. Системы разработки на гидрошахтах. Системы разработки мощных пластов с разделением на слои.

Системы разработки без постоянного присутствия людей в очистном забое.

На угольных шахтах применяются несколько систем разработки, не требующие постоянного присутствия людей в очистных забоях.

Система разработки с бурошнековой выемкой угля. Применяется на пластах мощностью 0,55 – 0,85 м с углами падения до 15°, при любых кровлях, на пластах со сложной гипсометрией, а также при погашении охранных целиков угля.

При отработке пластов по падению (рис.1, а) и по простиранию (рис.1, б) на всех сторонах участка ведется одновременная выемка двух столбов двумя бурошнековыми установками каждого из них, расположенными в одном штреке.

Использование бурошнековых установок применять указанные схемы при последовательном бурении спаренных скважин длиной 40 м по обе стороны от выемочного штрека и отработке столба на ширину 80 м. Транспортирование угля от мест ведения очистных работ производится конвейерами, а доставка материалов и оборудования – монорельсовым транспортом.

Способ управления горным давлением определяется необходимостью поддержания подготовительной выработки по всей ее длине для обеспечения прямоточного проветривания за счет общешахтной депрессии. При оставлении породы в шахте осуществляется ее закладка в пробуренной скважине с оставлением целиков шириной 20-25 см.

В случаях, не предусматривающих оставления породы в шахте (см. рис.1, б), удержание кровли производится на более широких междускважинных целиках, ширина которых для обеспечения устойчивости подготовительной выработки может быть 35-40 см.

Применение системы разработки с бурошнековой выемкой (БУГ-3) позволяет на пластах мощностью 0,55-0,85 м в сложных горно-геологических условиях достичь суточной нагрузки на участке 500-900 т.

Системы разработки с буровыми установками. На крутых пластах применяется система разработки с выемкой угля буровыми установками. При этом исходя из максимальной длины направленного бурения этаж делится на два подэтажа высотой 60-70 м. Выемка угля ведется узкими камерами по восстанию шириной 1,2 м комплексом КМД. При обратном его ходе камеры расширяются до 1,8 – 4,8 м в зависимости от устойчивости боковых пород. Отработанные камеры закладываются породой, получаемой от проведения верхних штреков, что дает возможность последующего извлечения междукammerных целиков.

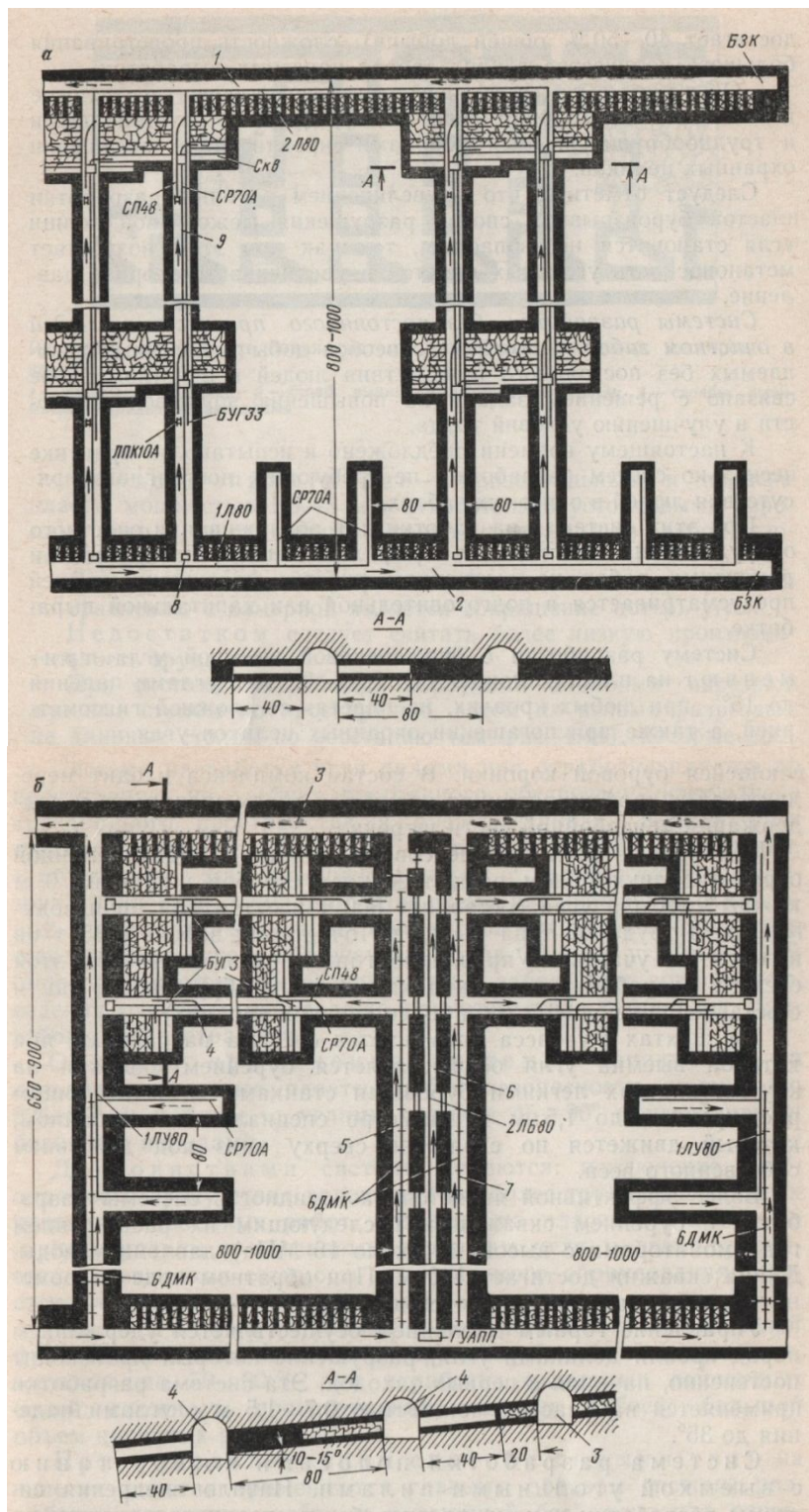


Рис.1. Система разработки с бурошнековой выемкой угля:
 а – на пластах с углом падения до 10° ; б – на пластах с углом падения $10-15^{\circ}$

Система разработки полосами по восстанию с выемкой угольными пилами. Системы разработки с выемкой полос пилами по восстанию применялись в Кизеловском, Кузнецком, Донецком, Печорском угольных бассейнах преимущественно без крепления, подэтажами высотой 50 – 60 м, что обуславливалось возможностями направленного бурения скважин и управления горным давлением. Породы кровли поддерживались целиками угля или специальной крепью между полосами. Управление горным давлением осуществлялось с помощью магазинирования отбитого угля в полосах (столбах). Система разработки угольными пилами применялась на пластах с устойчивыми и средней

устойчивости боковыми породами. Устойчивость пород определяет в значительной степени ширину вынимаемой полосы, которая колеблется в пределах 4 – 15 м (рис.2).

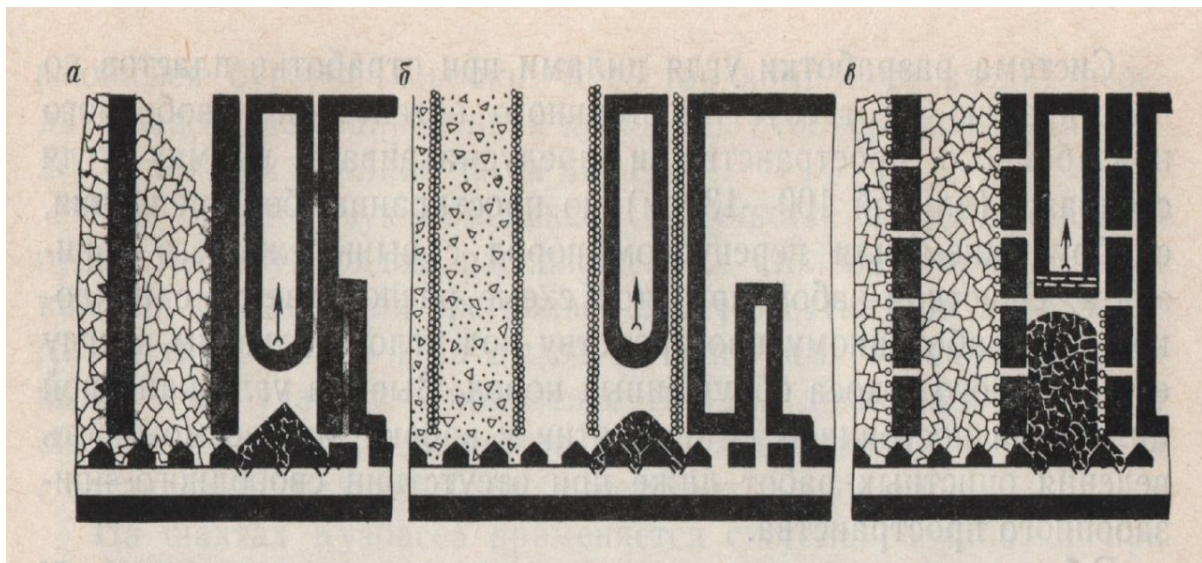


Рис.2. Система разработки тонких и средней мощности крутых пластов полосами по восстанью с выемкой угольными пилами:

а – с оставлением угольных целиков; б – с полной закладкой с возведением органной крепи; в – с оставлением целиков с магазинированием угля

Средняя ширина межполосных целиков составляет 3 – 4 м. Выемка угля канатной пилой при постоянном ее прижатии к забою дает возможность ведения очистных работ даже при отсутствии свободного призабойного пространства.

Системы разработки на гидрошахтах.

При гидравлическом способе добычи угля на пологих пластах применяются главным образом системы разработки короткими забоями с выемкой без крепления очистного пространства. Выемка угля осуществляется гидроотбойкой или механогидравлическим способом. На гидрошахтах Кузбасса широко применяется короткозабойная система разработки с погашением полос обратным ходом из предварительно пройденных диагонально к падению выемочных печей (рис.3,а).

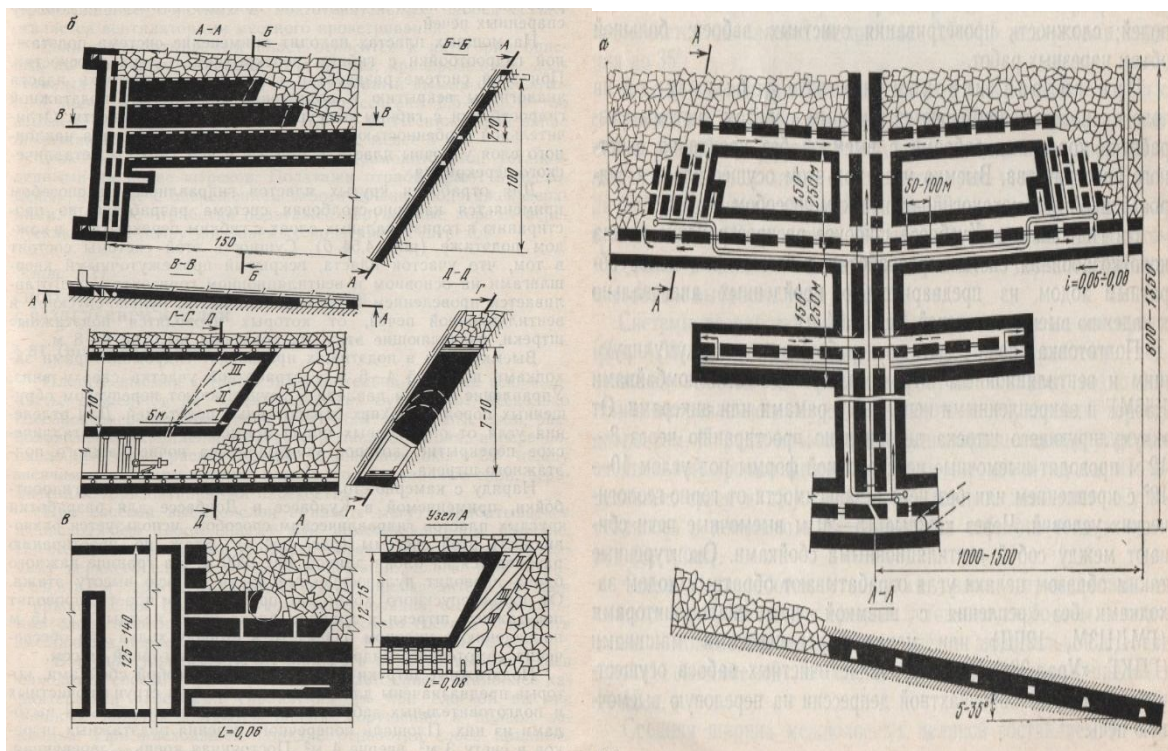


Рис.3. Система разработки при подземной гидродобыче

Для отработки крутых пластов гидравлическим способом применяется камерно-столбовая система разработки по простиранию в горизонтальных слоях с гибким перекрытием в каждом подэтаже (рис.3, б). Сущность этой системы состоит в том, что участок пласта, вскрытый промежуточными квершлагами на основном и вентиляционном горизонтах, подготавливается проведением грузолодского ската, пульпопускной и вентиляционной печей, от которых проводятся подэтажные штреки, разделяющие этаж на подэтажи высотой 6 – 8 м.

Наряду с камерно-столбовой системой подэтажной гидроотбойки для разработки крутых пластов гидравлическим способом, используется разновидность этой системы (рис.3, в). Этаж по простиранию разбивается на блоки длиной 100 – 200 м. На границе каждого блока проводят пульпопускные ходки на всю высоту этажа. От пульпопускного ходка по простиранию пласта проводят подэтажные штреки к границе блока через каждые 12 -15 м по падению с уклоном 0,08-0,10 в сторону ходка для обеспечения самотечного гидротранспорта пульпы.

Системы разработки мощных пластов с разделением на слои.

Мощные угольные пласты в некоторых горно-геологических условиях не представляется возможным отрабатывать на полную мощность. Их отработку осуществляют отдельными частями— слоями.

Слой— ограниченная двумя параллельными плоскостями часть мощного угольного пласта, отрабатываемая как пласт средней мощности.

Условные плоскости, разделяющие пласт на слои, могут располагаться параллельно кровле и почве, горизонтально или наклонно к плоскости напластования. В зависимости от этого различают деление мощных пластов на *наклонные, горизонтальные и поперечно-наклонные слои* (рис. 4).

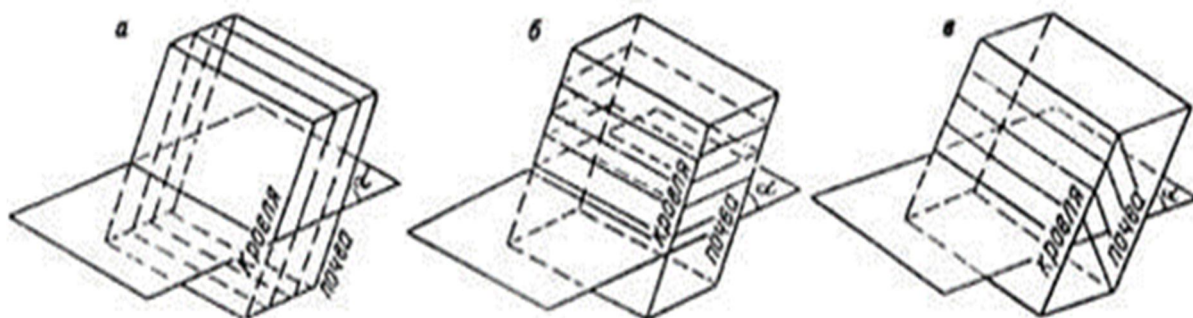


Рис. 4. Схемы деления мощного пласта на наклонные (а), горизонтальные (б) и поперечно-наклонные (в) слои

Слоевая система разработки — это такая система, при которой выемка пласта производится путем последовательной или параллельной обработки слоев различного направления.

Выбор порядка отработки слоев зависит от свойств угля и вмещающих пород, метаноносности пласта и способа управления кровлей. При управлении кровлей полным обрушением применяется нисходящий порядок выемки слоев. Восходящий порядок возможен только при применении полной закладки выработанного пространства. При комбинированном порядке выемки слоев применяют полное обрушение и закладку. Особенность этой системы разработки заключается в том, что в слоях заблаговременно слоевые штреки по углю не проводят, а сооружают их в закладываемом пространстве, что обуславливает снижение удельного объема проведения подготовительных выработок.

Система разработки наклонными слоями. Сущность состоит в том, что мощный пласт разделяют на несколько слоев толщиной 2,5 – 3 м, которые разрабатывают как пласты средней мощности. Управление горным давлением при выемке наклонных слоев может быть двух видов: полное обрушение или полная закладка.

Полное обрушение применяется только при нисходящем порядке отработки слоев.

Полная закладка применяется как при восходящем, так и нисходящем порядке выемки наклонных слоев. Выемка слоев может производиться или последовательно по принципу слой-пласт, или одновременно, с определенным опережением нижних слоев верхними в пределах выемочного поля.

Большое значение при разработке пластов слоями с обрушением кровли имеют период времени, разделяющий работы в первом и во втором слое, а также полнота выемки первого и последующих слоев. Чем больше этот период, тем лучше слеживаются обрушенные породы в верхнем слое.

Системы разработки наклонными слоями с закладкой — имеют те же основные конструктивные элементы, что и при управлении горным давлением обрушением. Отличием их является то, что выемка слоев при управлении горным давлением закладкой может производиться как в восходящем, так и нисходящем порядке, причем в слоях могут применяться не только длинные забои (лавы), но и короткие (заходки).

Существуют следующие разновидности систем разработки наклонными слоями с закладкой: система разработки с выемкой слоев лавами по простиранию, система разработки с выемкой слоев полосами по простиранию (рис.5).

При выемке слоев в нисходящем порядке подготовка выемочного поля остается такой же, только углеспускные печи проводятся у лежачего бока пласта сразу на всю высоту этажа.

Система разработки столбами по падению под гибким перекрытием. Пласт мощностью более 5 – 6 м, наклонный (более 30°) или крутой (не более 60°), разделяется на два неравных наклонных слоя: толщина верхнего слоя принимается равной 1,5 – 1,8 м, нижнего – вся оставшаяся мощность. Верхний слой является монтажным и очистным, в нем

применяется система разработки длинными столбами по простиранию; по мере выемки первого слоя на почве лавы настиляется гибкое перекрытие. Оработка второго слоя ведется под защитой этого гибкого перекрытия (рис.6).

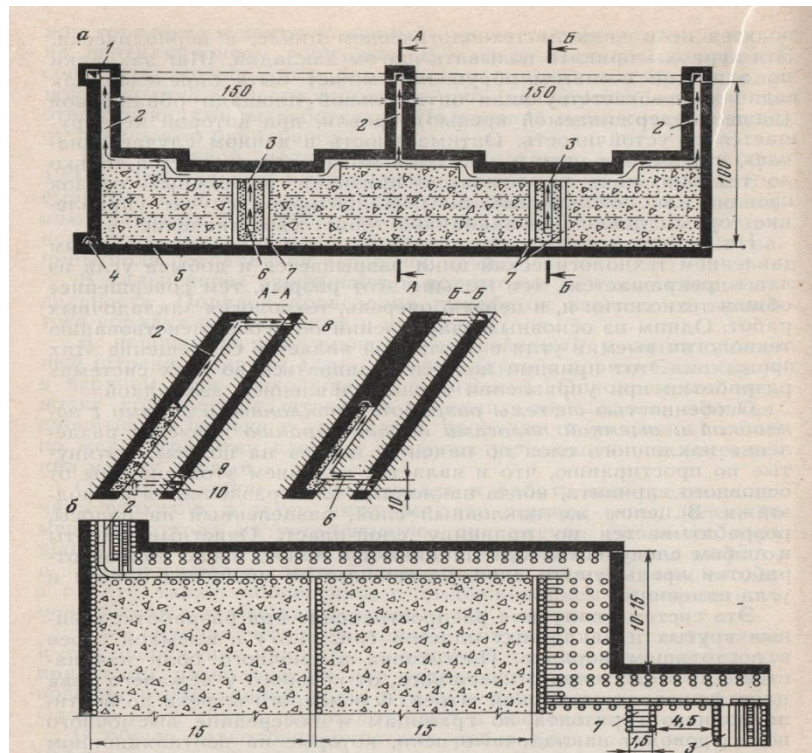


Рис.5. Система разработки наклонными слоями с гидравлической закладкой и выемкой полосами по простиранию: а – схема отработки выемочного поля; б – схема отработки полосы в слое.

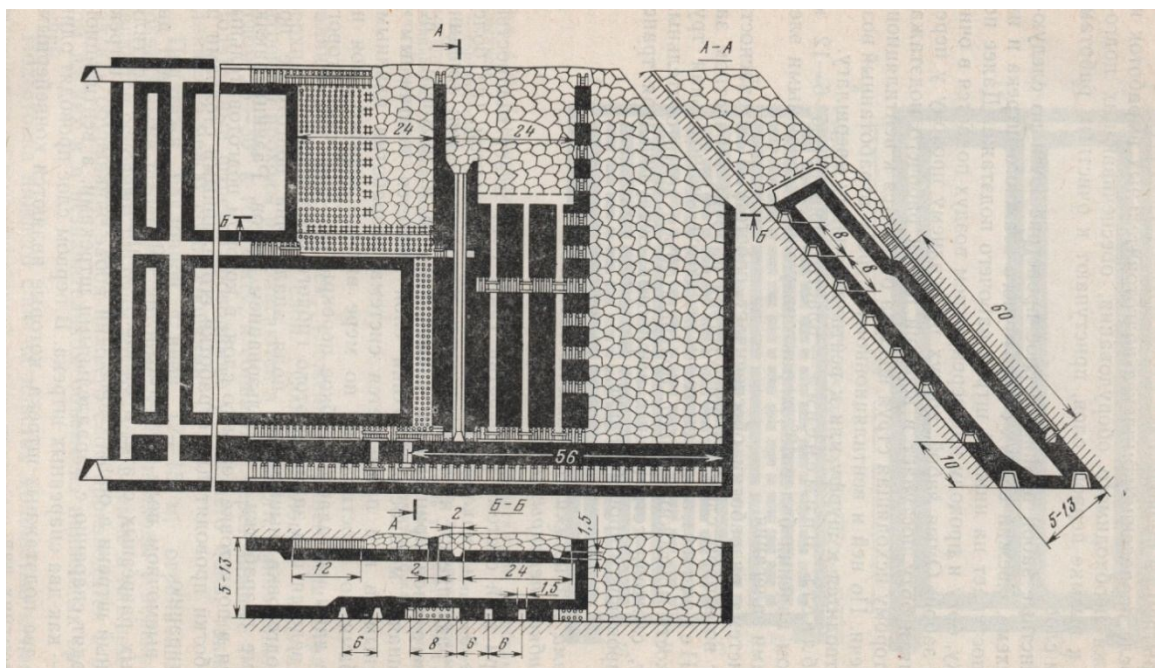


Рис.6. Система разработки с гибким перекрытием столбами по падению

Подготовка выемочного поля аналогична подготовке при системе разработки с использованием щитов. Ширина вынимаемого столба второго слоя составляет 24 – 30 м.

Система разработки поперечно-наклонными слоями. Сущностью системы является разделение пласта на слои толщиной 2 – 3 м, располагаемые под углом 30-40° по

отношению к горизонтальной плоскости с наклоном к лежащему боку пласта. Слои обрабатываются в восходящем (нисходящем) порядке, управление кровлей при этом осуществляется только закладкой выработанного пространства. Длина очистного забоя в этой системе разработки ограничивается мощностью пласта. Вариант системы разработки поперечно-наклонными слоями с закладкой показан на рис.7.

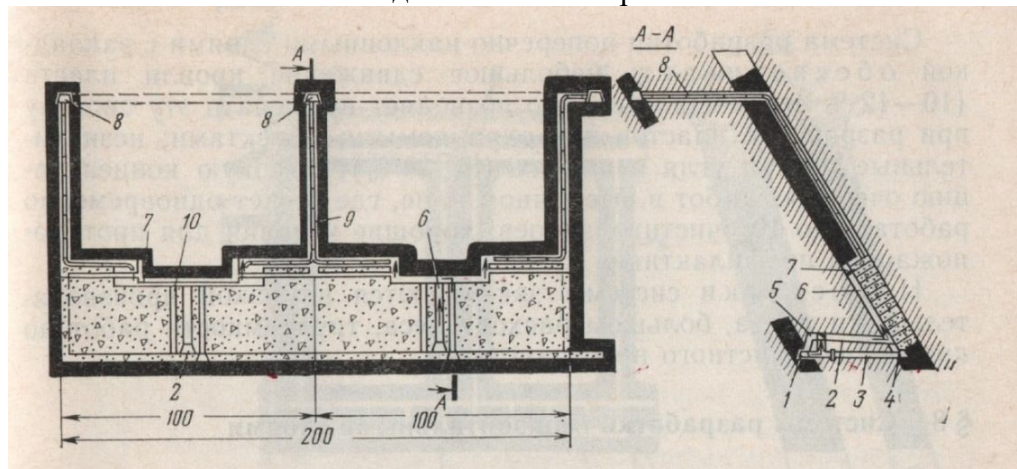


Рис.7. Система разработки поперечно-наклонными слоями с гидравлической закладкой: 1 – групповой штрек; 2 – транспортные квершлага; 3 – промежуточный квершлаг; 4 – основной штрек; 5 – сбойка-бункер; 6 – углеспускные печи; 7 – конвейерные слоевые штреки; 8 – вентиляционные квершлага; 9 – скат; 10 – дренажная печь.

Область применения системы – пласты мощностью от 5 до 15 м с углами падения более 15° , с относительно крепкими углями и устойчивыми боковыми породами; пласты, расположенные под охраняемыми объектами.

Системы разработки горизонтальными слоями. Сущность системы состоит в том, что пласт, залегающий под углом не менее 30° , разделяют на горизонтальные слои толщиной 3 – 3,5 м, которые разрабатываются в нисходящем (восходящем) порядке (рис.8). Управление горным давлением может быть двух видов: полное обрушение или полная закладка.

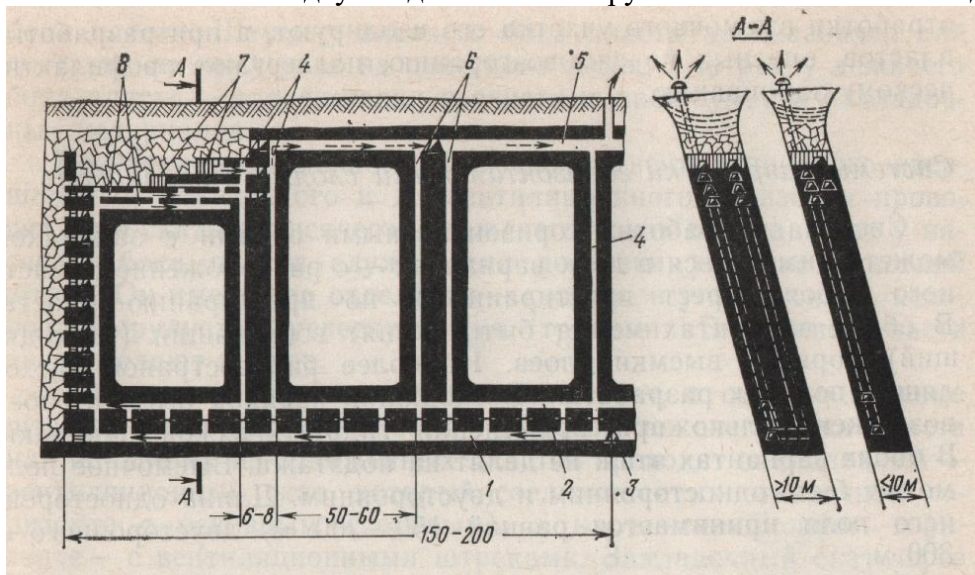


Рис.8. Система разработки горизонтальными слоями в нисходящем порядке с обрушением: 1-основной штрек; 2-параллельный штрек; 3-квершлаг; 4-скаты; 5-вентиляционный штрек; 6-парные скаты; 7-очистные забои; 8-слоевые штреки.

Лекция №13

Системы разработки рудных месторождений и их классификация.

Системой разработки рудного месторождения или его части называется порядок и технология очистной выемки руды в сочетании с определенной совокупностью конструктивных элементов выемочного участка.

Имеется более 20 классификаций систем разработки рудных месторождений, из которых наибольшее распространение получила классификация академика М.И. Агошкова, в основу которой положен способ управления горным давлением. По этой классификации все системы разделены на 8 классов. Системы разработки, входящие в тот или иной класс, разделяются на группы (табл.1).

В основу разделения систем I, III, V, и VI классов на группы положено направление очистной выемки и форма очистного забоя.

Системы II класса разделяются на группы по способам отбойки при очистной выемке.

Системы IV класса разделяются на группы по конструкции крепи.

Системы VII класса разделяются на группы по способу обрушения руды.

Системы VIII класса разделены на группы в зависимости от способа выемки камер.

Ниже рассмотрены некоторые системы разработки из разных классов.

сплошная система разработки. Основной выемочной единицей при сплошной системе разработки является панель. Сущность системы заключается в выемке руды по всей ширине панели на всю мощность рудного тела. Очистное пространство панели ограждают с четырех сторон панельными (барьерными) целиками, а кровлю поддерживают изолированными целиками, оставляемыми в очистном пространстве (рис.1).

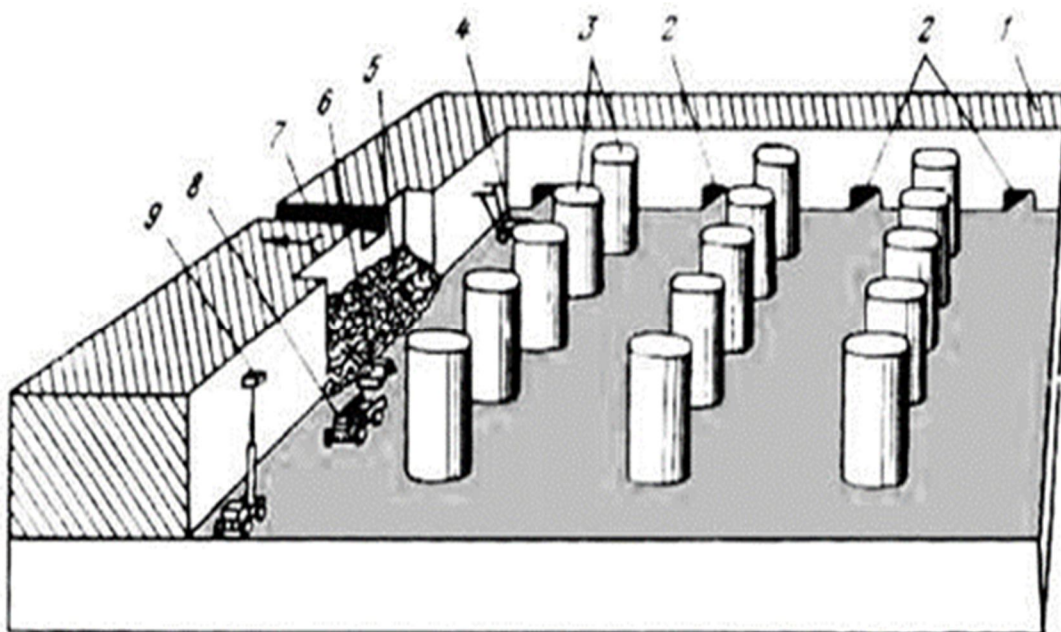


Рис.1. Сплошная система разработки:

- 1 — панельный целик; 2 — сбойки с панельным штреком; 3 — опорные целики;
4 — самоходная бурильная установка; 5 — навал отбитой руды;
6 — экскаватор; 7 — вентиляционный панельный штрек; 8 — автосамосвал;
9 — машина для оборки и крепления кровли

Таблица 1 – Классификация систем разработки рудных месторождений.

Классы	Наименование класса	Группы	Наименование группы
I	Системы разработки с открытым очистным пространством	1	Почвоуступные системы
		2	Потолкоуступные системы
		3	Системы со сплошной выемкой
		4	Камерно-столбовые системы
		5	Системы с подэтажной выемкой
		6	Системы с камерно-этажной выемкой
II	Системы разработки с магазинированием руды в очистном пространстве	1	Системы со шпуровой отбойкой из
		2	Системы с отбойкой глубокими
		3	скважинами Системы с отбойкой из
III	Системы разработки с закладкой пространства	1	Системы разработки горизонтальными с закладкой
		2	Системы разработки наклонными слоями с закладкой
		3	Потолкоуступные системы с закладкой
		4	Сплошные системы с закладкой
		5	Системы разработки полосами с закладкой
IV	Системы разработки с креплением очистного	1	Системы с усиленной распорной и крепью
		2	Системы с каменной и комбинированной крепью
V	Системы разработки с креплением и закладкой очистного	1	Системы разработки горизонтальными и уступами с креплением и закладкой
		2	Системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками со станковой крепью и закладкой
		3	Сплошные системы с креплением и
VI	Системы разработки с обрушением вмещающих пород	1	Системы слоевого обрушения
		2	Щитовые системы разработки
VII	Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород	3	Столбовые системы с обрушением кровли
		1	Системы подэтажного обрушения
		2	Системы этажного самообрушения
VIII	Комбинированные системы разработки	3	Системы этажного принудительного обрушения
		1	Комбинированные системы с выемкой открытым очистным пространством
		2	Комбинированные системы с выемкой магазинированием руды
		3	Комбинированные системы с выемкой закладкой

Условия применения системы следующие: устойчивые руды и породы; мощность рудного тела от 1 до 25 м; угол падения от 0–10° (при использовании самоходного оборудования) до 30–40° (при применении переносного оборудования); ценность руд средняя вследствие больших потерь в целиках, которые, как правило, не извлекают; содержание металлов в руде должно быть примерно постоянным.

Камерно-столбовая система разработки. Основной выемочной единицей при этой системе разработки также является панель, которую рядами целиков разделяют на камеры, расположенные по простиранию или падению залежи. Выемку панельных запасов руды при камерно-столбовой системе разработки осуществляют отдельными забоями в камерах. В каждой

камере поочередно выполняют все основные производственные процессы. В остальном система схожа со сплошной. Условия применения этой системы следующие: устойчивость руды пород может быть ниже, чем при использовании сплошной системы, из-за уменьшенных размеров камер; мощность рудного тела — от 2–3 до 12–15 м (при использовании самоходного оборудования) и до 15–20 м (в варианте системы со взрыводоставкой); угол падения — до 20–25° (при применении самоходного оборудования) и до 45–50° (при использовании взрыводоставки); ценность руд может быть достаточно высокой при частичном или полном извлечении целиков; качество руд (содержание металлов) может колебаться в довольно широких пределах, т. к. выемка изолированными камерами позволяет при необходимости добывать руду отдельно по сортам (рис. 2).

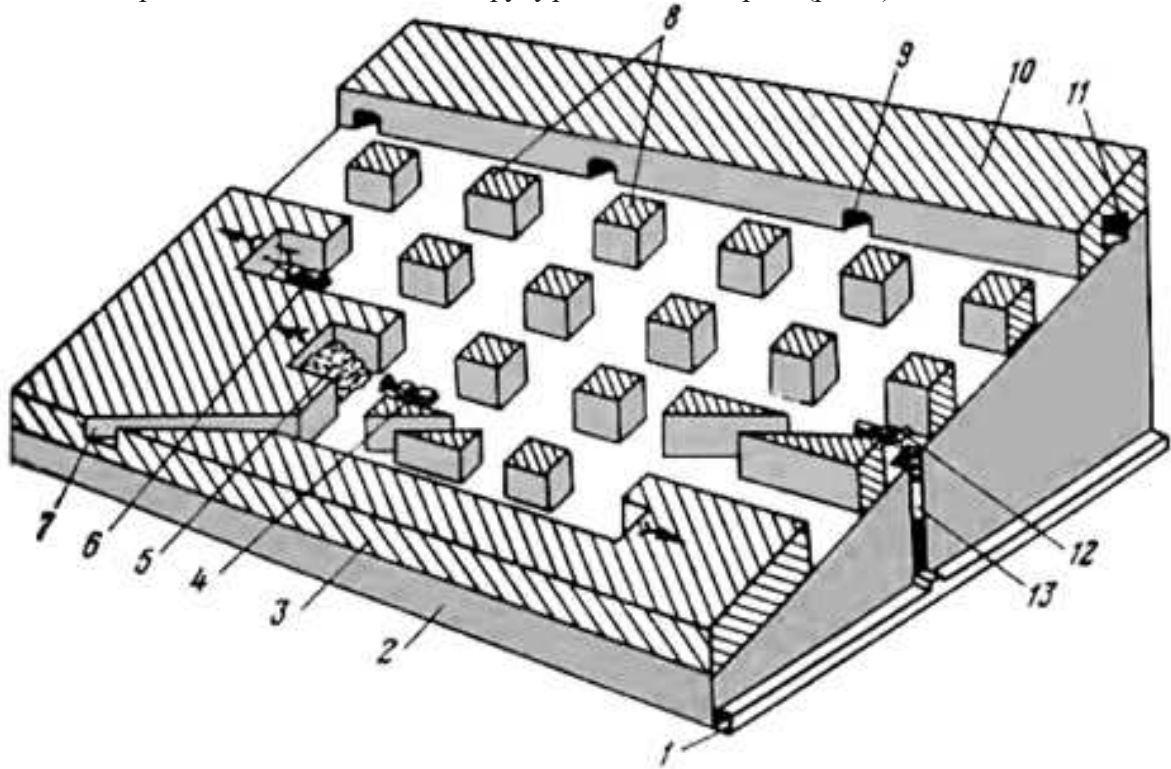


Рис. 2. Камерно-столбовая система разработки:

- 1 — погрузочный квершлаг откаточного горизонта; 2 — подстилающие породы; 3 — рудное тело; 4 — погрузочно-доставочная машина типа ПД; 5 — навал отбитой руды в камере; 6 — самоходная бурильная установка; 7 — наклонный заезд; 8 — опорные целики; 9 — сбойка с вентиляционным штреком; 10 — панельный целик; 11 — вентиляционный штрек; 12 — ПДМ на разгрузке; 13 — рудоспуск

3

Камерная система. Основной выемочной единицей при применении камерной системы является блок, состоящий из одной или нескольких камер, разделенных междукамерным целиком. Выемку камерных запасов при этой системе разработки осуществляют под защитой окружающих камеру целиков. Отбитая руда по камере самотеком поступает в воронки или траншеи в основании блока, откуда ее выпускают и грузят в транспортные. Целики обычно извлекают на второй стадии отработки блока.

Камерную систему (ее называют также этажно-камерной и с подэтажной отбойкой) (рис. 3) применяют на рудниках цветной металлургии. Условия применения камерной системы разработки следующие: устойчивые руды и породы; падение залежей крутое при малой и средней мощности и любое для мощных залежей; мощность крутых залежей не менее 3–5 м, пологих — не менее 20 м; ценность руд может быть различной; при высокой ценности руд целики извлекают после отработки и закладки камер.

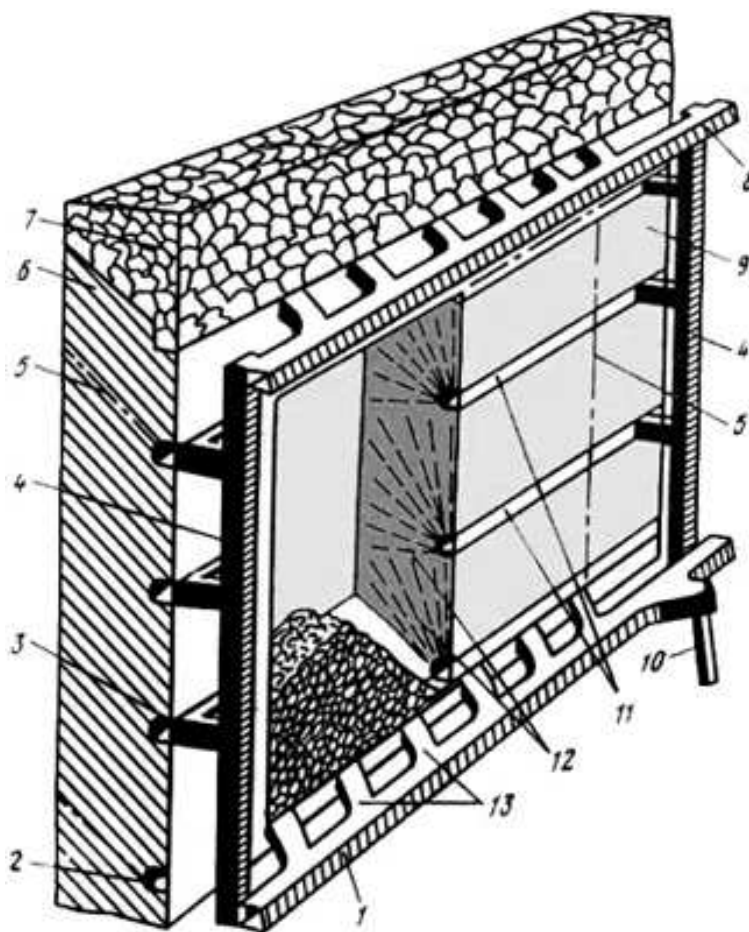


Рис.3. Камерная система:

- 1 — доставочный штрек; 2 — траншейный штрек; 3 — сбойка восстающего с буровыми подэтажами; 4 — блоковые восстающие; 5 — границы камеры;
 6 — междуэтажный целик (наклонная потолочина); 7 — обрушенная порода;
 8 — вентиляционный штрек, служивший откаточным для верхнего горизонта;
 9 — междукамерный целик; 10 — рудоспуск; 11 — буровые подэтажные штреки; 12 — взрывные скважины; 13 — погрузочные заезды

Система с отбойкой руды из магазина. Выемочная единица при применении системы с отбойкой руды из магазина — блок.

Выемку запасов осуществляют горизонтальными слоями снизу вверх. Люди работают в очистном пространстве под рудным массивом; помостом для них служит отбитая руда, оставляемая (магазинируемая) в выработанном пространстве. Так как руда при отбойке разрыхляется и занимает больше места, чем в нетронутом массиве, часть ее (около 30 %) выпускают после каждой отбойки через основание блока с таким расчетом, чтобы между поверхностью замагазинированной руды и рудным массивом оставалось рабочее пространство высотой около двух метров.

Система с отбойкой из магазина (рис. 4) может состоять из трех стадий: отбойка камерных запасов с частичным выпуском отбитой руды, массовый выпуск руды после завершения отбойки и отработка целиков. Вторую и третью стадии нередко совмещают.

Условия применения этой системы следующие: руды устойчивые, т. к. под рудным массивом работают люди; породы могут обладать более низкой устойчивостью, поскольку отбитая замагазинированная руда в некоторой мере предотвращает их обрушение; мощность рудных тел небольшая; руда не должна слеживаться; угол падения — не менее 55–60°, при меньших углах на лежащем боку после выпуска остается много рудной мелочи.

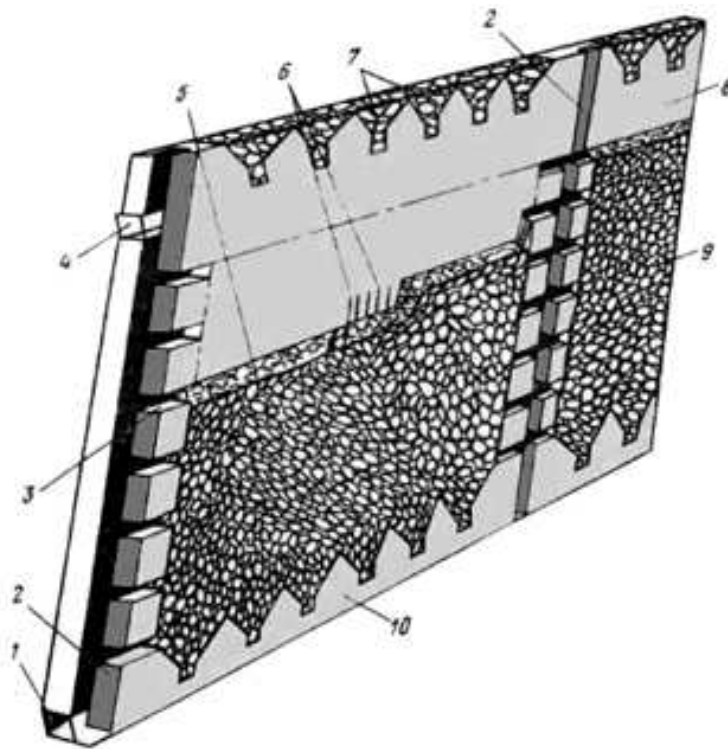


Рис.4. Система с отбойкой из магазина:

1 — откаточный штрек; 2 — блоковый восстающий; 3 — сбойка с камерой; 4 — вентиляционный штрек; 5 — поверхность замагазинированной отбитой руды; 6 — шпур, буримые телескопным перфоратором; 7 — пустая порода в воронках отработанного этажа; 8 — потолочина; 9 — отбитая руда перед массовым выпуском; 10 — днище блока

Система разработки горизонтальными слоями с закладкой. Выемочная единица при применении этой системы разработки — блок.

Выемку руды в блоке осуществляют горизонтальными слоями снизу вверх с использованием шпуровой отбойки (рис.5). После выемки каждого слоя выработанное пространство заполняют на высоту одного слоя закладкой, которая является как бы помостом для людей и оборудования, работающих в забое. Выемку руды в слое ведут заходками шириной до 6–12 м, всплошную без целиков или по схеме камера–целик (т. е. сначала выемка в камерах, а затем в целиках между заложенными камерами).

Условия применения этой системы следующие: устойчивость руд не ниже средней, т. к. работы осуществляют под рудным массивом; устойчивость пород может быть различной; наличие необходимости сохранения поверхности или обеспечения наиболее полного извлечения руды.

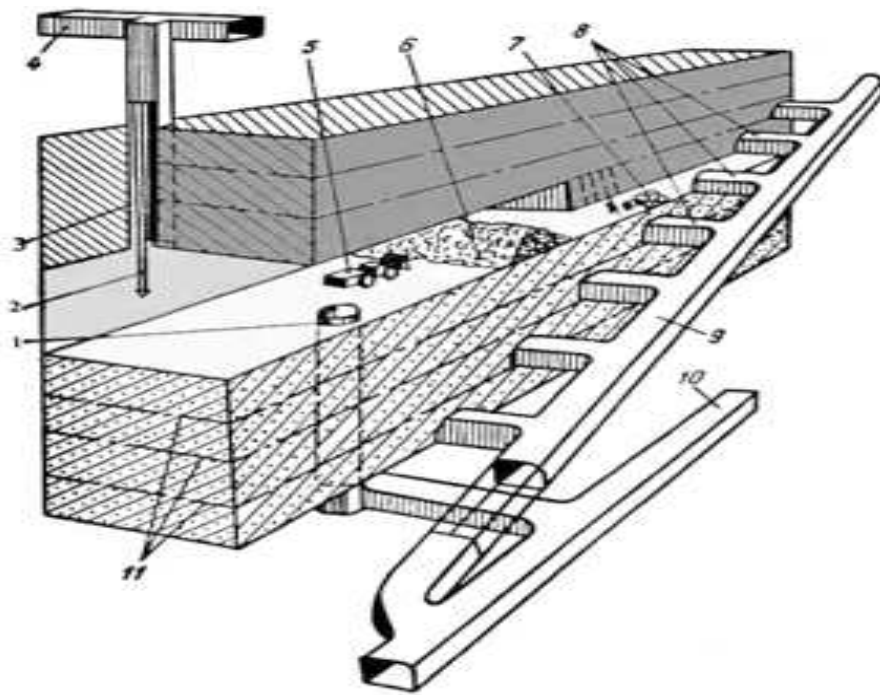


Рис. 5. Горизонтальные слои с закладкой:

- 1 — рудоспуск; 2 — трубопровод для закладки; 3 — вентиляционно-закладочный восстающий;*
4 — вентиляционно-закладочный горизонт; 5 — погрузочно-доставочная машина; 6 — навал отбитой руды; 7 — бурильная установка; 8 — сбойки накладного съезда со слоями;
9 — наклонный съезд; 10 — откаточный горизонт; 11 — границы слоев

Этажное принудительное обрушение. Основной выемочной единицей при применении системы этажного принудительного обрушения является блок или секция. Обрушение руды взрывами скважинных зарядов осуществляют на всю высоту этажа. Выпуск отбитой руды ведут через выработки в основании блока.

Вмещающие породы обрушают вслед за рудой и заполняют ими выработанное пространство, поэтому выпуск руды ведут под обрушенными породами.

Условия применения этой системы следующие: наличие возможности обрушения поверхности и налегающей толщи; руды и породы устойчивые и средней устойчивости; залежи мощные, в основном крутые (возможно наклонное и пологое залегание); руды несслеживающиеся, несамовозгорающиеся; изменения содержания полезных компонентов в руде небольшие, т. к. раздельную выемку по сортам вести нельзя; ценность руд средняя из-за значительных потерь и разубоживания (рис. 6).

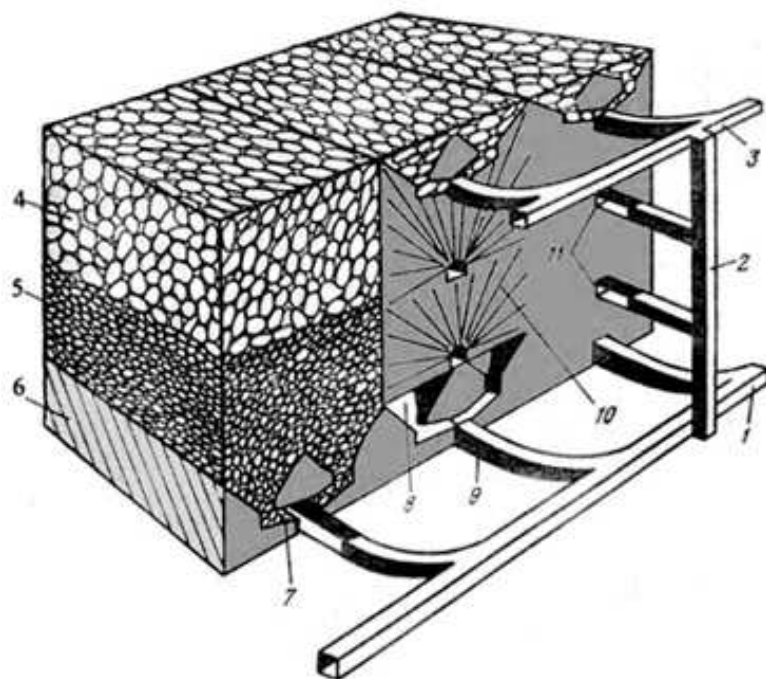


Рис. 6. Этажное обрушение со сплошной выемкой и отбойкой в зажиме
 1 — откаточный штрек; 2 — блоковый восстающий; 3 — вентиляционный штрек;
 4 — обрушенная порода; 5 — отбитая руда; 6 — днище блока; 7 — ниша
 вибропитателя;
 8 — воронка; 9 — погрузочный орт; 10 — веер скважин; 11 — буровые

Подэтажное обрушение. Выемочной единицей при применении системы подэтажного обрушения является часть подэтажа (панель, секция). Руду обрушают на высоту подэтажа. Выпуск отбитой руды осуществляют под обрушенными породами через выработки в основании каждого подэтажа. Подэтажи обрабатывают в нисходящем порядке (рис.7).

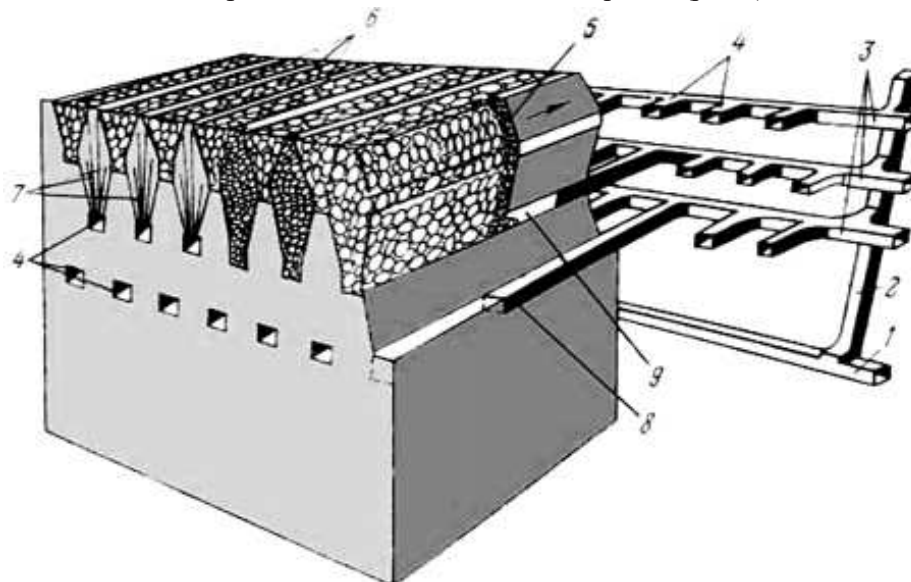


Рис. 7. Подэтажное обрушение с торцевым выпуском:
 1 — откаточный штрек; 2 — рудоспуск; 3 — подэтажные штреки; 4 —
 подэтажные
 орты; 5 — слой отбитой руды; 6 — обрушенная порода; 7 — веера скважин;
 8 — орт в процессе проведения; 9 — место выпуска отбитой руды в торце

орта

Подэтажное обрушение применяют тогда, когда невозможно или невыгодно этажное обрушение. Основные варианты системы — подэтажное обрушение с донным и торцевым выпуском руды.

Столбовая система с обрушением кровли. Выемочной единицей при применении этой системы является столб — прямоугольная в плане панель, длина которой намного больше ширины.

Выемка столба руды — сплошная заходками или лавами, перпендикулярными его длине, на всю мощность залежи. Призабойное пространство крепят, причем крепь перемещают вслед за забоем и кровля за ней обрушается (рис. 8).

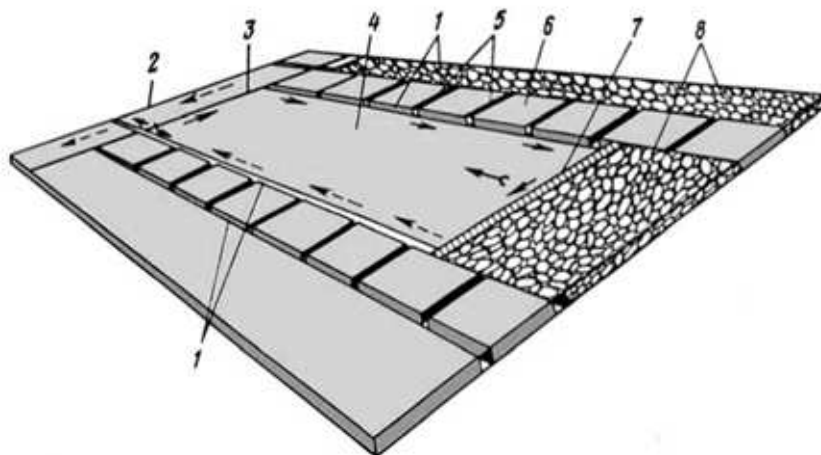


Рис. 8. Столбовая система с обрушением кровли:

1 — парные выемочные штреки; 2 — главный вентиляционный штрек; 3 — главный конвейерный штрек; 4 — столб; 5 — сбойки; 6 — целик; 7 — лава, оборудованная механизированным комплексом; 8 — обрушенная порода

Условия применения столбовой системы с обрушением кровли следующие: наличие горизонтальных или пологих маломощных залежей, залегающих в неустойчивых породах, и возможность обрушения налегающих пород.

Основные варианты системы: с выемкой лавами (длинными забоями на всю ширину столба) и с выемкой заходками (также по ширине столба).

Лекция №14

Комбинированные системы разработки. Системы разработки жильных месторождений и их классификация.

Комбинированные системы разработки. К комбинированным относятся системы разработки мощных месторождений, при которых этаж делится на камеры и междуканальные целики, относительно близкие по размерам, вырабатываемые одновременно или последовательно различными системами. При разработке месторождений мощностью более 15–20 м камеры и целики располагаются длинной стороной вкост простирания.

Системы разработки камер и целиков при комбинированных системах разработки представлены на рис. 1.

Системы разработки, применяемые при выемке руды из камер	Системы разработки, применяемые при выемке руды из междуканальных целиков	Примечание
I. Системы с магазинированием руды без последующей закладки камер	Системы с этажным обрушением целиков (до выпуска руды из камер) Системы с послонным обрушением целиков сверху вниз (в процессе выпуска руды из камер)	к п. 1: Выпуск от битой руды из камер и целиков производится одновременно
II. Системы с открытым очистным пространством без последующей закладки камер	Системы с этажным обрушением целиков Системы слоевого или подэтажного обрушения после обрушения потолочины камеры и прилегающих к ней пород	к п. 1: Применяются при весьма бедной руде и при добыче закладки
III. Системы с магазинированием руды или с открытым очистным пространством с последующей закладкой камер	Системы с креплением и закладкой короткими блоками или вертикальными прирезками Системы слоевого или подэтажного обрушения	к п. 1: Применяются при невозможности обрушения поверхности и вмещающих пород
IV. Системы с закладкой очистного пространства	1. Системы слоевого обрушения 2. Системы с креплением и закладкой короткими блоками или вертикальными прирезками	к п. 2: При невозможности обрушения поверхности и вмещающих пород
V. Системы с креплением и закладкой (с выемкой руды по всей ширине и длине камеры слоями снизу вверх)	Системы с креплением и закладкой короткими блоками или вертикальными прирезками Системы с креплением и закладкой (с выемкой руды по всей ширине и длине целика слоями сверху вниз)	к п. 2: При невозможности обрушения поверхности и вмещающих пород

Рис. 1. Системы разработки камер и целиков при комбинированных системах разработки

Ширина камер и междуканальных целиков, вынимаемых вкост простирания, колеблется в значительных пределах в зависимости от горно-геологических условий разработки и конструктивного оформления системы, ширина камер обычно колеблется от 8 до 15–20 м и междуканальных целиков — от 6 до 10–12 м. Толщина потолочины в камерах принимается от 0,2–0,3 до 0,5–0,6 ширины камеры в зависимости от устойчивости руды. Толщина днища камеры колеблется от 4–5 до 10–12 м в зависимости от выпуска руды через горизонт дробления, скреперования или непосредственно на откаточный горизонт. Соотношение запасов руды, вынимаемых из камер и целиков при выемке вкост простирания, обычно колеблется от 1:1 до 2:1.

В качестве примера на рис.2 показана комбинированная система разработки с magazинированием руды камерами вкрест простирания с выемкой целиков подэтажным обрушением одновременно с выпуском руды из камер.

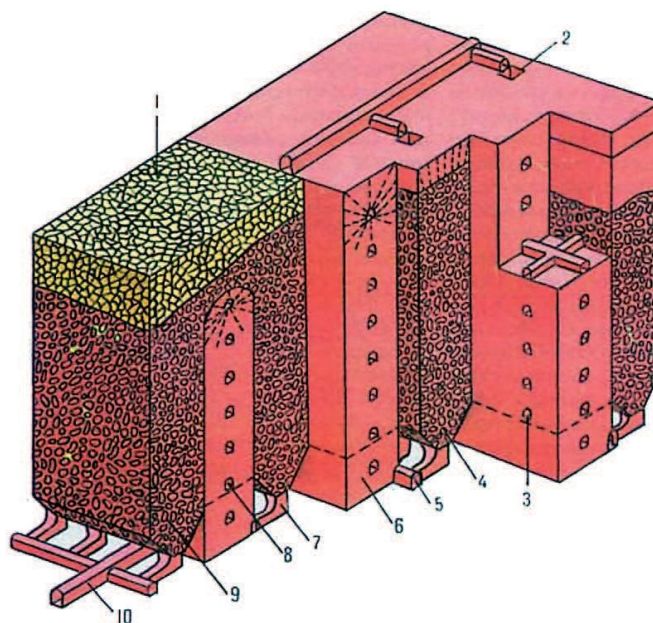


Рис.2. Комбинированная система разработки с magazинированием руды в камерах и выемкой целиков подэтажным обрушением: 1 — обрушенная порода; 2 — вентиляционный восстающий;

3 — подэтажный штрек; 4 — камера; 5 — доставочный орт; 6 — междукамерный целик; 7 — выпускная выработка; 8 — буровой орт; 9 — замагазинированная руда; 10 — откаточный штрек

Системы разработки жильных месторождений и их классификация.

В предлагаемой классификации систем разработки жильных месторождений в качестве первичного признака их разделения на классы принято, как и в общей классификации систем разработки рудных месторождений, состояние очистного пространства. Для классификации систем внутри выделенных классов на группы использованы различные признаки, наиболее характерные для данного класса. Также по различным признакам в группах систем выделены и типы (рис.3).

Класс	Группа	Тип
I. Системы с открытым очистным пространством	1. Сплошные системы разработки	С выемкой по простиранию С выемкой по восстанию С выемкой по падению
	2. Потолкоуступные системы разработки	С выемкой короткими уступами С выемкой длинными уступами
	3. Почвоуступная система разработки	Не разделяется на типы
	4. Подэтажные системы разработки	С выемкой по простиранию С выемкой по падению
	5. Камерно-столбовые системы разработки	С выемкой по восстанию С выемкой по падению
II. Системы с magazинированием руды в очистном пространстве	1. Системы с полным magazинированием руды	Блочное magazинирование Непрерывное magazинирование
	2. Системы с частичным magazинированием руды	Слоевое magazинирование Подэтажное magazинирование

III. Системы с креплением очистного пространства	1. Сплошные системы разработки	1. С усиленной распорной, станковой и костровой крепью С каменной крепью
	2. Потолкоуступные системы разработки	1. С усиленной распорной, станковой и костровой крепью С каменной крепью
	3. Системы разработки слоями и полосами	1. С усиленной распорной, станковой и костровой крепью С каменной крепью
IV. Системы с закладкой очистного пространства	1. Системы с закладкой, получаемой попутно с очистной	Со сплошной выемкой С выемкой слоями полосами
	2. Системы с закладкой из внешних источников	Со сплошной выемкой С выемкой слоями полосами
V. Системы с креплением и закладкой очистного пространства	1. Сплошные системы разработки	С выемкой по восстанию С выемкой по падению
	2. Системы разработки слоями и полосами	С выемкой по восстанию С выемкой по падению
	3. Потолкоуступные системы разработки	1. С усиленной распорной, станковой и костровой крепью
VI. Системы с обрушением вмещающих пород	1. Системы слоевого обрушения	1. С аккумулярующими выработками Без аккумулярующих выработок
	2. Сплошные системы с обрушением кровли	С выемкой по простираению С выемкой по падению
	3. Столбовые системы с обрушением кровли	Со сплошной выемкой С выемкой широкими заходками

Рис. 3. Классификация систем разработки жильных месторождений

Рудными жилами принято называть рудные тела, у которых два геометрических измерения (обычно размеры по линии падения и по линии простираения) намного больше третьего (размер вкрест простираения, именуемый мощностью жилы).

Применительно к жилам целесообразно следующие разделения их по мощности: весьма тонкие (мощность до 0,7 м), тонкие (от 0,7 до 2 м), средней мощности (от 2 до 4–5 м) и мощные (свыше 5 м).

Угол падения жильных месторождений бывает от 0 до 90°. Наиболее распространены крутопадающие жилы с углом падения свыше 45°, на долю которых приходится более 70% общей добычи руды из жильных месторождений. Жилы с углом падения от 15–20 до 45° встречаются реже, еще более редки жилы с углом падения меньше 15–20°.

Угол падения жилы не всегда постоянен по ее длине и по падению. В одних случаях он с глубиной выполаживается, иногда (реже) становится круче. На ряде месторождений встречаются одновременно пологопадающие и крутопадающие жилы.

Оруденение в жилах может быть мономинеральным, содержащим только один металл (золото, олово, вольфрам и др.), или полиминеральным, содержащим несколько металлов, как, например, свинец с цинком, медь, никель с кобальтом; вольфрам с молибденом; сурьма с ртутью и др.

Ввиду наличия многих специфических особенностей жильных месторождений для описания и анализа систем их разработки целесообразно иметь особую классификацию этих систем.

1 класс. Системы с открытым очистным пространством.

Основная отличительная особенность систем этого класса — оставление очистного пространства в период разработки блока (панели, участка) открытым, т. е. свободным, не заполненным закладкой, отбитой рудой или обрушенными породами. Бока и кровля открытого

очистного пространства поддерживаются оставляемыми временно или постоянно рудными целиками.

Обязательное условие применения систем с открытым очистным пространством — устойчивость вмещающих пород и руды. Но и при соблюдении этого условия в промежутке между целиками для поддержания отдельных заколов, отслоений и пр. нередко приходится сооружать искусственную крепь; ее в таких случаях ставят нерегулярно, и она играет вспомогательную роль в поддержании. Часто крепь в открытом очистном пространстве сооружают не с целью поддержания вмещающих пород, а лишь в качестве платформы для людей, занятых на очистной выемке.

II класс. Системы с магазинированием руды (рис. 4, 5).

Главная отличительная особенность систем II класса — заполнение очистного пространства в блоке (подэтажа, слоя, его части) по мере выемки жилы отбитой рудой, полностью выпускаемой только после окончания отработки данного блока (подэтажа, слоя). Как и при системах с открытым очистным пространством, здесь основным средством поддержания вмещающих пород служат обычно междуэтажные и междукамерные рудные целики. Замагазинированная руда лишь в некоторой степени способствует поддержанию вмещающих пород, основное же ее назначение — служить платформой для работающих на очистной выемке людей.



*Рис. 4. Система блокового магазинирования руды со сплошной выемкой по восстанью:
1- массив руды; 2- шпуры; 3- восстающий; 4- потолочина; 5- целик;
6- ходок; 7- вентиляционный штрек; 8- откаточный штрек*

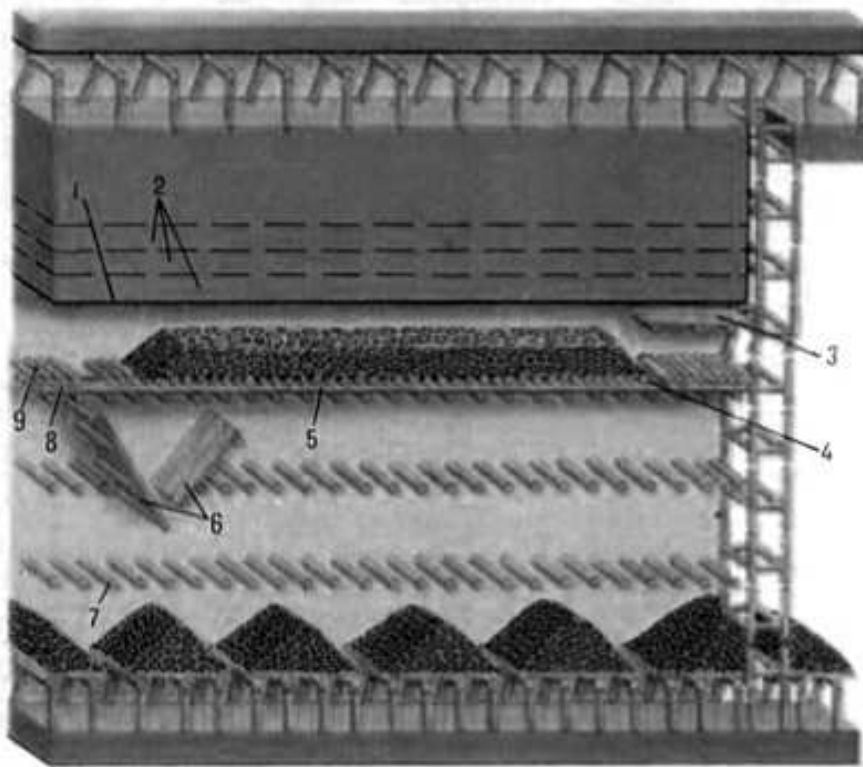


Рис. 5. Разработка залежи с частичным (слоевым) магазинированием полезного ископаемого: 1 — потолочина; 2 — слои полезного ископаемого; 3 — временный полук; 4 — выпускные окна; 5 — настил; 6 — отбойные решетки; 7 — распорки; 8 — прогоны; 9 — накатник

6

Чтобы воспрепятствовать обрушению вмещающих пород или предотвратить развитие значительного горного давления при отработке жилы (или группы жил) на большой площади, выработанное пространство после выпуска замагазинированной руды иногда заполняют закладочным материалом. В других случаях после выпуска руды и выемки целиков вмещающие породы самообрушаются или их обрушают принудительно. Выработанное пространство при этом заполняется обрушенной породой.

III класс. Системы с креплением очистного пространства.

Этот класс систем применительно к жильным месторождениям характеризуется использованием в качестве основного средства поддержания очистного пространства различных видов крепи. Крезь одновременно может служить в качестве платформы для работающих.

Следует отметить, что существуют отдельные переходные разновидности систем с креплением, которые почти в одинаковой мере можно отнести к классу систем с открытым очистным пространством, т. к. здесь для поддержания вмещающих пород используются одновременно и играют почти равную роль как крепь, так и рудные целики (рис.6). Условимся относить такие системы преимущественно к классу систем с креплением, имея в виду, что в этом случае очистное пространство в значительной степени заполнено крепью, а не является открытым.

IV класс. Системы с закладкой очистного пространства.

Основной признак, характеризующий системы IV класса, — заполнение очистного пространства по мере выемки руды закладочным материалом; закладочный массив в данном случае является основным средством поддержания вмещающих пород. Крезь в виде стоек, распорок, крепежных рам, костров сооружается в призабойном пространстве и используется в качестве вспомогательного, обычно временного средства поддержания. В необходимых случаях оставляют междуэтажные (подштрековые, надштрековые) и междублоковые целики.

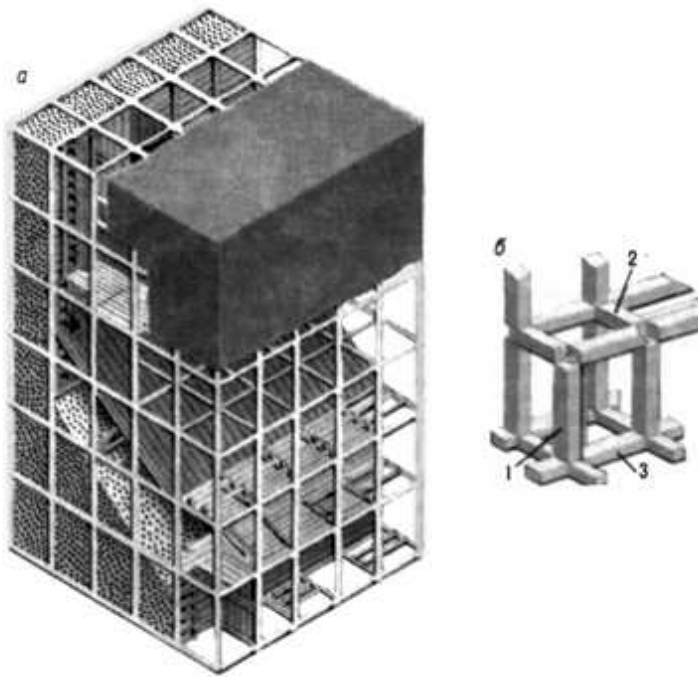


Рис. 6. Станковая крепь:
а — крепь в выработанном пространстве, заполняемом твердеющей закладкой;
б — станок крепи; 1 — стойка; 2 — верхняк; 3 — распорка

V класс. системы с креплением и закладкой очистного пространства.

В системах *V* класса объединяются характерные признаки двух предыдущих классов — с креплением и с закладкой очистного пространства. В отличие от систем с закладкой здесь роль крепи как средства поддержания не является второстепенной; крепь сооружается регулярно и часто имеет сложную конструкцию. В зависимости от способа очистной выемки системы разделены на три группы: 1) сплошные, 2) слоевые и 3) потолкоуступные, а по направлению очистной выемки каждая группа делится на типы.

Системы с креплением и закладкой при разработке жильных месторождений применяют еще реже, чем системы с креплением или системы с закладкой, т. к. они чрезвычайно трудоемки и отличаются самой низкой производительностью труда забойного рабочего.

VI класс. Системы с обрушением вмещающих пород (рис. 7).

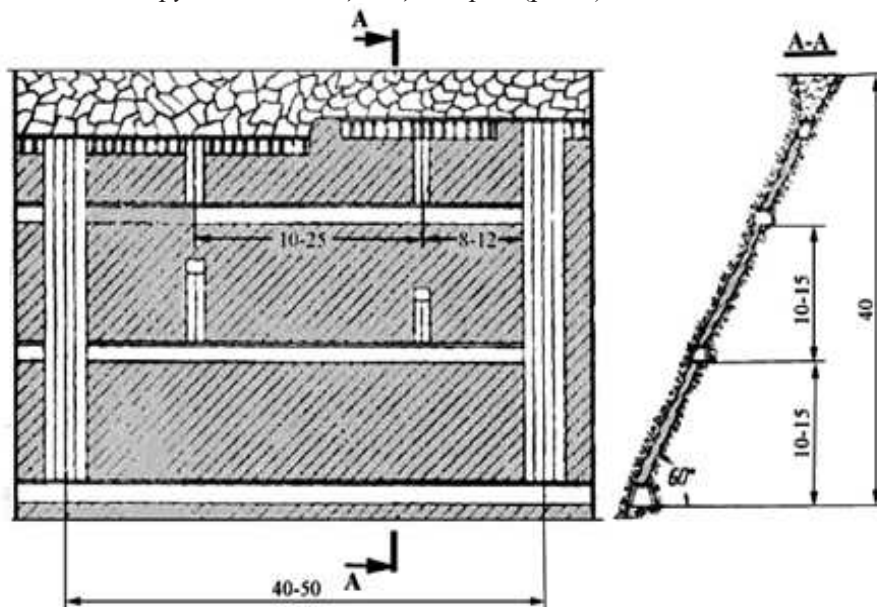


Рис. 7. Система разработки слоевым обрушением

Системы VI класса отличаются от всех предыдущих классов тем, что очистное пространство по мере его образования вслед за выемкой заполняется обрушенными вмещающими породами. Вмещающие породы поддерживаются при помощи крепи обычно только у призабойного пространства.

Эти системы имеют большое распространение при разработке пологопадающих пластов и жил. При крутом падении их применяют реже.

Системы данного класса разделены на три группы: 1) системы слоевого обрушения; 2) сплошные системы с обрушением кровли и 3) столбовые системы с обрушением кровли.

В каждой из этих групп типы систем выделяются по различным признакам: в первой — два типа систем по способу подготовки блока (наличию аккумулирующих выработок), который оказывает большое влияние на условия доставки руды и организацию очистной выемки; во второй группе — два типа по направлению очистной выемки и в третьей — три типа по способу выемки столба.

Лекция №15
Физико-химическая геотехнология. Специальные способы
добычи полезных ископаемых. Подземная газификация угля и сланцев.

Как известно традиционный шахтный метод добычи угля основан на механическом разрушении и доставки угля, а также на гидравлическом и механогидравлическом разрушение и доставки угля.

Кроме шахтного способа возможны специальные способы разработки месторождений, которые приведены в табл.1.

Таблица 1 – Типизация специальных способов разработки месторождений

Способ	Добываемые полезные ископаемые	Перспективные для добычи полезные ископаемые
Подземная газификация	Каменный и бурый уголь	Горючие сланцы, сера, битум
Скважинная гидродобыча	Уголь, фосфориты, гравий, песок, железо, золото	Осадочные металлы, титан, алмазы, мягкие бокситы и др.
Подземное растворение	Каменная и калийная соль	Сода, глауберова соль
Подземное выщелачивание	Медь, золото, уран	Марганец, сульфидная медь, свинец и цинк, никель, титан и др.
Подземная возгонка	Ртуть	Мышьяк
Добыча из подземных вод	Бром, йод, бор, уран, стронций	Сточные воды Горных предприятий

Специальные способы добычи полезных ископаемых основаны на переводе полезного ископаемого в подвижное состояние посредством осуществления на месте его залегания тепловых, массообменных, химических и гидродинамических процессов. Они имеют следующие особенности:

- добыча ПИ, как правило, ведется через специально оборудованные и подготовленные скважины;

- инструментом добычи является рабочие агенты - флюиды (растворители, теплоносители и др.), которые в процессе добычи движутся по залежи, причем подача рабочих агентов к залежи и отвод ПИ на поверхность могут производиться как через одну скважину, так и через различные скважины;

- технология, как правило, предусматривает избирательное извлечение, т.е. на месте залегания фактически ведется переработка горной массы и извлечение полезного компонента;

- управление процессом добычи осуществляется с поверхности путем изменения параметров (расхода, температуры, давления, концентрации и др.), а также мест ввода рабочего агента и отбора ПИ;

- эксплуатируемое месторождение является объектом добычи и местом, где протекает технологический процесс, разработка его зональна и перемещается во времени у добычных скважин.

Виды подвижного состояния ПИ могут быть: газ, расплав, раствор, подвижные смеси.

Подземная газификация угля (ПГУ)

ПГУ представляет собой термохимический процесс превращения угля в горючие газы, пригодные для энергетических или физико-технологических целей. Идея ПГУ принадлежит Д.И.Менделееву.

ПГУ занимаются кроме СНГ еще США, Бельгия, Англия, Италия, Польша, Чехия, Словакия, Япония, Австралия и др. Под термином «Подземная газификация угля» понимают процесс получения из угля горючего газа, а под термином «Газогенератор» - часть угольного пласта, в которой ведется газификация. Важнейшими элементами подземного газогенератора являются каналы газификации, образуемые по простиранию или падению. В них происходит взаимодействие кислорода, подаваемого в каналы, с твердой фазой (с углем). Кислород в канале быстро подогревается. Двигаясь далее, он вступает в реакцию с углеродом угля, образуя окись и двуокись углерода. Образовавшаяся двуокись углерода, а также водяной пар, поступающий из угольного пласта и окружающих пород, движутся далее по угольному каналу, омывают его раскаленную поверхность и восстанавливаются углеродом (соответственно до окиси углерода и водорода). При дальнейшем движении по каналу горячие газы нагревают уголь, в результате чего происходит термическое разложение его горючей массы с выделением летучих, поступающих в газовый поток. Далее эта смесь газов, имеющая еще достаточно высокую температуру, омывает остальную поверхность канала, производя подсушку угля. Таким образом, процесс газообразования в канале газификации можно условно разбить на 4 зоны – окисления(горения), восстановления, термического разложения угля, сушки (рис.1).

По мере газификации каналы расширяются налегающие на пласт породы обрушаются, заполняя выгазованное пространство и уменьшая свободное сечение канала.

Процесс прожига в угольном пласте канала очагом горения, перемещающимся на встречу дутьевому потоку или по его направлению, называется фильтрационной сбойкой скважин. В первом случае сбойку называют противоточной, во втором - прямоточной.

Все подземные газогенераторы можно разделить на газогенераторы с изолированными каналами и каналами, объединенными посредством единого канала, розжига.

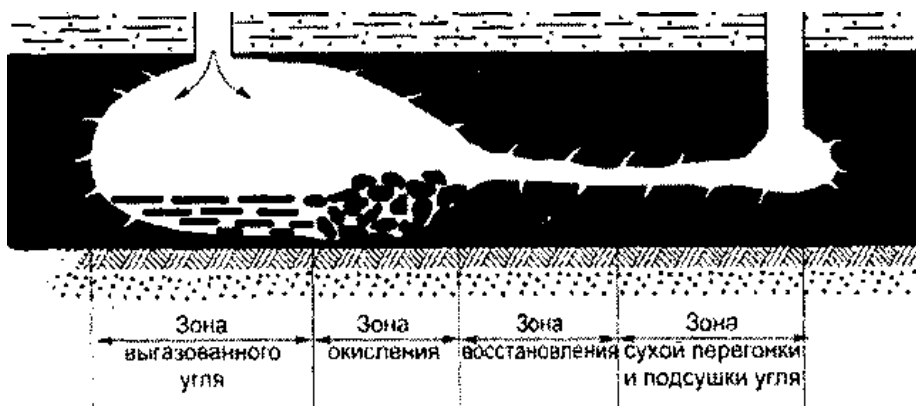


Рис.1. Зоны в реакционном канале при ПГУ

В настоящее время функционирует единственная станция ПГУ в СНГ – это Ангренская станция ПГУ в Узбекистане.

Уголь Ангренского бурогоугольного месторождения имеет теплотворность 13,6 МДж/кг, а горючие газы станции «Подземгаз» в пределах 3,5 МДж/м³. Но, если учесть что при газификации с 1 кг угля вырабатывается в порядке 3,0 м³ горючих газов, то суммарная величина тепловой мощности будет существенной. Это означает, что если судить по материальному балансу, то имеем не плохую продукцию по энергетическому показателю. Не сложные расчёты показывают, что химическая энергия горючих газов составляет более 70%

химической энергии твердого топлива, это не плохой показатель. В таблице приведен расчетный и фактический состав газа ПГУ, на рис.2 принципиальная схема технологии ПГУ, а на рис.3 схема подземного газогенератора Ангренской станции «Еростигаз». Как видно из таблицы горючими компонентами являются H_2 , CO , CH_4 , C_nH_m . Суммарно они составляют 28.7%, а остальные негорючие газы.

Состав газа ПГУ	Концентрация кислорода в дутье, %	Состав газа, об. %							Теплота сгорания газа, kJ/m^3
		CO_2	C_nH_m	O_2	CO	H_2	CH_4	N_2	
Расчетный	21,0	18,9	0,2	0,3	5,5	17,2	2,5	55	3350
Фактический	21,0	21,5	0,2	0,4	4,0	22,5	2,0	49	3510

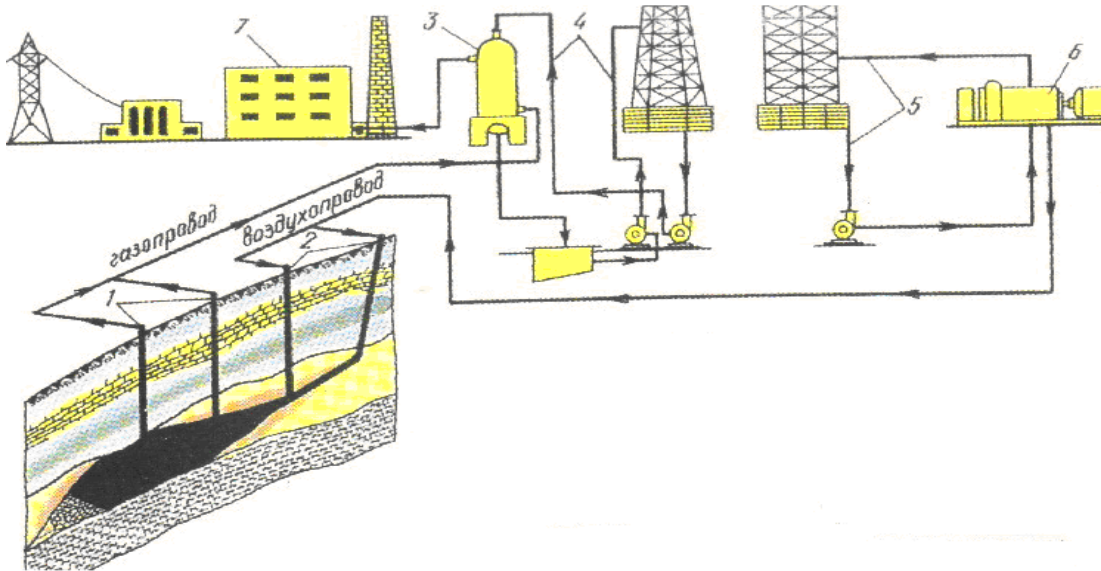


Рис.2. Принципиальная схема технологии ПГУ на Ангренской станции «Еростигаз»



Рис.3. Схема подземного газогенератора Ангренской станции

«Еростигаз» на пологом угольном пласте

Подготовка подземного газогенератора производится следующим образом. Бурится и обсаживается ряд скважин. Затрубное пространство тампонируется. Затем приступают к сушке пласта. Для этого нагнетают дутье в 2, 3 или во все скважины. После предварительной сушки прекращают нагнетание дутья в одну из скважин, называемую *розжиговой*, соединяют с атмосферой и зажигают угольный пласт. Развитие очага горения обеспечивается сравнительно не продолжительным нагнетанием дутья в розжиговую скважину и ее периодической разгрузкой. Как только достигнуто устойчивое горение угля, из розжиговой скважины в течение всего периода сбоя отводится газ. Дальнейшее горение угля поддерживается за счет кислородного дутья, нагнетаемого в соседние скважины и фильтрующегося в направлении к очагу горения.

Забой дутьевой скважины и каналы газификации также соединяют гидроразрывом.

Для пластов мощностью 2-10 м рекомендуется длина газогенератора 400-500 м (по падению пласта). Размер по простиранию зависит от производительности газогенератора, при этом следует учитывать что, наилучшее качество газа получается при интенсивности процесса, равной 20 тыс. м³ газа на 100 м длины по простиранию для пластов мощностью 2 м и 80-100 тыс. м³ – для пластов мощностью 8-10 м. Диаметр дутьевых скважин должен быть не менее 250-300 мм, а газоотводящих - 350-400 мм. Расстояние между газоотводящими скважинами должно быть в пределах 50-60 м.

Теплотворность получаемого газа в среднем составляет около 1000 ккал/м³. Наряду с газом, на станциях ПГУ можно получить попутно такие химические вещества, как фенолы, бензолы, пиридины, жирные кислоты, серу и др.

Технология ПГУ имея ряд преимуществ по сравнению с добычей угля в шахтах и на разрезах, вместе с тем имеет много недостатков: большие потери тепловой энергии угля под землей; низкая теплотворная способность получаемых газов, вырабатываемых на станциях «Подземгаз» на воздушном дутье; ограниченное расстояние (15-30 км) транспортирования газа; низкий КПД химического и энергетического процессов; высокая энергоемкость технологии; сложность управления процессом газификации и др. Отмеченные недостатки определяют путей дальнейших исследований, направленные на совершенствование ПГУ на новой технологической основе использованием последних достижений горной науки, энергетической и химической индустрии с целью создания экологически чистого, экономически эффективного предприятия.

Каковы же резервы в повышении эффективности ПГУ? Вот основные из них.

1. Совершенствование схемы газификации и конструкции подземного газогенератора с целью активного и направленного взаимодействия окислителя с реакционной поверхностью огневого забоя (несмотря на выгазование угольного пласта).

В старой, традиционной технологии, нагнетание дутья в большей части эксплуатационного времени происходит вдали от реакционной поверхности огневого забоя. Дутье, как правило, фильтруется через слой обрушившейся кровли, золы и воды и только после этого контактирует с огневым забоем. Пути движения дутья неуправляемы и определяются только сложившимися в выгазованном пространстве искусственными коллекторами. Это приводит, во-первых, к весьма пассивному теплообмену между окислителем и реакционной поверхностью угольного пласта, а во-вторых, к контактам свободного окислителя со сформировавшимся в другом месте горючим газом и дожиганию последнего. Малоинтенсивное реагирование в зонах газификации сопровождается низкой температурой в них и, как следствие этого, малым соотношением CO/CO₂ в образовавшемся газе.

Как показывает опыт, только в результате направленного и активного массообмена между окислителем и огневым забоем возможно повышение температуры (в зоне горения) и соотношения CO/CO₂.

Необходимо найти такое конструктивное оформление подземного газогенератора, в котором бы постоянно реализовывался упомянутый реакционный канал. Достаточно

строгие закономерности горения угля в таком постоянно существующем канале являются надежной основой для управления процессом ПГУ.

На рис.4 показана принципиальная схема модуля подземного газогенератора по новой технологии с постоянным реакционным каналом, вдоль которого движутся дутьегазовые потоки.

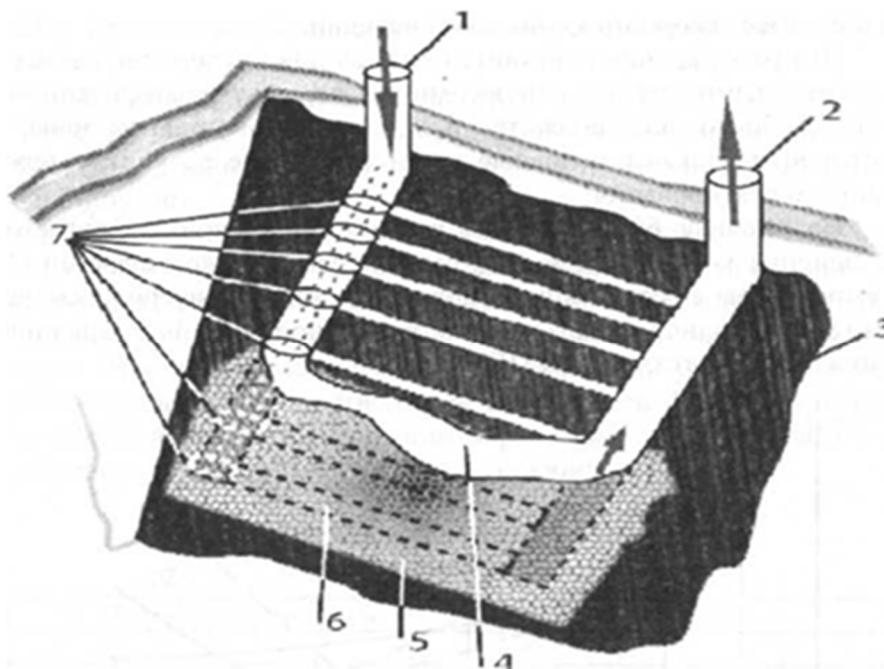


Рис.4. Принципиальная схема модуля подземного газогенератора по новой технологии: 1 - дутьевая скважина, обсаженная по угольному пласту; 2 - газоотводящая скважина без обсадки по угольному пласту; 3 - угольный пласт; 4 - реакционный канал; 5 - обрушившаяся порода кровли и шлак; 6 - первоначальный канал газификации; 7 - точки переноса подачи дутья вдоль скважины

Газогенератор представлен в плоскости угольного пласта (наклонного или горизонтального). Дутьевая скважина обсаживается на всю длину, а газоотводящая — только до входа в угольный пласт. В нижней своей части обе скважины соединяются между собой в единую гидравлическую систему. В буровом канале дутьевой скважины формируется огневой забой и по мере выгазования угольного пласта между скважинами точка подвода дутья перемещается вверх по скважине. Таким образом постоянно осуществляется направленный подвод окислителя непосредственно к реакционной угольной поверхности. Активное гетерогенное реагирование в канале, стенки которого преимущественно угольные, обуславливает не только высокую температуру на поверхности, но и минимальные относительные потери тепла в окружающие породы.

2. Традиционной технологии ПГУ присущи невысокие химические КПД процесса газификации, равные 55-60%.

Непроизводительные потери тепла в окружающий массив и с охлаждающей водой достигают 30%. Каковы же пути их снижения?

Во-первых, целесообразно изменить конструкцию газоотводящих скважин, выполнив ее в виде теплообменника-утилизатора (рис.5). Это позволит заменить прямое охлаждение газа с 600-700 до 200°C путем впрыскивания в его поток охлаждающей воды косвенным теплообменом через стенку утилизатора.

Перегретый водяной пар, получаемый в теплообменнике, возвращается вместе с воздушным дутьем в подземный газогенератор. В опытах было зафиксировано увеличение химического КПД процесса газификации на 14%.

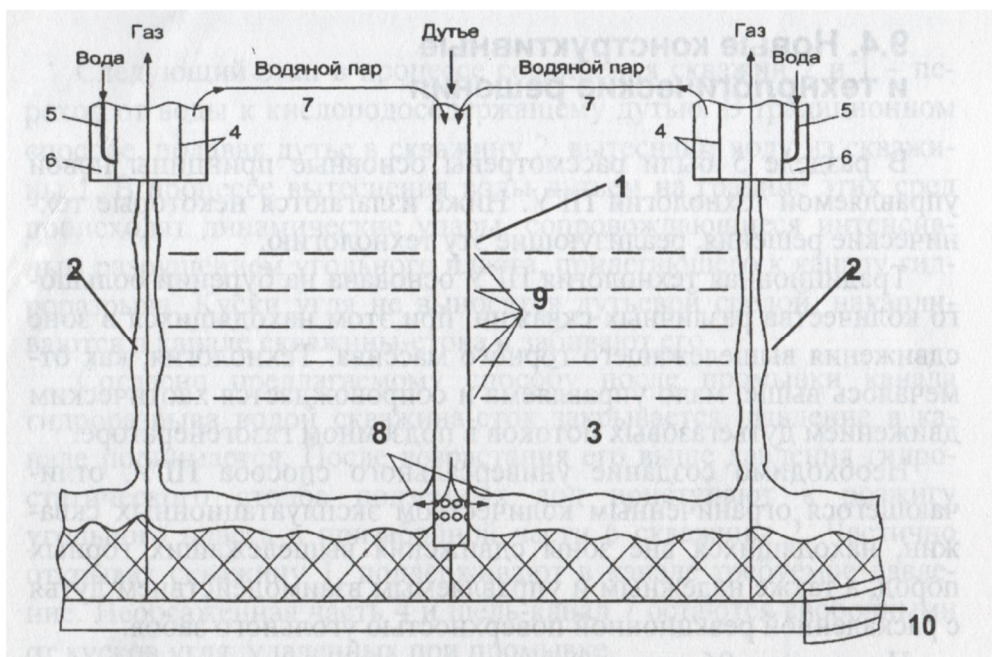


Рис.5. Фрагмент газогенератора по новой технологии:

- 1 – дутьевая скважина; 2 – газотводящая скважина; 3 – угольный пласт;
 4 – двойная колонна; 5 – трубка с водой; 6 – кольцевая щель; 7 – паропровод;
 8 – огневой забой; 9 – зона взаимодействия окислительного дутья;
 10 – горизонтальная сбоечная скважина*

Во-вторых, непроизводительные потери тепла могут быть снижены путем осуществления процесса ПГУ в две стадии.

Если в зону образовавшегося газа, имеющего температуру 700-800°C, в реакционный канал через специальные скважины подавать перегретый водяной пар или углекислоту, то физическое тепло газа будет использоваться на эндотермические реакции. Благодаря этому не только происходит обогащение газа ПГУ водородом и монооксидом углерода, но и появляется возможность активного воздействия на химизм процесса ПГУ и состав его конечного продукта.

Двухстадийная ПГУ может быть проведена в две периодически осуществляемые фазы. В первой из них реализуется подвод окислителя к реакционной поверхности угольного пласта, во второй — к раскаленной угольной массе подводится восстановитель H_2O или CO_2 .

Расчеты показывают, что непроизводительные потери тепла при описанных выше методах могут быть снижены с 30 до 10%, что будет способствовать повышению химического КПД процесса ПГУ с 60 до 80%.

3. Перспективен для ПГУ переход на большие глубины (600 м и более). Известные трудности шахтной добычи угля на глубоких горизонтах не только не оказывают заметного отрицательного влияния на их подземную газификацию, но даже способствуют улучшению основных технико-экономических показателей по сравнению с ПГУ на глубине до 300 м.

С переходом на глубины 600-1500 м появляется реальная возможность осуществления процесса ПГУ при давлении 2- 5 МПа (вместо традиционного 0,2-0,3 МПа) без опасения дегерметизации подземного газогенератора.

На рис.6 представлена ещё одна принципиальная конструкция подземного газогенератора. Длина угольной части наклонно-горизонтальных скважин 500 м; ширина газогенератора по простиранию 350 м, на которой пробурено 10 наклонно-горизонтальных обсаженных дутьевых скважин и 10 наклонно-горизонтальных (необсаженных по углю) газотводящих скважин.

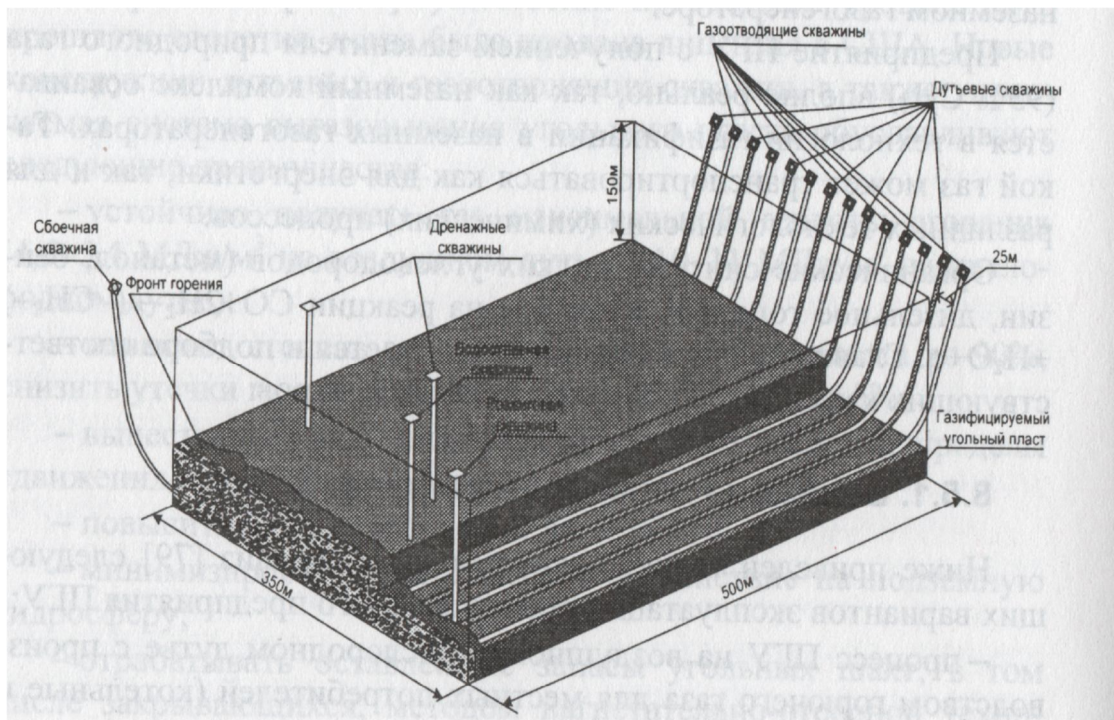


Рис.6. Принципиальная конструкция подземного газогенератора

Дутьевые и газотводящие скважины соединены одной поперечной наклонно-горизонтальной скважиной с длиной по угляю 350 – 380 м.

Таким образом, пути совершенствования традиционной технологии ПГУ следующие:

-активный и направленный подвод окислителя к реакционной поверхности угольного пласта с перемещением его вдоль длинного бурового канала, пройденного по угольному пласту;

-утилизация физического тепла газа, извлекаемого из продуктивной скважины;

-осуществление процесса ПГУ в две стадии, при этом во время второй физическое тепло утилизируется непосредственно в реакционном канале подземного газогенератора;

-углубление подземных газогенераторов до 600-1500 м.

Все это позволяет повысить стабильность процесса ПГУ, теплоту сгорания газа на парокислородном дутье до 9-11 МДж/м³, химического КПД до 75-80%, экологическую чистоту предприятия ПГУ и существенно расширить сырьевую базу (в том числе за счет газификации глубокозалегающих угольных пластов).

Лекция №16

Подземное гидрирование углей. Скважинная гидродобыча полезных ископаемых. Технология подземного выщелачивания руды. Подземная выплавка серы. Подземное сжигание горючих сланцев (угля)

Подземное гидрирование углей.

Искусственное получение жидких углеводородов из каменных углей возможна осуществить через систему добычных скважин, пробуренных с поверхности. Метод гидрирование угля заключается в действии на него водородом при t^0 450-500 0 С и давлении 200 атм. Из 1 т. угля получается 600-650 различных нефтепродуктов, не уступающих по своим качествам извлекаемым из природной нефти продуктам. Метод подземного гидрирования угля находится в стадии исследования и имеет значительные перспективы. Например, ученые США предложили для получения энергии из углей путем осуществления подземной газификации, последующего охлаждения оставшейся угольной массы и сжижения её для синтезирования сырой нефти. При ПГУ в рабочей зоне оставляют до 50% угля в виде конусообразных целиков. В рабочую зону подается вода, которая, охлаждая окружающую среду превращается в пар. При t^0 540-1100 0 С и манометрическом давлении пара 27 атм. происходит реакция, в результате которой образуется синтетический газ (H_2+CO), пригодный для использования в химическом производстве. Затем скважины оснащаются обсадными трубами, опускающимися почти до дна рабочей зоны. Концы труб должны быть погружены в фенол, который является носителем водорода. Дополнительное количество водорода подается в виде ранее полученного синтетического газа. В результате происходит сжижение угля при наличии повышенной концентрации H_2 . Ожидаемая калорийность синтезированной сырой нефти составляет около 8900 ккал/кг.

Скважинная гидродобыча полезных ископаемых (СГД)

Сущность способа гидродобычи через скважины (СГД) с разрушением пластов, содержащих полезное ископаемое, гидромониторными струями состоит в следующем: в пробуренную скважину опускается добычный снаряд, оборудованный гидромонитором и выдачным устройством; руда или уголь, размываемая струей воды при соответствующем давлении, в виде пульпы выдается на поверхность. В качестве выдачного устройства могут использоваться гидроэлеваторы, эрлифты, скважинные насосы, противодавлением нагнетаемой в залежь воды или их комбинации.

Преимущества способа:

- однооперационность процесса – операции по добыче и транспортированию ПИ осуществляется водой;
- возможна полная автоматизация работ;
- экономическая целесообразность извлечения забалансовых запасов ПИ;
- возможность разрабатывать месторождения под водоемами, а также без нарушения поверхности.

Существуют несколько вариантов.

Один из методов скважинной гидродобычи угля состоит в том, что с поверхности бурится скважина до почвы пласта. В скважину спускается комплект оборудования, состоящий из высоконапорного става, вращающихся насадок и шламовой насосной системы. По мере вращения насадок они медленно поднимаются, причем струя воды отбивает уголь, который смешиваясь с водой в виде пульпы, попадает на почву, откуда и откачивается на поверхность. Управление всеми процессами ведется с поверхности. Этот метод увеличивает безопасность работ, обеспечивает сменную производительность труда свыше 45 т, а также исключает влияние горных работ на окружающую среду (отходы обогащения могут быть закачаны в отработанную скважину).

Еще один метод, сущность которого состоит: в предварительно пробуренную с поверхности толщу угольного пласта скважину диаметром 0,4 м вводится специальный

рабочий орган, осуществляющий разрушение угля двумя диаметрально выбрасываемыми водяными струями и транспортирование пульпы на поверхность.

Рабочий орган содержит три системы:

-систему струйного резания, состоящую из насосов и трубопроводов высокого давления;

-систему гидротранспорта пульпы на поверхность с глубины не менее 30 м с помощью диффузионного насоса;

-обычную буровую каретку, осуществляющую дробление крупных кусков.

Рабочий орган вращается, в результате чего струи прорезают в массиве кольцевой паз.

По истечении определенного времени, когда удаление паза от центра скважины достигает максимальной величины, рабочий орган опускается в низ. Когда орган опустится на максимальную глубину, начинается процесс дробления угля и транспортирования измельченного угля на поверхность.

Для эффективного применения метода СГД необходимо, чтобы ПИ легко разрушалось под гидродинамическим воздействием, покрывающие породы допускали значительное обнажение кровли или обладали свойством плавного опускания.

Для СГД, кроме угля, ещё перспективны все легко диспергируемые, пористые, рыхлые и слабосвязанные залежи полезных ископаемых. К ним относятся месторождения торфа, песков и гравия для строительной промышленности, фосфорит и марганцевосодержащие отложения, рыхлые россыпные месторождения золота и титана, осадочные месторождения редких металлов, мягкие бокситовые руды, битуминозные песчаники и т.д.

Технология подземного выщелачивания руды

Под термином подземное выщелачивание обычно понимают метод добычи полезного ископаемого путем избирательного растворения его на месте залегания и последующего извлечения, образованных в зоне реакции, химических соединений на поверхность.

Подземное выщелачивание (ПВ) в зависимости от геотехнологических свойств обрабатываемых месторождений осуществляется следующими **схемами**:

- через скважины, пробуренные с поверхности к рудам, обладающим естественной фильтрацией;

- обычной шахтной подготовкой месторождения с отработкой отдельных блоков руды системами с выщелачиванием;

- комбинированный, т.е. шахтная подготовка месторождения и скважинное выщелачивание;

- кучного и отвального выщелачивания.

Обычно под термином «*кучное выщелачивание*» понимается реагентное извлечение полезного компонента из раздробленной и уложенной в кучу руды на специально складированные раствороорошаемые площадки. *Отвальное выщелачивание* – это выщелачивание полезных компонентов из старых отвалов бедных руд.

В практике ПВ в зависимости от вещественного состава руд используются водные растворы минеральных солей и солей карбонатов щелочных металлов. В России и Узбекистане используется кислотный способ – растворы серной кислоты 5-50 г/л для выщелачивания урана.

Обычно технологический процесс ПВ ведется в несколько **стадий**:

1 – закисление (ведется более слабыми растворами до появления промышленной концентрации урана);

2 – отработка руд рабочими растворами;

3 – вытеснение из пласта продуктивных растворов водой.

При ПВ применяют в большинстве случаев **две схемы** подачи растворителя в залежь:

- орошение разрыхленных скальных руд;

- замена пластовых вод растворителем.

При первой схеме рабочие растворы стекают по кускам руды под действием силы тяжести в виде тонких пленок, а расход раствора не лимитируется проницаемостью залежи и подбирается таким образом, чтобы добиться наибольшей производительности процесса, определяемой произведением расхода на концентрацию.

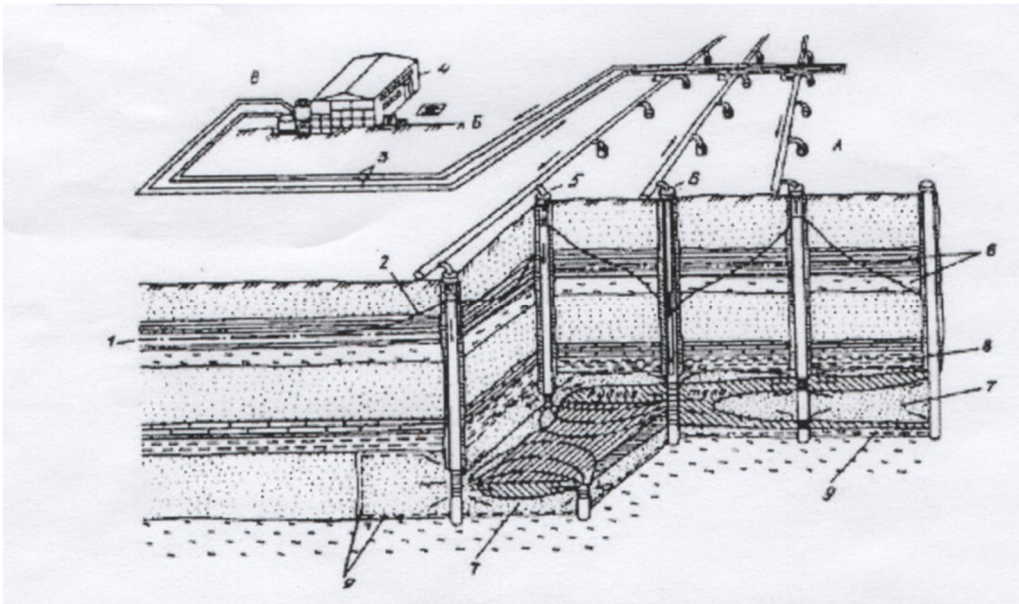
При второй схеме движение растворов представляет собой напорную фильтрацию между взаимодействующими выработками. Гидродинамическое поле в этом случае определяется расположением скважин и фильтрационными свойствами рудовмещающего водоносного горизонта, а также теми изменениями, которые происходят при взаимодействии руды с рабочим раствором.

Успешное применение выщелачивания для разработки месторождения зависит от правильного учета гидрогеологических факторов, влияющих на ход отработки. Кроме того, важную роль играют и такие факторы, как состав руд и вмещающих пород, размеры и форма залежей, глубина их залегания, текстура и структура руд, гидродинамические параметры рудовмещающего водоносного горизонта, степень и характер неоднородности в плане и разрезе. При современном развитии техники не всякое месторождение можно отрабатывать методом ПВ. Для этого оно должно удовлетворять определенным требованиям. Так, минералогический состав залежи и вмещающих пород должен обеспечивать избирательное извлечение полезного ископаемого при экономически допустимом расходе рабочих реагентов. Проницаемость залежи должна превышать проницаемость вмещающих пород. Взаимодействие рабочего раствора с породами не должно приводить к прекращению фильтрации и др.

Возможны различные технологические схемы ПВ, из которых наиболее широко применяются схемы выщелачивания из проницаемых руд в естественном залегании через скважины и с предварительным дроблением скальных руд взрывами с использованием горных выработок для подачи и отвода растворов.

По первой схеме месторождение вскрывается системой скважин, располагаемых рядами, многоугольниками, кольцами. В скважины подают растворитель, который, фильтруясь по залежи, выщелачивает полезные компоненты и затем откачивается через другие скважины. Конструкция скважин для ПВ проста. Особенностью скважин является применение труб из полиэтилена (рис. 1).

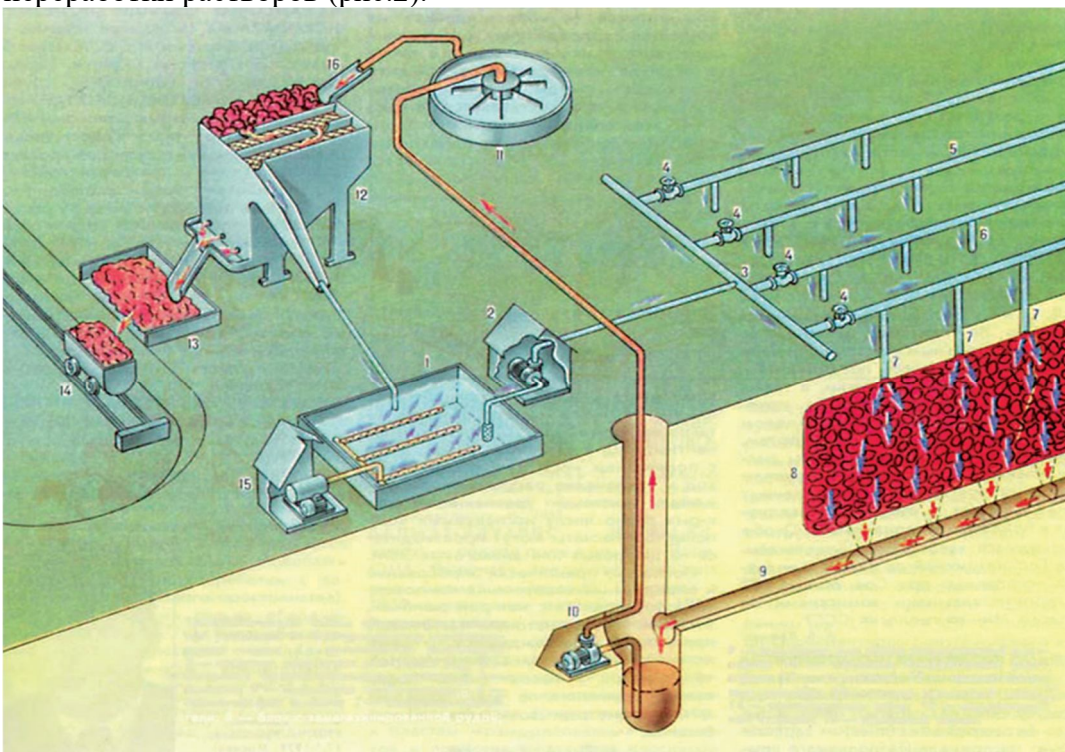
По второй схеме залежь вскрывают подземными горными выработками. Отдельные блоки разбуривают скважинами и производят взрыв. Затем на верхнем горизонте ведут орошение массива рабочим агентом, который стекает вниз под действием силы тяжести, смывает куски руды и растворяет минералы полезного ископаемого. На нижнем горизонте растворы собирают и перекачивают на поверхность для переработки. Орошение ведется периодически. При снижении концентрации продуктивного раствора орошение прекращают и дают массиву выстояться. Режим чередования этих операций определяется опытным путем.



*Рис.1. Разработка месторождений подземным выщелачиванием:
 А – добычной, Б – транспортный, В – перерабатывающий участки;
 1, 2 – уровни воды; 3 – растворопроводы; 4 – цех переработки; 5, 6 – закачные
 и откачные скважины; 7 – пески; 8 – водоупоры; 9 – границы оруденения*

Эта схема применяется главным образом на месторождениях, обрабатываемых подземным способом.

По третьей схеме месторождения подготавливается шахтным способом, а выщелачивание производится через скважины, пробуренные с поверхности. Оборудование для ПВ включает узел приготовления растворителей, систему трубопроводов для подачи их в скважину, оборудование для откачки и перекачки продуктивных растворов, узел переработки растворов (рис.2).



*Рис. 2. Технологическая схема опытно-промышленной установки по выщелачиванию меди:
 1 – регенератор растворов; 2 – насосная оборотных растворов; 3 – трубопровод
 выщелачивающего раствора; 4 – вентили; 5 – подающие трубопроводы; 6 – оросительные*

шланги; 7—скважины-оросители; 8—блок с замагазинированной рудой; 9—выработка для сбора продуктивных растворов; 10—насосная продуктивных растворов; 11—сгуститель; 12—цементационные желоба; 13—сушка цементной меди; 14—транспортные пути; 15—компрессорная станция; 16—железный скрап

Простота и экономичность добычи меди из рудничных вод послужили толчком к применению выщелачивания в качестве специального способа разработки месторождений медных руд.

Для разработки рудных месторождений методом выщелачивания необходимы следующие условия:

- 1) растворимость рудного минерала или соли металла в воде или слабом растворе серной кислоты;
- 2) проницаемость рудной массы для растворителя — наличие трещин, раздробленность рудной массы и возможность равномерного ее омывания растворителем;
- 3) отсутствие (или возможность устранения) каналов, позволяющих растворителю протекать по произвольному руслу, не омывая всей рудной массы;
- 4) желательно, чтобы раствор от места растворения до места осаждения металла протекал самотеком и самотеком же удалялись отработанные воды, из которых металл извлечен.

Поверхностный технологический комплекс передела продуктивных растворов на урановых предприятиях состоит из:

- 1) сорбционной переработки на ионообменных смолах; обработанные растворы доукрепляются и возвращаются в оборот;
- 2) десорбции урана кислотами или смесью нитратных и хлоридных растворов с получением растворов, содержащих 3-40 г/л урана;
- 3) регенерации ионообменных смол и осаждения их аммиачным или щелочным способом.

Развитие ПВ требует совершенствования технологии и оборудования добычных скважин, которое постоянно продолжается.

Для ориентировочного расчета параметров процесса ПВ необходимо:

1. Получить исходные данные, содержащие характеристику физико-геологических условий месторождения (глубина залегания, мощность и площадь месторождения, содержание полезного компонента и вредных примесей, вещественный состав, коэффициент фильтрации, эффективная пористость, уровень воды над кровлей продуктивной залежи и т.д.).

2. Подобрать растворитель, а в лабораторных опытах с реальной рудной массой установить его селективность, газовую составляющую и рассчитать необходимый удельный объем раствора на обработку 1т руды (Ж:Т).

3. Определить параметры технологии, зная (Ж:Т), рассчитать необходимое количество раствора для отработки месторождения как произведение объема руды на удельный расход реагента на выщелачивание 1т руды, а также задавшись производительностью руды по объему продуктивных растворов, определить срок отработки месторождения по принятому годовому числу часов работы предприятия и часовую производительность узла приготовления рабочих растворов.

Из гидрогеологических исследований и опытных работ определяется средняя приемистость добычных скважин.

Зная приемистость добычных скважин и часовую производительность узла приготовления рабочих растворов, можно определить число закачных скважин, а в зависимости от принятой системы разработки и число откачных скважин.

Продолжительность работы добычной скважины определяется ее дебитом, запасами полезного ископаемого в зоне действия скважины и коэффициентом извлечения, который устанавливают по лабораторным опытам (технологический коэффициент извлечения).

Подземная выплавка серы.

Наибольшее распространение получил метод подземной выплавки серы за счет подачи в пласт перегретого водяного пара.

Вода для производственных нужд попадает в нагреватели, которые могут быть либо прямоточными водогрейными котлами, либо паровыми котлами с бойлерными. Горячая вода через контрольно-распределительные станции (КРС) нагнетается в скважины. Каждая КРС служит для определенного числа рабочих скважин и включает регулирующие клапаны и контрольные приборы, позволяющие оператору регулировать давление и температуру текущих по трубам жидкостей и газов. Основная сложность метода заключается в необходимости разработки для каждого конкретного месторождения индивидуального технологического процесса добычи серы.

Метод основан на выплавке серы на месте ее залегания нагнетаемой через скважину горячей водой. Добычные скважины бурят обычными буровыми станками и обсаживают трубами до серного пласта. Обсадную трубу цементируют и продолжается бурение рудного тела на всю мощность. В пробуренную скважину вставляют три концентрически расположенных трубопровода диаметром 0,3 и 1 дюйм.

Верхнюю часть скважины оборудуют оголовком, обеспечивающим нагнетание в пространстве между шести- и трехдюймовыми трубами горячей воды. Последняя через перфорации в нижней части трубы проникает в сероносную залежь, разогревая и расплавляя серу. Расплавленная сера, как более тяжелая, стекает вниз и по серной трубе поднимается на высоту, равную гидростатическому давлению у почвы пласта. Подачей по дюймовой трубе сжатого воздуха сера эмульгируется и выдается на поверхность в промежутке между трех- и однодюймовыми трубами (рис. 3). Расплавленная сера, выходящая из скважины, направляется через отстойные резервуары (сепараторы) в фильтры для очистки и далее на склад готовой продукции. Все бассейны и трубопроводы, в которых циркулирует расплавленная сера, обогреваются.

В процессе разработки закачиваемая в пласт горячая вода распространяется по участку месторождения и повышает пластовое давление. Для его поддержания сооружают водоотливные скважины, которые регулируют пластовое давление и технологию добычи серы.

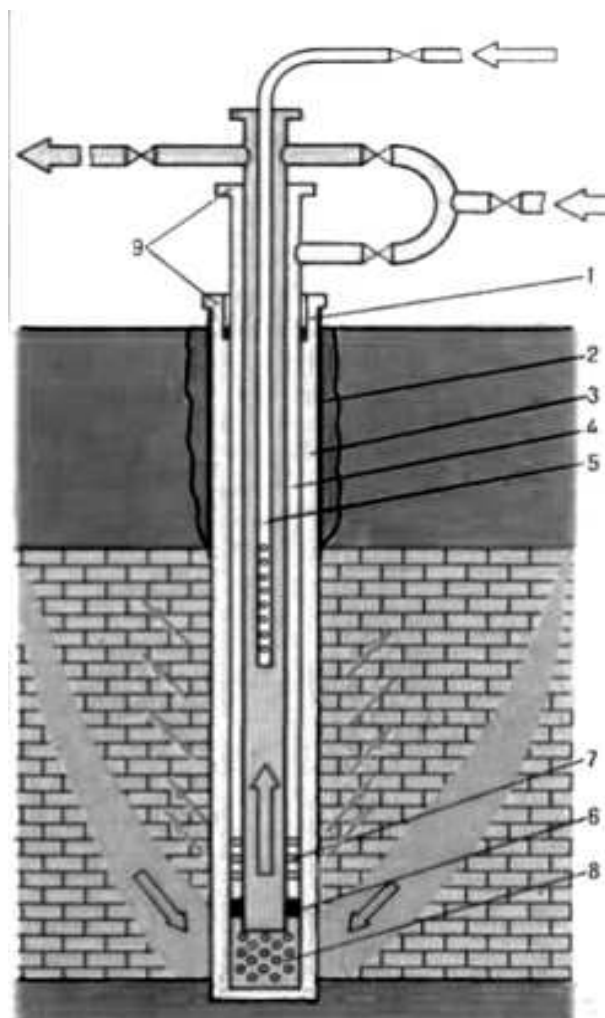


Рис. 3. Схема оборудования скважины при подземной выплавке серы:
 1 — обсадная колонна; 2 — затрубная цементация; 3, 4, 5 — водоподающая, серная и воздушная колонны; 6 — разделительный пакер; 7, 8 — перфорация; 9 — сальниковые компенсаторы

На механизм процесса разработки существенное влияние оказывает ряд природных условий и свойств руды: герметичность, трещиноватость и пористость рудного массива, серосодержание, гидродинамический режим и т. д. Гидродинамический режим рудного тела, подвергнутого разработке, в основном определяет параметры технологии.

После разбуривания серного месторождения добычными скважинами начинается разработка месторождения. Расположение добычных скважин и порядок их включения в работу являются основными вопросами проектирования и эксплуатации месторождения. От расположения скважин в значительной степени зависят важнейшие технологические показатели: извлечение серы, уровень добычи, время работы, удельный расход теплоносителя, объем капитальных затрат, которые определяют себестоимость добываемой серы.

Подземное сжигание горючих сланцев (угля).

На территории Республики Узбекистан имеются огромные запасы (47,0 млрд.т) горючих сланцев. Только в Кызылкумском бассейне находятся месторождения с прогнозными запасами горючих сланцев в количестве 24,6 млрд.т. Изучение особенностей горючих сланцев позволяет рассматривать их в качестве энергетического, химического, технологического, а также

минерального сырья для использования в различных отраслях промышленности. На месторождениях Байсун, Сангрунтау, Актау, Учкыр-Кульбешкак, Уртабулак запасы горючих сланцев составляют около 1,0 млрд.т. Перспективные проявления горючих сланцев выявлены и на других территориях Республики Узбекистан. Геологические исследования показали, что глубина залегания этих месторождений горючих сланцев находится в пределах от 100 до 500м и ниже, а средняя мощность составляет от 0,5 до 1,0 м.

Горючие сланцы Узбекистана, помимо углеродного сырья, содержат U, Mo, Au, W, Ag, Re, Cd, Se, Cu, Ni, Pb, S, включая редкоземельные металлы и металлы платиновой группы. Содержания металлов и ряда неметаллов в горючих сланцах месторождения Сангрунтау приведены в таблице.

Таблица
Средние содержания металлов и ряда неметаллов в горючих сланцах месторождения Сангрунтау

Элемент	Содержание, г/т	Элемент	Содержание, г/т
Уран	16-85	Германий	5-6
Молибден	400-750	Сурьма	13,9
Золото	0,02-0,2	Теллур	170-685
Вольфрам	130-300	Цинк	215-225
Серебро	2,4-3,2	Скандий	5,6
Рений	0,3-0,8	Ванадий	900-1670
Кадмий	30-40	Фосфор	до 40000
Селен	10-100	Хром	200-420
Медь	300-400	Олово	6-8
Никель	до 300	Лантан	57
Свинец	до 26	Церий	73-230
Мышьяк	1500-2000	Лютеций	23
Бериллий	0,2	Тантал	0,28
Кобальт	20-71	Таллий	10-15
Галлий	3-8	Торий	8-12

Разработка месторождений горючих сланцев Республики Узбекистан традиционными (открытым или подземным) способами по многим причинам (технологическим, экономическим и экологическим) не представляется возможным. Из-за низкой проницаемости пластов горючих сланцев и содержания металлов (ниже промышленного) применение способа подземного выщелачивания металлов малоэффективно. В связи с этим, необходимо подготовить пласты горючих сланцев к подземному выщелачиванию путем повышения их проницаемости, а также содержания металлов, т.е. произвести подземное обогащение полезных компонентов.

Преобладание минеральных компонентов в сланцевом массиве, неравномерное распределение горючей части, особые условия взаимодействия процесса горения и влаги не позволяют перенести технологию подземной газификации угля для газификации горючих сланцев.

Альтернативой к ПГУ является технология подземного сжигания горючих сланцев, которая позволяет подготовить участок месторождения к последующей стадии – подземному выщелачиванию металлов.

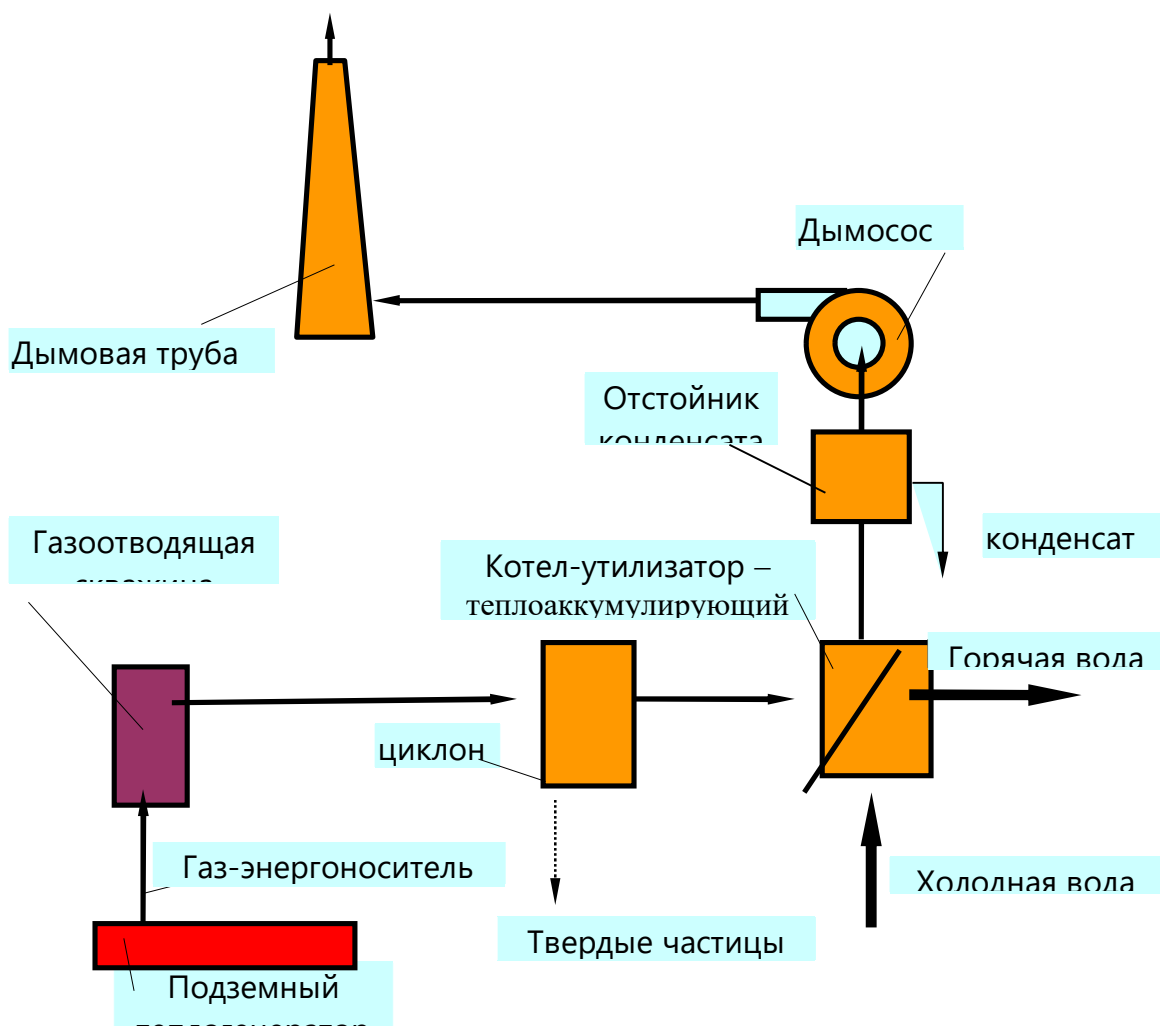


Рис.4. Принципиальная схема извлечения энергии из горючих сланцев подземным сжиганием.

Технология подземного сжигания горючих сланцев может быть направлена, прежде всего, на создание условий эффективного выщелачивания металлов, содержащихся в сланцевом массиве, путем многократного повышения проницаемости и обогащения полезных компонентов (металлов), а также на производство экологически чистого газообразного энергоносителя, используемого для получения горячей воды, пара, электрической энергии и холода. Принципиальная схема извлечения энергии из горючих сланцев подземным сжиганием приведена на рис.4.

При этой технологии необходимо создать первоначальный доступ к сжигаемым запасам горючих сланцев путем бурения сетки скважин соответствующего диаметра. Эти скважины затем будут использованы для подземного выщелачивания урана, металлов платиновой группы и редкоземельных элементов, что позволяют снизить эксплуатационные затраты на подготовку месторождения для подземного выщелачивания.

Данная технология позволяет:

- обеспечить полноту подготовки минеральной части горючих сланцев, оставшихся в недрах после их сжигания, к последующему подземному выщелачиванию;
- увеличить коэффициент извлечения энергии горючих сланцев;
- обеспечить равномерную проницаемость массива и, соответственно, концентрацию минеральных составляющих с металлами.

Лекция №17

Вспомогательные процессы, выполняемые при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

1. Подземный транспорт и подъем.

Все процессы перемещения руды (угля) из очистных блоков и очистных забоев к месту ее отгрузки потребителю на поверхности образуют в совокупности единую **систему транспортирования**. Звенья этой системы — *подземное транспортирование* и *подъем*, связанные друг с другом через перегрузочные комплексы околоствольных дворов.

Подземное транспортирование руды и угля представляет собой перемещение ее от пунктов выгрузки из очистных блоков (из лав) до рудничного подъема. Подземный транспорт также используют для своевременного и бесперебойного снабжения добычных участков материалами, инструментом, оборудованием и при необходимости для перевозки людей к месту работы и обратно.

На рудниках, добывающих металлические руды, используют следующий подземный транспорт:

- *периодического действия* (рельсовый или безрельсовый, самоходное оборудование на пневмошинном ходу);
- *непрерывного действия* (конвейерный).

Наибольшее распространение на подземных рудниках получил рельсовый транспорт. Это обусловлено тем, что руда представляет собой обычно крупнокусковой материал, обладающий большим удельным весом, крепостью и абразивностью. Безрельсовое транспортирование с использованием самоходного оборудования применяется также часто. Основной вид транспорта - автосамосвалы грузоподъемностью 20–22 т.

Ленточные конвейеры применяют только для транспортирования мелкокусковых мягких руд, например, на марганцевых шахтах. При этом нередко для вспомогательных целей приходится использовать рельсовый или автомобильный транспорт.

Рудничный подъем — выдача руды (угля) и породы на поверхность с подземных горизонтов. Он необходим только при вскрытии стволами.

По типу оборудования рудничный подъем разделяют на клетевой, скиповой, конвейерный, автомобильный, а по назначению — на главный (для выдачи руды или угля) и вспомогательный.

Подъем руды вагонетками в одно- и двухэтажных клетях применяют на небольших рудниках с производительностью 0,3–0,7 млн т/год, а при малой глубине разработки (300–400 м) — до 1–1,5 млн т/год. Вместимость поднимаемых вагонеток при этом не превышает 4,5 м³. При клетевом подъеме требуется меньший объем проходки околоствольных выработок, чем при скиповом.

На рудниках с производительностью более 0,7–1 млн т/год и при значительной глубине разработки используют, как правило, скиповой подъем руды. Высокая производительность скипов объясняется их большей вместимостью (до 22 м³), скоростью движения (до 20 м/с и более, тогда как клетки движутся со скоростью не более 8 м/с), а также полной автоматизацией погрузочно-разгрузочных операций и подъема–спуска скипов.

Конвейерный подъем применяют на сравнительно неглубоких рудниках (до 400–600 м) большой производительности (свыше 4–5 млн т/год), а при глубине разработки до 100–150 м — на рудниках с производительностью более 1–1,5 млн т/год. Как правило, применяют мощные ленточные конвейеры. Для использования конвейерного подъема необходимо сравнительно мелкое дробление руды или угля на куски размерами не более 0,1–0,15 м. Угол наклона ствола не должен превышать 18°.

Автомобильный подъем руды целесообразен при глубине разработки до 150–200 м и производительности рудника 0,5–1 млн т/год. Угол наклона автомобильных стволов 6–8°. Для вспомогательного подъема по вертикальным стволам используют то же оборудование, что и для главного. Его назначение заключается в выдаче на поверхность породы (вагонами в клетях или

скипами); спуске–подъеме людей (в клетях), спуске в шахту материалов, инструмента (в клетях), спуске рабочего и подъеме неисправного оборудования (малогабаритное — в клетях; крупногабаритное — на подвеске под клетями, целиком или частями, либо на специальных грузовых платформах в неразобранном виде по отдельным стволам).

2. Электроснабжение и освещение

В подземных рудниках для привода горных машин используют два вида энергии: электрическую и пневматическую (сжатый воздух). Кроме того, для самоходного оборудования все шире применяют двигатели внутреннего сгорания, главным образом дизельные, топливо для которых при больших расходах может подаваться под землю с поверхности по трубам. Электроэнергию используют для освещения подземных выработок, зданий, сооружений на поверхности, а также для получения сжатого воздуха (рис. 1).

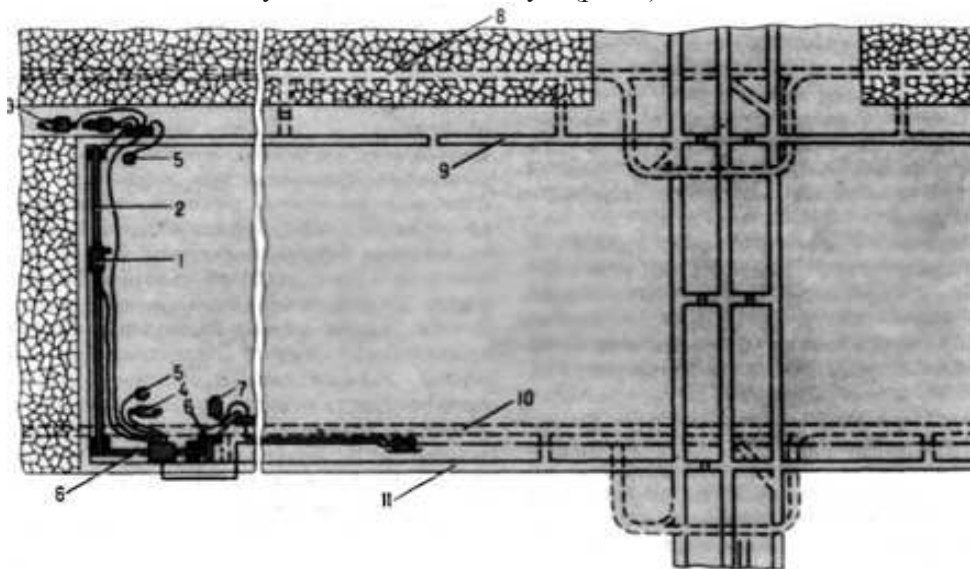


Рис. 1. Схема электроснабжения лавы при разработке длинными столбами:
 1 — комбайн; 2 — забойный конвейер; 3 — маслостанция; 4 — насос орошения;
 5 — ручное электросверло; 6 — перегружатель; 7 — погрузочный пункт;
 7 — целевой вентиляционный штрек; 9 — вентиляционный просек;
 10 — полевой откаточный штрек; 11 — конвейерный просек

Подземные рудники при высоком уровне механизации трудоемких производственных процессов являются крупными потребителями энергии, в первую очередь, электрической.

На каждый участок электроэнергию подают по отдельному кабелю — фидеру. В начале фидера для защиты шахтной электросети устанавливают автоматический фидерный выключатель, срабатывающий и отключающий участок при длительных перегрузках или коротких замыканиях. Подключение горных машин к фидеру осуществляют через рудничные пускатели. Аппаратуру, оболочки кабелей, трубы, рельсы и т. п. необходимо заземлять.

Осветительную сеть питают электроэнергией через специальные аппараты, понижающие напряжение до 220/127 В для постоянного освещения и до 36 В для переносных светильников.

3. Рудничный водоотлив.

Водоотлив — удаление на поверхность шахтных вод из подземных выработок. Если месторождение вскрыто стволами, то водоотлив осуществляют посредством подъема воды по трубам. При вскрытии штольнями воду удаляют из рудника самотеком по канавкам.

Источники поступления шахтных вод: водоотдача насыщенных водой горных пород, фильтрация воды по трещинам из вышележащих подземных водоносных горизонтов или заполненных водой подземных пустот, фильтрация по трещинам или через зоны обрушения воды из поверхностных водоемов (рек, озер, болот и т. п.) и от атмосферных осадков.

Способы борьбы с водопритоками:

— ограждение шахтного поля от поверхностных вод;

- осушение пород, вмещающих месторождение;
- собственно водоотлив из подземных выработок;
- защита подземных выработок от затопления.

4. Вентиляция рудника (шахты).

Рудничную вентиляцию, или проветривание шахт, применяют для создания в подземных выработках нормальных атмосферных условий. Она должна исключить вредное воздействие на человека ядовитых газов, содержащихся в рудничном воздухе, высоких и низких температур, а также предотвратить опасные скопления вредных газов.

Рудничный воздух — смесь атмосферного воздуха и других газов, образующихся в подземных выработках, или выделяющихся в них из массива.

Как известно, атмосферный воздух, окружающий земную поверхность, состоит из газов и паров. В нем на уровне моря содержится около 78,08 % азота, 20,95 % кислорода, 0,93 % аргона, 0,03 % углекислого газа и 0,01 % таких газов, как гелий, неон, криптон, озон, радон, водород и аммиак.

При прохождении по подземным горным выработкам состав атмосферного воздуха изменяется, т. к. содержание кислорода уменьшается, а углекислого газа и азота увеличивается. Кроме того, к нему примешиваются различные газы (вредные примеси), выделяющиеся в выработки из горных пород (метан, водород и др.) или появляющиеся вследствие производства взрывов, работы дизельных машин, гниения деревянной крепи и т.д.

Для получения информации о составе и состоянии рудничной атмосферы на рудниках осуществляют систематический анализ газового состава рудничного воздуха, его запыленности и температуры.

Анализ газового состава может быть оперативным и лабораторным. Оперативный анализ газового состава рудничной атмосферы выполняют с применением переносных газоанализаторов в забоях, выработках и камерах. При этом устанавливают, как правило, содержание какого-либо одного вредного газа (иногда двух-трех), наиболее опасного в условиях данного рудника. На многих рудниках ведут также систематический оперативный контроль стационарными автоматическими газоанализаторами, устанавливаемыми, например, на струе загрязненного воздуха, отводимого после проветривания из шахты. Лабораторный контроль полного газового состава осуществляют периодически на основе анализа проб шахтного воздуха, взятых в подземных выработках.

Контроль запыленности воздуха в подземных выработках ведут, используя переносные пылемеры, которые позволяют установить массовую концентрацию пыли в шахтном воздухе.

Основная мера борьбы с примесями вредных газов — разжижение их свежим воздухом до предельно допустимых концентраций, т.е. подача в забой дополнительного количества свежего воздуха.

Для борьбы с запыленностью шахтного воздуха применяют специальный комплекс мер, среди которых наиболее распространено гидрообеспыливание.

Расход рудничного воздуха, являющегося единственным источником дыхания для всех работающих под землей, ограничивается объемом подземных выработок. Так как кислород рудничного воздуха расходуется на дыхание людей, работу горных машин, окисление руд и т. д., необходимо его постоянное пополнение за счет притока свежего воздуха с поверхности.

Расход воздуха, необходимый для проветривания горных выработок, определяют по нескольким факторам.

Во-первых, по разжижению газообразных продуктов взрыва ВВ (в первую очередь СО) до безопасного содержания (0,008 %). При взрыве 1 кг ВВ выделяется от 700 до 1000 л различных газов.

Во-вторых, расход воздуха определяют по максимальному числу людей в выработке, исходя из нормы $6 \text{ м}^3/\text{мин}$ на одного человека.

В-третьих, учитывают суммарную мощность работающих в выработке дизельных машин. Для разжижения выхлопных газов, содержащих вредные примеси (например, угарный газ), полагается подавать $6,8 \text{ м}^3$ воздуха в минуту на 1 кВт мощности дизельных двигателей.

В-четвертых, расход воздуха, необходимый для проветривания, определяют по пылевому фактору (по выносу пыли из забоев). Для эффективного выноса пыли из забоя скорость воздуха должна быть не менее $0,3 \text{ м/с}$.

Схема проветривания — порядок распределения и движения воздуха по выработкам. Воздух подают в шахту по одним выработкам, а отводят на поверхность по другим.

На подземных рудниках наиболее часто применяют диагональные схемы проветривания, являющиеся прямоточными. При размещении вскрывающих выработок на флангах месторождения свежий воздух подают по клетевому стволу, по которому осуществляют спуск—подъем людей, или специальному воздухоподающему стволу, а загрязненный отводят на поверхность по вентиляционному стволу на другом фланге месторождения.

Все выработки и очистные забои проветривают, как правило, за счет общешахтной струи при сквозном движении воздуха. Однако тупиковые проходческие и очистные забои таким образом проветривать не удается. Если они имеют длину менее 10 м, то их проветривание осуществляют за счет диффузии (постепенного проникновения свежего воздуха в тупиковый забой). При большей длине тупикового забоя такое проветривание как неэффективное запрещено Правилами безопасности. Для подачи свежего воздуха в протяженные тупиковые забои применяют нагнетательный, всасывающий и комбинированный способ местного проветривания посредством специальных переносных вентиляторов и вентиляционных труб.

Для подачи свежего воздуха в шахту используют вентиляторные установки главного проветривания. Они располагаются на поверхности вблизи герметически закрытых устьев стволов или штолен и обеспечивают проветривание подземных выработок шахты. Установки включают в себя рабочий и резервный вентиляторы, помещенные в специальном здании, связанном со стволом или штольной вентиляционным каналом, а также устройства для реверсирования (изменения направления) воздушной струи, необходимого при авариях под землей, и устройства для подогрева (калориферы) или охлаждения (кондиционеры) воздуха, подаваемого в шахту.

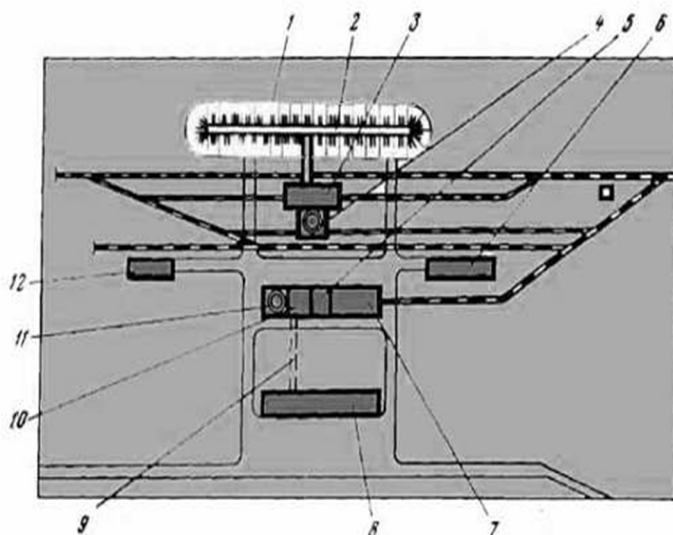
5. Технологический комплекс поверхности рудников (шахт).

Рудничная (шахтная) поверхность, или промплощадка рудника, — спланированная и благоустроенная часть земной поверхности, на которой расположены комплекс зданий и сооружений, железные и автомобильные дороги, сети электро- и водо- снабжения, канализации и т. п., необходимые для обеспечения производственной деятельности рудника (рис.2).

Промплощадку разделяют на зоны основного производства, транспортно-складскую, вспомогательных производств и административно-общественную.

Застройку промплощадки можно осуществлять по блокированной и рассредоточенной схемам. Блокированная схема застройки отличается компактным размещением сооружений в одном или нескольких крупных зданиях.

Рассредоточенная схема застройки промплощадки, как правило, вынужденная, например, при размещении объектов рудничной поверхности в узких горных долинах или на крутых склонах.



2. План промплощадки подземного рудника:

1 — резервный склад руды; 2 — конвейерная галерея; 3 — бункер для погрузки руды в железнодорожный транспорт; 4 — башенный копер скипового ствола; 5 — главная вентиляционная установка; 6 — склады; 7 — мастерские; 8 — административно-бытовой комбинат (АБК); 9 — подземный переход к клетевому стволу от АБК; 10 — компрессорная; 11 — башенный копер клетевое ствол; 12 — электроподстанция

6. Техника безопасности и горноспасательное дело, освещение выработок.

Подземная разработка месторождений, в том числе рудных, относится к производствам с повышенной опасностью для работающих. Поэтому здесь действуют весьма строгие Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом (ЕПБ).

Неукоснительное соблюдение этих правил — залог безопасной работы. Для осуществления спасательных и аварийных работ в подземных выработках созданы Военизированные горно-спасательные части (ВГСЧ), которые дислоцируются на всех добывающих предприятиях.

Подземные выработки, в которых осуществляют транспортирование руды, породы или других грузов, передвижение людей, погрузочно-разгрузочные работы, а также выработки и камеры околовольных дворов необходимо освещать в соответствии с нормами освещенности, установленными Правилами безопасности. Для освещения используют стационарные светильники, переносные прожекторы, питающиеся от шахтной сети и имеющие защитное исполнение (пылевлагонепроницаемое или взрывобезопасное).

Шахтное самоходное оборудование оснащено прожекторами и фарами для местного освещения, питающимися от силового электрического кабеля, контактного провода или аккумулятора самой машины. Кроме того, каждый рабочий обязан иметь переносной индивидуальный светильник.

Лекция №18

Комбинированная разработка месторождений полезных ископаемых.

При разделении способов разработки месторождений на открытый, подземный, комбинированный, повторный, а также геотехнологический (специальные методы добычи) из всех возможных вариантов комбинированной разработки особо выделяется совместная разработка — выемка запасов руд в пределах одного месторождения одновременно открытым и подземным способами. Было предложено понятие «повторная разработка» как добыча ранее потерянных руд подземным, открытым или физико-химическим способом. При этом в результате рассмотрения возможных комбинаций одновременного выполнения открытых и подземных работ в пределах одного карьерного (или шахтного) поля выделяются следующие варианты способов освоения месторождения:

1. Совместная разработка, при которой верхнюю часть месторождения до определенной (технико-экономически обоснованной) глубины обрабатывают открытым способом, нижнюю часть — подземным, и горные работы в обеих частях ведут одновременно;
2. Комбинированная разработка с первоначальной обработкой верхней части открытыми работами, а после их окончания — подземными;
3. Повторная разработка месторождения после подземных работ подземным или открытым способом.

Комбинированная технология предусматривает освоение запасов месторождения различными способами при единой схеме вскрытия и подготовки.

Классификация возможных способов освоения запасов месторождения приведена на рис.1. Комбинированная технология может быть представлена совокупностью процессов физико-технических и физико-химических технологий при различных сочетаниях во времени и пространстве открытых и подземных работ. При этом обязательное условие обеспечения эффективного применения комбинированной технологии — формирование единой схемы вскрытия и подготовки запасов на весь период эксплуатации месторождения при временной и пространственной увязке различных технологий в едином проекте освоения запасов.

Внедрение комбинированной технологии освоения запасов при единой схеме вскрытия и подготовки с размещением основных вскрывающих выработок с учетом перспективы развития горных работ позволит существенно снизить капитальные и эксплуатационные затраты предприятий. При этом карьерные транспортные съезды и сам карьер следует рассматривать как вскрывающие выработки. Такой опыт имеется как в отечественной, так и в зарубежной практике. Известен также положительный опыт использования подземных выработок для вскрытия глубоких горизонтов карьера.

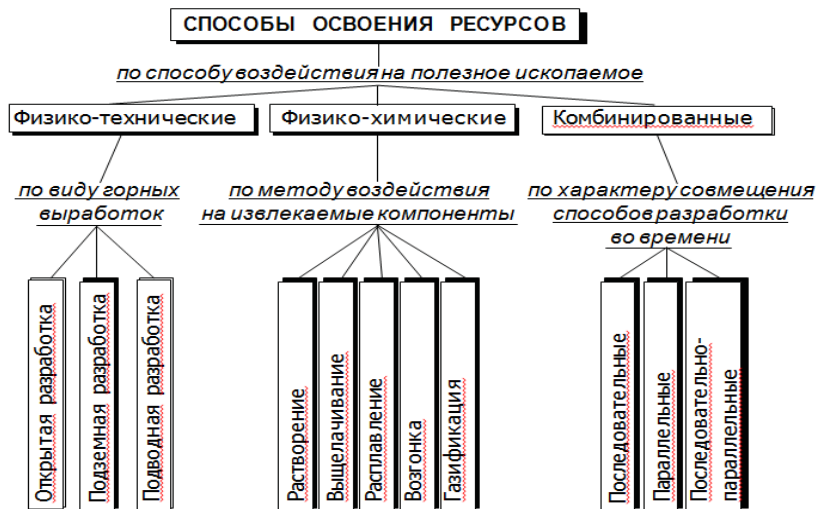


Рис.1. Классификация способов освоения георесурсов

Отказ от двух самостоятельных схем вскрытия шахтного и карьерного полей путем применения единой схемы с комплексной увязкой технологий открытых и подземных работ, а в ряде случаев и физико-химических технологий в едином плане горных работ по освоению запасов месторождения, расширит область эффективного применения комбинированной технологии и позволит избежать негативных последствий периода перехода с одного вида горных работ на другой при рассмотрении их в отдельных проектах. Кроме того, при последовательной открыто-подземной технологии, а также при параллельной разработке запасов открытым и подземным способами имеется возможность отработки части запасов, расположенных в переходной зоне на границе карьерного и шахтного полей, комбинированным способом. В этом случае горные работы на выемочном участке ведут единым фронтом очистных работ по единой технологической схеме, предполагающей комбинацию элементов различных физико-технических и физико-химических технологий.

Анализ опыта освоения месторождений комбинированным способом показал, что объектами комбинированных технологий являются месторождения, обладающие определенным комплексом горно- геологических и экономических параметров: глубина распространения рудных тел; морфология, угол падения и мощность залежей; величина запасов; состояние поверхности; минеральный состав полезных ископаемых; ценность полезных компонентов и их содержание; экологическая ситуация на территориях, примыкающих к будущему горному производству; прогнозная степень загрязнения подземных и поверхностных вод, почвы, атмосферы; нарушения сложившегося гидробаланса; стоимость земель, подлежащих изъятию; возможность использования формируемых полостей в горном массиве в качестве емкостей для складирования отходов; конъюнктура современного рынка и на перспективу.

Все месторождения по горно-геологическим условиям и эффективности способов их разработки можно разделить на три группы, для которых:

- выемка всех запасов открытым способом экономически нецелесообразна из-за превышения граничного коэффициента вскрыши;
- комбинированная разработка позволяет увеличить годовые объемы добычи;
- комбинированная разработка дает возможность снизить удельные затраты на добычу.

К первой группе относятся месторождения весьма ценного дефицитного сырья, потребности в котором неограниченны. Цены значительно превосходят удельные затраты на добычу как открытым, так и подземным способами, а возможности компенсации производственных мощностей практически отсутствуют. Основным требованием к освоению таких месторождений является обеспечение максимальных объемов добычи при минимуме потерь. К этой группе относятся месторождения драгоценных камней и металлов, редких земель, некоторых цветных металлов. Данная группа месторождений, связанная с дефицитом предмета труда, ограниченными природными ресурсами, измеряемыми объемом запасов и величиной рудной площади, является определяющей при выборе комбинированного способа разработки на относительно небольших рудных площадях, что характерно главным образом для крутопадающих рудных месторождений.

Вторая группа включает месторождения распространенного сырья, спрос на которое определяется текущими нуждами потребителей. Цены превышают затраты на открытую разработку, но находятся в диапазоне изменения затрат при подземной добыче. Имеются возможности компенсации дефицита добычных мощностей, главным образом за счет подземной разработки. В этом случае необходимо обеспечить максимальный объем добычи при минимальных затратах. К данной группе относятся месторождения черных и некоторых цветных металлов. Дефицит имеющихся средств на разработку месторождений и размер капложений играют определяющую роль при проектировании разработки таких месторождений в условиях больших рудных площадей или «неограниченных» запасов, что характерно для пологопадающих залежей.

Третья группа представлена месторождениями весьма распространенных полезных ископаемых, потребности в которых ограничены, например, региональными нуждами. Цены находятся в диапазоне изменения затрат при открытой добыче. Имеются возможности компенсации недостающих производственных мощностей за счет открытых работ. Основные требования к освоению таких месторождений сводятся к обеспечению заданных объемов добычи при минимальных затратах. Основную массу месторождений этой группы составляют месторождения строительных материалов. Для месторождений третьей группы наиболее перспективным вариантом является последовательная разработка, причем объектом непосредственного проектирования является карьер, а вопросы, связанные с подземной добычей, могут рассматриваться в период затухания открытых работ или после их окончания. В этом случае особенности, обусловленные ведением открытых работ, учитывают в виде исходных данных при проектировании подземного рудника.

При выемке карьерных и открыто-подземных запасов формируется единое карьерное пространство, ограниченное новым положением предельного контура карьера, имеющего более крутые углы в основании. Последнее обеспечивается технологическими и техническими особенностями взаимно благоприятного влияния совместного применения в переходной зоне технологических процессов открытых и подземных работ.

Шахтные запасы, расположенные в пределах шахтного поля, делятся по положению относительно контура карьерного пространства на прикарьерные 4, 5 и удаленные от карьера 6 (рис. 2). Выемка удаленных от карьера запасов не требует корректировки технологических решений, принимаемых при подземной отработке запасов. Отработка прикарьерных запасов осуществляется в зоне влияния карьера на напряженно-деформированное состояние массива, может сопровождаться выходом подземных блоков в карьерное пространство и приводить к возникновению гидро- и аэродинамических связей подземных выработок с атмосферой карьера. При обосновании параметров отработки указанных запасов следует учитывать эти особенности.

Прикарьерные запасы по положению относительно контура карьерного пространства делятся на прибортовые 4, расположенные в бортах, и подкарьерные 5, находящиеся ниже уровня предельного положения дна карьера.

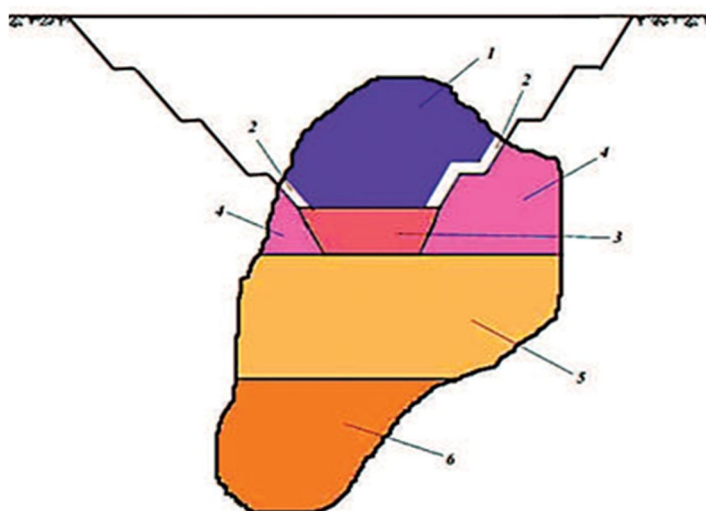


Рис.2. Схема к классификации запасов месторождений, осваиваемых комбинированной технологией: 1 — карьерные запасы, удаленные от предельного контура; 2 — карьерные приконтурные запасы; 3 — открыто-подземные запасы; 4 — шахтные прибортовые; 5 — шахтные подкарьерные; 6 — шахтные, удаленные от контура карьера

Комплексный открыто-подземный способ разработки предполагает два этапа развития открытых работ. На первом этапе открытая разработка начинается на одном из флангов месторождения и осуществляется углубочной поперечной однобортной системой с внешним отвалообразованием. После достижения карьером заданной глубины на этом фланге рудного тела открытые работы переходят на поперечную однобортную систему с постоянной рабочей зоной и внутренним отвалообразованием и развиваются в дальнейшем в горизонтальном направлении. Фронт горных работ в карьере перемещается от одного фланга к другому по простиранию залежи. После подвигания рабочего борта на 150–200 м у нижней границы карьера в торцовой части нерабочего борта проходят восстающий, который соединяет дно карьера, и подземный концентрационный горизонт, предварительно сформированный в его основании. Сериями вертикальных скважин восстающий расширяют в отрезную щель, ориентированную вкрест простирания рудного тела на всю его мощность. Далее рудную толщу, расположенную между дном карьера и подземным концентрационным горизонтом, обуривают на всю высоту с применением карьерной буровой техники. Осуществляется одностадийная выемка полезного ископаемого, включающая взрывание рудной толщи на всю высоту, выпуск и транспортирование руды через подземные выработки к рудовыдачным стволам. В результате образуется уступ **открыто-подземного яруса (ОПЯ)**, который отрабатывают вслед за подвиганием фронта открытых горных работ с заданным отставанием в плане.

Запасы, расположенные ниже ОПЯ, отрабатывают **подземным способом**. При этом образуется единое выработанное пространство карьера, ОПЯ и подземных очистных работ. Оно используется в качестве емкости для складирования пород вскрыши, поступающих из карьера. Такая технология горных работ позволяет отработать переходную зону, разделяющую карьер и подземный рудник, одним уступом большой высоты с минимальным объемом вскрышных работ. Обеспечивается возможность наиболее эффективно использовать карьерную буровую технику и подземный транспорт при отработке запасов ОПЯ. Подземный концентрационный горизонт может быть использован для выдачи руды, потупающей с нижних горизонтов карьера.

После отработки переходной зоны и размещения пород вскрыши в едином выработанном пространстве создаются условия для применения на подземных работах систем с обрушением руды. При этом выпуск руды осуществляется под налегающими породами внутреннего отвала.

Таким образом, комплексный открыто-подземный способ добычи заключается в разработке месторождения по глубине тремя ярусами:

первый отрабатывается открытыми работами до их проектной глубины;

второй (ОПЯ) — одним высоким уступом без разноса бортов карьера с использованием карьерной и подземной буровой техники и выпуском руды в подземные выработки;

третий — подземными работами. Между карьером и подземными работами образуется по вертикали единое выработанное пространство. Размещение в образующемся едином выработанном пространстве карьера ОПЯ и подземных горных работ внутреннего отвала вскрышных пород повышает устойчивость массива за счет пригрузки бортов выработанного пространства (рис.3-7).

Характерными особенностями комплексного открыто-подземного способа, которые необходимо учитывать при проектном обосновании параметров разработки крутопадающих залежей, являются:

наличие единого выработанного пространства, обеспечивающего размещение вскрышных пород во внутренних отвалах;

отработка переходной зоны от открытых работ к подземным горным работам одним уступом большой высоты.

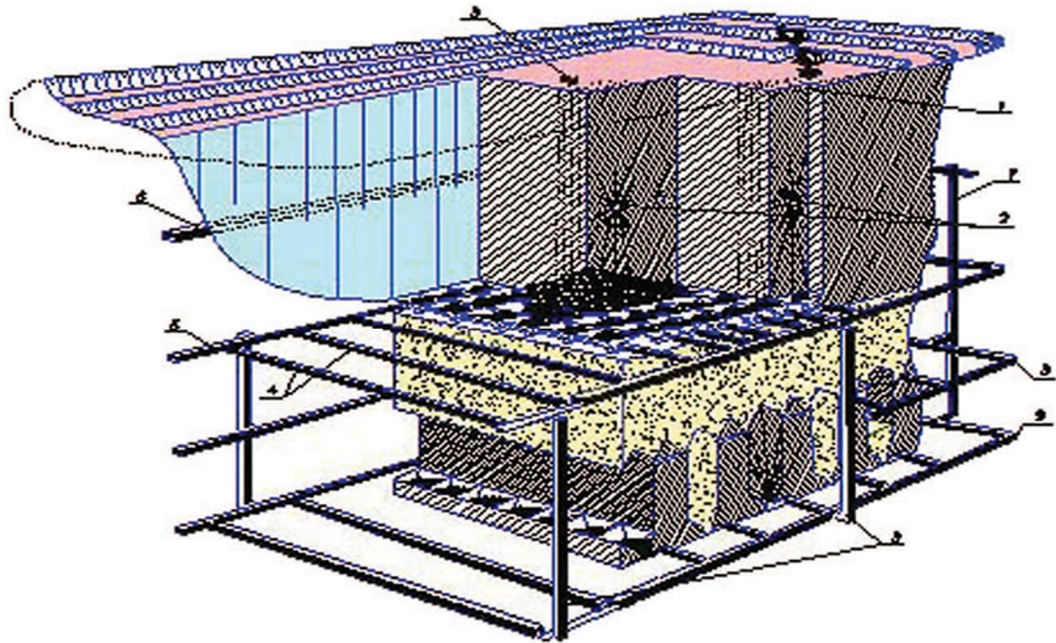


Рис.3. Комбинированная разработка с открытым очистным пространством в переходной зоне и закладкой на подземном руднике:

- 1 — отрезная щель; 2 — буровые орты; 3 — рудоспуски; 4 — доставочный орт;
5 — откаточный горизонт; 6 — подэтажный штрек; 7 — вентиляционно-ходовой восстающий; 8 — буровой станок на дистанционном управлении*

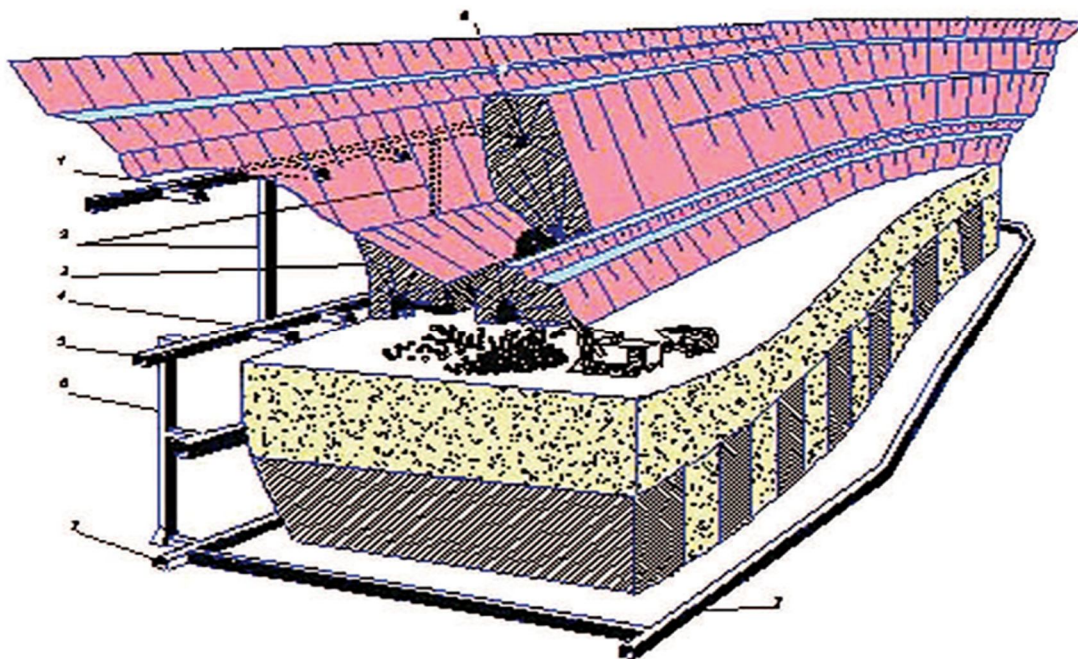


Рис. 4. Комбинированная разработка с закладкой на подземном руднике и последующей обработкой прибортовых запасов взрыванием вееров скважин:

- 1 — вентиляционный штрек; 2 — вентиляционно-ходовой восстающий;
3 — рудоприемная траншея; 4 — заезды; 5 — доставочный штрек;
6 — рудоспуск; 7 — кольцевой откаточный штрек; 8 — буровые выработки*

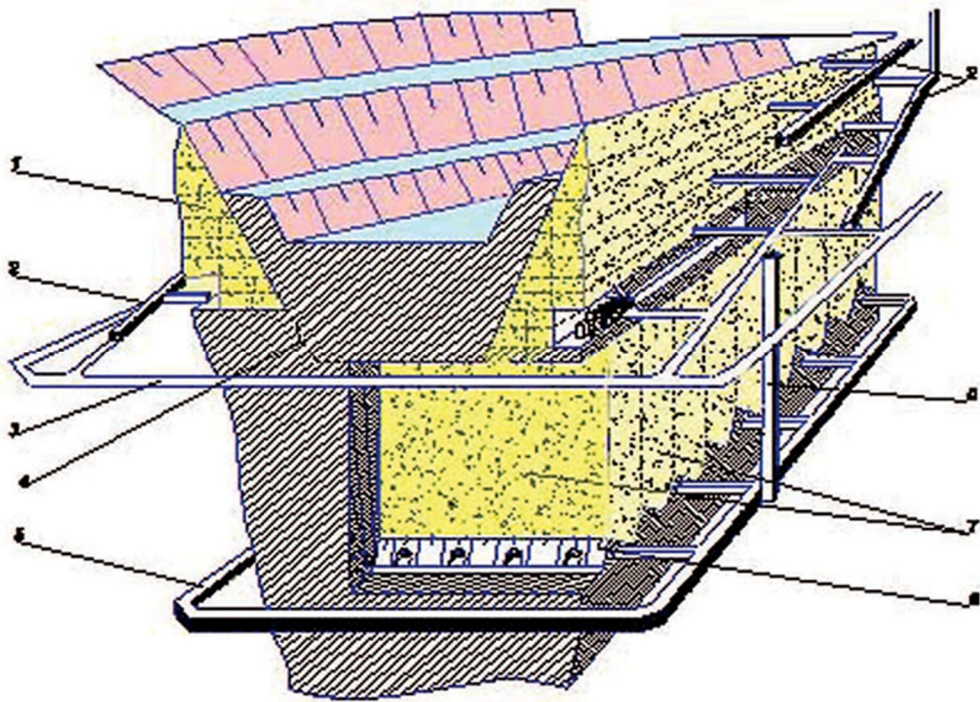


Рис. 5. Комбинированная разработка с опережающей отработкой прибортовых запасов с закладкой:

1 — подпорные стенки; 2 — наклонный съезд; 3 — вентиляционно-закладочный горизонт; 4 — предельный контур карьера; 5 — доставочный горизонт; 6 — рудоприемная траншея; 7 — камера; 8 — рудоспуск

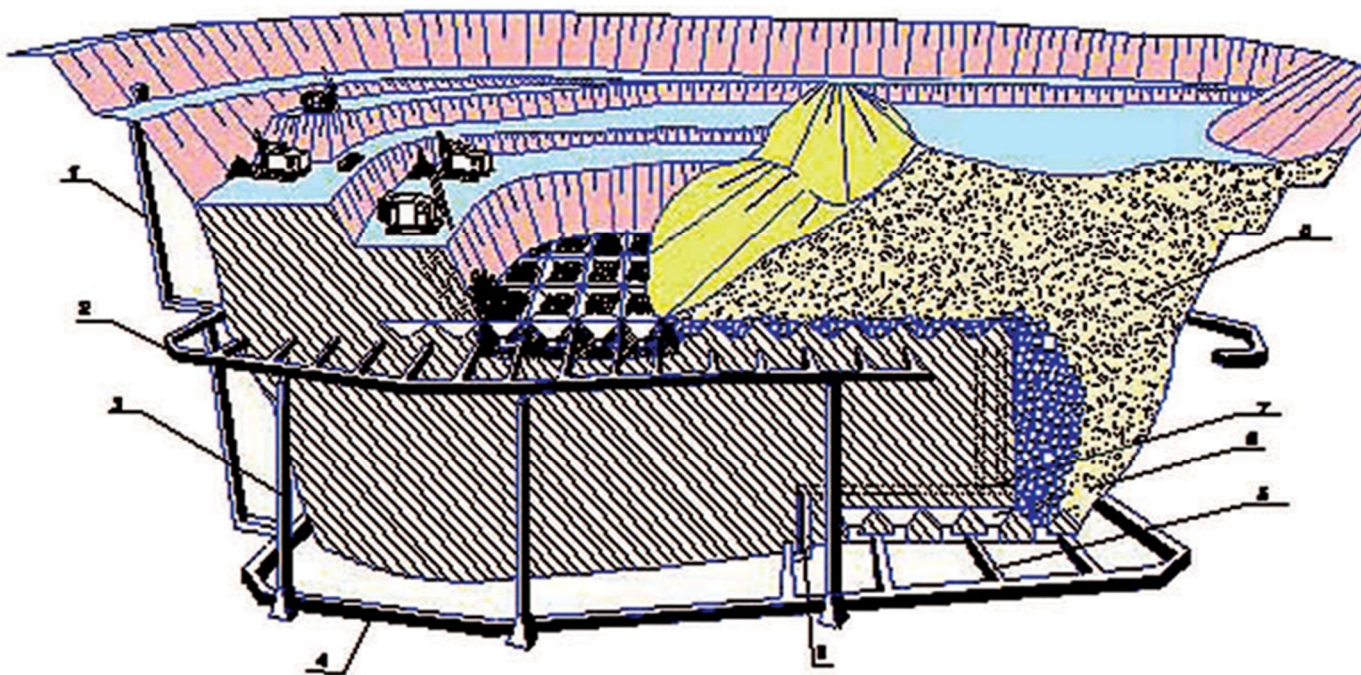


Рис. 6. Комбинированная разработка с обрушением и площадным выпуском:

1 — вентиляционно-ходовой восстающей; 2 — кольцевой доставочный штрек ОПЯ; 3 — рудоспуск; 4 — кольцевой откаточный штрек; 5 — заезды; 6 — рудоприемные воронки; 7 — буровой штрек; 8 — внутренний отвал; 9 — восстающий

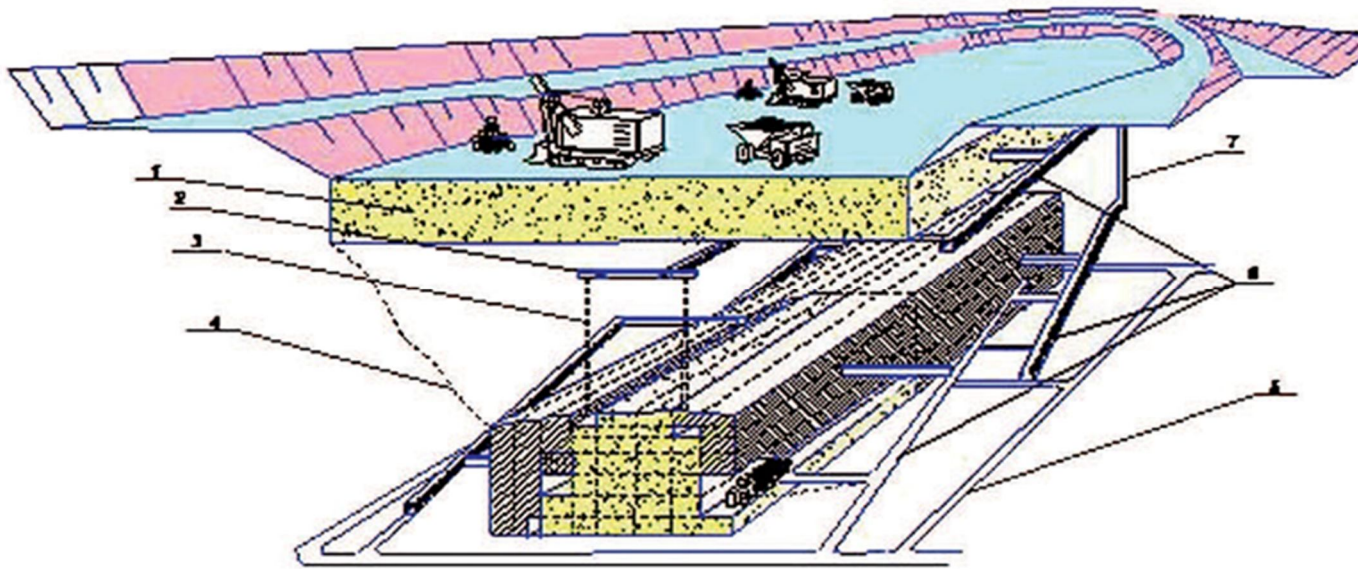


Рис. 7. Комбинированная разработка с отработкой горизонтальными слоями с закладкой в переходной зоне и подземного рудника:

1 — искусственная потолочина; 2 — вентиляционно-закладочный горизонт;
 3 — закладочные скважины; 4 — контур рудного тела; 5 — откаточный горизонт; 6 —
 наклонный съезд

**ФИЛИАЛ ФЕДЕРАЛЬНОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО
АВТОНОМНОГО ОБРАЗОВАТЕЛЬНОГО УЧРЕЖДЕНИЯ
ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
«Национальный исследовательский технологический
университет «МИСИС» в г. Алмалык Республики
Узбекистан**

КАФЕДРА «ГОРНОЕ ДЕЛО»

МЕТОДИЧЕСКОЕ УКАЗАНИЕ

**к выполнению практических работ
по дисциплине
«Основы горного дела»**

Алмалык 2023 г.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Практическое занятие 1. Определение запасов полезных ископаемых, производственной мощности и срока службы шахты	127
Практическое занятие 2. Определение размеров поперечного сечения горизонтальных горных выработок	131
Практическое занятие 3. Определение основных параметров и показателей буровзрывных работ при проведении горизонтальных горных выработок	144
Практическое занятие 4. Определение места для заложения стволов.....	150
Практическое занятие 5. Определение действующей и общей линии забоев, высоты этажа и яруса	156
Практическое занятие 6. Определение длины очистного забоя по затратам времени, газовому фактору и производительности конвейера	160
Практическое занятие 7. Определение производительности очистных комбайнов и суточной нагрузки на лаву	163
Практическое занятие 8. Построение планограммы и графика очистных работ..	166
Практическое занятие 9. Расчет показателей механизированной доставки руды.	169
Практическое занятие 10. Определение производительности бурошнековой установки.	171
Практическое занятие 11. Определение нагрузки на забой при гидромониторной выемке угля.....	173
Практическое занятие 12. Определение производительности блока и обеспеченности подготовленными и готовыми к выемке запасами	176
Практическое занятие 13. Расчет теплового баланса подземного газогенератора при подземной газификации угля (ПГУ).....	180
Практическое занятие 14. Расчет тепловой мощности участка подземного сжигания угля (ПСУ)	182
Практическое занятие 15. Расчет проветривания тупиковых горных выработок.	184
Список используемой литературы	188

Практическое занятие №1.

Определение запасов полезных ископаемых, производственной мощности и срока службы шахты

Цель и задачи занятия. Научиться определять основные показатели шахтного поля.

Основными показателями шахты являются промышленные запасы угля в шахтном поле ($Z_{пр}$), производственная мощность ($A_{год}$) и срок службы (T) шахты.

Основными типами угольных шахт приняты шахты с суточной производительностью ($A_{сут}$) 3000, 4000, 5000, 6000, 8000, 10000 и 12000 т. На участках с весьма большими запасами при благоприятных горно-геологических условиях рекомендуется проектировать шахты мощностью до 20000 т в сутки и более.

В целях максимального использования вложенных в строительство шахты средств предусматриваются следующие сроки службы шахт:

- при мощности шахт более 4000 т/сут – не менее 40-50 лет;
- при меньшей мощности – 25-30 лет.

В особых случаях на участках с ограниченными запасами угля дефицитных марок допускается проектирование шахт меньшей мощности и с меньшим сроком службы.

При разработке месторождений не удастся полностью извлечь на поверхность 100 % балансовых запасов. Некоторая часть этих запасов теряется в охранных целиках ($Z_{ц}$), при эксплуатации ($Z_{э}$). Все эти намеченные по проекту потери называют *проектными* ($Z_{п}$).

Запасы, полученные путем исключения из *балансовых* запасов проектных потерь, подлежат извлечению из недр и называются *промышленными*:

$$Z_{пр} = Z_{бал} - \sum Z_{п}, \quad (1.1)$$

где

$$\sum Z_{п} = Z_{ц} + Z_{э}. \quad (1.2)$$

Потери в охранных и барьерных целиках рассчитывают согласно правилам охраны сооружений. При отсутствии данных о потерях в целиках их можно принимать 1,0 % от балансовых запасов, т.е.

$$Z_{ц} = 0,01 * Z_{бал}. \quad (1.3)$$

Величина эксплуатационных потерь зависит от применяемой системы разработки, мощности пласта и устойчивости боковых пород и может быть определена по формуле

$$Z_{э} = (Z_{бал} - Z_{ц}) * k \quad (1.4)$$

где k – коэффициент эксплуатационных потерь:

- для тонких пластов $k = 0,05 - 0,10$;
- для средней мощности и мощных пластов $k = 0,10 - 0,15$.

В целом, количество полезного ископаемого, добываемого из месторождения или шахтного поля, оценивается коэффициентом извлечения (c), который показывает, какая часть балансовых запасов выдается на поверхность. При ориентировочных расчетах можно принимать – для пластов:

- тонких $c = 0,92 - 0,90$;
- средней мощности $c = 0,88 - 0,85$;
- мощных пологих $c = 0,85 - 0,82$;
- мощных крутых $c = 0,80 - 0,75$.

Между годовой производственной мощностью шахты $A_{год}$, расчетным сроком службы $T_{расч}$ и промышленными запасами $Z_{пр}$ существует следующая зависимость:

$$T_{расч} = \frac{Z_{пр}}{A_{год}}. \quad (1.5)$$

Для определения полного срока службы шахты T необходимо к расчетному сроку прибавить время на освоение шахтной проектной мощности $t_{осв}$ и время на затухание добычи $t_{зат}$, т.е.

$$T = T_{\text{рас}} + t_{\text{осв}} + t_{\text{зат}} \quad (1.6)$$

Рекомендуются следующие сроки освоения проектной мощности:

- до 4000 т в сутки - 2 - 3 года;
- 5000 – 6000 т в сутки - 3 - 4 года;
- 8000 т и более - 4 - 5 лет.

Срок затухания добычи:

- 2 - 3 года для $A_{\text{сут}} = 3000$ т/сут;
- 3 - 4 года для $A_{\text{сут}} \geq 4000$ т/сут.

Годовую производственную мощность шахты можно рассчитать аналитическим методом, исходя из минимума затрат на тонну добычи.

При ограниченных размерах шахтного поля $A_{\text{год}}$ можно определить по формуле:

$$A_{\text{год}} = \sqrt{\frac{C_1 \varphi^2 + EK'_1}{\frac{C_1}{Z_{\text{пр}}} + K'_{\text{пр}} EK''_1}}, \text{ тыс.т} \quad (1.7)$$

где K'_1, K''_1 , и $K'_{\text{пр}}$ - постоянные коэффициенты, характеризующие капиталовложения, зависящие от запасов месторождения;

E – отраслевой нормативный коэффициент эффективности капиталовложений, для угольной промышленности можно принять равным 0,1 – 0,15;

C_1 и φ – постоянные коэффициенты, зависящие от горно-геологических условий и месячной производительности очистного забоя $A_{\text{заб}}$.

При неограниченных размерах шахтного поля производственную мощность шахты приближенно можно определить по эмпирической формуле:

$$A_{\text{год}} = (104 + 648m_{\text{ср}}) \sqrt[3]{n}, \text{ тыс.т/} \quad (1.8)$$

где $m_{\text{ср}}$ – средняя мощность пластов свиты, м;

n – количество одновременно разрабатываемых в свите пластов.

Пример 1. Определить запасы шахтного поля для следующих условий:

- длина месторождения – $S = 8000$ м;
- размер месторождения по падению – $H = 2500$ м;
- количество угольных пластов – 1;
- средняя мощность пласта – $m = 3,5$ м;
- глубина разработки – 350 м;
- угол падения пласта – $\alpha = 18^\circ$;
- плотность угля - $\gamma = 1,4$ т/м³.

Размеры месторождения позволяют разместить на месторождении одну шахту (рис.).

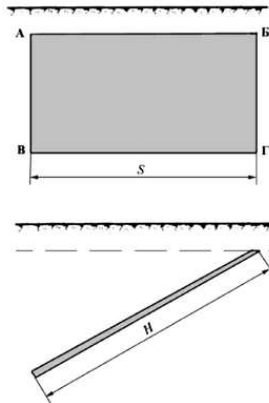


Рис. Шахтное поле

Определим геологические и балансовые запасы угля в шахтном поле. Для вышеприведенных горно-геологических условий $Z_{\text{геол}} = Z_{\text{бал}}$ и определяется по формуле:

$$Z_{\text{геол}} = Z_{\text{бал}} = S * H * m * \gamma = 8000 * 2500 * 3,5 * 1,4 = \mathbf{98\ 000\ 000\ \text{т.}}$$

Некоторая часть этих запасов теряется в охранных и барьерных целиках ($Z_{ц}$), при эксплуатации ($Z_{э}$). Все эти намеченные по проекту потери являются проектными и определяются по формулам (1.3 и 1.4):

$$Z_{ц} = 0,001 * Z_{бал} = 0,01 * 98000000 = \mathbf{980\ 000\ т};$$

$$Z_{э} = (Z_{бал} - Z_{ц}) * k = (98000000 - 980000) * 0,13 = \mathbf{12\ 612\ 600\ т}.$$

Общие потери угля при разработке определяются по формуле (1.2):

$$\sum Z_{п} = Z_{ц} + Z_{э} = 980000 + 12612600 = \mathbf{13592600\ т}.$$

Запасы, полученные путем исключения из балансовых запасов проектных потерь, подлежат извлечению из недр и являются промышленными. Эти запасы определяются по формуле (1.1):

$$Z_{пр} = Z_{бал} - \sum Z_{п} = 98000000 - 13\ 592\ 600 = \mathbf{84\ 407\ 400\ т}.$$

Пример 2. Определить годовую производственную мощность и срок службы шахты для следующих условий:

- месторождение с ограниченными размерами по простиранию и падению содержит три пласта мощностью: $m_1 = 0,7\ м$; $m_2 = 0,9\ м$; $m_3 = 1,1\ м$;
- плотность угля – $\gamma = 1,3\ т/м^3$;
- коэффициент извлечения угля – $c = 0,92$;
- промышленные запасы шахтного поля - $Z_{пр} = 15\ 000\ 000\ т$;
- месячная производительность очистного забоя - $A_{заб} = 8\ 500\ т$.

Решение. Для месячной производительности $A_{заб} = 8\ 500\ т$ из таблицы №1 (Задачник по подземной разработке угольных месторождений. – автор Липкович С.М.) находим значения:

$$C_1 = 28; \varphi = 5,93; K'_1 = 3307; K''_1 = 25,1; K'_{пр} = 000134. \text{Принимаем } E = 0,1.$$

Тогда, согласно формулы (1.7) годовая производственная мощность шахты будет равна

$$A_{год} = \sqrt{\frac{C_1 \varphi^2 + EK'_1}{\frac{C_1}{Z_{пр}} + K'_{пр} EK''_1}} = \sqrt{\frac{28(5,93)^2 + 0,1 * 3307}{\frac{28}{15000} + 0,000134 * 0,1 * 25,1}} = 770\ 000\ т.$$

Ближайшие типовые $A_{год}$ шахт равны 900 000 и 600 000 т/год. Чтобы окончательно выбрать мощность шахты, необходимо проверить в каждом случае срок службы шахты:

$$\text{при } A_{год} = 900\ 000\ т \quad - \quad T_{расч} = \frac{15\ 000\ 000}{900\ 000} = 16,7 \text{ года};$$

$$\text{при } A_{год} = 600\ 000\ т \quad - \quad T_{расч} = \frac{15\ 000\ 000}{600\ 000} = 25 \text{ лет}.$$

Увязываем сроки службы с нормативными и окончательно принимаем $A_{год} = \mathbf{600\ 000\ т/год}$.

Полный срок службы шахты будет, согласно формулы (1.6):

$$T = T_{расч} + t_{осв} + t_{зат} = 25 + 2 + 3 = \mathbf{30 \text{ лет}},$$

что при ограниченных запасах допустимо.

Пример 3. Для предыдущего примера определить $A_{год}$ шахты в случае неограниченных размеров шахтного поля.

Решение. Определяем среднюю мощность свиты пластов:

$$m_{ср} = \frac{m_1 + m_2 + m_3}{3} = \frac{0,7 + 0,9 + 1,1}{3} = 0,9\ м.$$

Подставляя значения в формулу (1.8) определим $A_{год}$:

$$A_{год} = (104 + 648m_{ср})^{\frac{1}{3}} \sqrt[3]{n} = (104 + 648 * 0,9) \sqrt[3]{3} = 990\ 000\ т/год.$$

Принимаем типовую величину $A_{год} = 900\ 000\ т/год$.

Контрольные вопросы.

1. Какие виды запасов полезных ископаемых (ПИ) бывают?
2. На какие категории делятся запасы ПИ по степени разведанности?
3. Чем отличаются балансовые запасы от промышленных запасов ПИ?
4. Какая взаимосвязь между промышленными запасами, производственной мощностью и сроком службы шахты? Как определяется срок службы шахты?

Практическое занятие №2.

Определение размеров поперечного сечения горизонтальных горных выработок

Цель и задачи занятия. Научиться определять размеры поперечного сечения горизонтальных выработок графоаналитическим способом.

Различают следующие площади сечения горных выработок: сечение в свету, сечение вчерне и сечение в проходке. Сечение в *свету* – это проектное сечение, в пределах которого размещается необходимое оборудование и коммуникации. Если к сечению в свету прибавить площадь, занимаемую крепью, то получим сечение выработки *вчерне*. Увеличив его на 3-5% за счет неровностей контура выработки, получим сечение выработки в *проходке*.

Размеры поперечного сечения горизонтальных выработок в свету зависят от формы поперечного сечения, основных размеров применяемого транспортного оборудования, способа передвижения людей, числа рельсовых путей и количества проходящего по выработке воздуха. При определении размеров выработки следует учитывать регламентируемые Правилами безопасности (ПБ) минимальные величины зазоров между крепью и транспортными средствами, между транспортными средствами и др. [1].

Горизонтальные выработки, по которым транспортируют грузы, должны иметь расстояния (зазоры) между крепью и наиболее выступающей кромкой габарита подвижного состава не менее 0,25 м при деревянной, металлической и рамных конструкциях железобетонной и бетонной крепи и не менее 0,2 м при сплошной бетонной, каменной и железобетонной крепи (рис.2.1, а, б).

Ширина прохода для людей должна быть не менее 0,7 м на высоте выработки не менее 1,8 м от почвы (рис.2.1, а). Проходы для людей на всем протяжении выработок должны быть на одной и той же стороне.

Зазор между наиболее выступающими кромками габаритов встречных электровозов (вагонеток) должен быть не менее 0,2 м (рис.2.1, б).

В выработках, оборудованных конвейерной доставкой, ширина прохода по высоте конвейера должна быть, с одной стороны, не менее 0,7 м, а с другой - 0,4 м. Расстояние от верхней выступающей части конвейера до верхняка должно быть не менее 0,5 м, а у натяжных и приводных головок - не менее 0,6 м.

В горизонтальных выработках, оборудованных конвейерами и рельсовыми путями, зазор между крепью и конвейером на высоте конвейера должен быть не менее 0,4 м, между конвейером и подвижным составом - не менее 0,4 м, между крепью и подвижным составом - 0,7 м на высоте 1,8 м от почвы (рис.2.1, в).

В наклонных выработках, оборудованных конвейерами и рельсовыми путями, зазоры между крепью и конвейером должны составлять 0,7 м, между конвейером и подвижным составом - 0,4 м и между подвижным составом и крепью - 0,2-0,25 м в зависимости от вида крепи.

При монорельсовом транспорте расстояние между днищем сосуда или нижней кромкой перемещаемого груза и почвой выработки должно быть не менее 0,4 м. Зазоры между наиболее выступающей частью грузового контейнера и крепью со стороны свободного прохода должны быть не менее 0,7 м, а с другой - не менее 0,2 м (рис.2.1, г).

При локомотивной откатке высота подвески контактного провода должна быть не менее 2 м от головки рельсов. В местах подвески расстояние контактного провода до верхняка крепи должно быть не менее 0,2 м, рисунок 2.1, в. Расстояние от токоприемника электровоза до крепи выработки должно быть не менее 0,2 м.

Зазоры должны быть увеличены в местах закруглений и в местах укладки стрелочных переводов. Эти увеличения определяют в зависимости от радиуса закругления и сцепной массы электровоза [2].

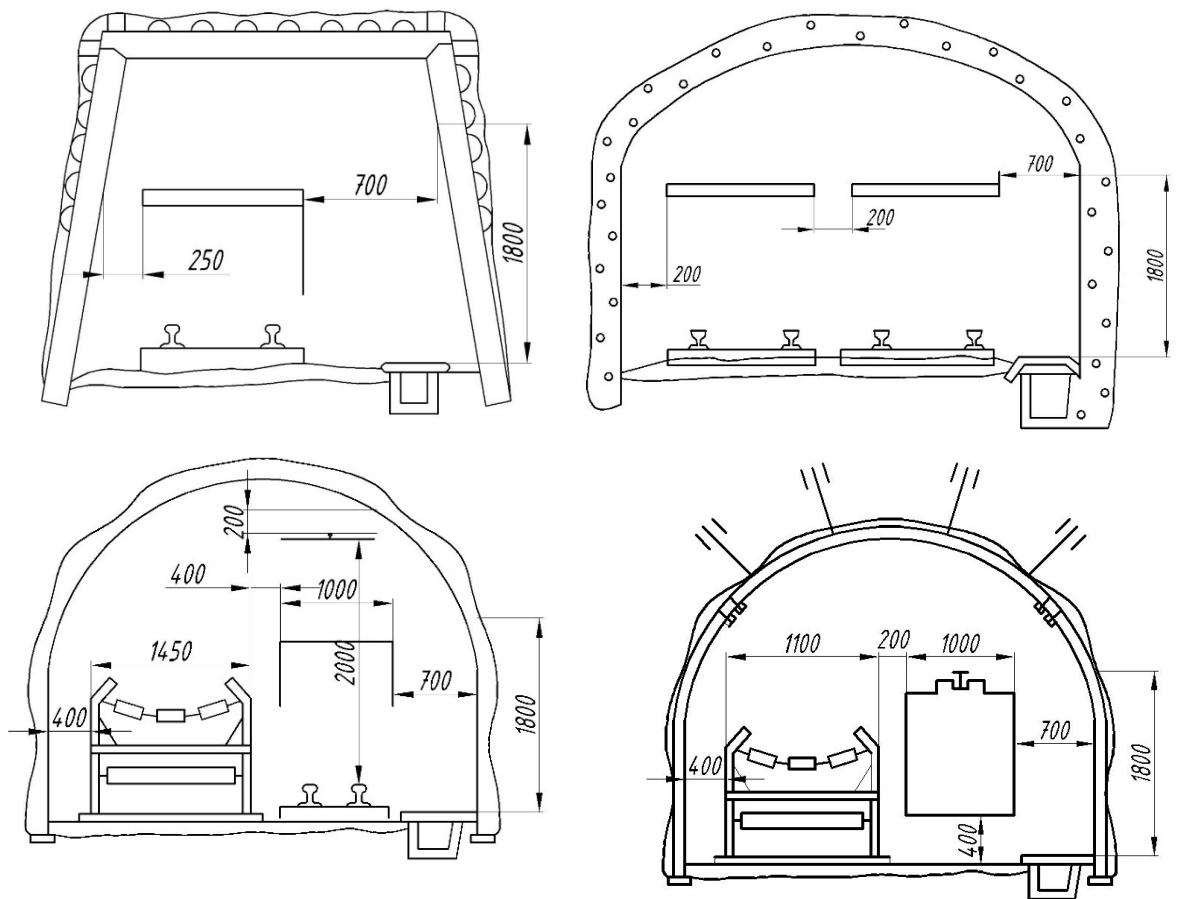


Рис.2.1. Величины зазоров

Основные размеры типовых электровозов и вагонеток приведены в таблицах 2.1 и 2.2.

Таблица 2.1 - Размеры электровозов

Модель электровоза	Размер, мм		
	Высота	ширина	длина
A3-1	1350	920	2100
A3-2	1350	1220	2100
AB5-1	1450	1000	3300
AB5-2	1450	1300	3300
A10-1	1500	1050	5200
A10-2	1500	1350	5200
A14-2	1500	1350	6600
A20-2	1500	1350	10400
A28-2	1500	1350	13200
K3-1	1500	920	2100
K3-2	1500	1220	2100
K5-1	1500	1000	3100
K5-2	1500	1300	3100
1K10-1	1500	1050	4500
1K10-2	1500	1350	4500
2K10-2	1500	1350	5200
1K14-2	1550	1350	5200
2K14-2	1550	1350	6000
K20-2	1650	1350	8000
K28-2	1650	1500	9000

В табл.2.1 приняты следующие условные обозначения:

А – аккумуляторный электровоз;

К – контактный электровоз;

АВ – аккумуляторный взрывобезопасный электровоз.

Цифрой справа от буквенного индекса обозначается сцепной вес электровоза в тоннах, после дефиса – порядковый номер модели (1 – на колею 600 мм, 2 – на колею 750, 900 мм).

Цифрой слева от буквенного индекса обозначается область применения электровоза: 1 – для угольных шахт; 2 – для рудников цветной и черной металлургии.

Таблица 2.2 - Размеры вагонеток и ширина колеи

Тип вагонетки	Емкость кузова, м ³	Размер, мм			Ширина колеи, мм	
		длина	ширина	высота		
Вагонетки угольные с глухим неопрокидным кузовом						
УВГ-0,8	0,8	1400	800	1300	550/575/600	
УВГ-1,0	1,0	1500	850	1300	550/575/600	
УВГ-1,2	1,2	1800	850	1300	550/575/600	
УВГ-1,3	1,3	2000	880	1300	550/575/600	
УВГ-1,4	1,4	2400	850	1230	550/575/600	
УВГ-1,6	1,6	2700	850	1200	550/575/600	
УВГ-2,5	2,5	2800	1240	1300	900	
УВГ-3,3	3,3	3450	1320	1300	900	
Вагонетки угольные саморазгружающиеся с откидными днищами						
УВД-2,5	2,5	2880	1240	1300	900	
УВД-3,3	3,3	3575	1350	1400	900	
ВД-4,0	4,0	3575	1359	1550	900	
ВД-5,6	5,6	4900	1500	1550	900	
ВД-8,0	8,0	6300	1500	1550	900	
Вагонетки рудные с глухим неопрокидным кузовом						
1ВГ-0,7	0,7	1250	850	1220	600	
ВГ-1,2	1,2	1850	1000	1300	600/750	
ВГ-2,2	2,2	2950	1200	1300	600/750	
УВГ-4,0	4,0	3820	1320	1550	750	
Вагонетки рудные саморазгружающиеся с откидным бортом						
УВБ-1,6	1,6	2550	1300	1300	750	
УВБ-2,5	2,5	3150	1340	1400	750	
УВБ-4,0	4,0	4590	1330	1550	750	
Вагонетки рудные с глухим опрокидным кузовом						
УВО-0,5	0,4	1300	870	1200	600	
УВО-0,8	0,8	1850	1000	1250	600/750	
УВО-1,0	1,0	2200	1190	1250	608/750	

В горизонтальных и наклонных выработках применяются ленточные конвейеры (рис.2.2) со следующими буквенными индексами:

Л – ленточные горизонтальные или уклонные для углов наклона до 18°;

ЛБ – ленточные бремсберговые для угла наклона до 16°;

ЛН – ленточные наклонные для угла наклона от 18 до 35°;

ЛЛ – грузоподъемные для транспортировки горной массы и перевозки людей.

Цифры слева от буквенного индекса обозначают номер типоразмера, справа – ширину несущего полотна в сантиметрах. Римской цифрой обозначается номер модели одного типоразмера. Например, конвейер типа ЛЛ100П – это ленточный конвейер первого типоразмера второй модели с шириной несущего полотна 1000 мм.

Максимальная ширина и высота конвейера, принимаемая для определения размеров поперечного сечения выработки, определяется на основании ширины несущего полотна ленты. При ширине ленты 800 мм ширина и высота конвейера принимается равной 1100 мм; при ширине ленты 1000 мм ширина конвейера принимается равной 1450 мм, высота 1100 мм; при ширине ленты 1200 мм, ширина и высота конвейера принимается равной, соответственно, 1650 и 1350 мм.

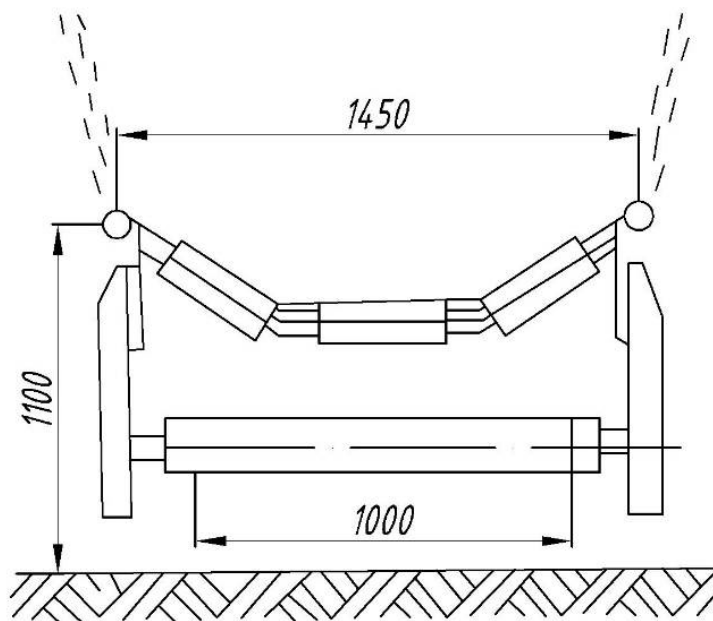


Рис.2.2. Схема ленточного конвейера

При определении высоты выработки необходимо знать высоту верхнего строения пути, которая складывается из толщины балластного слоя, толщины шпал и высоты рельса. В околоствольных дворах, на основных откаточных выработках, в уклонах и бремсбергах при использовании вагонеток вместимостью до 2 м³ должны применяться рельсы Р24 высотой 107 мм; при большей вместимости вагонеток – рельсы Р33 высотой 128 мм. Шпалы применяют деревянные, а в обводненных выработках с большим сроком службы – железобетонные. Деревянные шпалы имеют толщину 110-130 мм, длину 1100 мм при колее 600 мм и 1400 мм при колее 750, 900 мм. Железобетонные шпалы имеют толщину 110-145 мм. Толщина балластного слоя h_b должна быть не менее 190 мм, слой балласта под шпалами не менее 90 мм. Шпалы погружают в балласт на 2/3 их толщины.

Таким образом, высота верхнего строения пути h_v составляет 320-390 мм. Рекомендуется принимать высоту верхнего строения пути 390 мм при толщине балластного слоя 200 мм и рельсах Р33, 350 мм при толщине балластного слоя 190 мм и рельсах Р24 и 320 мм при толщине балластного слоя 180 мм и рельсах Р18.

В выработках устраивают водоотводные канавки, размеры сечения которых определяются притоком воды, а конструкция – видом крепи выработки.

Размеры поперечного сечения выработки определяют графоаналитическим способом. Сущность состоит в том, что на бумагу в определенном масштабе на уровне верхней кромки подвижного состава или конвейера наносят максимальную ширину

принятого оборудования и минимальные величины зазоров. Затем с использованием расчетных формул или графически определяют все остальные размеры выработки в свету. Схемы и расчетные формулы для определения размеров сечений выработок, оборудованных рельсовым транспортом, приведены в табл.2.3.

По расчетному поперечному сечению принимается ближайшее большее типовое. Типовые сечения принимают по данным справочной литературы [3,4]. Принятое сечение проверяют на скорость движения воздуха для газовых шахт по формуле

$$v = \frac{kqA_{\text{сут}}}{864S_{\text{св}}d} \leq v_{\text{д}} \quad (2.1)$$

где v – расчетная скорость движения воздуха, м/с;

k – коэффициент утечки воздуха, $k = 1,45$;

q – выделение метана на 1 тонну суточной добычи, м^3 , принимаемое в зависимости от категории шахты из табл.2.4;

$A_{\text{сут}}$ – суточное количество угля, транспортируемое по выработке, т;

$S_{\text{св}}$ – площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2 ;

d – допустимое содержание метана в исходящей струе выработки, %;

$v_{\text{д}}$ – максимальная скорость движения воздуха по выработке, регламентируемая ПБ: $v_{\text{д}} \leq 8$ м/с в квершлагах, главных откаточных и вентиляционных штреках, капитальных бремсбергах и уклонах, $v_{\text{д}} \leq 6$ м – в прочих выработках, проведенных по углю и породе.

Таблица 2.3 - Схемы и расчетные формулы для определения размеров сечений выработок, оборудованных рельсовыми путями

<p>Высота подвески контактного провода от уровня головок рельсов Высота стенки выработки от головки рельсов Высота стенки выработки от балласта Высота стенки выработки от почвы Высота коробового свода при коэффициенте крепости пород $f \leq 12$ $f > 12$ Ширина выработки в свету: однопутной двухпутной</p> <p>Проектная высота выработки в проходке при наличии крепи Толщина крепи</p>	$h_{\text{КП}} = 2000 \text{ мм}$ $h_1 = 1800 - h_a$ $h_2 = h_1 + h_a$ $h_3 = h_1 + h_b$ $h_0 = B/3$ $h_0 = B/4$ $B = m + n + A$ $B = m + n + 2A = p$ $H_0 = h_3 + h_0 + \delta$ δ	
<p>Радиус дуги коробового свода при $f \leq 12$ при $f > 12$ Радиус дуги коробового свода боковой при $f \leq 12$ при $f > 12$ Площадь сечения выработки в свету при $f \leq 12$ при $f > 12$</p>	$R = 0,692B$ $R = 0,905B$ $r = 0,262B$ $r = 0,173B$ $S_{\text{св}} = B(h_2 + 0,26B)$ $S_{\text{св}} = B(h_2 + 0,26B)$	
Арочная форма сечения выработки с циркульным сводом		
<p>Высота подвижного состава от головок рельсов Ширина подвижного состава Высота от балластного слоя до головок рельсов Толщина балластного слоя Высота верхнего строения пути Высота подвески контактного провода от уровня головок рельсов Зазоры между крепью и подвижным составом Размер прохода на уровне подвижного состава</p> <p>Длина прямой части стойки Угол перехода прямой части стойки в кривую Ширина выработки на уровне верхней кромки подвижн. состава: Однопутной Двухпутной</p>	H A h_a h_b $h_b = h_a + h_b$ $H_K = 2000 \text{ мм}$ m, n, p n' $= n$ $+ [1800 - (h + h_a)] \text{ ст}$ $h_c = 800-1200 \text{ мм}$ $\alpha = 10-20^\circ$ $B = m + n' + A$ $B = m + n' + 2A + p$	

Уширение выработки по почве вследствие кривизны стоек арки со стороны подвижного состава	$a_1 = (h + h_b - h_c) \operatorname{tg} \alpha$ $a_2 = (1800 + h_6 - h_c) \operatorname{tg} \alpha$ $B_1 = B + a_1 + a_2$
со стороны прохода людей	
Ширина выработки по почве	$c_{\text{ц}} = 15-325 \text{ мм}$
Смещение центра радиуса дуги стойки от оси выработки	Определяется графически
Радиус дуги стойки	$\beta_0 = 37-55^\circ$
Центральный угол дуги стойки	r
Радиус дуги верхняка	$= R - c_{\text{ц}} / \cos \beta_0 + h_{\phi}$
	h_{ϕ}
Высота флянца спецпрофиля СВП	$h_{\text{ц}} = h_c + c_{\text{ц}} \operatorname{tg} \beta_0$
Высота от почвы выработки до центра радиуса дуги верхняка	$\alpha_0 = 180^\circ - 2\beta_0$
Центральный угол дуги верхняка	$S_{\text{св}} = \frac{\pi r^2}{2} + B_1(h_{\text{ц}} - h_6)$
Площадь сечения выработки в свету	

Таблица.2.4 - Категории шахт и относительная метанообильность

Категория шахт по метану	Относительная метанообильность q , м ³ /т
I	До 5
II	От 5 до 10
III	От 10 до 15
Сверхкатегорная	15 и более
Опасная по внезапным выбросам	Суфлярные выделения, пласты, опасные по внезапным выбросам угля и газа, а также выбросоопасные породы

Для рудников, в которых транспортировка отбитой горной массы и материалов производится в основном, с использованием самоходного оборудования (погрузочно-транспортные машины, самоходные вагоны, автосамосвалы), расчет размеров выработки должен производиться с учетом рекомендаций [5].

В подэтажных выработках, имеющих относительно небольшой срок службы, дорожное покрытие не предусматривают. Выработкам придают прямоугольно-сводчатую форму, и расчет площади поперечного сечения ведут по формулам, приведенным выше.

В транспортных выработках с высокой интенсивностью движения устраивают дорожное покрытие, а также может быть предусмотрена пешеходная дорожка. Схемы и расчетные формулы для определения размеров сечений выработок сводчатой формы при использовании самоходного транспорта приведены в табл.2.5.

Для рудников по разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений проверка площади поперечного сечения выработки по допустимой скорости осуществляется по формуле

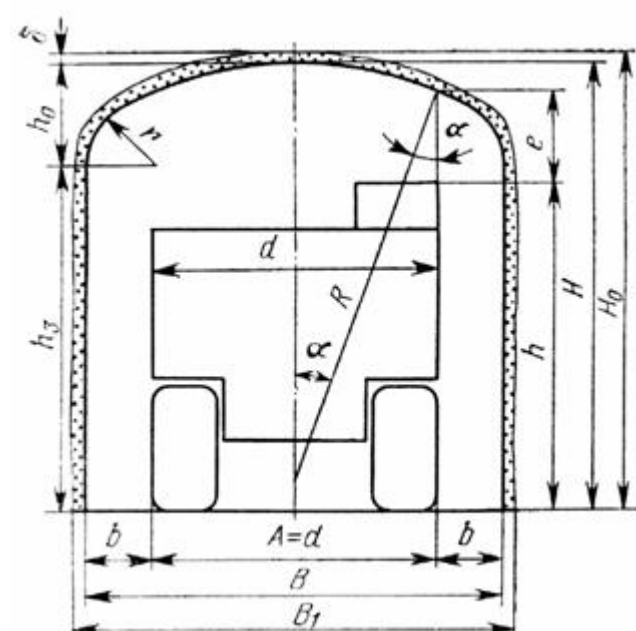
$$v = Q/S_{св} \leq v_d, \quad (2.2)$$

где Q – количество воздуха, которое должно поступать по выработке, m^3/c .

Если скорость движения воздуха по выработке превышает величину, установленную ПБ, то необходимо увеличить размеры выработки.

Осуществляя проверочные расчеты по допустимой максимальной скорости движения воздуха по формулам (2.1) и (2.2), следует помнить, что правилами безопасности регламентируется и минимально допустимая скорость движения воздуха. Средняя скорость движения воздуха в тупиковых выработках газовых шахт не должна быть менее 0,25 м/с, а на шахтах III категории и выше - не менее 0,5 м/с. В тупиковых выработках негасовых шахт средняя скорость не должна быть менее 0,15 м/с.

Таблица 2.5 - Схемы и расчетные формулы для определения размеров сечений выработок при использовании самоходного транспорта

Наименование	Расчетная формула	Схема сечения выработки
1	2	3
Выработка без дорожного покрытия и пешеходной дорожки		
Ширина самоходного оборудования	d	
Ширина проезжей части при движении со скоростью до 10 км/ч	$A = d$	
более 10 км/ч	$A > d$	
Минимальный зазор между транспортн. средством и стенкой (крепью) выработки при движении со скоростью до 10 км/ч	$b = 500$	
более 10 км/ч	$b = 600$	
Ширина выработки в свету	$B = d + 2b$	
Ширина выработки вчерне	$B_1 = B + 2\delta$	
Толщина крепи	δ	
Высота самоходного оборудования	h	
Расстояние от почвы выработки до центра радиуса сопряжения прямолинейной и криволинейной частей крепи выработки	h_3	
Расстояние от центра радиуса	h_0	

<p>Ширина выработки вчерне</p> <p>Толщина крепи</p> <p>Высота самоходного оборудования</p>	$B_1 = B + 2\delta$ Δ h	
<p>Высота выработки от дорожного покрытия до центра радиуса сопряжения прямолинейной и криволинейной частей крепи выработки</p> <p>Минимальная высота свободного прохода</p> <p>Расстояние от почвы выработки до центра радиуса сопряжения прямолинейной и криволинейной частей крепи выработки</p> <p>Расстояние от центра радиуса сопряжения прямолинейной и криволинейной частей крепи выработки до замка свода</p> <p>Высота выработки от дорожного покрытия до замка свода крепи</p> <p>Высота выработки вчерне</p> <p>Зазор между кабиной транспортного средства и трубопроводом</p> <p>Толщина дорожного покрытия</p> <p>Толщина тротуара</p> <p>Радиус криволинейной части крепи</p> <p>Радиус сопряжения</p>	h_1 $h_2 = 1800 \text{ мм}$ h_3 h_0 H_c H_0 $e = 500 \text{ мм}$ $h_{\text{п}}$ $h_{\text{т}}$ R r	

Пример. Определить размеры поперечного сечения двухпутного полевого откаточного штрека на прямолинейном участке при откатке грузов в вагонетках вместимостью 4 м^3 контактными электровозами К-10 в количестве 3000 тонн в сутки. Крепь арочная трехзвенная из СВП-27. Шахта II категории по газу.

Решение. Поскольку ширина и высота электровоза больше, чем у вагонетки, расчет будем вести с учетом основных размеров электровоза. Так, как вместимость вагонетки больше 2 м^3 , для настилки путей принимаем рельсы Р33 с толщиной балластного слоя 200 мм и высотой верхнего строения пути 190 мм.

Размер прохода на уровне подвижного состава определяем по формуле

$$n' = n + [1800 - (h + h_a)] \text{ctg} \alpha = 700 + (1800 - 1550 - 190) \text{ctg} 10^\circ = 1040 \text{ мм.}$$

Ширину штрека в свету на высоте верхней кромки подвижного состава от уровня головки рельсов при $A=1,35 \text{ м}$ определяем по формуле

$$B = m + 2A + p + n = 250 + 2 \cdot 1350 + 200 + 1040 = 4190 \text{ мм.}$$

Длину прямой части стойки принимаем равной $h_c = 1000 \text{ мм}$.

Уширение выработки по почве вследствие кривизны стоек арки со стороны подвижного состава и со стороны прохода людей определяется по формулам

$$a_1 = (h + h_b - h_c) \text{tg} \alpha = (1550 + 390 - 1000) \text{tg} 10^\circ = 165 \text{ мм,}$$

$$a_2 = (1800 + h_6 - h_c) \text{tg} \alpha = (1800 + 200 - 1000) \text{tg} 10^\circ = 175 \text{ мм.}$$

Ширина выработки по почве определяется по формуле:

$$B_1 = B + a_1 + a_2 = 4190 + 165 + 175 = 4530 \text{ мм.}$$

На листе миллиметровой бумаги вычерчиваем почву выработки шириной B_1 , высоту верхнего строения пути h_6 , высоту подвижного состава от головок рельсов h . На высоте подвижного состава от головок рельсов строим ширину выработки B , от концов отрезка B_1 – вычерчиваем прямолинейные участки стойки h_c .

В результате построений мы имеем две точки дуги криволинейной части стойки. Методом подбора определяем центр радиуса дуги стойки R , который смещен относительно оси выработки на 100 мм. При этом радиус дуги составит 2365 мм. Центральный угол дуги принимаем равным 50° .

Радиус дуги верхняка определяем по формуле

$$r = R - c_{\text{ц}} / \cos \beta_o + h_{\phi} = 2355 - 100 / 0,6428 + 29 = 2228 \text{ мм,}$$

при этом высота флянца спецпрофиля СВП-27 h_{ϕ} принимается из таблицы 7.34 [3].

Высоту от почвы выработки до центра радиуса дуги верхняка и центральный угол дуги верхняка определяем по формулам

$$h_{\text{ц}} = h_c + c_{\text{ц}} \text{tg} \beta_o = 1000 + 100 \text{tg} 50^\circ = 1238 \text{ мм,}$$

$$\alpha_o = 180^\circ - 2\beta_o = 80^\circ.$$

При вычерчивании верхняка необходимо, чтобы нахлест криволинейной части стойки и верхняка составлял не менее 400 мм.

Площадь сечения выработки в свету определяется по формуле

$$S_{св} = \frac{\pi r^2}{2} + B_1(h_{ц} - h_6) = \frac{3,14 \cdot 2,228^2}{2} + 4,53(1,238 - 0,2) \approx 12,5 \text{ м}^2.$$

По вычисленной площади поперечного сечения из таблицы 3.5 [3] принимаем типовое сечение $S_{св} = 12,8 \text{ м}^2$ и проверяем на скорость движения воздуха для газовых шахт по формуле

$$v = \frac{kqA_{свт}}{864S_{св}d} = \frac{1,45 \cdot 10 \cdot 3000}{864 \cdot 12,8 \cdot 0,5} = 7,9 \text{ м/с} < 8 \text{ м/с}.$$

Если скорость движения воздуха меньше допустимой, то принимаем окончательно выбранное сечение и вычерчиваем его на плотной бумаге формата А4. Пример эксплуатационного сечения выработки приведен на рис.2.3. Величина заглубления стойки ниже уровня почвы выработки принимается равной 100-150 мм.

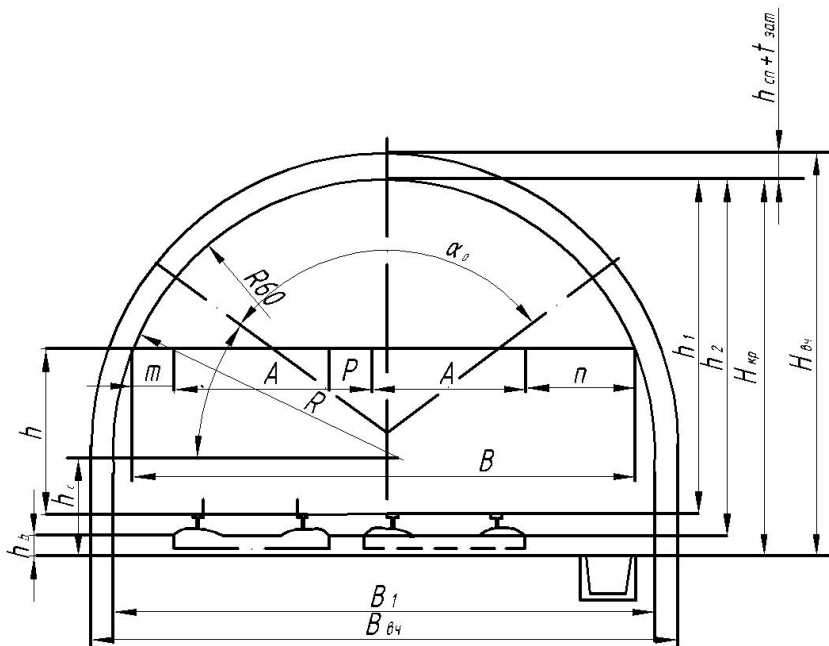


Рис.2.3. Типовое сечение арочной трехзвенной крепи

Контрольные вопросы.

1. Наиболее распространенные формы сечения горизонтальных выработок.
2. Материалы и конструкции крепи горизонтальных выработок.
3. Чем отличаются сечения в свету, в черне и в проходке?
4. От чего зависят размеры поперечного сечения горизонтальных выработок в свету?
5. Какими должны быть расстояния (зазоры) между крепью и наиболее выступающей кромкой габарита подвижного состава?
6. Какой должна быть ширина прохода для людей?
7. Из чего складывается верхнее строение пути?
8. Для чего проверяют принятое сечение горной выработки на скорость движения воздуха?

Практическое занятие №3.

Определение основных параметров и показателей буровзрывных работ при проведении горизонтальных горных выработок

Цель и задачи занятия. Научиться определять основные параметры и показатели буровзрывных работ.

1. Выбор взрывчатого вещества (ВВ).

Выбор ВВ осуществляется по перечню рекомендуемых промышленных ВВ [1] с учетом газового режима шахты, крепости и обводненности пород, таблицы 1.1 и 1.2.

В шахтах, не опасных по пыли и газу (на рудниках) следует ориентироваться на применение непридохранительных порошкообразных и гранулированных ВВ: детонит М, аммонит скальный № 1, аммонал скальный № 3, гранулиты и др. В шахтах, опасных по газу и пыли, следует применять предохранительные ВВ: в породных забоях – аммонит АП-5ЖВ, в смешанных и угольных забоях – аммонит Т-19, в забоях, особо опасных по метану - угленит Э-6.

2. Определение удельного расхода ВВ.

Для определения удельного расхода ВВ используют эмпирическую формулу проф. Н.М.Покровского

$$q = q_1 f v e m, \quad \text{кг/м}, \quad (3.1)$$

где $q_1 = 0,1f$ – расход ВВ при стандартных условиях взрывания;

f – коэффициент крепости породы;

f_0 – коэффициент структуры породы, принимающий следующие значения: вязкие, упругие и пористые породы - 2,0; с неправильным залеганием и мелкой трещиноватостью - 1,4; сланцевые с напластованием, перпендикулярным направлению шпура - 1,3; мелкослоистые - 0,8;

v – коэффициент зажима породы, при одной обнаженной поверхности

$v = 6,5/\sqrt{S_{вч}}$, при двух обнаженных поверхностях $v = 1,1-1,5$;

$S_{вч}$ – сечение выработки в черне, м²;

$e = 380/A_{ВВ}$ – коэффициент работоспособности ВВ;

$A_{ВВ}$ – работоспособность применяемого ВВ, см³, таблица 3.1;

$m = 32/d_n$ – коэффициент, учитывающий диаметр патрона ВВ, для патронов диаметром 28, 32, 36, 40 и 45 мм соответственно равен 1,14; 1,0; 0,89; 0,8; 0,71.

3. Определение глубины шпура $l_{шп}$.

При использовании ручных бурильных машин глубина шпуров принимается из таблицы 3.2 в зависимости от типа ВВ, крепости пород и сечения выработки в черне. При применении буровых установок глубина шпуров ограничивается ходом подачи бурильной головки и принимается из таблицы 3.3.

Таблица 3.1 – Работоспособность и плотность ВВ в патронах

Тип ВВ	Аммониты				Аммоналы		Детонит М	Угленит Э-6
	6ЖВ	Скальный № 1	АП-5-ЖВ	Т-19	Скальный № 3	М10		
$A_{ВВ}, \text{ см}^3$	360	450	320	270	450	430	470	150
$\Delta, \text{ кг/м}^3$	1000-1200	1430-1580	1000-1150	1050-1200	1000-1100	950-1200	920-1200	1100-1250

Таблица 3.2 – Глубина шпуров в зависимости от типа ВВ, крепости пород и сечения выработки вчерне

Тип ВВ	Коэффициент крепости пород	Рациональная глубина шпуров (м) в выработках сечением вчерне, м ²				
		7	10	15	20	25
А Аммонит А АП-5ЖВ	2,5	2,3	2,6	2,8	3,0	3,2
	5	1,9	2,1	2,3	2,4	2,6
	8	1,6	1,8	1,9	2,1	2,2
	12	1,4	1,5	1,7	1,8	1,9
Аммонит Т Т-19	2,5	2,2	2,5	2,7	2,9	3,1
	5	1,8	2,0	2,2	2,3	2,5
	8	1,5	1,7	1,9	2,0	2,1
	12	1,3	1,5	1,6	1,7	1,8
Уг Угленит Э-6	2,5	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8
	5	1,6	1,8	2,0	2,1	2,2

Таблица 3.3 – Глубина шпуров в зависимости от хода подачи бурильной установки

Наименование бурильной установки	Ход подачи, м	Глубина шпуров, м
БУ-1, БУР-2, СБУ-2	2,75	2,5
1БУ-1, 1СБУ-2	3,3	3,1
БКГ-2	2,8	2,5
1БКГ-2	3,3	3,0
БУЭ-1м, БУЭ-3Т	3,0	2,7
ПНБ-2Б	2,5	2,2
2ПНБ-2Б	2,75	2,5

4. Определение числа шпуров.

Число шпуров определяется по формуле

$$N = \frac{1,27qS_{вч}}{\Delta d_n^2 a k}, \text{ шт.} \quad (3.2)$$

где Δ - плотность ВВ в патронах, кг/м³ (таблица 3.1);

d_n^2 - диаметр патрона ВВ, м;

$a = l_3/l_{шп}$ - коэффициент заполнения шпуров, который равен 0,4-0,5 при диаметре шпуров 32 и 36 мм и 0,5-0,65 при диаметре шпуров 40-45 мм;

l_3 - длина заряда шпура, м;

k - коэффициент уплотнения ВВ при зарядании, равный для обычных патронов 1,1 и для надрезанных патронов 1,2.

Окончательно число шпуров принимается исходя из принятого типа вруба и расположения шпуров в забое.

В породах любой крепости чаще всего применяют клиновые (одно- или многорядные) и прямые врубы. Комплект располагаемых в забое шпуров разделяется на врубовые, отбойные (вспомогательные) и оконтуривающие (периферийные).

Врубовые шпуры располагаются в центральной части забоя. Они предназначены для создания дополнительной обнаженной поверхности, наличие которой повышает эффективность взрыва заряда отбойных шпуров. Глубина врубовых шпуров принимается на 10-15% больше, чем глубина отбойных и оконтуривающих шпуров. Количество врубовых шпуров зависит от типа принимаемого вруба. Для вертикального клинового

вруба количество врубовых шпуров $N_{вр} = 4-12$ шт. Расстояние между парой врубовых шпуров составляет 0,35-0,5 м, угол наклона к плоскости забоя 80-85°.

Оконтуривающие шпуры служат для разрушения породы по контуру выработки. Их располагают равномерно по периметру выработки на расстоянии 15-20 см от проектного сечения. В породах средней крепости концы шпуров располагаются на проектном контуре выработки. Таким образом, оконтуривающие шпуры бурят к плоскости забоя под углом, равным 75-85°. Заряды оконтуривающих шпуров взрываются последними.

Расстояние между оконтуривающими шпурами определяется по формуле

$$a_{ок} = \frac{1}{0,11f + 1,28}, \text{ м.} \quad (3.3)$$

Число оконтуривающих шпуров определяется из выражения

$$N_{ок} = \frac{P}{a_{ок}} + 1, \text{ шт,} \quad (3.4)$$

где P – периметр расположения шпуров, м.

Отбойные шпуры бурят, как правило, под прямым углом к плоскости забоя и равномерно располагают между врубовыми и оконтуривающими шпурами. Они предназначены для разрушения основной массы породы в забое и взрываются сразу после врубовых шпуров.

Количество отбойных шпуров определяется как

$$N_{отб} = N - N_{ок} - N_{вр}, \text{ шт} \quad (3.5)$$

5. Определение расхода ВВ.

Общее количество ВВ для отбойки определяется по формуле

$$Q = ql_{шп}S_{вч}, \text{ кг.} \quad (3.6)$$

Средняя величина заряда в шпурах определяется по формуле

$$Q_{шп} = \frac{Q}{N}, \quad (3.7)$$

Для определения величины заряда во врубовых, отбойных и оконтуривающих шпурах полученную среднюю величину заряда умножают на следующие поправочные коэффициенты - для врубовых шпуров на 1,2, для отбойных и оконтуривающих - на 0,85-0,9

$$Q_{вр} = 1,2 * Q_{шп}, \quad Q_{отб} = (0,8 - 0,9) * Q_{шп}, \quad Q_{ок} = (0,8 - 0,9) * Q_{шп}, \quad (3.8)$$

Количество патронов ВВ в шпурах определяется по формуле

$$n_{вр} = \frac{Q_{вр}}{P_{пат}}, \quad n_{отб} = \frac{Q_{отб}}{P_{пат}}, \quad n_{ок} = \frac{Q_{ок}}{P_{пат}}, \quad (3.9)$$

где $P_{пат}$ - вес патрона ВВ, кг, и округляется до ближайшего целого числа.

Окончательно величина заряда во врубовых, отбойных и оконтуривающих шпурах определяется по формуле

$$Q_{вр} = n_{вр} * p_{вр}, \text{ кг,} \quad Q_{отб} = n_{отб} * p_{отб}, \text{ кг,} \quad Q_{ок} = n_{ок} * p_{ок}, \text{ кг,} \quad (3.10)$$

Фактический расход ВВ на цикл взрывания рассчитывается по формуле

$$Q = (Q_{вр}N_{вр} + Q_{отб}N_{отб} + Q_{ок}N_{ок}), \text{ кг.} \quad (3.11)$$

Выход горной массы за цикл определяется по формуле

$$V = S_{вч}l_{шп}\eta, \text{ м}^3 \quad (3.12)$$

где η – коэффициент использования шпура (КИШ), принимаемый в зависимости от крепости пород по таблице 3.4.

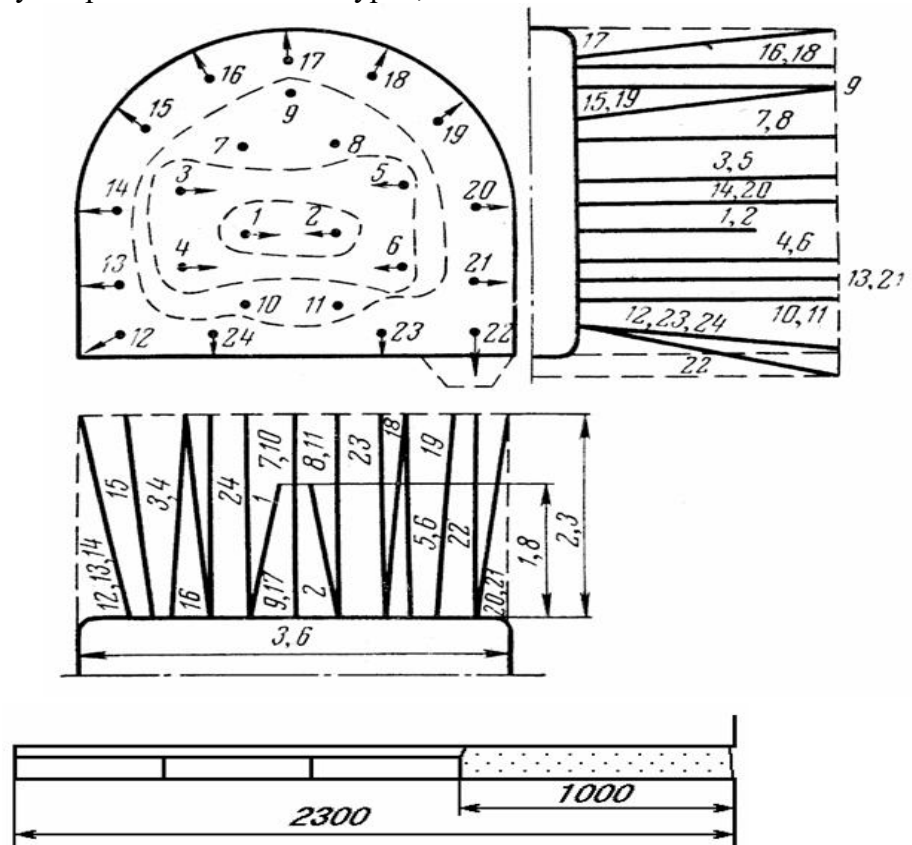
Таблица 3.4 – Коэффициент использования шпура

Коэффициент крепости пород, f	КИШ, η
1,5 – 3	0,95 – 1,0
4 – 6	0,85 – 0,95
7 – 15	0,8 – 0,85
15	0,75 – 0,8

Расход ВВ на 1 м шпура определяется по формуле

$$Q_m = \frac{Q}{\sum l_{\text{шп}}}, \text{ кг/м} \quad (3.13)$$

где $\sum l_{\text{шп}}$ – суммарная длина всех шпуров, м.



Очеред-ность взрыва-ния	Электродетона-торы		Номера шпуров, взрывае-мых за один прием	Глубин-а шпуров, м	Углы наклона, град		Велич-ина заряда, кг	Длина внутрен-ней забойки, м
	тип	кол-во			к вертикали	к горизонтали		
1	2	3	4	5	6	7	8	9
I	ЭДМД	2	1-2	1,8	75	0	0,5	0,5
II	ЭДКЗ-25	4	3-6	2,3	90	0	1,0	$\geq 0,5$
III	ЭДКЗ-50	5	7-11	2,3	90	0	1,5	$\geq 0,5$
IV	ЭДКЗ-75	12	12-24	2,3	85	75-85	1,5	$\geq 0,5$

Рис.3.1. Пример паспорта БВР

6. На основании выполненных расчетов строится паспорт буровзрывных работ (БВР), который включает: схему расположения шпуров в трех проекциях с указанием необходимых размеров; конструкцию зарядов в шпурах, таблицы с указанием номеров и очередности взрывания шпуров, длины шпуров, угла наклона шпуров, величины заряда в шпурах. Пример паспорта БВР приведен на рис.3.1.

Пример. Рассчитаем параметры взрывных работ при проходке полевого штрека арочной формы сечением $S_{св} = 12,8 \text{ м}^2$, $S_{св} = 15,9 \text{ м}^2$, ширина выработки вчерне 5,0 м, высота выработки 3,58 м, периметр выработки вчерне 10 м. Категория шахты по газу III. Проходка ведется по однородному упругому песчанику $f=7$. Бурение осуществляется бурильной установкой БУР-2.

Решение.

С учетом газового режима шахты и крепости пород, принимаем ВВ аммонит АП-5ЖВ со следующими показателями: диаметр патрона 0,036 м, вес патрона 0,3 кг, плотность ВВ в патроне $\Delta = 1100 \text{ кг/м}^3$, работоспособность ВВ 320 см^3 .

Определим удельный расход ВВ по формуле (3.1):

$$q = q_1 f v e t = 0,1 * 7 * 2,0 * (6,5 / \sqrt{15,9}) * (380 / 320) = 2,4 \text{ кг/м}^3.$$

Из табл.3.3 определим глубину шпура $l_{шп} = 2,5 \text{ м}$.

Определим общее число шпуров по формуле (3.2)

$$N = \frac{1,27 * 2,4 * 15,9}{1100 * 0,036^2 * 0,5 * 1,1} = 62 \text{ шт.}$$

Примем двухрядный вертикальный клиновой вруб из 12 шпуров. Расстояние между парой врубовых шпуров примем равным 0,4 м, угол наклона к горизонту 85° . Длину шпуров первого ряда примем равной 2,5 м, длину шпуров второго ряда - 2,8 м.

Определим расстояние между оконтуривающими шпурами по формуле (3.3)

$$a_{ок} = \frac{1}{0,11 * 7 + 1,28} \approx 0,5 \text{ м.}$$

Определим число оконтуривающих шпуров по формуле (3.4)

$$N_{ок} = \frac{10}{0,5} + 1 = 21 \text{ шт.}$$

Оконтуривающие шпуры расположим на расстоянии 0,2 м от контура выработки вчерне под углом 85° к плоскости забоя.

Определим количество отбойных шпуров по формуле

$$N_{отб} = 62 - 21 - 12 = 29 \text{ шт}$$

Определим общее количество ВВ, необходимое для отбойки породы, по формуле (3.5)

$$Q = 2,4 * 2,5 * 15,9 = 95,4 \text{ кг,}$$

тогда средняя величина заряда в шпуре будет равна

$$Q_{шп} = \frac{95,4}{62} = 1,54 \text{ кг.}$$

Определим величину заряда врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров с учетом поправочных коэффициентов

$$Q_{вр} = 1,54 * 1,2 = 1,85 \text{ кг, } Q_{отб} = 1,54 * 0,9 = 1,39 \text{ кг, } Q_{ок} = 1,54 * 0,9 = 1,39 \text{ кг.}$$

Определим количество патронов в шпурах

$$n_{вр} = \frac{1,85}{0,3} = 6 \text{ шт, } n_{отб} = \frac{1,39}{0,3} = 5 \text{ шт, } n_{ок} = \frac{1,39}{0,3} = 5 \text{ шт.}$$

Окончательно величина заряда в первом ряду врубовых шпуров, во втором ряду врубовых шпуров, в отбойных и оконтуривающих шпурах

$$Q_{\text{вп}}^1 = 5 * 0,3 = 1,5 \text{ кг}, \quad Q_{\text{вп}}^{\text{II}} = 6 * 0,3 = 1,8 \text{ кг},$$

$$Q_{\text{отб}} = 5 * 0,3 = 1,5 \text{ кг}, \quad Q_{\text{ок}} = 5 * 0,3 = 1,5 \text{ кг}$$

Фактический расход ВВ на цикл взрывания

$$Q = (1,5 * 6 + 1,8 * 6 + 1,5 * 29 + 1,5 * 21) = 94,8 \text{ кг}$$

Выход горной массы за цикл определим по формуле (3.12)

$$V = 15,9 * 2,5 * 0,85 = 33,8 \text{ м}^3.$$

Расход ВВ на 1 м шпура определим по формуле (3.13)

$$Q_M = \frac{94,8}{2,5 * 6 + 2,8 * 6 + 50 * 2,5} = 0,6 \text{ кг/м.}$$

Показатели буровзрывных работ сведем в таблицу 3.5.

Таблица 3.5 – Показатели буровзрывных работ

Наименование	Ед. изм.	Кол-во
Удельный расход ВВ	кг/м ³	2,4
Расход аммонита АП-5ЖВ на цикл	кг	94,8
Расход аммонита АП-5ЖВ на 1 м шпура	кг/м	0,6
Коэффициент использования шпура	-	0,85
Расход электродетонаторов на цикл	шт	62
Выход горной массы	м ³	33,8

Контрольные вопросы.

- 1 Перечислите типы взрывчатых веществ и условия их применения при проведении горизонтальных выработок.
- 2 Назовите основные параметры буровзрывных работ.
- 3 Как определяется глубина шпуров?
4. Какие факторы и каким образом влияют на выбор глубины шпуров?
- 5 Что такое удельный расход ВВ и от чего он зависит?
- 6 От чего зависит количество шпуров?

Практическое занятие №4.

Определение места для заложения стволов

Цель и задачи занятия. Научиться определять место заложения стволов шахт и рудников.

Место заложения главного ствола определяется на основании экономических расчетов и уточняется затем по геологическим и техническим факторам.

Наивыгоднейшее место должно быть выбрано с таким расчетом, чтобы общие и первоначальные капитальные затраты на проведение вскрывающих выработок, эксплуатационные расходы, а также срок строительства шахты были минимальными.

В общей сумме затрат на 1т добытого угля транспортные расходы являются наибольшими.

При правильной конфигурации шахтного поля, в виде прямоугольника и выдержанной мощности пласта наивыгоднейшее место для закладки главного ствола по простиранию будет находиться в середине шахтного поля.

При расположении ствола в середине шахтного поля работа по транспортированию грузов составит

$$2 \frac{Z_{\text{пр}}}{2} \cdot \frac{S_{\text{ш.п.}}}{4} = \frac{Z_{\text{пр}} * S_{\text{ш.п.}}}{4}, \quad (4.1)$$

где $Z_{\text{пр}}$ – промышленные запасы шахтного поля, т;

$S_{\text{ш.п.}}$ – размеры шахтного поля по простиранию, м.

При расположении главного ствола на одной из границ шахтного поля работа транспорта изменится в большую сторону (рис.4.1, а):

$$Z_{\text{пр}} \frac{S_{\text{ш.п.}}}{2} = \frac{Z_{\text{пр}} * S_{\text{ш.п.}}}{2}, \quad (4.2)$$

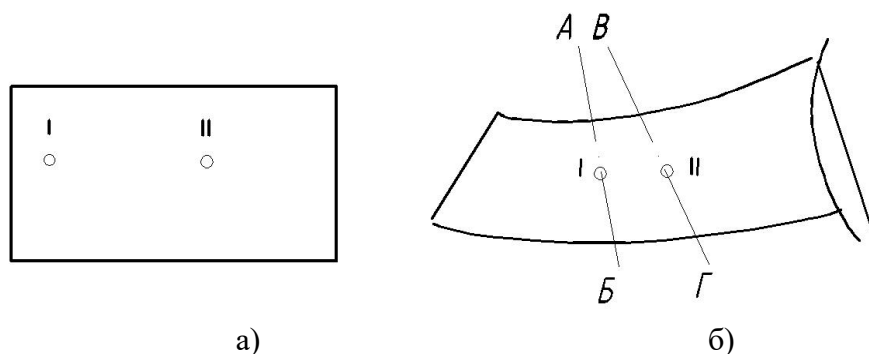


Рис.4.1.

При неправильной форме шахтного поля ствол нужно закладывать не в середине шахтного поля (АБ), а на линии ВГ, равноделящей запасы шахтного поля (рис.4.1,б).

Для доказательства рекомендуется воспользоваться условием, предложенным академиком Л.Д Шевяковым:

$$\sum z_{\text{лев}} + z_n > \sum z_{\text{пр}}, \quad \sum z_{\text{пр}} + z_n > \sum z_{\text{лев}}. \quad (4.3)$$

Наивыгоднейшим местом заложения ствола будет точка, через которую проходит груз z_n , удовлетворяющий приведенным неравенствам.

Для определения места заложения главного ствола в шахтном поле неправильной формы необходимо запасы поля $Z_{\text{пр}}$ разбить на бесконечно малые грузы Δz_n , подлежащие транспортированию.

В своем пределе груз z_n стремится к нулю, тогда оба неравенства превращаются в равенство:

$$\sum z_{\text{лев}} = \sum z_{\text{пр}}. \quad (4.4)$$

Местоположение ствола по линии падения при одногоризонтном вскрытии пласта определяется числом этажей или ярусов по падению и восстанию. При четном числе этажей ствол целесообразно располагать так, чтобы по восстанию и падению было равное число этажей, при нечетном – по восстанию следует иметь на один этаж больше.

Определение места заложения главного ствола при вскрытии свиты пластов

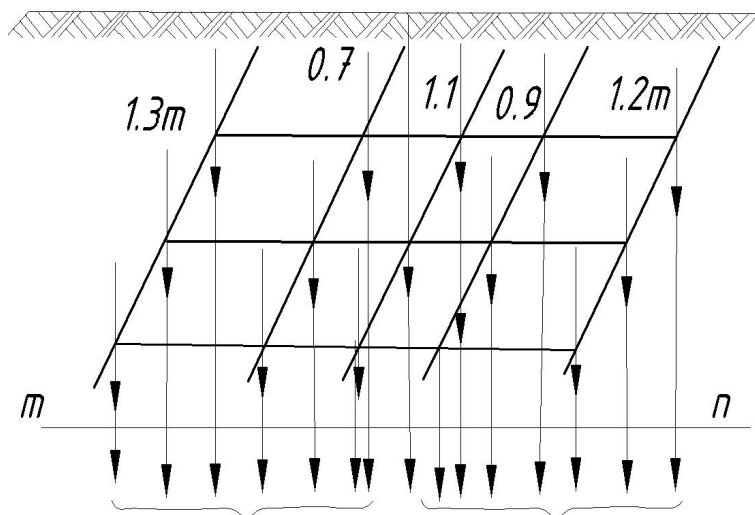
При вскрытии свиты пластов положение ствола относительно границ шахтного поля по простиранию определяется плоскостью, равноделящей запасы всех пластов.

Место заложения ствола относительно границ по падению зависит от системы вскрытия.

При вскрытии пластов одним квершлагом местами сосредоточения грузов будут точки пересечения откаточного штрека каждого пласта с квершлагом.

При равных размерах по простиранию и падению и одинаковой объемной массе угля всех пластов свиты большие цифры, выражающие запасы угля, можно заменить пропорциональными им мощностями пластов и решать задачу с этими цифрами.

При многогоризонтном вскрытии все грузы из точек пересечения откаточных штреков с квершлагом необходимо спроектировать на прямую mn (рис.4.2), а затем пользуясь предыдущими формулами найти груз q_n определяющий наивыгоднейшее



местоположение ствола шахты.

Рис.4.2.

Нахождение груза q_n может быть определено также графическим методом (рис.4.3). Для этого необходимо все грузы выразить соответствующими векторами в масштабе, затем просуммировать векторы в последовательности расположения их слева направо или в обратном порядке и разделить сумму пополам.

Тот вектор, на который приходится точка деления, является грузом q_n , определяющим наивыгоднейшее место заложения ствола.

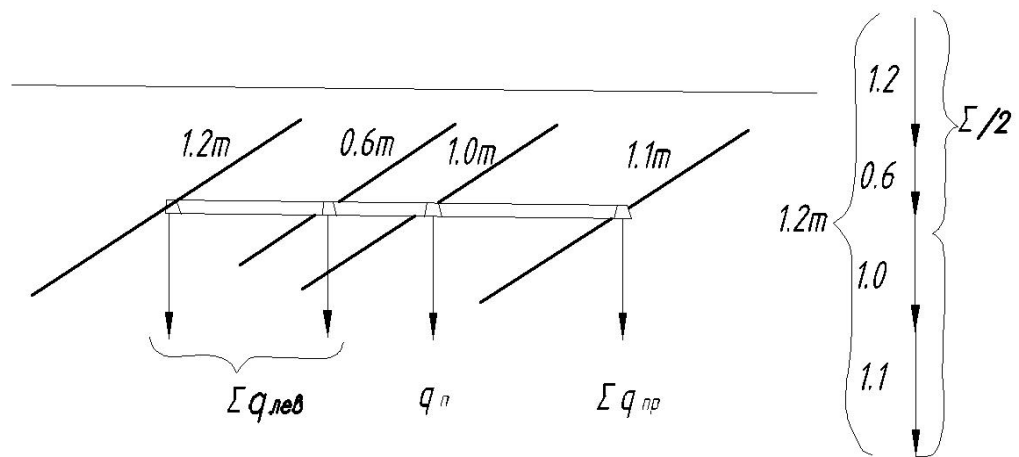


Рис.4.3.

Координаты места заложения ствола, определенные на основании экономических расчетов, проверяются затем на соответствие горно-геологическим условиям. Необходимо стремиться к тому, чтобы стволы пересекали устойчивые породы. Нельзя проходить стволы через нарушения, в замках мульд и синклиналей.

При разработке крутых свит мощных пластов ствол следует выносить за пределы разрабатываемой свиты в сторону лежачего бока. При расположении ствола в середине свиты, особенно если он будет пересекать мощные пласты, могут возникнуть большие потери угля в целиках, оставляемых для охраны ствола. Необходимо учесть площадку для строительства надшахтных зданий, рельеф и т.д.

Взаимное расположение стволов в шахтном поле

Основные варианты взаимного расположения стволов следующие (рис.4.4).

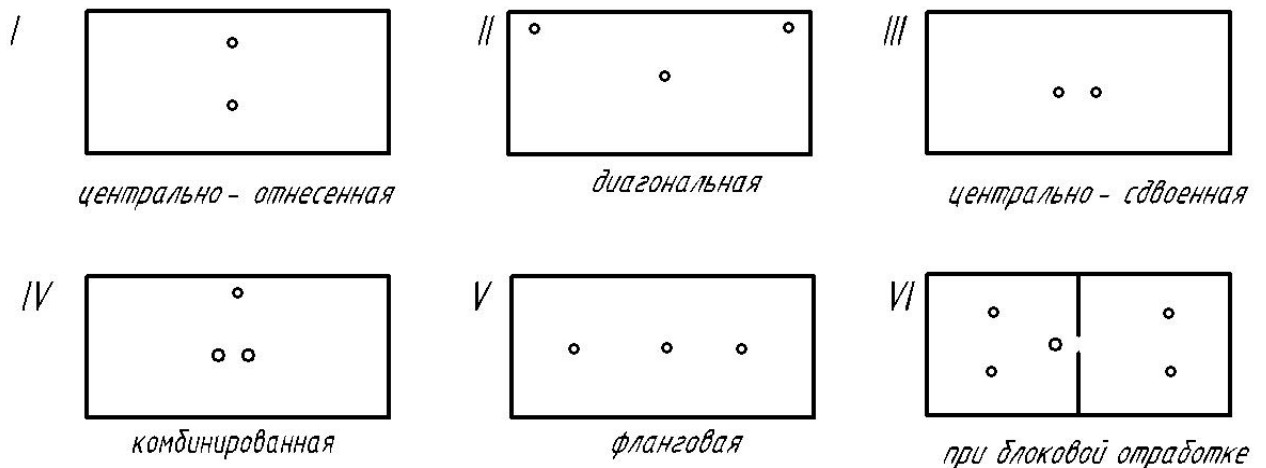


Рис.4.4.

Основным достоинством схемы I является то, что при наличии на верхней границе поля шурфа можно обойтись одним стволом. В связи с этим уменьшаются капитальные затраты и в течение всего срока эксплуатации, а на шахте будет только восходящее проветривание.

Недостаток при наличии одного ствола - резко ограничивается производственная мощность шахты, усложняется схема вентиляции, т.к. длина пути вентиляционной струи в бремсберговой и уклонной частях шахтного поля различна.

Эту схему можно применять на шахтах с небольшой производственной мощностью.

В схеме II проветривание несколько улучшается, т.к. каждое крыло проветривается с помощью отдельных вентиляторов.

Недостатки, присущие схеме I, в основном сохраняются и в этой схеме.

Эта схема также рассчитана на шахты с небольшой мощностью, но с большей газообильностью.

Достоинствами III схемы (центрально - сдвоенная) является значительное увеличение пропускной способности стволов, более равномерное проветривание бремсберговой и уклонной частей поля, эта схема имеет весьма широкое распространение при разработке крутых пластов.

Данная схема может применяться и на пологих пластах за исключением пластов, опасных по суфлярным выделениям и внезапным выбросам угля и газа. Это связано с тем, что нисходящее движение струи отработанного воздуха по ходку не обеспечивает удовлетворительных условий проветривания шахты в целом, особенно на сильногазовых шахтах.

На крупных шахтах с пологими пластами чаще применяется **комбинированная схема IV**, в которой сочетаются достоинства I и III схем.

Фланговая схема V может применяться при шахтных полях больших размеров по простиранию и при глубоком залегании пластов. Стволы целесообразно располагать на середине каждого крыла. Это обеспечивает минимальные расходы на проветривание.

На схеме VI в шахтном поле 2 блока. В центре каждого блока 2 ствола, обеспечивающие независимую вентиляцию в каждом блоке. Два ствола в центре шахтного поля служат для выдачи всего груза, спуска материалов и людей.

При панельной подготовке и небольшой глубине залегания у верхней границы шахтного поля целесообразно иметь в каждой бремсберговой панели свой вентиляционный шурф.

Пример. Определить место заложения стволов для следующих горно-геологических условий месторождения:

- длина месторождения – $S = 8000$ м;
- размер месторождения по падению – $H = 2100$ м;
- наклонная высота этажа – $h_э = 300$ м;
- количество угольных пластов – 1;
- средняя мощность пласта – $m = 3,5$ м;
- глубина разработки – 350 м;
- коэффициент извлечения угля – $c = 0,85$;
- угол падения пласта – $\alpha = 25^0$;
- плотность угля - $\gamma = 1,4$ т/м³
- категория шахты по метану – I.

Решение. Размеры месторождения позволяют разместить на месторождении одну шахту (рис.4.5).

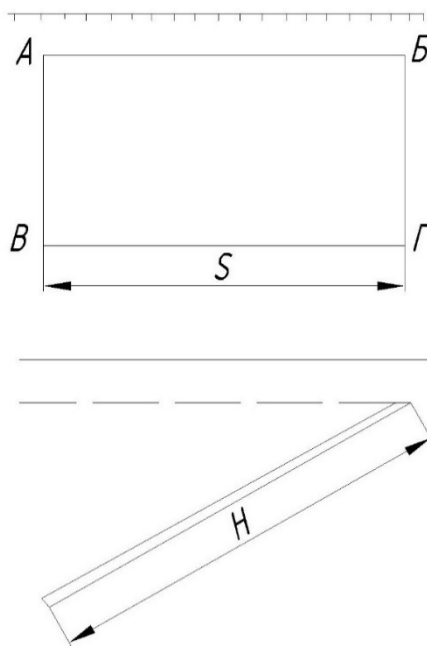


Рис.4.5. Шахтное поле

Определим промышленные запасы шахтного поля по формуле:

$$Z_{\text{пр}} = S \cdot H \cdot m \cdot \gamma \cdot c = 8000 \cdot 2100 \cdot 3,5 \cdot 1,4 \cdot 0,85 = 69\,972\,000 \text{ т.}$$

При расположении ствола в середине шахтного поля работа по транспортированию грузов составит, согласно формулы (4.1):

$$\frac{Z_{\text{пр}} \cdot S_{\text{ш.п.}}}{4} = \frac{69972000 \cdot 8,0}{4} = 139\,944\,000 \text{ т} \cdot \text{км.}$$

При расположении главного ствола на одной из границ шахтного поля работа транспорта изменится в большую сторону согласно формулы (4.2)

$$\frac{Z_{\text{пр}} \cdot S_{\text{ш.п.}}}{2} = \frac{69972000 \cdot 8,0}{2} = 279\,888\,000 \text{ т} \cdot \text{км.}$$

Таким образом, по затратам на транспортировку запасов угля к главному стволу экономически выгодным является первый вариант, т.е. расположение главного ствола в середине шахтного поля по простиранию.

Определим место заложения ствола по падению шахтного поля. Для этого определим количество этажей $n_{\text{эт}}$ по формуле:

$$n_{\text{эт}} = \frac{H}{h_{\text{эт}}} = \frac{2100}{300} = 7.$$

Так как количество этажей нечетное, главный ствол располагаем по падению на пересечении с четвертым этажом.

Учитывая то, что шахта относится к первой категории по газу, второй вспомогательный (вентиляционный) ствол можно расположить рядом с главным стволом, т.е. выбираем центрально-сдвоенную схему расположения стволов (рис.4.6).

1 эт.	
2 эт.	
3 эт.	
4 эт.	И о
5 эт.	° П
6 эт.	
7 эт.	

Рис.4.6. Место заложения стволов

Контрольные вопросы.

1. Какие факторы влияют на выбор места заложения главного ствола?
2. Как определяется место заложения главного ствола по расходам на транспортирование?
3. Как определяется место заложения главного ствола графическим методом?
4. Как определяется местоположение ствола по линии падения при одnogоризонтном вскрытии?
5. Назовите основные варианты взаимного расположения стволов.
6. Как определяется местоположение ствола при многогоризонтном вскрытии?

Практическое занятие №5. Определение действующей и общей линии забоев, высоты этажа и яруса

Цель и задачи занятия. Научиться определить действующую и общую линию забоев и высоты этажа (яруса).

Для определения числа очистных забоев по шахте и их правильного размещения вначале необходимо рассчитать в общем виде действующую и общую линию забоев для шахты с заданной годовой производственной мощностью.

1. Пологие и наклонные пласты. Действующую линию очистных забоев h_d для каждого пласта свиты на пологом или наклонном падении определяют по формуле:

$$h_d = \frac{A \cdot k_{оч}}{v_d \cdot \sum p \cdot c}, \quad (5.1)$$

где A – годовая производственная мощность шахты, т;

$k_{оч}$ – коэффициент, учитывающий добычу угля из очистных забоев. Для тонких пластов при проведении подготовительных выработок узким забоем $k_{оч} = 1$, широким забоем $k_{оч} = 0,9$; для пластов средней мощности и мощных $k_{оч} = 0,85-0,9$;

v_d – годовое подвигание действующей очистной линии забоев по шахте, м;

$\sum p$ – суммарная производительность 1 м² одновременно разрабатываемых пластов, т/м²:

$$\sum p = \sum m \cdot \gamma$$

где $\sum m$ – суммарная мощность одновременно разрабатываемых пластов, м;

γ – плотность угля, для антрацитов $\gamma = 1,4-1,6$ т/м³,

для каменных и бурых углей $\gamma = 1,25-1,3$ т/м³;

c – коэффициент извлечения угля в очистном забое, его величина принимается в зависимости от применяемой технологии очистных работ и колеблется в пределах 0,95-0,98.

Годовое подвигание действующей очистной линии забоев при разработке шахтой одного пласта определяется по формуле:

$$v_d = N \cdot u \cdot k, \quad (5.2)$$

где N – число рабочих дней в году (при шестидневной рабочей неделе принимается равным 300 дням);

u – суточное подвигание лавы, определяется в зависимости от типа выемочной машины, организации труда и режима работы лавы по формуле: $u = r \cdot n_{ц}$, м/сут;

r – ширина захвата выемочной машины (комбайна, струга), м;

$n_{ц}$ – количество циклов в сутки;

k – коэффициент, учитывающий горногеологические условия, $k = 0,85-0,95$.

Если шахта одновременно разрабатывает свиту пластов, тогда

$$v_d = \frac{v_1 \cdot m_1 + v_2 \cdot m_2 + \dots + v_n \cdot m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n} \quad (5.3)$$

где v_1, v_2, \dots, v_n – годовые подвигания действующей линии забоев по пластам, определяемые для каждого пласта по формуле (5.2);

m_1, m_2, \dots, m_n – мощности одновременно разрабатываемых пластов свиты, м.

Действующая линия очистных забоев по шахте определяется по формуле:

$$h_{д.ш} = h_d \cdot k_{пл}, \quad (5.4)$$

где $k_{пл}$ – число одновременно разрабатываемых пластов.

Определив действующую линию забоев, находят резервную и общую линию забоев по шахте.

Ввиду того, что количество действующих лав может быть различным, а резервная линия забоев должна составлять не менее одной лавы, необходимо установить число действующих лав по каждому пласту

$$n'_d = \frac{h_d}{L_l}, \quad (5.5)$$

где L_l – длина лавы, м.

Число действующих лав по шахте

$$n_d = n'_d * k_{пл}. \quad (5.6)$$

Общее число лав по пласту

$$n'_{об} = n'_d + n_{рез}, \quad (5.7)$$

где $n_{рез}$ – число резервных лав.

Общая очистная линия забоев на каждом пласте

$$h_{об} = h_d + h_{рез} = L_l * n'_{об} = h_d * k_{рез}, \quad (5.8)$$

где $k_{рез}$ – коэффициент резерва

$$k_{рез} = \frac{h_{об}}{h_d}, \quad (5.9)$$

$h_{рез}$ – резервная линия забоев, м.

Число резервных лав принимается в зависимости от горногеологических условий залегания пластов: в сложных условиях одну лаву на 3 - 4 действующие, в хороших условиях – одну на 5 - 6 лав. Это относится к лавам с индивидуальной крепью. При оборудовании же всех лав комплексами вместо резервных лав принимают резерв в производительности комплексов.

Годовое подвигание общей линии очистных забоев

$$v_{об} = v_d \frac{h_d}{h_{об}}. \quad (5.10)$$

Общее число лав по шахте

$$n_{об} = n'_{об} * k_{пл}. \quad (5.11)$$

Определив общее число лав по шахте, производят размещение их в пределах этажа (при этажной подготовке) или яруса (при панельной подготовке) по каждому пласту.

Высота этажа (или яруса) по линии падения (в плоскости пласта) определяется по формуле:

$$H_{эт} = L_l * n_{лэ} + \sum h_{ц} + \sum h_{штр}, \quad (5.12)$$

где $n_{лэ}$ - число лав в этаже или ярусе, расположенных друг под другом по линии падения;

$\sum h_{ц}$ - суммарная высота целиков, оставляемых в этаже или ярусе, м;

$\sum h_{штр}$ - суммарная ширина штретков и просеков, м.

Высоту этажа следует принимать из условия размещения общей линии забоев $h_{об}$ в пределах одного этажа, так как одновременная отработка нескольких этажей ведет к разбросанности горных работ и ухудшает технико-экономические показатели шахты.

При панельной и блочной подготовке высота яруса зависит от числа одновременно разрабатываемых панелей (блоков) и числа пластов. Исходя из максимальной нагрузки на пласт и магистральную откаточную выработку, следует принимать одновременную работу трех или четырех лав в панели.

2. *Крутые пласты.* При разработке крутых пластов вертикальную высоту этажа можно определить в зависимости от угла падения по эмпирической формуле:

$$H_{эт}^B = 0,018\alpha^2 - 3,2\alpha + 260, \text{ м}, \quad (5.13)$$

где α – угол падения пласта, град.

Тогда наклонная высота этажа определяется по формуле

$$H_{эт} = \frac{H_{эт}^B}{\sin\alpha}. \quad (5.14)$$

На практике она колеблется в пределах 100 – 150 м.

Пример. Определить действующую и общую линию забоев и высоту этажа для следующих условий:

годовая производственная мощность шахты $A = 1\,200\,000$ т;

мощность пласта $m = 1,0$ м;

плотность угля $\gamma = 1,4$ т/м³;

суточное подвигание лавы, оборудованной стругом УСБ-2, $u = 4,0$ м;

коэффициент извлечения угля в лаве $c = 0,98$;

угол падения пласта $\alpha = 10^0$;

над этажным откаточным и под вентиляционными штреками оставляются целики угля по 20 м;

ширина штреков – 4,0 м;

ширина просека – 2,0 м;

этажный откаточный штрек проводится узким забоем и используется в качестве вентиляционного для нижнего этажа.

Решение. Определяем годовое подвигание действующей линии забоев по формуле (5.2)

$$v_d = N * u * k = 300 * 4,0 * 0,9 = 1080 \text{ м,}$$

тогда действующая линия забоев будет равна (5.1)

$$h_d = \frac{A * k_{оч}}{v_d * \sum p * c} = \frac{1\,200\,000 * 1}{1080 * 1,0 * 1,4 * 0,98} = 800 \text{ м.}$$

Вариант I. Принимаем длину лавы $L_l = 200$ м. Определяем число действующих лав (5.5)

$$n'_d = \frac{h_d}{L_l} = \frac{800}{200} = 4.$$

Число резервных лав принимаем $n_{рез} = 2$, тогда общее число лав (5.7)

$$n'_{об} = n'_d + n_{рез} = 4 + 2 = 6.$$

Определяем коэффициент резерва (5.8, 5.9)

$$k_{рез} = \frac{h_{об}}{h_d} = \frac{800 + 400}{800} = \frac{1200}{800} = 1,5.$$

Этаж по линии падения делится на три подэтажа, тогда $n_{лэ} = 3$.

Высоту этажа определяем по формуле (5.12)

$$H_{эм} = L_l * n_{лэ} + \sum h_{ц} + \sum h_{штр} = 200 * 3 + 2 * 20 + 10 = 650 \text{ м.}$$

Вариант II. При длине лавы $L_l = 160$ м число действующих лав будет равно (5.5)

$$n'_d = \frac{h_d}{L_l} = \frac{800}{160} = 5.$$

Число резервных лав принимаем $n_{рез} = 1$, тогда общее число лав (5.7)

$$n'_{об} = n'_d + n_{рез} = 5 + 1 = 6.$$

Высота этажа при наличии трех подэтажей будет равна (5.12)

$$H_{эм} = L_{л} * n_{лэ} + \sum h_{ц} + \sum h_{штр} = 160 * 3 + 2 * 20 + 10 = 530 \text{ м.}$$

Вариант III. Длину лавы принимаем $L_{л} = 260$ м. В этом случае число действующих лав будет

$$n'_{д} = \frac{h_{д}}{L_{л}} = \frac{800}{260} \approx 3.$$

При числе резервных лав $n_{рез} = 1$ общее число лав будет равно

$$n'_{об} = n'_{д} + n_{рез} = 3 + 1 = 4,$$

коэффициент резерва

$$k_{рез} = \frac{h_{об}}{h_{д}} = \frac{800 + 260}{800} = \frac{1060}{800} = 1,32.$$

Общая линия забоев (5.8)

$$h_{об} = h_{д} * k_{рез} = 800 * 1,32 = 1060 \text{ м.}$$

Принимаем панельную подготовку шахтного поля с одновременной работой двух панелей, при этом $n_{ля} = 1$, тогда высота яруса будет равна:

$$H_{яр} = L_{л} * n_{ля} + \sum h_{ц} + \sum h_{штр} = 260 * 1 + 2 * 20 + 6 = 306 \text{ м.}$$

Контрольные вопросы.

1. Что такое действующая линия очистных забоев?
2. Как определяется годовое подвигание действующей линии забоев?
3. Что такое резервная лава и как принимается её количество?
4. Чем отличается общая линия очистных забоев от действующей?
5. Как определяется коэффициент резерва?
6. Как определяется наклонная высота этажа или яруса по линии падения при пологом падении пласта?
7. Как определяется наклонная высота этажа при крутом падении пласта?

Практическое занятие №6.

Определение длины очистного забоя по затратам времени, газовому фактору и производительности конвейера

Цель и задачи занятия. Научиться определять длину очистного забоя по различным факторам.

Основным параметром очистных работ при добыче угля является длина очистного забоя. В основном, выемка угля ведется в прямолинейных очистных забоях – лавах. Длина лавы для конкретных горно-геологических условий определяется по производительности выемочной и доставочной машин, а также по условиям проветривания лавы в соответствии с требованиями Правил безопасности.

Длина лавы, оборудованной комплексом с узкозахватными комбайнами определяется в зависимости от схемы работы комбайна.

1) Комбайн осуществляет выемку угля только в одном направлении; в обратном ведется зачистка лавы на маневровой скорости. Замена зубков на исполнительном органе может осуществляться либо в процессе выемки полосы, либо в конце каждого цикла после полной выемки полосы угля.

Длина лавы по затратам времени может быть определена по формуле:

$$L = \frac{[(T_{см} - T_{п.з.}) * N_{см} - T_{к.о.} * N_{ц}] * K_{н}}{(\frac{1}{V_{п}} + \frac{1}{V_{м}} + t_{з*} F * Z_{уд} + t_{в})} + \sum l_{н}, \quad (6.1)$$

где $T_{см}$ – длительность добычной смены, мин;

$T_{п.з.}$ – время на сдачу и приемку смены (подготовительные и заключительные операции), мин;

$N_{см}$ – число добычных смен;

$T_{к.о.}$ – время на так называемые концевые операции (перемонтаж погрузочного лемеха, реверсирование рабочего органа комбайна, передвижение конвейера и пр.), мин;

$N_{ц}$ – число циклов, завершаемых комплексом за сутки;

$K_{н}$ – коэффициент надежности комплекса;

$V_{п}$ – рабочая скорость комбайна, м/мин;

$V_{м}$ – маневровая скорость комбайна, м/мин;

$t_{з*}$ – время на замену одного зубка, мин;

F – площадь торца вынимаемой заходки, м²;

$F = r * m$;

r – ширина захвата комбайна, м;

m – вынимаемая мощность пласта, м;

$Z_{уд}$ – удельный расход зубков на 1 м³ отбитого угля, шт/м³;

$t_{в}$ – время на различного рода вспомогательные операции, связанные с движением комбайна, мин на 1м лавы;

$\sum l_{н}$ – суммарная длина нижней и верхней ниш, м.

2) Когда комбайн работает по *челноковой* схеме и замена зубков производится в конце выемки каждой полосы, длина лавы определяется по формуле:

$$L = \frac{[(T_{см} - T_{п.з.}) * N_{см} - T_{к.о.} * N_{ц}] * K_{н}}{(\frac{1}{V_{п}} + t_{в})} + \sum l_{н}. \quad (6.2)$$

В этом случае время на замену зубков должно входить в продолжительность концевых операций.

Значения входящих в формулы (6.1 и 6.2) величин следующие:

$T_{см}$ – при 5-дневной рабочей неделе должна приниматься равной 432 мин;

$T_{п.з.}$ – по хронометражным данным равно 20-30 мин;

$N_{см}$ – принимается равным 2-3;

$T_{к.о.}$ – длительность концевых операций зависит от схемы взаимодействия крепи, конвейера и комбайна. Для комплексов с узкозахватными комбайнами колеблется в пределах 20-25мин;

$N_{ц}$ – число циклов за сутки, в расчетах может приниматься равным 4-6;

K_n – Коэффициент надежности комплексов равен 0,8-0,95;

t_b – удельное время на различного рода вспомогательные операции колеблется в пределах 0,2-0,3мин на 1м лавы;

Длина ниш принимается: нижней 5м и верхней 5-7м.

Допустимая длина лавы по фактору проветривания при заданной скорости подвигания определяется по формуле:

$$L_{п} = \frac{864 * V * S * d}{u * m_{п} * \gamma * q * k_{н}}, \quad (6.3)$$

где V – предельно допустимая Правилами безопасности скорость движения воздуха в лаве (4 м/с);

S - площадь сечения пространства лавы, по которому проходит воздух, m^2 ;

$$S = m * b * \varphi * k_{вп},$$

m – вынимаемая мощность пласта, м ;

b – ширина рабочего пространства лавы, м ;

φ – коэффициент, учитывающий загроможденность призабойного пространства; для лав, закрепленных индивидуальной крепью, он равен 0,9, для гидрофицированных крепей 0,75-0,8;

$k_{вп}$ – коэффициент, учитывающий движение воздуха по выработанному пространству, прилегающему к призабойному. При управлении кровлей полным обрушением $k_{вп}=1,2-1,3$; при плавном опускании – 1,15; при частичной закладке – 1,1; при полной закладке – 1,05;

d – допустимая Правилами безопасности концентрация метана в исходящей струе лавы (1%);

u –суточное подвигание лавы, м;

$m_{п}$ –полезная мощность пласта, м;

γ – плотность угля, t/m^3 ;

q –средняя относительная метанообильность лавы, m^3/t ;

$k_{н}$ –коэффициент, учитывающий неравномерность метановыделения в лаве. Для антрацитов он равен 1,6, для остальных углей – 1,4.

Длина лавы проверяется по производительности конвейера. Производительность конвейера в комбайновой лаве может ограничивать рабочую скорость выемочной машины, что в конечном счете приводит к сокращению длины лавы.

Зависимость между рабочей скоростью комбайна V_p и часовой производительностью конвейера $q_{час}$ выражается формулой:

$$V_p \leq \frac{q_{час}}{60 * r * p}, \quad (6.4)$$

где r – ширина захвата комбайна, м;

p – производительность пласта, t/m^2 , ($p = m * \gamma$).

Если фактическая скорость подачи комбайна превышает скорость, определенную по формуле, необходимо либо уменьшить ее, либо заменить конвейер более производительным.

Окончательно принимается наименьшее значение длины лавы.

Пример. Определить длину лавы, оборудованной комплексом КМК - 97 для следующих условий:

мощность пласта – $m = 1,2$ м;

угол падения пласта - $\alpha = 12^0$;
 ширина захвата комбайна - $r = 0,63$ м;
 плотность угля- $\gamma = 1,3$ т/м³;
 продолжительность смены - $T_{см} = 6$ часов;
 число добычных смен - $N_{см} = 3$;
 схема работы комбайна - челноковая;
 производительность конвейера СП-63 М - $q_{час} = 260$ т/ч;
 число циклов в сутки - $N_{ц} = 6$;
 относительная метанообильность лавы - $q = 10,0$ м³/т.с.д.;
 длина ниш: нижней - $l_{н.н.} = 5,0$ м;
 верхней - $l_{н.в.} = 7,0$ м;
 скорость подачи комбайна - $V_{п} = 1,5$ м/мин;
 ширина призабойного пространства - $b = 3,12$ м.

Решение.

1. Определяем длину лавы по затратам времени на отдельные операции при работе комплекса КМК - 97 по формуле (6.2) :

$$L = \frac{[(T_{см} - T_{п.з.}) * N_{см} - T_{к.о.} * N_{ц}] * K_{н.}}{(\frac{1}{V_{п}} + t_{в})} + \sum l_{н.} = \frac{[(360 - 30) - 25 * 6] * 0,8}{(\frac{1}{1,5} + 0,3) * 6} + (5,0 + 7,0) = 158 \text{ м.}$$

2. Проверяем длину лавы по фактору проветривания по формуле (6.3):

$$L_{п} = \frac{864 * V * S * d}{u * m_{п} * \gamma * q * k_{н}} = \frac{864 * 4 * 3,2 * 1}{6 * 0,63 * 1,2 * 1,3 * 10 * 1,4} = 134 \text{ м.}$$

$$S = m * b * \varphi * k_{вп} = 1,2 * 3,12 * 0,8 * 1,2 = 3,2 \text{ м}^2.$$

В состав комплекса входит скребковый конвейер типа СП - 63 М.

Проверяем длину лавы по производительности конвейера.

Принятая рабочая скорость комбайна должна быть, согласно формулы (6.4):

$$Vp \leq \frac{q_{час}}{60 * r * p} = \frac{260}{60 * 0,63 * 1,2 * 1,3} = 4,4 \frac{\text{м}}{\text{мин}}.$$

В расчете была принята $Vp = 1,5$ м/мин, которая значительно меньше возможной скорости по производительности конвейера.

Окончательно принимается длина лавы $L = 134$ м по фактору проветривания.

Контрольные вопросы.

1. По каким факторам определяется длина лавы?
2. Какие бывают схемы работы очистных комбайнов в лаве?
3. Какие работы входят в состав подготовительно-заключительных работ?
4. Какие работы входят в состав концевых операций в лаве?
5. Что такое рабочая и маневровая скорость комбайна?
6. Что означает коэффициент надежности комплекса?
7. Какая допустимая концентрация метана в исходящей струе лавы?
8. Какая предельно допустимая скорость движения воздуха в лаве?

Практическое занятие №7.
Определение производительности очистных комбайнов и
суточной нагрузки на лаву

Цель и задачи занятия. Научиться определять производительность очистных комбайнов и нагрузку на лаву.

Различают *теоретическую* и *техническую* производительность очистных комбайнов.

Теоретическая производительность комбайна определяется по формуле:

$$Q_T = m * r * \gamma * V_{\Pi}, \quad \text{т/мин или т/час;} \quad (7.1)$$

где m – средняя вынимаемая мощность пласта, м ;

r – ширина захвата комбайна, м ;

γ – плотность угля, т/м³ ;

V_{Π} – скорость подачи комбайна, м/мин.

Техническая производительность комбайна определяется по формуле:

$$Q_{\text{тех}} = Q_T * K_{\text{тех}}, \quad \text{т/мин или т/час;} \quad (7.2)$$

где $K_{\text{тех}}$ – коэффициент непрерывности работы комбайна.

Этот коэффициент зависит от схемы работы комбайна.

а) При *односторонней* схеме работы комбайна $K_{\text{тех}}$ определяется по формуле:

$$K_{\text{тех}} = \frac{1}{\frac{1}{K_{\text{н}}} + \frac{T_{\text{м.о}} + T_{\text{к.о}} + T_{\text{з.и}}}{L} * V_{\Pi}}, \quad (7.3)$$

где $K_{\text{н}}$ – коэффициент надежности комбайна;

$T_{\text{м.о}}$ – время на маневровые операции; при односторонней схеме работы комбайна определяется по формуле $T_{\text{м.о}} = \frac{L}{V_{\text{м}}}$, мин;

L – длина лавы, м;

$V_{\text{м}}$ – маневровая скорость комбайна, м/мин;

$T_{\text{к.о}}$ – время на концевые операции в лаве; она включает в себя, работы по переводу комбайна из рабочего положения в транспортное после завершения выемки одной ленты угля и работы по подготовке комбайна к выемке новой ленты, т.е. работы по переводу комбайна из транспортного положения в рабочее после завершения спуска комбайна; во-вторых, имеют место работы, связанные с передвижкой комбайна на забой. Тогда затраты времени на концевые операции составят:

$$T_{\text{к.о.}} = t_{\text{д}} + t_{\text{м}} + t_{\text{п}}, \quad \text{мин,} \quad (7.4)$$

где $t_{\text{д}}$ – затраты времени на перевод комбайна из рабочего положения в транспортное, мин;

$t_{\text{м}}$ – затраты времени на перевод комбайна из транспортного положения в рабочее, мин;

$t_{\text{п}}$ – затраты времени на передвижку комбайна на новую дорогу, составляет примерно 5 мин;

$T_{\text{з.и}}$ – затраты времени на замену резцов исполнительного органа комбайна. Определяется по формуле:

$$T_{\text{з.и.}} = L * m * r * Z_y * t_{\text{р}}, \quad (7.5)$$

Z_y – удельный расход резцов, шт/м³ ;

$t_{\text{р}}$ - время на замену одного резца, мин.

б) При *челноковой* схеме работы комбайна маневровые операции отсутствуют, $T_{\text{м.о}} = 0$.

Тогда коэффициент непрерывности работы комбайна определяется по формуле:

$$K_{\text{тех}} = \frac{1}{\frac{1}{K_{\text{н}}} + \frac{T_{\text{к.о}} + T_{\text{з.и}}}{L} * V_{\Pi}} \quad (7.6)$$

Суточная нагрузка на лаву определяется по формуле:

$$A_{\text{сут}} = Q_{\text{тех}} * T_{\text{см}} * N_{\text{см}}, \quad (7.7)$$

$T_{\text{см}}$ – продолжительность смен, час;

$N_{\text{см}}$ – количество добычных смен в сутки.

Пример. Лава оборудована комбайном 2К-52м, который работает при следующих условиях:

- длина лавы – $L = 150$ м;
- средняя вынимаемая мощность пласта – $m = 1,4$ м;
- плотность угля – $\gamma = 1,3$ т/м³;
- ширина захвата комбайна – $r = 0,8$ м;
- удельный расход резцов – $Z_y = 0,1$ шт/м³;
- время на замену одного резца – $t_p = 2,0$ мин;
- коэффициент надежности комбайна – $K_n = 0,9$;
- максимальная скорость подачи комбайна – $V_{\text{п}} = 2,5$ м/мин;
- маневровая скорость комбайна – $V_{\text{м}} = 9,75$ м/мин;
- количество добычных смен в сутки – $N_{\text{см}} = 3$;
- продолжительность смен – $T_{\text{см}} = 6$ ч.

Решение. Определяем теоретическую производительность комбайна по формуле (7.1):

$$Q_T = m * r * \gamma * V_{\text{п}} = 1,4 * 0,8 * 1,3 * 2,5 = 3,64 \text{ т/мин или } 218,4 \text{ т/ч.}$$

Чтобы определить техническую производительность комбайна, необходимо подсчитать коэффициент непрерывности работы комбайна $K_{\text{тех}}$.

а) Рассчитаем техническую производительность комбайна при односторонней схеме работы.

Комбайн имеет цепной орган подачи, поэтому затраты времени на маневровые операции имеют место только при холостом перегоне комбайна

$$T_{\text{м.о}} = \frac{L}{V_{\text{м}}} = \frac{150}{9,75} = 15,3 \text{ мин.}$$

Концевые операции $T_{\text{к.о}}$ включают в себя работы по переводу комбайна из рабочего положения в транспортное после завершения выемки одной ленты угля и работы по подготовке комбайна к выемке новой ленты, т.е. работы по переводу комбайна из транспортного положения в рабочее после завершения спуска комбайна; во-вторых, имеют место работы, связанные с передвижкой комбайна на забой. Тогда затраты времени на концевые операции составят:

$$T_{\text{к.о.}} = t_d + t_m + t_{\text{п}}, \text{ мин,}$$

где t_d – затраты времени на перевод комбайна из рабочего положения в транспортное, мин;

t_m – затраты времени на перевод комбайна из транспортного положения в рабочее, мин;

$t_{\text{п}}$ – затраты времени на передвижку комбайна на новую дорогу, мин.

t_d и t_m практически не отличаются друг от друга и для комбайна 2К-52м в сумме составляют около 20 мин. $t_{\text{п}}$ – составляет примерно 5 мин.

Тогда

$$T_{\text{к.о.}} = 20 + 5 = 25 \text{ мин.}$$

Затраты времени на замену резцов определим по формуле:

$$T_{\text{з.и.}} = L * m * r * Z_y * t_p = 150 * 1,4 * 0,8 * 0,1 * 2,0 = 33,6 \text{ мин.}$$

Подсчитаем величину $K_{\text{тех}}$ для работы комбайна 2К-52м по односторонней схеме с холостым перегоном по формуле (7.3):

$$K_{\text{тех}} = \frac{1}{\frac{1}{K_n} + \frac{T_{\text{м.о}} + T_{\text{к.о}} + T_{\text{з.и}}}{L} * V_n} = \frac{1}{\frac{1}{0,9} + \frac{15,3 + 25 + 33,6}{150} * 2,5} = 0,43.$$

Техническая производительность комбайна определяется по формуле (7.2)

$$Q_{\text{тех}} = Q_T * K_{\text{тех}} = 218,4 * 0,43 = 93,9 \text{ т/ч.}$$

Суточная нагрузка на лаву определяется по формуле (7.7):

$$A_{\text{сут}} = Q_{\text{тех}} * T_{\text{см}} * N_{\text{см}} = 93,9 * 6 * 3 = 1690 \text{ т/сут.}$$

б) Рассчитаем техническую производительность комбайна при челноковой схеме работы.

При работе комбайна по челноковой схеме маневровые операции отсутствуют, $T_{\text{м.о}} = 0$.

Концевые операции в данном случае заключаются в перецепке лемеха и в передвижке комбайна на новую дорогу и составляют ≈ 20 мин. $T_{\text{к.о}} = 20$ мин.

Величина $T_{\text{з.и}}$ принимается такой же, как и в случае односторонней работы комбайна, $T_{\text{з.и}} = 33,6$ мин. Тогда коэффициент непрерывности работы комбайна по формуле (7.6) будет равен

$$K_{\text{тех}} = \frac{1}{\frac{1}{K_n} + \frac{T_{\text{к.о}} + T_{\text{з.и}}}{L} * V_n} = \frac{1}{\frac{1}{0,9} + \frac{20 + 33,6}{150} * 2,5} = 0,5.$$

Отсюда технически возможная производительность комбайна, работающего по челноковой схеме, составит

$$Q_{\text{тех}} = Q_T * K_{\text{тех}} = 109,2 \text{ т/ч.}$$

Сравнивая $Q_{\text{тех}}$ при односторонней и челноковой схеме работы комбайна, можно видеть, что при челноковой схеме работы благодаря устранению холостого хода комбайна $Q_{\text{тех}}$ возросла на 17% по сравнению с $Q_{\text{тех}}$ при односторонней работе комбайна.

Суточная нагрузка на лаву составит

$$A_{\text{сут}} = Q_{\text{тех}} * T_{\text{см}} * N_{\text{см}} = 109,2 * 6 * 3 = 1965 \text{ т/сут.}$$

Контрольные вопросы.

1. Различают какие производительности очистных комбайнов?
2. Как определяется теоретическая производительность комбайна?
3. Как определяется техническая производительность комбайна?
4. Что означает коэффициент непрерывности работы комбайна?
5. Как определяется коэффициент непрерывности работы комбайна при односторонней схеме работы комбайна?
6. Как определяется коэффициент непрерывности работы комбайна при челноковой схеме работы комбайна?
7. Какие работы включает в себя время на концевые операции в лаве?
8. Как определяется суточная нагрузка на лаву?

Практическое занятие №8.

Построение планограммы и графика очистных работ

Цель и задачи занятия. Научиться построению планограммы и графика организации очистных работ.

В основу очистной выемки механизированными комплексами положены следующие принципы:

- выемка угля производится узкозахватными комбайнами по челноковой схеме;
- крепление призабойного пространства и управление горным давлением производится вслед за выемкой угля;
- конвейер должен передвигаться на новую дорогу после снятия очередной полосы угля комбайном по всей длине лавы.

Для комплексно-механизированных забоев составляются планограмма работ, график выходов рабочих и таблица ТЭП.

Построение планограммы очистных работ

Применяют, в основном, 4^x сменный режим работы - 3 из них добычные и одна ремонтно-подготовительная.

Продолжительность смен – 6 часов.

В начале добычной смены выделяется время на выполнение подготовительно-заключительных операций, $T_{пз} = 15-20$ мин. В середине каждой смены предусмотрено одновременно для всех рабочих время на отдых, $T_o = 15$ мин.

Количество циклов в сутки определяется по формуле

$$N_{ц} = \frac{Q}{L * m * \gamma * r * c} \quad (8.1)$$

где Q – нагрузка на очистной забой, т/сут;

L - длина лавы, м;

m – вынимаемая мощность пласта, м;

γ – плотность угля, т/м³ ;

r – ширина захвата выемочной машины, м;

c – коэффициент извлечения угля, в лаве. Полученное значение $N_{ц}$ округляют до целого числа.

Продолжительность выполнения одного цикла, мин

$$t_{ц} = \frac{P_{см}(T_{см} - T_{пз} - T_o)}{N_{ц}} \quad (8.2)$$

где $P_{см}$ - число добычных смен в сутки.

Продолжительность времени на выемку угля комбайном за цикл

$$t_{в.ц} = t_{ц} - T_{к.о} - t_{зач}, \text{ мин}, \quad (8.3)$$

где $T_{к.о}$ – продолжительность концевых операций в цикле, $T_{к.о} = 22-27$ мин;

$t_{зач}$ – продолжительность времени на зачистку лавы, мин, при челноковой выемке $t_{зач} = 0$, при односторонней определяется из выражения

$$t_{зад} = \frac{L}{V_{п.доп}}, \text{ мин}, \quad (8.4)$$

где $V_{п.доп}$ - допустимая скорость подачи выемочной машины, м/мин.

После получения всех необходимых данных по установленной форме с принятыми условными обозначениями строится планограмма работ в очистном забое.

Составление графика выходов рабочих в очистном забое

В лавах, оборудованных механизированными комплексами работу ведут комплексные бригады, которые выполняют все производственные процессы цикла. В ремонтную смену дополнительно выходят электрослесари и вспомогательные рабочие. По установленной форме строится график выходов рабочих в очистном забое.

Технико – экономические показатели по очистному забою

Составляется таблица ТЭП: длина лавы, м; тип комбайна; крепь, ширина захвата комбайна, м; мощность пласта, м; число циклов в сутки; суточное подвигание очистного забоя, м; нагрузка на очистной забой, т/сут, численность рабочих, чел; производительность труда рабочего, т/вых.

Пример: Построить планограмму и график организации очистных работ для следующих условий:

- длина лавы – $L = 100$ м;
- вынимаемая мощность пласта – $m = 2,8$ м;
- угол падения пласта – $\alpha = 15^\circ$;
- плотность угля – $\gamma = 1.25$ т/м³;
- ширина захвата комбайна – $r = 0.63$ м;
- суточная производительность лавы – $Q = 1300$ т/сут;
- коэффициент извлечения угля в лаве – $c = 0,98$;
- узкозахватный комбайн – КШ-1КГ.

Решение. Принимаем 4-х сменный режим работы лавы с тремя сменами по добыче угля и одна - ремонтно-подготовительная. Схема работы комбайна – челноковая.

Количество циклов в сутки определяется по формуле (8.1)

$$N_{\text{ц}} = \frac{Q}{L \cdot m \cdot \gamma \cdot r \cdot c} = \frac{1300}{100 \cdot 2,8 \cdot 1,25 \cdot 0,63 \cdot 0,98} = 6,01.$$

Полученное значение $N_{\text{ц}}$ округляют до целого числа.

Продолжительность выполнения одного цикла, мин

$$t_{\text{ц}} = \frac{P_{\text{см}}(T_{\text{см}} - T_{\text{п.з}} - T_0)}{N_{\text{ц}}} = \frac{3 \cdot (360 - 20 - 15)}{6} = 162 \text{ мин или } 2,71 \text{ час,}$$

где $P_{\text{см}}$ – число добычных смен.

Продолжительность времени на выемку угля комбайном за цикл

$$t_{\text{в.ц}} = t_{\text{ц}} - T_{\text{к.о}} - t_{\text{зач}} = 162 - 25 - 0 = 137 \text{ мин,}$$

где $T_{\text{к.о}}$ - продолжительность концевых операций в цикле, $T_{\text{к.о}} = 22-27$ мин;

$t_{\text{зач}}$ - продолжительность времени на зачистку лавы, мин,

при челноковой выемке $t_{\text{зач}} = 0$.

После получения всех необходимых данных по установленной форме с принятыми условными обозначениями строится планограмма работ в очистном забое.

Планограмма очистных работ

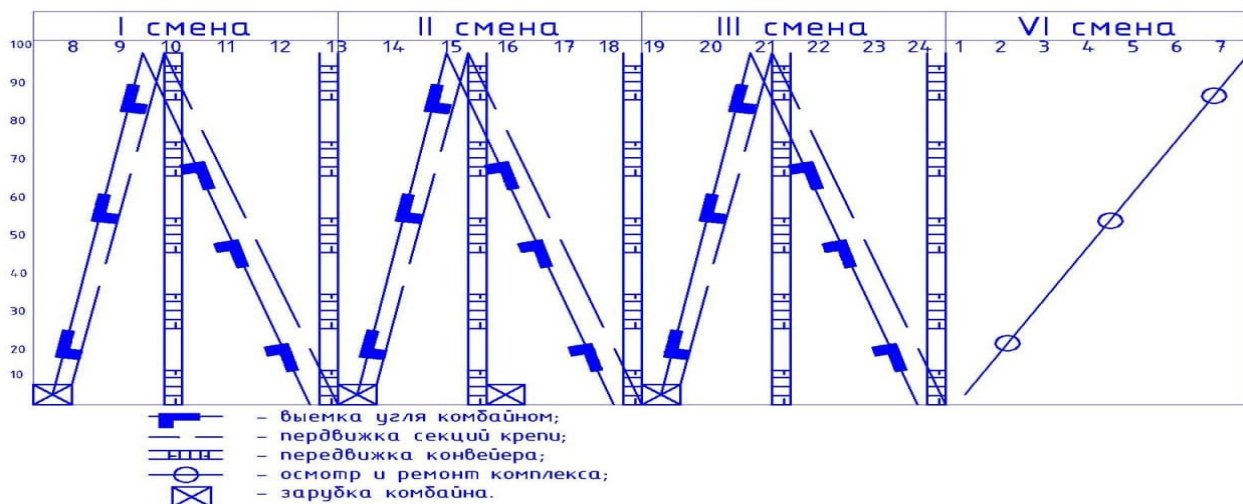


График выходов рабочих в очистном забое

Профессия	Число рабочих в смену				I смена	II смена	III смена	IV смена	Число рабочих в сутки
	I	II	III	IV					
Машинист комбайна	1	1	1	1					4
Помощник машиниста	2	2	2	–					6
Горнорабочий	6	6	6	6					24
Электрослесарь	2	2	2	4					10
Вспомогательный рабочий	2	2	2	3					9
Всего	13	13	13	14					53

Технико-экономические показатели (ТЭП) по очистному забою

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Значение
1.	Длина лавы	м	100
2.	Тип комбайна	-	КШ-1КГ
3.	Ширина захвата комбайна	м	0,63
4.	Вынимаемая мощность пласта	м	2,80
5.	Число циклов в сутки	цикл	6
6.	Угол падения пласта	градус	15
7.	Суточное подвигание лавы	м/сут	3,78
8.	Нагрузка на очистной забой	т/сут	1300
9.	Численность рабочих	чел/сут	53
10.	Производительность труда	т/вых	24,5

Контрольные вопросы.

- 1) Что такое планограмма очистных работ?
- 2) Из каких элементов состоит планограмма очистных работ?
- 3) Какие бывают схемы работы комбайна в очистном забое?
- 4) Как составляется график выходов рабочих в очистном забое?
- 5) Из каких профессий состоит рабочая смена очистного забоя?

Практическое занятие №9. Расчет показателей механизированной доставки руды

Цель работы. Закрепление теоретических знаний по расчетам параметров и показателей доставки руды с помощью **погрузочно–доставочных машин (ПДМ)**.

Краткие теоретические сведения

Эксплуатационная производительность ПДМ определяется по формуле:

$$Q = \frac{60 * T_{см} * q * K_{ив} * K_{тн}}{T_{дв} + K_{нег} * (T_n + T_3) + T_p}, \text{ т/смену}, \quad (9.1)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч;

q – грузоподъемность машины, т;

$K_{ив}$ – коэффициент, учитывающий время использования машины в течение смены (меняется от 0,6 до 0,9);

$K_{тн}$ – коэффициент, учитывающий затраты времени на перемещение негабаритов. Принимается равным 0,9 – 0,95;

$T_{дв}$ – суммарное время движения машины с грузом и без груза, мин;

$$T_{дв} = \frac{0,06 * L_{гр}}{V_{гр}} + \frac{0,06 * L_{пор}}{V_{пор}} \quad (9.2)$$

где $L_{гр}$ и $L_{пор}$ – длина маршрута соответственно с грузом и без груза, м;

$V_{гр}$ и $V_{пор}$ – средняя скорость движения соответственно с грузом и без груза, км/ч.

$K_{нег}$ – коэффициент, учитывающий выход негабарита

$$K_{нег} = 1 + 0,02 * B_n, \quad (9.3)$$

где B_n – выход негабарита. %;

T_n – время наполнения ковша, мин,

$$T_n = \frac{25}{\left(\frac{B}{d_{ср}}\right) * 3/2}, \quad (9.4)$$

где B – ширина ковша;

$d_{ср}$ – диаметр среднего куска, м;

T_3 – среднее в течение смены время, необходимое для ликвидации зависаний в выпускных выработках, мин,

$$T_3 = \frac{0,02 * q * t_{зав}}{\left(\frac{B}{d_{ср}}\right) * 3/2} \quad (9.5)$$

где $t_{зав}$ – среднее время, необходимое для ликвидации одного зависания, мин (принимается 15 мин);

T_p – среднее время разгрузки, мин (принимается 0,5 мин).

Пример. Определить эксплуатационную производительность ПДМ для следующих исходных данных:

Продолжительность смены, $T_{см} = 6$ часов;

Грузоподъемность ПДМ, $q = 2,0$ т;

Коэффициент, учитывающий время использования машины в течение смены, $K_{ив} = 0,8$;

Коэффициент, учитывающий затраты времени на перемещения негабаритов, $K_{тн} = 0,9$;

Выход негабарита, $B_n = 10,0$ %;

Длина грузового маршрута, $L_{гр} = 50$ м;

Длина порожнего маршрута, $L_{пор} = 50$ м;

Средний диаметр куска, $d_{ср} = 0,33$ м;

Ширина ковша, $B = 1,0$;

Средняя скорость движения ПДМ: с грузом $V_{гр} = 5,0$ км/ч; без груза $V_{пор} = 7,0$ км/ч.

Решение.

Определяем суммарное время движения машины с грузом и без груза по формуле (9.2):

$$T_{дв} = \frac{0,06 * L_{гр}}{V_{гр}} + \frac{0,06 * L_{пор}}{V_{пор}} = \frac{0,06 * 50}{5,0} + \frac{0,06 * 50}{7,0} = 1,03 \text{ мин.}$$

Коэффициент, учитывающий выход негабарита, определяется по формуле (9.3):

$$K_{нег} = 1 + 0,02 * B_H = 1 + 0,02 * 10,0 = 1,2.$$

Время наполнения ковша определяется по формуле (9.4):

$$T_H = \frac{25}{\left(\frac{B}{d_{ср}}\right) * 3/2} = \frac{25}{\left(\frac{1,0}{0,33}\right) * 3/2} = 5,5 \text{ мин.}$$

Среднее в течение смены время, необходимое для ликвидации зависаний в выпускных выработках, определяется по формуле (9.5):

$$T_з = \frac{0,02 * q * t_{зав}}{\left(\frac{B}{d_{ср}}\right) * 3/2} = \frac{0,02 * 2,0 * 15}{\left(\frac{1,0}{0,33}\right) * 3/2} = 0,13 \text{ мин.}$$

Эксплуатационная производительность ПДМ определяется по формуле (9.1):

$$Q = \frac{60 * T_{см} * q * K_{ив} * K_{тн}}{T_{дв} + K_{нег} * (T_H + T_з) + T_p} = \frac{60 * 6 * 2,0 * 0,75 * 0,9}{1,03 + 1,2 * (5,5 + 0,13) + 0,5} = 58,7 \text{ т/смену.}$$

Контрольные вопросы.

1. Как определяется эксплуатационная производительность ПДМ?
2. Как определяется суммарное время движения машины с грузом и без груза?
3. Что такой коэффициент, учитывающий выход негабарита?
4. Что означает время наполнения ковша?
5. Как определяется время, необходимое для ликвидации зависаний в выпускных выработках?
6. Чему равно среднее время разгрузки машины?

Практическое занятие №10.
Определение производительности бурошнековой установки

Цель работы. Научиться определять производительность бурошнековой установки.

Техническая производительность бурошнековой установки $Q_{\text{тех}}$ связана с эксплуатационной производительностью $Q_{\text{э}}$ зависимостью:

$$Q_{\text{тех}} = \frac{Q_{\text{э}}}{K_{\text{м}} * K_{\text{пр}}} \quad (10.1)$$

где $K_{\text{м}}$ – коэффициент машинного времени ;

$K_{\text{пр}}$ - коэффициент, характеризующий степень использования машинного времени на производство только процессов добычи.

При определении $Q_{\text{тех}}$ рекомендуется принимать $K_{\text{м}} = 0,85-0,9$ и $K_{\text{пр}} = 0,35-0,45$.

Эксплуатационная (суточная) производительность бурошнековой установки определяется по формуле

$$Q_{\text{э}} = \frac{n_{\text{см}} T_{\text{см}} S_{\text{с}} \gamma}{T_{\text{ц}}}, \quad \text{т/сутки}, \quad (10.2)$$

где $n_{\text{см}}$ – число добычных смен в сутки;

$T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, мин;

$S_{\text{с}}$ – площадь поперечного сечения скважины, м^2 ;

γ – плотность угля, $\text{т}/\text{м}^3$;

$T_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла, отнесенная к 1м скважины длиной $l_{\text{скв}}$, мин/м:

$$T_{\text{ц}} = \frac{1}{l_{\text{скв}}} (0,5t_{\text{пер}} + t_{\text{уст}}) + \frac{1}{V_{\text{бур}}} + \frac{t_{\text{нар}} + t_{\text{из}}}{l_{\text{шн}}} \quad (10.3)$$

где $t_{\text{пер}}$ – время, затрачиваемое на передвижение машины, мин;

$t_{\text{уст}}$ – время на установку машины и забуривание, мин;

$V_{\text{бур}}$ – скорость бурения, м/мин;

$t_{\text{нар}}$, $t_{\text{из}}$ – время, затрачиваемое на наращивание и извлечение одной секции шнекового бура, мин;

$l_{\text{шн}}$ – длина шнековых секций, м.

Пример. Определить техническую и эксплуатационную производительности бурошнековой установки для следующих условий:

- диаметр выбуриваемой скважины - $d = 800\text{мм}$;

- плотность угля – $\gamma = 1,4 \text{ т}/\text{м}^3$;

- число добычных смен в сутки – $n_{\text{см}} = 3$;

- продолжительность смены – $T_{\text{см}} = 360\text{мин}$;

- длина скважины – $l_{\text{скв}} = 40\text{м}$;

- длина шнековых секций – $l_{\text{шн}} = 1,6\text{м}$;

- $t_{\text{пер}} = 10\text{мин}$; $t_{\text{уст}} = 15\text{мин}$; $t_{\text{нар}} = 6-8\text{мин}$; $t_{\text{из}} = 6-8\text{мин}$;

- скорость бурения скважин $V_{\text{бур}} = 1,0\text{м}/\text{мин}$.

Решение.

Определяем площадь поперечного сечения скважины:

$$S_{\text{с}} = \frac{\pi * d^2}{4} = \frac{3,14 * 0,8^2}{4} = 0,50 \text{ м}^2.$$

Определим продолжительность цикла, отнесенное к 1м скважины длиной $l_{\text{скв}}$ по формуле (10.3):

$$T_{\text{ц}} = \frac{1}{l_{\text{скв}}} (0,5t_{\text{пер}} + t_{\text{уст}}) + \frac{1}{V_{\text{бур}}} + \frac{t_{\text{нар}} + t_{\text{из}}}{l_{\text{шн}}} = \frac{1}{40} (0,5 * 10 + 15) + \frac{1}{1,0} + \frac{7+7}{1,6} = 10,25 \frac{\text{МИН}}{\text{М}}.$$

Эксплуатационную производительность определяем по формуле (10.2):

$$Q_{\text{э}} = \frac{n_{\text{см}} T_{\text{см}} S_{\text{с}} \gamma}{T_{\text{ц}}} = \frac{3 \cdot 360 \cdot 0,5 \cdot 1,4}{10,25} = 73,75 \text{ т/сутки.}$$

Техническая производительность бурошнековой установки по формуле (10.1) будет равна:

$$Q_{\text{тех}} = \frac{Q_{\text{э}}}{K_{\text{м}} \cdot K_{\text{пр}}} = \frac{73,75}{0,85 \cdot 0,4} = 216,9 \text{ т/сутки.}$$

Контрольные вопросы.

- 1) Какие бывают производительность бурошнековой установки?
- 2) Как определяется эксплуатационная производительность бурошнековой установки?
- 3) Как определяется техническая производительность бурошнековой установки?
- 4) Что такое коэффициент машинного времени?
- 5) Как определяется продолжительность цикла, отнесенная к 1м скважины длиной $l_{\text{скв}}$?
- 6) Как определяется площадь поперечного сечения скважины?

Практическое занятие №11.

Определение нагрузки на забой при гидромониторной выемке угля

Цель и задачи занятия. Научиться определять нагрузку на забой при гидромониторной выемке угля.

Гидравлическая технология добычи угля может применяться в широком диапазоне горно-геологических условий, где использование обычной технологии малоэффективно или невозможно. К таким условиям относятся следующее:

- мощность пластов от 0,7 до 3,5 м со значительными колебаниями ее на выемочном участке;
- углы залегания пластов от 0 до 90°, в пределах выемочного участка угол падения пласта может меняться;
- нарушенность пластов, трудно переходимых механизированными комплексами или не обеспечивающих необходимую длину выемочных полей;
- углы от весьма крепких и вязких с наличием включений колчеданов.

Одним из важнейших элементов гидравлического разрушения угля является гидроотбойка струей воды, выбрасываемой с большой скоростью через насадку из ствола гидромонитора.

Струи разделяются на четыре класса: низкого (0,5-1 МПа), среднего (1-5 МПа), высокого (5-60 МПа) и сверхвысокого (свыше 60 МПа) давления. На гидрошахтах для отбойки угля применяются струи высокого давления.

В настоящее время для гидравлической технологии серийно выпускается следующее оборудование:

- гидромониторы с дистанционным управлением ГМДЦ-ЗМА (рабочее давление до 12 МПа) и расход воды до 0,042 м³/с) и 12ГД-2 (рабочее давление до 12 МПа и расход воды до 0,125 м³/с);
- механогидравлические комбайны К-56МГ (рабочее давление 0,5-2,5 МПа и расход воды 0,04-0,08 м³/с);
- насосы МСГ-7, предназначенные для подачи к гидромониторам высоконапорной воды с расходом до 0,22 м³/с при давлении до 10 МПа;
- углесосы 12УВ-6 с расходом воды 0,25 м³/с и давлением 32 МПа.

Все эти средства позволяют успешно осуществлять гидродобычу с высокой степенью надежности, как отдельных звеньев технологической цепи, так и производства в целом.

Нагрузка (т/сут) на один гидромониторный забой рассчитывается по формуле

$$A_c = P_v p_r p_{cm} h_r, \quad \text{т/сут}, \quad (11.1)$$

где P_v – расчетная (теоретическая) производительность гидромонитора, т/ч;

p_r - число часов работы одного гидромониторного забоя в смену;

p_{cm} - число рабочих смен по добыче;

h_r - коэффициент полезного водопотребления,

$$h_r = h_T K_r K_K K_p \quad (11.2)$$

где h_T - теоретический коэффициент водопотребления, зависящий от уровня технологии, $h_T = 0,75$;

K_r – коэффициент, учитывающий надежность гидротранспортной системы и зависящий от числа последовательно работающих пульпоперекачных и пульпоподъемных станций,

$$K_r = 0,9^n, \quad (11.3)$$

где n – число последовательно работающих пульпоперекачных и пульпоподъемных станций;

K_K – коэффициент, зависящий от устойчивости пород кровли. Для устойчивых кровель $K_K = 1$; для кровель средней устойчивости $K_K = 0,9$; для неустойчивых кровель $K_K = 0,8$;

K_p – коэффициент, зависящий от числа резервных забоев $n_{p.з}$: при $n_{p.з}=0$ - $K_p=0,6$; при $n_{p.з}=1$ - $K_p=0,85$; при $n_{p.з}=2$ - $K_p=0,95$; при $n_{p.з}=3$ - $K_p=0,98$.

Расчетная (теоретическая) производительность гидромонитора определяется по методике ВНИИГ гидроугля:

$$P_B = 3600K_m K_i \psi Q \quad (11.4)$$

где K_m - коэффициент мощности пласта.

Для пластов мощностью менее 2,5м

$$K_m = 0,66 + 0,1m, \quad (11.5)$$

где m – мощность пласта, м.

Для пластов мощностью 2,5м и более

$$K_m = 0,1 + 2,4(1 - e^{-0,12m}) \quad (11.6)$$

K_i – коэффициент длины рабочей струи гидромонитора,

$$K_i = 1,2 / (l^2 - l + 1,2), \quad (11.7)$$

где l – относительная длина струи гидромонитора;

$$l = \frac{2l_c}{d_H}, \quad (11.8)$$

l_c - максимальная длина рабочей струи, м;

d_H – диаметр насадки, мм.

$$l_c = \sqrt{B^2 + L^2 + m^2}, \quad (11.9)$$

где B – ширина заходки, м;

L – длина заходки, м;

m – мощность пласта или слоя, м;

ψ - теоретическое значение консистенции пульпы:

$$\psi = 5,7 * 10^{-3} \left(\frac{H}{R_y} \right)^2 \quad (11.10)$$

где H – давление воды у гидромонитора, МПа;

R_y – условный предел прочности угля, МПа,

$$R_y = f / 0,66, \quad (11.11)$$

где f – коэффициент крепости угля по шкале М.М.Протодяконова.

Расход воды через насадку гидромонитора определяется по формуле

$$Q = \mu(\pi d_H^2 / 4) \sqrt{180 g H}, \quad \text{м}^3/\text{с}, \quad (11.12)$$

где μ – коэффициент расхода (для конусоидальных насадок $\mu=0,97$);

d_H – диаметр насадки, м;

g – ускорение силы земного притяжения, $g=9,81 \text{ м/с}^2$.

В связи с тем, что основными системами разработки угольных пластов на гидрошахтах являются системы разработки короткими очистными забоями без крепления очистного пространства, время выемки одной заходки незначительно, что вызывает необходимость повышения производительности работы по многозвенному графику. Следовательно, под выемочным участком на гидрошахте следует понимать сумму коротких забоев (с учетом резервных и подготавливаемых), в одном из которых ведется очистная выемка.

ПРИМЕР. Шахта разрабатывает пласт сложного строения мощностью 2,5м, который залегает под углом 6^0 . Работы ведутся на глубине 200м. Коэффициент крепости угля $f=1,6$.

Требуется рассчитать нагрузку на добычной участок при гидромониторной выемке угля для следующих условий:

- выемка угля в заходках ведется с помощью ГМДЦ-ЗМА;
- давление воды у гидромонитора составляет $H=12$ МПа;
- диаметр насадки $d_n=20$ мм;
- ширина заходки $B= 4,0$ м;
- длина заходки $L = 9,0$ м;
- число последовательно работающих пульпоперекачных станций $n =2$;
- число резервных забоев $K_p=1$;
- кровля средней устойчивости $K_k= 0,9$.

РЕШЕНИЕ. Теоретическую производительность гидромонитора определяем по методике ВНИИГидроугля по формуле (11.4):

$$P_g = 3600K_m K_i \psi Q, \text{ т/ч.}$$

1. Коэффициент мощности пласта по формуле (11.5)

$$K_m = 0,66 + 0,1 * 2,5 = 0,91.$$

2. Максимальная длина рабочей части струи по формуле (11.9)

$$l_c = \sqrt{4^2 + 9^2 + 2,5^2} = 10,16 \text{ м.}$$

3. Относительная длина рабочей струи гидромонитора по формуле (11.8)

$$l = 2l_c / d_n = 2 * 10,16 / 20 = 1,06 \text{ м/мм.}$$

4. Коэффициент, учитывающий влияние длины струи гидромонитора по формуле (11.7)

$$K_i = 1,2 / (1,06^2 - 1,06 + 1,2) = 0,952.$$

5. Условный предел прочности угля по формуле (11.11)

$$R_y = 1,6 / 0,66 = 2,42 \text{ МПа.}$$

6. Теоретическое значение консистенции пульпы по формуле (11.10)

$$\psi = 5,7 * 10^{-3} (12 / 2,42)^2 = 0,14.$$

7. Расход воды через насадку гидромонитора по формуле (11.12)

$$Q = 0,97 (3,14 * 0,02^2 / 4) \sqrt{180 * 9,81 * 12} = 0,044 \text{ м}^3/\text{с.}$$

8. Расчетная производительность гидромонитора по формуле (11.4)

$$P_b = 3600 * 0,91 * 0,952 * 0,14 * 0,044 = 19,21 \text{ т/ч.}$$

9. Коэффициент полезного водопотребления по формуле (11.2)

$$h_r = 0,75 * 0,81 * 0,9 * 0,85 = 0,465.$$

10. Нагрузка на один гидромониторный забой по формуле (11.1) составит

$$A_c = 19,24 * 6 * 3 * 0,465 = 161,0 \text{ т/сут.}$$

Контрольные вопросы.

- 1) Для каких условий применяется гидравлическая добыча угля?
- 2) Для каких мощностей пластов применяется гидравлическая добыча?
- 3) Для каких пластов по углу падения применяется гидравлическая добыча?
- 4) С помощью какого оборудования производится гидроотбойка угля?
- 5) Какие гидромониторы бывают по давлению струи воды?
- 6) Что означает механогидравлическая отбойка угля?
- 7) Как определяется нагрузка на один гидромониторный забой?

Практическое занятие №12.

Определение производительности блока и обеспеченности подготовленными и готовыми к выемке запасами

Цель работы. Усвоить методику расчета производительности очистного блока.

Краткие теоретические сведения

В соответствии с принятой системой разработки рудная залежь подготавливается к добыче выемочными участками, блоками и панелями.

Производится детальный расчет возможной рудной массы из блока панели или другой выемочной единицы. Для расчетов принимается средний для залежи выемочный блок.

В соответствии с тем, в каких выработках отбита руда, различают её добычу из подготовительных, нарезных и очистных выработок.

Подготовительные выработки – разрезающие массив на этажи, подэтажи, камеры.

Нарезные выработки, производимые в пределах блока – для обслуживания очистных работ.

Очистные выработки (очистное пространство) – предназначенные для извлечения запасов руды в блоке. Такая классификация выработок необходима для дальнейших расчетов.

Исходя из этого, основой всех расчетов является установление соотношения между отдельными видами работ в блоке. Для этого составляется таблица.

По результатам расчетов определяют следующие основные показатели системы разработки:

- удельный объем подготовительно-нарезных работ;
- потери и разубоживания;
- производительность блока;
- соотношение объемов добычи по видам работ;
- необходимое для определения количества блоков, находящихся в одновременной работе;
- общая производительность залежей.

Доля участия в процентах в каждой выработке добычи по блоку определяется по отношению к общему количеству добываемой рудной массы из блока.

Процент доли участия по каждому виду работ представляет собой сумму процентов доли участия отдельных входящих в него выработок.

Так, доля участия подготовительных работ в общей добыче по блоку определяется из выражения:

$$K = \frac{t_n}{A} \quad (12.1)$$

где t_n – руда, добытая из подготовительных выработок;

A – добытая руда из блока.

Процент доли участия по каждому виду работ представляет собой сумму процентов доли участия отдельных входящих в него выработок:

$$\begin{aligned} k_1 + k_2 + \dots + k_n &= k_n, \% \\ m_1 + m_2 + \dots + m_n &= m_n, \% \\ r_1 + r_2 + \dots + r_n &= r_o, \% \end{aligned} \quad (12.2)$$

Очевидно, что $k_n + m_n + r_o = 100 \%$.

Среднесменная производительность забоя любой выработки могут брать из единых норм выработки, из данных практики или полученных расчетным путем.

Для подготовительных и нарезных работ среднесменная производительность забоя определяется по формуле:

$$A_{см} = \frac{S * l_{шп} * \eta * \gamma_p}{N}, \text{ т/см}, \quad (12.3)$$

где S – площадь сечения выработки;
 $l_{\text{шп}}$ – средняя глубина шпура;
 η – КИШ;
 γ_p – объемный вес руды;
 N – число смен в цикле.

По очистным работам производительность определяется исходя из конструкции системы разработки и производительности принятого оборудования. При этом выбирается очистной забой с максимальной производительностью, который считается «главным» очистным забоем, темпу работы которого должны соответствовать темпы других видов работ.

Имея среднесменную производительность каждой выработки по виду работ в последовательном порядке, определяют средневзвешенную производительность забоев по каждому виду работ:

по подготовительным:

$$K = \frac{k}{\frac{k_1}{K_1} + \frac{k_2}{K_2} + \dots + \frac{k_n}{K_n}}, \quad \text{т/см}, \quad (12.4)$$

по нарезным:

$$M = \frac{m}{\frac{m_1}{M_1} + \frac{m_2}{M_2} + \dots + \frac{m_n}{M_n}}, \quad \text{т/см}, \quad (12.5)$$

по очистным:

$$R = \frac{r}{\frac{r_1}{R_1} + \frac{r_2}{R_2} + \dots + \frac{r_n}{R_n}}, \quad \text{т/см}. \quad (12.6)$$

Полученные средневзвешенные сменные производительности выработок по подготовительным и нарезным работам проставляются в таблицу.

В общем виде сменная производительность блока может быть представлена как сумма добычи руды в смену по всем видам работ в блоке, т.е.

$$A_{\text{бл}} = K + M + R, \quad \text{т/см}. \quad (12.7)$$

В то же время очевидно, что ведение всех видов работ в блоке одновременно не реально. Поэтому в одновременной работе должно находиться несколько блоков в подготовке и нарезке. Блок, в котором ведутся очистные работы, может быть один или несколько. Но в любом случае темпы всех видов работ должны соответствовать темпам «главного» очистного забоя, т. е. сменная производительность забоя по другим видам работ должна быть пропорциональна их доле участия в общей добыче руды по блоку.

Число одновременно работающих блоков по подготовительным работам рассчитывается:

$$N_k = \frac{R_n * k}{r_n * K_6} \quad (12.8)$$

по нарезным:

$$N_m = \frac{R_n * m}{r_n * M_6}. \quad (12.9)$$

Для получения расчетной сменной производительности блока потребуется иметь в одновременной работе (принимается целое число блоков):

$$N_6 = N_k + N_m + N_r \quad (12.10)$$

или

$$N_6 = \frac{R_n}{r_n} * \left(\frac{k}{K_6} + \frac{m}{M_6} + \frac{r}{R_6} \right) \quad (12.11)$$

Для определения K_6, M_6, R_6 необходимо определить число одновременно работающих забоев по видам работ:

$$K_6 = K * X; \quad M_6 = M * X$$

Величина X – возможное число одновременно работающих забоев по видам работ – определяется как среднеарифметическое из общего, т.е. максимального количества забоев по рассматриваемому виду работ:

$$X = \frac{n_x}{n_k}, \quad (12.12)$$

где n_x – максимально-возможное число выработок по виду работ (общее их количество);

n_k – номенклатурное число выработок (количество) наименований.

Тогда сменная производительность залежи рассчитывается из выражения:

$$A'_{\text{см}} = \frac{100 * N}{\frac{k}{K_6} + \frac{m}{M_6} + \frac{r}{R_{\text{п}}}}, \text{ т/см.} \quad (12.13)$$

Отсюда суточная производительность:

$$A_c = A'_{\text{см}} * n \quad (12.14)$$

Годовая производительность:

$$A_{\text{г}} = A * 305, \text{ тыс. т.} \quad (12.15)$$

Пример: Размеры блока $100*50*1,0$ (м^3), обрабатываемого системой с магазинированием руды. Очистные работы ведутся тремя уступами. Результаты расчетов вносим в таблицу № 12.1.

Система разработки с магазинированием

Параметры блока $100 \times 50 \times 1$ (м^3), общая кубатура блока $V=500 \text{ м}^3$, объемный вес руды $\gamma = 3 \text{ т/м}^3$. Исходя из наличия трех уступов, общая производительность очистного забоя 39 т/см . Это и есть тот ведущий расчетный очистной забой, который в формуле определяется сменной производительностью блока $A_{\text{бл}}$. Остальные исходные данные принимаются из единых норм выработок.

Определяем среднесменную производительность по видам работ:
по подготовительным

$$K = \frac{9,6}{\frac{6,2}{6,4} + \frac{3,4}{4,6}} = \frac{9,6}{0,96 + 0,73} = 5,6, \text{ т/см.}$$

по нарезным

$$M = \frac{m}{\frac{m_1}{M_1}} = \frac{5,3}{\frac{5,3}{10}} = 10, \text{ т/см.}$$

Сменная производительность залежи

$$A_{\text{см}} = \frac{100 * N}{\frac{k}{K_6} + \frac{m}{M_6} + \frac{r_n}{R_n}},$$

$$M_6 = x * M.$$

Численное значение $K_6 = x * K$. Как наиболее вероятное $x = 1$.

$$\text{Тогда } A_{\text{см}} = \frac{100 * 12}{\frac{9,6}{5,6} + \frac{5,3}{10} + \frac{85,1}{39}} = \frac{1200}{4,33} = 274, \text{ т/см.}$$

Сделаем проверку полученной сменной производительности на целое число одновременно работающих блоков по очистной выемке

$$N_r = \frac{A_{\text{см}} * r_{\text{п}}}{100 * R_{\text{п}}} = \frac{274 * 85,1}{100 * 39} = 6,1 \text{ бл.}$$

Тогда меняется производительность по числу блоков

$$A'_{\text{см}} = \frac{100 * 39 * 6}{85,1} = 273 \text{ т/см.}$$

Число блоков по подготовительным работам

$$N_k = \frac{273 * 9,6}{100 * 5,6} = 4,4 \approx 5 \text{ бл.}$$

По нарезным работам

$$N_m = \frac{A'_{\text{см}} * m}{100 * M} = 1,4 \approx 2 \text{ бл.}$$

Тогда общее число блоков

$$N = N_k + N_m + N_r = 5 + 2 + 6 = 13 \text{ бл.}$$

Суточная производительность

$$A_c = A_{cm} * n = 273 * 3 = 819 \text{ т.}$$

Годовая производительность

$$A_r = A_c * 305 = 249795 \text{ т.}$$

Таблица 12.1

Наименование выработок	Размеры				промышл. запасы, т	коэф. извлч. доли ед.	извл. запасы, т	коэффициент разуб.	добытая рудная масса, т	доля участия, %	Сред-сменная произ-ть, т/см
	число выруб. шт	длина, м	сечение, м ²	объем, м ³							
Подготовительные работы											
По руде откаточный штрек	1	100	6,2	620	864	0,95	820	0,2	984	6,2	6,4
Блоковый восстающий	1	50	4,5	225	480	0,95	456	0,2	547	3,4	4,6
Всего по подготовительным					1344	0,95	1276	0,2	1531	9,6	
Нарезные:	1				364	0,95	346	0,05	363	5,3	10
Очистные работы: послойная выемка					13792	0,95	13102	0,05	13757	85,1	39
Всего по блоку:					15500	0,95	14725	0,06	15608	100	

Контрольные вопросы.

- 1) Из каких выработок производится выемка руды?
- 2) Что называется подготовленными к выемке запасами ПИ?
- 3) Что называется готовыми к выемке запасами ПИ?
- 4) Какие виды работ учитываются при определении производительности блока?
- 5) Какие основные показатели системы разработки определяют при расчете производительности блока?
- 6) Как определяют процентную долю участия каждого вида работ при определении производительности блока?
- 7) Как определяют среднесменную производительность по видам работ при определении производительности блока?
- 8) Как определяют суточную и годовую производительность очистных блоков?

Практическое занятие №13.
Расчет теплового баланса подземного газогенератора при подземной газификации угля (ПГУ)

Цель и задачи занятия. Научиться определять тепловой баланс газогенератора при ПГУ.

Тепловой баланс процесса подземной газификации угля выполнен на основании теоретических предпосылок и экспериментальных данных, полученных на Южно-Абинской станции «Подземгаз».

Расчет удельных объемов воздуха производится по формуле Я.Л. Пеккера, при отсутствии данных по элементарному составу газифицируемого угля

$$V_{св} = a \frac{0,001Q_i^r + 25,1W_t^r}{4186}, \text{ Нм}^3/\text{кг}, \quad (13.1)$$

где a - опытный коэффициент, зависящий от марки угля (по Я.Л.Пеккеру):

для каменных углей $a = 1,1$; для бурых углей $a = 1,09$;

Q_i^r - низшая теплота сгорания рабочей массы угля, Дж/кг;

W_t^r - влажность рабочей массы угля, %.

Коэффициент избытка воздуха для газа ПГУ определяется по формуле

$$\alpha = \left[1 - \frac{(21 - X)O_2}{2100} \right] \frac{21}{21 - O_2 + 0,5CO + 0,5H_2 + 1,5H_2S + 2CH_4 + 3C_2H_4} \quad (13.2)$$

где X - опытный коэффициент для расчета удельных объемов воздуха (по Я.Л.Пеккеру): для каменных углей $X = 18,2$; для бурых углей $X = 19,4$;

$O_2, CO, H_2, H_2S, CH_4, C_2H_4$ - содержание в сухом газе ПГУ соответствующих горючих газов.

Реальный выход сухого газа ПГУ определяется по выражению

$$V_{с.г} = V_{с.в.} (\alpha + 0,01X - 0,21)K_y, \quad \text{Нм}^3/\text{кг}, \quad (13.3)$$

где K_y - коэффициент, учитывающий утечку воздуха и зависящий от режима подачи воздуха в газогенератор, его технических характеристик и горно-геологических условий, $K_y < 1$, определяется опытным путем.

Теплотехническая оценка эффективности извлечения энергии при подземной газификации угля необходима для получения газа с максимальным содержанием химического тепла. Химический КПД процесса ПГУ определяется из выражения

$$\eta_x = \frac{Q_x V_{с.г}}{Q_i^r}, \%, \quad (13.4)$$

где Q_x - суммарная теплота сгорания горючих газов ПГУ, Дж/м³.

ПРИМЕР. Произвести расчет теплового баланса процесса ПГУ. Участок газификации бурых углей характеризуется сложными горно-геологическими условиями.

- мощность пласта составляет 10м;
- угол падения 55°;
- глубина залегания в пределах горного отвода станции 100-300м;
- вмещающие угольный пласт породы – песчаники и алевролиты;
- низшая теплота сгорания рабочей массы угля $Q_i^r = 1,6 \cdot 10^7$ Дж/кг (3800 ккал/кг);
- влажность рабочей массы $W_t^r = 8,0\%$;
- при подготовке газогенератора с поверхности на угольный пласт бурятся вертикальные и наклонные скважины, которые соединяются между собой гидроразрывом с последующей огневой проработкой канала;
- абсолютный водоприток в зону газификации составляет 5 м³/ч;
- теплота сгорания газа газификации $Q_x = 3,7 \cdot 10^6$ Дж/м³ (880 ккал/кг).

Экспериментальные данные, полученные на Ангренской станции «Подземгаз», по составу сухого горючего газа (%):

$$\begin{array}{ll} \text{CH}_4 = 1,9; & \text{O}_2 = 0,4; \\ \text{CO} = 7,5; & \text{H}_2\text{S} = 0,5; \\ \text{C}_2\text{H}_4 = 0,3; & \text{H}_2 = 19,5; \\ \text{N}_2 = 50,5; & \text{CO}_2 = 20,0. \end{array}$$

РЕШЕНИЕ. Теоретический удельный объем сухого воздуха, подаваемого в блок сжигания для полного сгорания 1 кг угля:

$$V_{\text{св}} = 1,09 \frac{0,001 \cdot 1,6 \cdot 10^7 + 25,1 \cdot 8,0}{4186} = 4,21 \text{ Нм}^3/\text{кг}.$$

Коэффициент избытка воздуха, необходимого для дожигания всех возможных выходящих из подземного газогенератора газов:

$$\alpha = \left[1 - \frac{(21 - 19,4)0,4}{2100} \right] \frac{21}{21 - 0,4 + 0,5 * 7,5 + 0,5 * 19,5 + 1,5 * 0,5 + 2 * 1,9 + 3 * 0,3} = 0,53$$

Реальный выход сухого газа ПГУ с 1 кг газифицируемого угля при $K_y = 0,95$ составит $V_{\text{с.г}} = 4,21(0,53 + 0,01 * 19,4 - 0,21)0,95 = 2,06 \text{ Нм}^3/\text{кг}.$

Химический КПД процесса ПГУ составит

$$\eta_x = \frac{3,7 * 10^6 * 2,06}{1,6 * 10^7} \approx 0,476 \approx 47,6\%.$$

Контрольные вопросы.

- 1) Что называется подземным газогенератором?
- 2) Какие реагенты используются для подземной газификации угля?
- 3) Из каких горючих газов состоит продукты подземной газификации угля?
- 4) Что такое коэффициент полезного действия процесса ПГУ?
- 5) В каких единицах измеряется теплота сгорания угля и газа ПГУ?
- 6) Что такое физическое тепло газов ПГУ?
- 7) Что такое химическое тепло газов ПГУ?
- 8) Чем отличаются дутьевые скважины от газоотводящих скважин?
- 9) Как осуществляется сбойка дутьевого и газоотводящего скважин?

Практическое занятие №14.

Расчет тепловой мощности участка подземного сжигания угля (ПСУ)

Цель и задачи занятия. Научиться определять тепловую мощность участка ПСУ.

Теоретическое количество воздуха, необходимое для сжигания 1 кг угля, определяется по формуле Д.И.Менделеева:

$$V_o = \frac{Q_n}{900}, \text{ Нм}^3/\text{кг}, \quad (14.1)$$

где Q_n – низшая теплота сгорания на рабочую массу, ккал/кг.

Масса угля, сгораемого в 1с:

$$Q_y = \frac{Q_{\text{возд}}}{V_o}, \text{ кг/с}, \quad (14.2)$$

Удельный внешний водоприток определяется по формуле

$$q_v = \frac{Q_v * 1000}{3600 * Q_y}, \text{ кг воды/кг угля} \quad (14.3)$$

где Q_v - водоприток в блок сжигания, м³/ч.

Удельный объем продуктов сгорания находится из выражения

$$V_r = 1,1 * V_o + \frac{q_v}{\rho_n}, \text{ Нм}^3/\text{кг}, \quad (14.4)$$

где ρ_n – плотность паров воды, кг/Нм³.

Количество газа, отсасываемого из блока сжигания в единицу времени, определяется по формуле

$$Q_r = V_r * Q_y, \text{ Нм}^3/\text{с}. \quad (14.5)$$

Время, необходимое на сожжение запасов угля в блоке, определяется из выражения

$$t = \frac{1000 * Q_n}{Q_y}, \text{ с} \quad (14.6)$$

где Q_n - масса промышленных запасов угля в блоке сжигания, т.

Количество газа, полученного за время сожжения блока угля, определяется по формуле

$$Q = t * Q_r, \text{ Нм}^3 \quad (14.7)$$

Тепловая мощность участка по сжигаемому углю определяется по формуле $N = Q_n * Q_y, \text{ ккал/с}. \quad (14.8)$

Пример. Произвести расчет тепловой мощности участка ПСУ, представленного каменным углем с низшей теплотой сгорания на рабочую массу, $Q_n = 7120$ ккал/кг.

Усредненные по пласту данные технического анализа следующие:

- зольность на рабочую массу $A^p = 11,4\%$;
- влажность на рабочую массу $W^p = 4,8\%$;
- выход летучих веществ на горючую массу $V^r = 24,8\%$;
- плотность угля $\gamma = 1,37$ т/м³;
- средняя мощность угольного пласта 7м;
- угол падения 55° ;
- вмещающие породы: песчаник на глинисто-кварцевом цементе, с коэффициентом крепости $f = 6-8$;
- промышленные запасы угля в блоке сжигания пласта $Q_n = 30$ тыс.т;
- расход воздуха, подаваемого в очаг горения, составляет $Q_{\text{возд}} = 5$ м³/с;
- плотность паров воды ρ_n не превышает $0,804$ кг/Нм³;
- водоприток в блок сжигания $Q_v = 5,0$ м³/ч.

Решение. Термодинамический расчет выполнен для стационарного периода сжигания блока, когда отвод газа из блока сжигания осуществляется при неизменной длине выработок, а режим горения стабилизировался.

Теоретическую массу воздуха, необходимую для сжигания 1 кг угля, определим по формуле (14.1):

$$V_o = \frac{Q_n}{900} = \frac{7120}{900} = 7,9 \text{ Нм}^3/\text{кг}.$$

При такой величине масса угля, сгораемого в 1с, будет равна

$$Q_y = \frac{Q_{\text{возд}}}{V_o} = \frac{5,0}{7,9} = 0,632 \text{ кг/с}.$$

Следовательно, удельный внешний водоприток составляет (14.3)

$$q_v = \frac{Q_b * 1000}{3600 * Q_y} = \frac{5,0 * 1000}{3600 * 0,632} = 2,2 \text{ кг/с}.$$

Определим теперь удельный объем продуктов сгорания по (14.4):

$$V_r = 1,1 * 7,9 + \frac{2,2}{0,804} = 11,4 \text{ Нм}^3/\text{кг}.$$

Таким образом, количество газа, отсасываемого из блока сжигания в единицу времени (14.5):

$$Q_r = 11,4 * 0,632 = 7,2 \text{ Нм}^3/\text{с}.$$

Тогда время, за которое запасы угля в блоке будут сожжены, составит (14.6)

$$t = \frac{1000 * 3000}{0,632} = 4,75 * 10^7 \text{ с} = 1,5 \text{ года},$$

при условии, что блок будет все время использоваться на полную мощность.

За это время объем газа составит (14.7)

$$Q = t * Q_r = 4,75 * 10^7 * 7,2 = 3,42 * 10^8 \text{ Нм}^3.$$

Тепловая мощность участка «Углегаз» по сжигаемому углю (14.8)

$$N = 7120 * 0,632 = 4500 \text{ ккал/с} = \mathbf{16,2 \text{ Гкал/ч}}.$$

Контрольные вопросы.

- 1) Чем отличается технология ПСУ от технологии ПГУ?
- 2) Как определяется теоретическая масса воздуха, необходимая для сжигания 1 кг угля?
- 3) Как определяется масса угля, сгораемого в 1 секунду?
- 4) Как определяется удельный внешний водоприток при ПСУ?
- 5) Как определяется удельный объем продуктов сгорания при ПСУ?
- 6) Как определяется количество газа, отсасываемого из блока сжигания в единицу времени при ПСУ?
- 7) Как определяется время, за которое запасы угля в блоке будут сожжены при ПСУ?

Практическое занятие №15. Расчет проветривания тупиковых горных выработок

Цель и задачи занятия. Научиться определять количество воздуха, необходимое для проветривания тупиковых горных выработок и выбирать вентилятор местного проветривания.

Содержание занятия.

Общие требования по проветриванию тупиковых выработок регламентируются правилами безопасности.

Одиночные выработки с тупиковыми забоями проветривают вентиляторами местного проветривания (ВМП) по трем схемам: нагнетательной, всасывающей и комбинированной. Наиболее широкое распространение получила нагнетательная схема проветривания, которая и принимается для последующих расчетов.

При этой схеме ВМП устанавливают на свежей струе воздуха на расстоянии не менее 10 м от устья выработки. Вентиляционная струя, выходящая из устья тупиковой выработки, должна подхватываться проходящей по сквозной выработке свежей струей воздуха. Если этого не происходит, то часть исходящей струи может вновь попасть во всасывающее отверстие вентилятора и далее в забой, то есть возникает рециркуляция. В соответствии с правилами безопасности в шахтах, опасных по газу и пыли, вентиляционные трубы должны отставать от забоя не более чем на 5 метров с тем, чтобы в призабойной зоне всегда было интенсивное перемешивание воздуха. В шахтах, не опасных по газу и пыли, допустимое отставание труб от забоя составляет 8 м.

При большой длине тупиковой части проветриваемой выработки для достижения повышенного напора или для снижения времени проветривания допускается каскадная установка ВМП.

Проветривание забоев должно обеспечить содержание кислорода в воздухе не менее 20%, а углекислого газа не более 0,5% по объему. При этом минимально допустимая скорость движения воздуха в тупиковых выработках газовых шахт не должна быть менее 0,25 м/с, а на шахтах III категории и выше – не менее 0,5 м/с. В тупиковых выработках негазовых шахт минимальная скорость не должна быть менее 0,15 м/с. Разжижение газообразных продуктов взрыва и удаление их из забоя должны происходить не менее чем за 30 минут после взрывания зарядов.

Расчет вентиляции тупиковых выработок при их сооружении включает в себя следующие параметры:

- определение необходимого количества воздуха;
- выбор и аэродинамический расчет вентиляционного трубопровода;
- выбор вентилятора.

Количество (расход) воздуха, необходимое для проветривания тупиковых выработок, определяется по следующим факторам:

- по количеству ядовитых газов, образующихся при взрывных работах (по расходу ВВ);
- по максимальному числу людей, находящихся одновременно в забое;
- по минимальной скорости движения воздушного потока в выработке;
- по выделению метана.

Расчет количества воздуха по расходу ВВ определяется по формуле

$$Q_{зп} = \frac{2,25}{T} \sqrt[3]{\frac{V_{ВВ} S_{св}^2 l_n^2 K_{обв}}{K_{ум}^2}} \quad (15.1)$$

где T – время проветривания выработки после взрывания, $T = 30$ мин;

$V_{ВВ}$ – объем вредных газов, образующихся после взрыва ВВ, м³;

$$V_{ВВ} = 100 * A_{уг} + 40A_{пор} \quad (15.2)$$

где $A_{уг}$, $A_{пор}$ – количество одновременно взрывающегося ВВ по углю и породе, кг;

$S_{св}$ – средняя площадь поперечного сечения выработки в свету при переменном сечении, м²;

l_n – длина тупиковой части выработки, м;

$K_{обв}$ – коэффициент, учитывающий обводненность тупиковой выработки, принимаемый из таблицы 15.1;

$K_{ут.}$ – коэффициент утечек воздуха в вентиляционных трубопроводах, принимаемый для гибких трубопроводов типа 1А и 1Б диаметром 0,6-1,0 м исходя из его длины и диаметра.

Таблица 15.1 – Значения коэффициента обводненности

Характеристика выработок	$K_{обв}$
Горизонтальные и наклонные выработки, проводимые по сухим породам (приток до 1 м ³ /час)	0,8
Горизонтальные и наклонные выработки, частично проводимые по водоносным породам (приток до 6 м ³ /час)	0,6
Горизонтальные и наклонные выработки, на всю длину проводимые по водоносным породам (приток от 6 до 15 м ³ /час)	0,3
Обводненные выработки (приток более 15 м ³ /час)	0,15

Количество воздуха по числу работающих людей определяется по формуле

$$Q_{зп} = 6 * n_l, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (15.3)$$

где n_l – наибольшее число людей, одновременно работающих в забое выработки.

Расчёт количества воздуха по минимальной скорости движения воздуха производится по формуле

$$Q_{зп} = 60 * V_{min} * S_{св}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (15.4)$$

где V_{min} – минимально допустимая скорость движения воздуха в призабойном пространстве, м/с.

Расчет количества воздуха по выделению метана производится при выемке угля проходческими комбайнами

$$Q_{зп} = \frac{100 * I_n}{c - c_0}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (15.5)$$

где c – максимально допустимое содержание метана в исходящей вентиляционной струе, $c = 1 \%$;

c_0 – содержание метана в поступающей вентиляционной струе, принимаемое для проектируемых выработок равной 0,05 %;

I_n – абсолютная метанообильность тупиковых выработок, м³/мин.

Абсолютная метанообильность тупиковых выработок складывается из метановыделения с неподвижных обнажённых поверхностей пласта ($I_{ноб}$), движущейся поверхности забоя (I_z) и из отбитого угля ($I_{о.у.л}$).

При выборе вентилятора принимается максимальное значение количества воздуха $Q_{зп}$ по всем факторам.

Необходимая производительность вентилятора определяется по формуле

$$Q_v = K_{ут.} * Q_{зп}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (15.6)$$

где $K_{ут.}$ – коэффициент утечек воздуха в вентиляционных трубопроводах, принимаемый для гибких трубопроводов исходя из его длины и диаметра.

Аэродинамическое сопротивление трубопровода из прорезиненных труб определяется по формуле

$$R_{мп} = r_{мп}(L + 20d_{мп}n_1 + 10d_{мп}n_2) \quad (15.7)$$

где L – длина трубопровода, м;

$d_{мп}$ – диаметр трубопровода, м;

n_1 и n_2 – число поворотов трубопровода на 90 и 45° соответственно;
 r_{mp} – удельное аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха при длине звена 20 м, принимаемое из таблицы 15.2.

Давление вентилятора, работающего на гибкий вентиляционный трубопровод (депрессия трубопровода), определяется по формуле

$$h_B = Q_B^2 R_{mp} \left(\frac{0,59}{K_{ym}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа.} \quad (15.8)$$

Таблица 15.2 – Значения r_{mp}

Диаметр трубопровода, м	0,5	0,6	0,8	1,0
Удельное аэродинамическое сопротивление r_{mp}	0,177	0,071	0,0161	0,0053

Выбор вентилятора производится путем нанесения расчетного режима его работы Q_B и h_B , определяемого по формуле (15.8) на график аэродинамических характеристик вентилятора. Для проветривания следует принимать такой вентилятор, аэродинамическая характеристика которого проходит через точку с координатами расчетного режима или выше нее.

Пример. Выбрать вентилятор для проветривания тупиковой выработки длиной 500 м, сечением в свету $S_{св} = 13,7 \text{ м}^2$, проводимой буровзрывным способом по породе с пересечением угольных пластов. Количество одновременно взрываемого ВВ по породе – 95,4 кг. Количество одновременно работающих в забое людей – 10. Абсолютная метанообильность составляет $2,5 \text{ м}^3/\text{мин}$, коэффициент, учитывающий обводненность тупиковой выработки, $K_{обв} = 0,6$.

Решение.

Необходимое количества воздуха по максимальному числу работающих в забое тупиковой выработки людей определяется по формуле (15.3)

$$Q_{зп} = 6 \cdot 10 = 60 \text{ м}^3/\text{мин} = 1,0 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Расчёт количества воздуха по минимальной скорости движения воздуха производится по формуле (15.4)

$$Q_{зп} = 60 \cdot 0,5 \cdot 12,8 = 384 \text{ м}^3/\text{мин} = 6,4 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Общее потребное количество воздуха по газовыделению будет равно (15.5)

$$Q_{зп} = \frac{100 \cdot 2,5}{1 - 0,005} = 263 \text{ м}^3/\text{мин} = 4,4 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Для дальнейших расчетов принимаем максимальное значение

$$Q_{зп} = 384 \text{ м}^3/\text{мин} = 6,4 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Определим коэффициент утечек воздуха K_{ym} , считая, что расход воздуха в конце трубопровода равен максимальному значению $Q_{зп} = 6,4 \text{ м}^3/\text{с}$, а длина трубопровода равна длине тупиковой части выработки. Для труб диаметром 0,8м $K_{ym} = 1,33$, а для труб диаметром 1,0м $K_{ym} = 1,19$. Принимаем для проветривания гибкие прорезиненные трубы диаметром 0,8 м.

Определим необходимое количества воздуха по расходу ВВ по формуле (15.1)

$$Q_{зп} = \frac{2,25}{30} \sqrt[3]{\frac{40 \cdot 95,4 \cdot 13,7^2 \cdot 500^2 \cdot 0,6}{1,33^2}} = 295, \text{ м}^3/\text{мин} = 4,9 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Таким образом, максимальным значением общего потребного количества воздуха остается $Q_{зп} = 6,4 \text{ м}^3/\text{с}$.

Необходимая подача вентилятора определяется по формуле (15.6).

$$Q_B = 1,33 \cdot 6,4 = 8,5 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Аэродинамическое сопротивление трубопровода из прорезиненных труб определяется по формуле (15.7) при $r_{mp} = 0,0161$, $n_1 = 1$ и $n_2 = 0$.

$$R_{mp} = 0,0161(200 + 20 * 0,8 * 1) = 3,48 \text{ км/м.}$$

Депрессия трубопровода определяется по формуле (15.8)

$$h_b = 8,5^2 * 3,48 \left(\frac{0,59}{1,33} + 0,41 \right)^2 = 183 \text{ даПа.}$$

Для построения аэродинамической характеристики трубопровода задаются Q , близкие по своему значению Q_e и вычисляются соответствующие им значения h по формуле (15.8), таблица 15.3.

Таблица 15.3 – Значения Q и h для построения аэродинамической характеристики трубопровода

$Q, \text{ м}^3/\text{с}$	4	5	6	7	8
$h, \text{ даПа}$	51	80	115	157	205

Полученную аэродинамическую характеристику трубопровода совмещают с аэродинамическими характеристиками вентилятора и выбирают наиболее подходящий.

Контрольные вопросы.

1. Какие используются схемы проветривания тупиковых забоев вентиляторами местного проветривания?
2. На каком расстоянии от устья выработки должен устанавливаться вентилятор местного проветривания?
3. Максимально допустимое отставание вентиляционной трубы от забоя тупиковой выработки в шахтах опасных по газу и пыли?
4. Минимальная скорость движения воздуха по тупиковой выработке?
5. По каким факторам определяется количество (расход) воздуха, необходимое для проветривания тупиковых выработок?
6. Из чего складывается абсолютная метанообильность тупиковых выработок?
7. Как производится выбор вентилятора местного проветривания?

**ФИЛИАЛ ФЕДЕРАЛЬНОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО АВТОНОМНОГО
ОБРАЗОВАТЕЛЬНОГО УЧРЕЖДЕНИЯ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ**

**«Национальный исследовательский технологический университет
«МИСИС» в г.Алматы Республики Узбекистан**

МЕТОДИЧЕСКОЕ УКАЗАНИЕ

по выполнению курсовой работы
по дисциплине **«Основы горного дела**
(модуль: Геотехнология подземная)»

по теме: **«Проведение подземных горных выработок»**

по направлению подготовки 21.05.04 – «Горное дело»

Содержание

Стр.

Общие положения	2
1. Выбор формы поперечного сечения и типа крепи горной выработки.....	9
2. Определение площади поперечного сечения выработки.....	9
3. Технология проведения горной выработки	14
4. Графическая часть курсовой работы.....	21
Список использованной литературы.....	22
Задания к курсовой работе	23

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Курсовая работа состоит из пояснительной записки объемом 15-20 страниц и листа графической части формата А1 или А2. В записке выполняются разделы: выбор формы поперечного сечения и типа крепи горной выработки, определение площади поперечного сечения выработки, технология проведения горной выработки.

Различают следующие площади поперечного сечения горных выработок: сечение в свету, сечение вчерне и сечение в проходке. Сечение в *свету* – это проектное сечение, в пределах которого размещается необходимое оборудование и коммуникации. Если к сечению в свету прибавить площадь, занимаемую крепью, то получим сечение выработки *вчерне*. Увеличив его на 3-5% за счет неровностей контура выработки, получим сечение выработки в *проходке*.

Размеры поперечного сечения горизонтальных выработок в свету зависят от формы поперечного сечения, основных размеров применяемого транспортного оборудования, способа передвижения людей, числа рельсовых путей и количества проходящего по выработке воздуха. При определении размеров выработки следует учитывать регламентируемые Правилами безопасности (ПБ) минимальные величины зазоров между крепью и транспортными средствами, между транспортными средствами и др. [1].

Горизонтальные выработки, по которым транспортируют грузы, должны иметь расстояния (зазоры) между крепью и наиболее выступающей кромкой габарита подвижного состава не менее 0,25 м при деревянной, металлической и рамных конструкциях железобетонной и бетонной крепи и не менее 0,2 м при сплошной бетонной, каменной и железобетонной крепи (рис.1, а, б).

Ширина прохода для людей должна быть не менее 0,7 м на высоте выработки не менее 1,8 м от почвы (рис.1, а). Проходы для людей на всем протяжении выработок должны быть на одной и той же стороне.

Зазор между наиболее выступающими кромками габаритов встречных электровозов (вагонеток) должен быть не менее 0,2 м (рис.1, б).

В выработках, оборудованных конвейерной доставкой, ширина прохода по высоте конвейера должна быть, с одной стороны, не менее 0,7 м, а с другой — 0,4 м. Расстояние от верхней выступающей части конвейера до верхняка должно быть не менее 0,5 м, а у натяжных и приводных головок — не менее 0,6 м.

В горизонтальных выработках, оборудованных конвейерами и рельсовыми путями, зазор между крепью и конвейером на высоте конвейера должен быть не менее 0,4 м, между конвейером и подвижным составом — не менее 0,4 м, между крепью и подвижным составом — 0,7 м на высоте 1,8 м от почвы (рис.1, в).

В наклонных выработках, оборудованных конвейерами и рельсовыми путями, зазоры между крепью и конвейером должны составлять 0,7 м, между конвейером и подъемным составом — 0,4 м и между подвижным составом и крепью - 0,2-0,25 м в зависимости от вида крепи.

При монорельсовом транспорте расстояние между днищем сосуда или нижней кромкой перемещаемого груза и почвой выработки должно быть не менее 0,4 м. Зазоры между наиболее выступающей частью грузового контейнера и крепью со стороны свободного прохода должны быть не менее 0,7 м, а с другой — не менее 0,2 м (рис.1, а).

При локомотивной откатке высота подвески контактного провода должна быть не менее 2 м от головки рельсов. В местах подвески расстояние контактного провода до верхняка крепи должно быть не менее 0,2 м (рис.1, в).

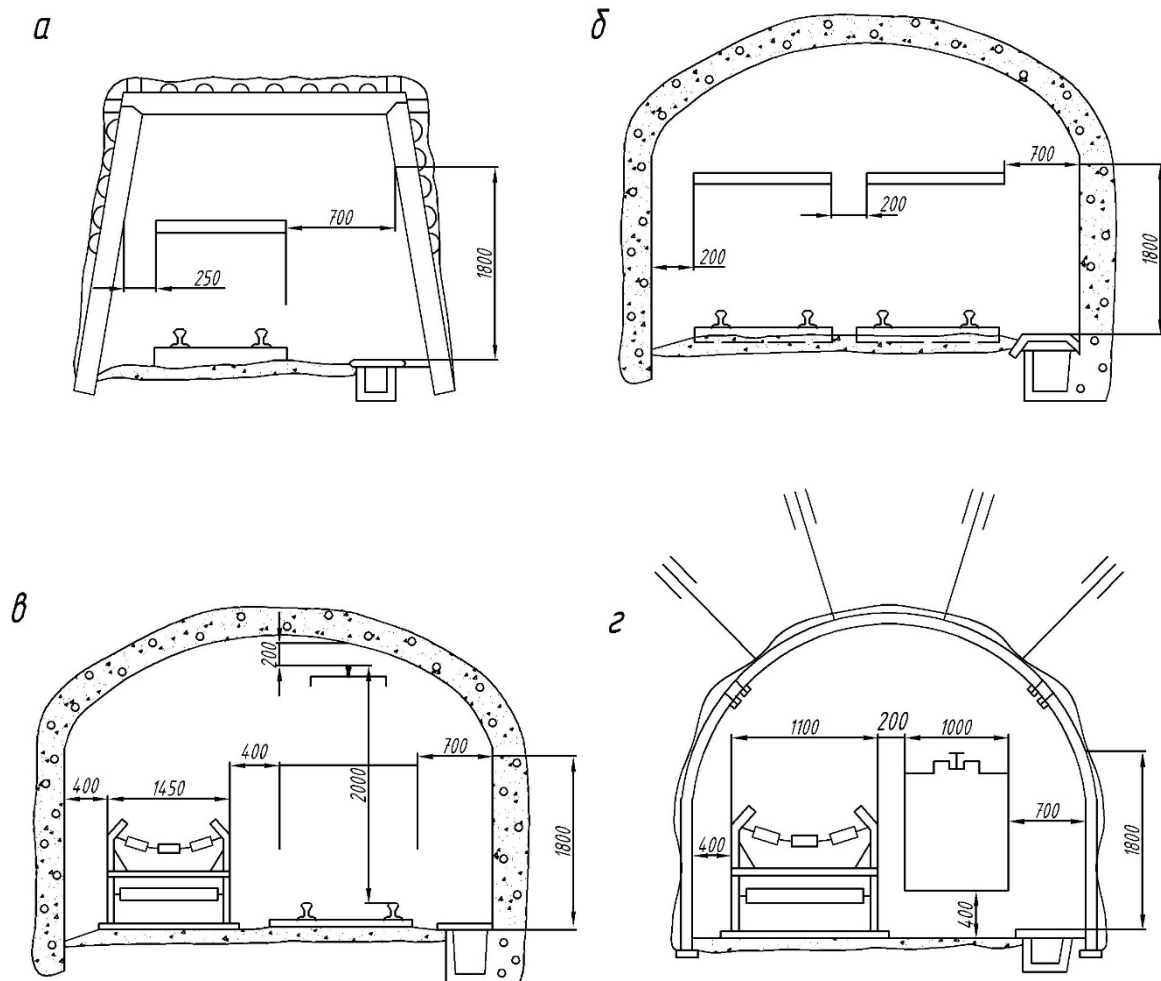


Рис.1. Величины зазоров

Основные размеры типовых электровозов и вагонеток приведены в табл. 1 и 2.

Таблица 1 - Размеры электровозов

Модель электровоза	Размер, мм		
	Высота	ширина	длина
A3-1	1350	920	2100
A3-2	1350	1220	2100
AB5-1	1450	1000	3300
AB5-2	1450	1300	3300
A10-1	1500	1050	5200
A10-2	1500	1350	5200
A14-2	1500	1350	6600
A20-2	1500	1350	10400
A28-2	1500	1350	13200
K3-1	1500	920	2100
K 3-2	1500	1220	2100
K5-1	1500	1000	3100
K5-2	1500	1300	3100
1K10-1	1500	1050	4500
1K10-2	1500	1350	4500
2K10-2	1500	1350	5200
1K14-2	1550	1350	5200
2K14-2	1550	1350	6000
K20-2	1650	1350	8000
K28-2	1650	1500	9000

В табл.1 приняты следующие условные обозначения:

A – аккумуляторный электровоз;

K – контактный электровоз;

AB – аккумуляторный взрывобезопасный электровоз.

Цифрой справа от буквенного индекса обозначается сцепной вес электровоза в тоннах, после дефиса – порядковый номер модели (1 – на колею 600 мм, 2 – на колею 750, 900 мм). Цифрой слева от буквенного индекса обозначается область применения электровоза: 1 – для угольных шахт; 2 – для рудников цветной и черной металлургии.

Таблица 2 - Размеры вагонеток и ширина колеи

Тип вагонетки	Емкость кузова, м ³	Размер, мм			Ширина колеи, мм
		длина	ширина	Высота	
Вагонетки угольные с глухим неопрокидным кузовом					
УВГ-0,8	0,8	1400	800	1300	550/575/600
УВГ-1,0	1,0	1500	850	1300	550/575/600
УВГ-1,2	1,2	1800	850	1300	550/575/600
УВГ-1,3	1,3	2000	880	1300	550/575/600
УВГ-1,4	1,4	2400	850	1230	550/575/600
УВГ-1,6	1,6	2700	850	1200	550/575/600
УВГ-2,5	2,5	2800	1240	1300	900
УВГ-3,3	3,3	3450	1320	1300	900
Вагонетки угольные саморазгружающиеся с откидными днищами					
УВД-2,5	2,5	2880	1240	1300	900
УВД-3,3	3,3	3575	1350	1400	900
ВД-4,0	4,0	3575	1359	1550	900
ВД-5,6	5,6	4900	1500	1550	900
ВД-8,0	8,0	6300	1500	1550	900
Вагонетки рудные с глухим неопрокидным кузовом					
1ВГ-0,7	0,7	1250	850	1220	600
ВГ-1,2	1,2	1850	1000	1300	600/750
ВГ-2,2	2,2	2950	1200	1300	600/750
УВГ-4,0	4,0	3820	1320	1550	750
Вагонетки рудные саморазгружающиеся с откидным бортом					
УВБ-1,6	1,6	2550	1300	1300	750
УВБ-2,5	2,5	3150	1340	1400	750
УВБ-4,0	4,0	4590	1330	1550	750
Вагонетки рудные с глухим опрокидным кузовом					
УВО-0,5	0,4	1300	870	1200	600
УВО-0,8	0,8	1850	1000	1250	600/750
УВО-1,0	1,0	2200	1190	1250	600/750

В горизонтальных и наклонных выработках применяются ленточные конвейеры (рис.2) со следующими буквенными индексами:

Л – ленточные горизонтальные или уклонные для углов наклона до 18° ;

ЛБ – ленточные бремсберговые для угла наклона до 16° ;

ЛН – ленточные наклонные для угла наклона от 18 до 35° ;

ЛЛ – грузолоудские для транспортировки горной массы и перевозки людей.

Цифры слева от буквенного индекса обозначают номер типоразмера, справа - ширину несущего полотна в сантиметрах. Римской цифрой обозначается номер модели одного типоразмера. Например, конвейер типа 1Л100II - это ленточный конвейер первого типоразмера второй модели с шириной несущего полотна 100 см.

Максимальная ширина и высота конвейера, принимаемая для определения размеров поперечного сечения выработки, определяется на основании ширины несущего полотна ленты. При ширине ленты 800 мм ширина и высота конвейера принимается равной 1100 мм; при ширине ленты 1000 мм ширина конвейера принимается равной 1450 мм, высота 1100 мм; при ширине ленты 1200 мм, ширина и высота конвейера принимается равной, соответственно, 1650 и 1350 мм.

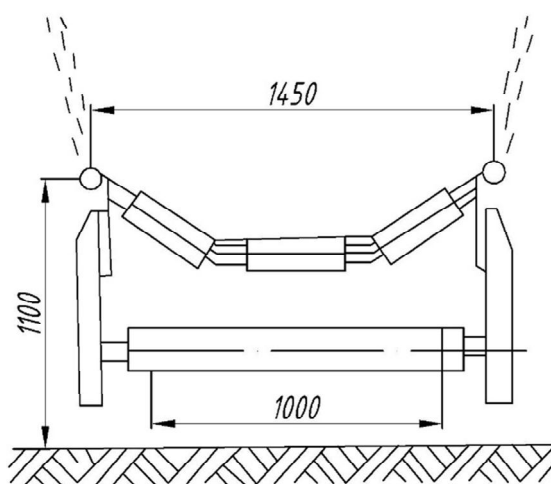


Рис.2. Схема ленточного конвейера

При определении высоты выработки необходимо знать высоту верхнего строения пути, которая складывается из толщины балластного слоя, толщины шпала и высоты рельса. В околоствольных дворах, на основных откаточных выработках, в уклонах и бремсбергах при использовании вагонеток вместимостью до 2 м^3 должны применяться рельсы Р24 высотой 107 мм; при большей вместимости вагонеток – рельсы Р33 высотой 128 мм. Шпалы применяют деревянные, а в обводненных выработках с большим сроком службы – железобетонные. Деревянные шпалы имеют толщину 110-130 мм, длину 1100 мм при колее 600 мм и 1400 мм при колее 750, 900 мм. Железобетонные шпалы имеют толщину 110-145 мм. Толщина балластного слоя h_b должна быть не менее 190 мм, слой балласта под шпалами не менее 90 мм. Шпалы погружают в балласт на $2/3$ их толщины. Таким

образом, высота верхнего строения пути $h_в$ составляет 320-390 мм. Рекомендуется принимать высоту верхнего строения пути 390 мм - при толщине балластного слоя 200 мм и рельсах Р33, 350 мм - при толщине балластного слоя 190 мм и рельсах Р24 и 320 мм - при толщине балластного слоя 180 мм и рельсах Р18.

В выработках устраивают водоотводные канавки, сечения которых определяются притоком воды, а конструкция - видом крепи выработки.

1. Выбор формы поперечного сечения и типа крепи горной выработки

Название, форма поперечного сечения горной выработки и тип крепи задаются студенту заданием на курсовую работу.

2. Определение площади поперечного сечения выработки

Размеры поперечного сечения выработки определяют графоаналитическим способом. Сущность состоит в том, что на бумагу в определенном масштабе на уровне верхней кромки подвижного состава или конвейера наносят максимальную ширину принятого оборудования и минимальные величины зазоров. Затем с использованием расчетных формул или графически определяют все остальные размеры выработки в свету. Схемы и расчетные формулы для определения размеров сечений выработок, оборудованных рельсовым транспортом, приведены в табл.3.

По расчетному поперечному сечению принимается ближайшее большее типовое. Типовые сечения принимают по данным справочной литературы [3,4].

Таблица 3 - Схемы и расчетные формулы для определения размеров сечений выработок, оборудованных рельсовыми путями

Наименование	Расчетная формула	Схема сечения выработки
1	2	3
Трапецевидная форма сечения выработки		
Высота подвижного состава от головки рельсов	h	
Ширина подвижного состава	A	
Высота от балластного слоя до головки рельсов	h_a	
Толщина балластного слоя	$h_б$	
Высота верхнего строения пути	$h_в = h_a + h_б$	
Высота подвески контактного провода от уровня головок рельсов	$h_{кп} = 2000 \text{ мм}$	

Для рудников, в которых транспортировка отбитой горной массы и материалов производится в основном с использованием самоходного оборудования (погрузочно-транспортные машины, самоходные вагоны, автосамосвалы), расчет размеров выработки должен производиться с учетом рекомендаций [5].

В подэтажных выработках, имеющих относительно небольшой срок службы, дорожное покрытие не предусматривают. Выработкам придают прямоугольно-сводчатую форму, и расчет площади поперечного сечения ведут по формулам, приведенным выше.

В транспортных выработках с высокой интенсивностью движения устраивают дорожное покрытие, а также может быть предусмотрена пешеходная дорожка. Схемы и расчетные формулы для определения размеров сечений выработок сводчатой формы при использовании самоходного транспорта приведены в табл.4.

Для рудников по разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений проверка площади поперечного сечения выработки по допустимой скорости движения воздуха осуществляется по формуле

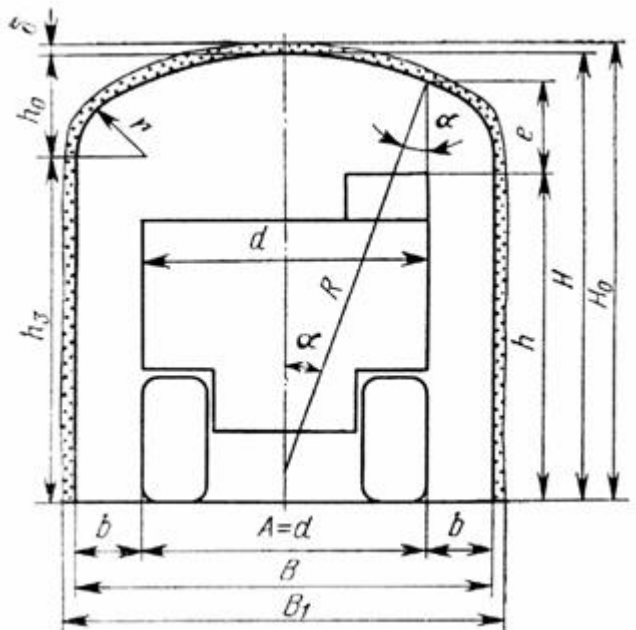
$$v = Q/S_{св} \leq v_{д}, \quad (1)$$

где Q – количество воздуха, которое должно поступать по выработке, м³/с;
 $S_{св}$ – площадь поперечного сечения выработки в свету, м².

Если скорость движения воздуха по выработке превышает величину, установленную ПБ, то необходимо увеличить размеры выработки.

Таблица 4 - Схемы и расчетные формулы для определения размеров сечений выработок при использовании самоходного транспорта

Наименование	Расчетная формула	Схема сечения выработки
1	2	3
Выработка без дорожного покрытия и пешеходной дорожки		
Ширина самоходного оборудования	d	
Ширина проезжей части при движении со скоростью		
до 10 км/ч	$A = d$	
более 10 км/ч	$A > d$	
Минимальный зазор между транспортным средством и стенкой (крепью) выработки при движении со скоростью		
до 10 км/ч	$b = 500$ мм	
более 10 км/ч	$b = 600$ мм	
Ширина выработки в свету	$B = d + 2b$	
Ширина выработки в черне	$B_1 = B + 2\delta$	

<p>Толщина крепи</p> <p>Высота самоходного оборудования</p> <p>Расстояние от почвы выработки до центра радиуса сопряжения прямолинейной и криволинейной частей крепи выработки</p> <p>Расстояние от центра радиуса сопряжения прямолинейной и криволинейной частей крепи выработки до замка свода</p> <p>Высота выработки от почвы до замка свода крепи</p> <p>Высота выработки вчерне</p>	<p>δ</p> <p>h</p> <p>h_3</p> <p>h_0</p> <p>H</p> <p>H_0</p>	 <p>The diagram shows a cross-section of a roadway with a semi-circular roof. Key dimensions include: δ (thickness of the roof lining), h (height of the equipment), h_3 (distance from ground to the center of the roof curve), h_0 (distance from the center of the roof curve to the roof lock), H (height of the roadway), H_0 (height of the roadway from ground to the roof lock), d (width of the equipment), $A=d$ (width of the roadway), B (width of the roadway), B_1 (width of the roadway including the roof lock), b (width of the roadway side), R (radius of the roof curve), r (radius of the roof lining), e (clearance between the equipment and the roof lining), and n (angle of the roof lining).</p>
<p>Зазор между кабиной транспортного средства и крепью</p> <p>Радиус криволинейной части крепи</p> <p>Радиус сопряжения</p>	<p>$e = 500 \text{ мм}$</p> <p>R</p> <p>r</p>	
<p>Выработка с дорожным покрытием и пешеходной дорожкой</p>		
<p>Ширина самоходного оборудования</p> <p>Ширина проезжей части при движении со скоростью до 10 км/ч более 10 км/ч</p> <p>Ширина профиля покрышки</p> <p>Скорость движения транспортного средства, км/ч</p> <p>Минимальный зазор между транспортным средством и стенкой</p>	<p>d</p> <p>$A = d$ $A = d + 1,5C + 12v$</p> <p>C</p> <p>v</p>	

<p>(крепью) выработки при движении со скоростью до 10 км/ч более 10 км/ч Ширина пешеходной дорожки при наличии бордюра при устройстве ниш через 25 м без бордюра и ниш Ширина выработки в свету Ширина выработки в черне Толщина крепи Высота самоходного оборудования</p>	<p>$b = 500 \text{ мм}$ $b = 600 \text{ мм}$ $a = 800 \text{ мм}$ $a = 1000 \text{ мм}$ $a = 1200 \text{ мм}$ $B = a + A + b$ $B_1 = B + 2\delta$ δ h</p>	 <p>The diagram shows a cross-section of a tunnel with a semi-circular top. Key dimensions and components are labeled: δ (thickness of the lining), h_0 (height from road surface to crown), H_0 (total height), H_c (height to the spring line), h_2 (height from road surface to spring line), h_1 (height from road surface to center of spring line), h_3 (height from ground to center of spring line), h_n (height of a component), h_r (height of another component), h (height of the lining), a (width of the roadway), b (width of the shoulder), B (total width), B_1 (width including lining thickness), $A \geq d$ (width of a component), d (width of a component), e (radius of a component), R (radius of the spring line), and C (a component).</p>
<p>Высота выработки от дорож. покрытия до центра радиуса сопряжения прямолинейной и криволинейной частей крепи выработки Минимальная высота свободного прохода Расстояние от почвы выработки до центра радиуса сопряжения прямолинейной и криволинейной частей крепи выработки Расстояние от центра радиуса сопряжения прямолинейной и криволинейной частей крепи выработки до замка свода Высота выработки от дорожного покрытия до замка свода крепи Высота выработки в черне $e = 500 \text{ мм}$</p>	<p>h_1 $h_2 = 1800 \text{ мм}$ h_3 h_0 H_c H_0 $e = 500 \text{ мм}$</p>	

Зазор между кабиной транспортного средства и трубопроводом		
Толщина дорожного покрытия	$h_{\text{п}}$	
Толщина тротуара	$h_{\text{т}}$	
Радиус криволинейной части крепи	R	
Радиус сопряжения	r	

3. Технология проведения горной выработки

Способ проведения горной выработки (буровзрывной, механизированный) выбирается в зависимости от коэффициента крепости пород, по которым проводится горная выработка или задается в задании к курсовой работе.

I. При буровзрывном способе (БВС) определяются основные параметры буровзрывных работ.

1. Выбор взрывчатого вещества (ВВ).

Выбор ВВ осуществляется по перечню рекомендуемых промышленных ВВ с учетом газового режима шахты, крепости и обводненности пород, или задается в задании.

2. Определение удельного расхода ВВ.

Для определения удельного расхода ВВ используют эмпирическую формулу проф. Н.М.Покровского

$$q = q_1 f_0 v e t, \quad \text{кг/м}^3, \quad (2)$$

где $q_1 = 0,1f$ – расход ВВ при стандартных условиях взрывания;

f – коэффициент крепости породы;

f_0 – коэффициент структуры породы, принимающий следующие значения: вязкие, упругие и пористые породы - 2,0; с неправильным залеганием и мелкой трещиноватостью - 1,4; сланцевые с напластованием, перпендикулярным направлению шпура - 1,3; мелкослоистые - 0,8;

v – коэффициент зажима породы, при одной обнаженной поверхности

$v = 6,5/\sqrt{S_{\text{вч}}}$, при двух обнаженных поверхностях $v = 1,1-1,5$;

$S_{\text{вч}}$ – сечение выработки в черне, м²;

$e = 380/A_{\text{ВВ}}$ – коэффициент работоспособности ВВ;

$A_{\text{ВВ}}$ – работоспособность применяемого ВВ, см³, (табл. 5);

$t = 32/d_n$ – коэффициент, учитывающий диаметр патрона ВВ, для патронов диаметром 28, 32, 36, 40 и 45 мм соответственно равен 1,14; 1,0; 0,89; 0,8; 0,71.

3. Определение глубины шпура l_{un} .

При использовании ручных бурильных машин глубина шпуров принимается из табл.6 в зависимости от типа ВВ, крепости пород и сечения выработки вчерне. При применении буровых установок глубина шпуров ограничивается ходом подачи бурильной головки и принимается из табл.7.

Таблица 5 – Работоспособность и плотность ВВ в патронах

Тип ВВ	Аммониты				Аммоналы		Детонит МУ	Угленит Э-6
	6ЖВ	Скальный № 1	АП-5-ЖВ	Т-19	Скальный № 3	М10		
$A_{ВВ}, \text{см}^3$	360	450	320	270	450	430	470	150
$\Delta, \text{г/м}^3$	1000-200	1430-1580	1000-150	1050-200	1000-1100	950-200	920-1200	1100-1250

Таблица 6 – Глубина шпуров в зависимости от типа ВВ, крепости пород и сечения выработки вчерне

Тип ВВ	Коэффициент крепости пород	Рациональная глубина шпуров (м) в выработках сечением вчерне, м ²				
		7	10	15	20	25
Аммонит АП-5ЖВ	2,5	2,3	2,6	2,8	3,0	3,2
	5	1,9	2,1	2,3	2,4	2,6
	8	1,6	1,8	1,9	2,1	2,2
	12	1,4	1,5	1,7	1,8	1,9
Аммонит Т-19	2,5	2,2	2,5	2,7	2,9	3,1
	5	1,8	2,0	2,2	2,3	2,5
	8	1,5	1,7	1,9	2,0	2,1
	12	1,3	1,5	1,6	1,7	1,8
Угленит Э-6	2,5	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8
	5	1,6	1,8	2,0	2,1	2,2

Таблица 7 – Глубина шпуров в зависимости от хода подачи бурильной установки

Наименование бурильной установки	Ход подачи, м	Глубина шпуров, м
БУ-1, БУР-2, СБУ-2	2,75	2,5
1БУ-1, 1СБУ-2	3,3	3,1
БКГ-2	2,8	2,5
1БКГ-2	3,3	3,0
БУЭ-1м, БУЭ-3Т	3,0	2,7
ПНБ-2Б	2,5	2,2
2ПНБ-2Б	2,75	2,5

4. Определение числа шпуров.

Число шпуров определяется по формуле

$$N = \frac{1,27qS_{вч}}{\Delta d_n^2 a k}, \text{ шт}, \quad (3)$$

где Δ - плотность ВВ в патронах, кг/м³ (табл.5);

d_n - диаметр патрона ВВ, м;

$a = l_3/l_{шп}$ - коэффициент заполнения шпуров, который равен 0,4-0,5 при диаметре шпуров 32 и 36 мм и 0,5-0,65 при диаметре шпуров 40-45 мм;

l_3 - длина заряда шпура, м;

k - коэффициент уплотнения ВВ при зарядании, равный для обычных патронов 1,1 и для надрезанных патронов 1,2.

Окончательно число шпуров принимается исходя из принятого типа вруба и расположения шпуров в забое.

В породах любой крепости чаще всего применяют клиновые (одно- или многорядные) и прямые врубы. Комплект располагаемых в забое шпуров разделяется на врубовые, отбойные (вспомогательные) и оконтуривающие (периферийные).

Врубовые шпуры располагаются в центральной части забоя. Они предназначены для создания дополнительной обнаженной поверхности, наличие которой повышает эффективность взрыва заряда отбойных шпуров. Глубина врубовых шпуров принимается на 10-15% больше, чем глубина отбойных и оконтуривающих шпуров. Количество врубовых шпуров зависит от типа принимаемого вруба. Для вертикального клинового вруба количество врубовых шпуров $N_{вр} = 4-12$ шт. Расстояние между парой врубовых шпуров составляет 0,35-0,5 м, угол наклона к плоскости забоя 80-85°.

Оконтуривающие шпуры служат для разрушения породы по контуру выработки. Их располагают равномерно по периметру выработки на расстоянии 15-20 см от проектного сечения. В породах средней крепости концы шпуров располагаются на проектном контуре выработки. Таким

образом, оконтуривающие шпуры бурят к плоскости забоя под углом, равным 75-85°. Заряды оконтуривающих шпуров взрываются последними.

Расстояние между оконтуривающими шпурами определяется по формуле

$$a_{\text{ок}} = \frac{1}{0,11f+1,28}, \text{ м.} \quad (4)$$

Число оконтуривающих шпуров определяется из выражения

$$N_{\text{ок}} = \frac{P}{a_{\text{ок}}} + 1, \text{ шт,} \quad (5)$$

где P – периметр расположения шпуров, м.

Отбойные шпуры бурят, как правило, под прямым углом к плоскости забоя и равномерно располагают между врубовыми и оконтуривающими шпурами. Они предназначены для разрушения основной массы породы в забое и взрываются сразу после врубовых шпуров.

Количество отбойных шпуров определяется как

$$N_{\text{отб}} = N - N_{\text{ок}} - N_{\text{вр}}, \text{ шт.} \quad (6)$$

5. Определение расхода ВВ.

Общее количество ВВ для отбойки определяется по формуле

$$Q = ql_{\text{шп}}S_{\text{вч}}, \text{ кг.} \quad (7)$$

Средняя величина заряда в шпурах определяется по формуле

$$Q_{\text{шп}} = \frac{Q}{N}, \text{ кг.} \quad (8)$$

Для определения величины заряда во врубовых, отбойных и оконтуривающих шпурах полученную среднюю величину заряда умножают на следующие поправочные коэффициенты - для врубовых шпуров на 1,2, для отбойных и оконтуривающих - на 0,85-0,9

$$Q_{\text{вр}} = 1,2 * Q_{\text{шп}}, \quad Q_{\text{отб}} = (0,8 - 0,9) * Q_{\text{шп}}, \quad Q_{\text{ок}} = (0,8 - 0,9) * Q_{\text{шп}}, \quad (9)$$

Количество патронов ВВ в шпурах определяется по формуле

$$n_{\text{вр}} = \frac{Q_{\text{вр}}}{P_{\text{пат}}}, \quad n_{\text{отб}} = \frac{Q_{\text{отб}}}{P_{\text{пат}}}, \quad n_{\text{ок}} = \frac{Q_{\text{ок}}}{P_{\text{пат}}}, \quad (10)$$

где $P_{\text{пат}}$ - вес патрона ВВ, кг, и округляется до ближайшего целого числа.

Окончательно величина заряда во врубовых, отбойных и оконтуривающих шпурах определяется по формуле

$$Q_{\text{вр}} = n_{\text{вр}} * p_{\text{вр}}, \text{ кг,} \quad Q_{\text{отб}} = n_{\text{отб}} * p_{\text{отб}}, \text{ кг,} \quad Q_{\text{ок}} = n_{\text{ок}} * p_{\text{ок}}, \text{ кг.} \quad (11)$$

Фактический расход ВВ на цикл взрывания рассчитывается по формуле

$$Q = (Q_{\text{вр}}N_{\text{вр}} + Q_{\text{отб}}N_{\text{отб}} + Q_{\text{ок}}N_{\text{ок}}), \text{ кг.} \quad (12)$$

Выход горной массы за цикл определяется по формуле

$$V = S_{\text{вч}}l_{\text{шп}}\eta, \text{ м}^3, \quad (13)$$

где η – коэффициент использования шпура (КИШ), принимаемый в зависимости от крепости пород по табл.8.

Таблица 8 – Коэффициент использования шпура

Коэффициент крепости пород, f	КИШ, η
1,5 – 3	0,95 – 1,0
4 – 6	0,85 – 0,95
7 – 15	0,8 – 0,85
15	0,75 – 0,8

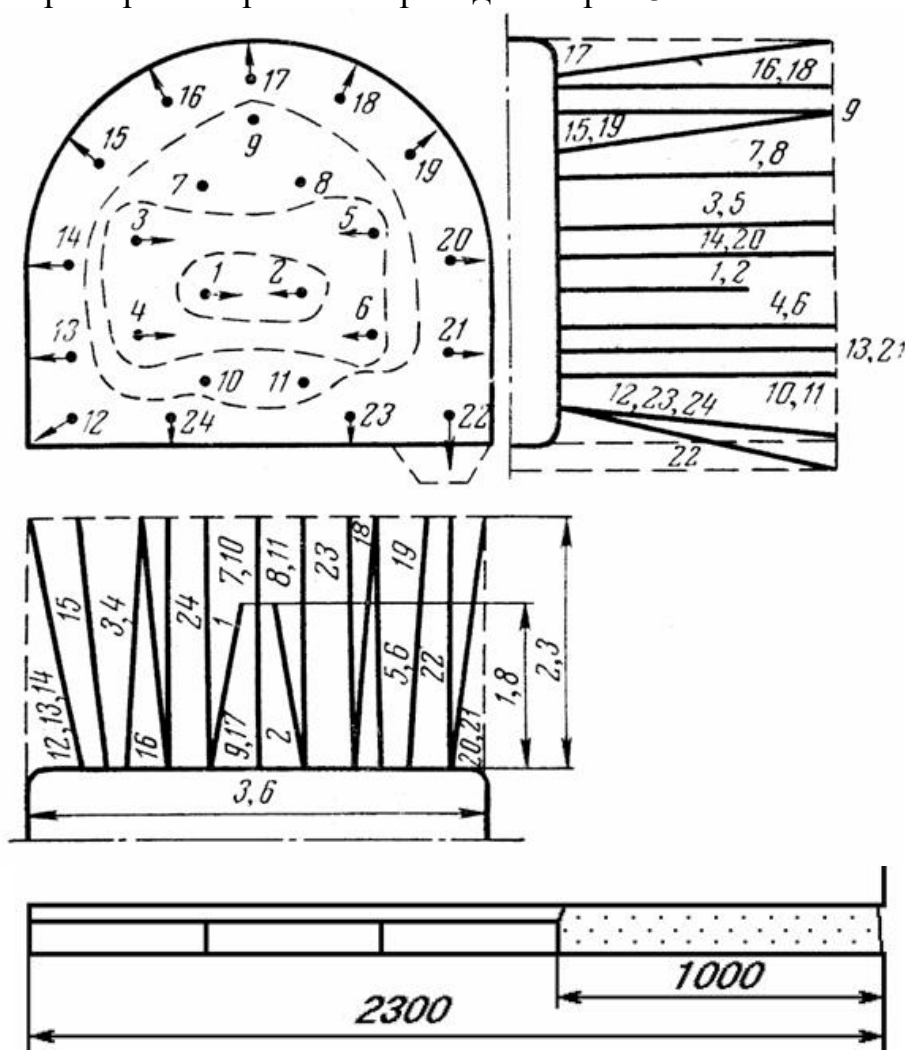
Расход ВВ на 1 м шпура определяется по формуле

$$Q_m = \frac{q}{\sum l_{шп}}, \text{ кг/м,} \quad (14)$$

где $\sum l_{шп}$ – суммарная длина всех шпуров, м.

6. Построение паспорта БВР.

На основании выполненных расчетов строится паспорт буровзрывных работ (БВР), который включает: схему расположения шпуров в трех проекциях с указанием необходимых размеров; конструкцию зарядов в шпурах, таблицы с указанием номеров и очередности взрывания шпуров, длины шпуров, угла наклона шпуров, величины заряда в шпурах. Пример паспорта БВР приведен на рис.3.



Очередность взрывания	Электродетонаторы		Номера шпуров, взрывааемых за один прием	Глубина шпуров, м	Углы наклона, град		Величина заряда, кг	Длина внутренней забойки, м
	тип	кол-во			к вертикали	к горизонтали		
1	2	3	4	5	6	7	8	9
I	ЭДМД	2	1-2	1,8	75	0	0,5	0,5
II	ЭДК 3-25	4	3-6	2,3	90	0	1,0	≥0,5
III	ЭДК 3-50	5	7-11	2,3	90	0	1,5	≥0,5
IV	ЭДК 3-75	12	12-24	2,3	85	75-85	1,5	≥0,5

Рис.3. Пример паспорта БВР

II. При механизированном способе проведения горных выработок производится выбор проходческого комбайна для требуемых параметров горной выработки и расчет основных показателей технологии проведения горных выработок [6].

4. Графическая часть курсовой работы.

Графическая часть выполняется на листе бумаги формата А1 или А2, где изображаются: площадь поперечного сечения выработки с креплением и средствами транспорта; паспорт буровзрывных работ с тремя проекциями расположения шпуров (или схема расположения проходческого комбайна) и таблица технико-экономических показателей.

Список использованной литературы

1. Правила безопасности в угольных шахтах. – Караганда, 2001. – 200 с.
2. Покровский Н.М. Комплексы подземных горных выработок и сооружений. – М.: Недра, 1987. – 248 с.
3. Каретников В.Н., Клейменов В.Б., Нуждихин А.Г. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок: Справочник. – М.: Недра, 1989. – 571 с.
4. Сечения горных выработок с крепью из взаимозаменяемого профиля для условий Карагандинского бассейна. Типовые материалы для проектирования 401-011-97.92. – Караганда: Карагандагипрошахт, 1992. – 188 с.
5. Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок. – М.: Недра, 1985. – 240 с.
6. Трубецкой К.Н., Гальченко Ю.П. Основы горного дела: Учебник для вузов. – М.: Академический проект, 2010. – 279 с.
7. Егоров П.В. и др. Основы горного дела: Учебник для вузов. – М.: Издательство МГГУ, 2000. – 408 с.
8. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1978. – 528 с.
9. Бурчаков А.С. и др. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. – М.: Недра, 1983. – 487 с.
10. Ломоносов Г.Г. Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений. – М.: Недра, 2013. – 517 с.
11. Аренс В.Ж. и др. Физико-химическая геотехнология. М.: Горная книга, 2021. – 816 с.
12. Липкович С.М. и др. Задачник по подземной разработке угольных месторождений. – М.: Недра, 1969. – 208 с.
13. Кожиев Х.Х. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых. Методические указания к практическим занятиям. – Владикавказ, 2014. – 83 с.
14. Панин И.М., Ковалев И.А. Задачник по подземной разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1984. – 181 с.
15. Крейнин Е.Ф. Подземная газификация углей. Основы теории и практики, инновации. – М.: 2010. – 400 с.
16. Килячков А.П. Технология горного производства. – М.:Недра,1992. – 415 с.
17. Проектирование шахт: учебник для вузов / А.С. Малкин, Л.А. Пучков, А.Г. Саламатин, В.М. Еремеев; под ред. Л.А. Пучкова. 4-е изд., перераб. И доп. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2000. – 375 с.
18. Технология и механизация проведения подготовительных выработок: Справочник/ П.В. Егоров и др. – М.: Недра, 1994. – 368 с.
19. СНиП 3.02.03-84. Подземные горные выработки. – М.: Недра, 1984. – 52 с.
с. <http://lib.kstu.kz:8300/tb/books>

Задания к курсовой работе

Исходные данные	Вариант							
	1	2	3	4	5	6	7	8
Название выработки	Квершлаг	Бремсберг	Полевой штрек	Откаточный Штрек	Людской ходок	Уклон	Пром штрек	штольня
Форма выработки	Арочная	Арочная	Арочная	Трапециевидная	Трапециевидная	Арочная	Сводчатая	Сводчатая
Материал и конструкция крепи	Металл, рамная	Металл, рамная	Набрызг-бетон	Дерево, рамная	Дерево, рамная	Металл, рамная	Набрызг-бетон	Монолитный бетон
Тип спецпрофиля, толщина крепи, диаметр стойки	СВП-23	СВП-19	20 см	25 см	20 см	СВП-27	15 см	30 см
Модель электровоза, тип вагонетки	A20-2	-	A20-2	AB5-2	-	УВД-3,3	2К14-2	1К14-2
Тип конвейера	-	1ЛБ100	-	-	-	1ЛН120	-	-
Количество путей	2	-	2	1	-	1	1	2
Количество конвейеров	-	1	-	-	-	1	-	-
Тип породы	Песчаник	Алеврит	Песчаник	Алеврит	Песчаник	Алеврит	Песчаник	Алеврит
Тип ВВ	Аммонит 6ЖВ	Аммонит Т-19	Аммонит АП-5ЖВ	Аммонит 6ЖВ	Скальный аммонит №1	Аммонит АП-5ЖВ	Аммонит 6ЖВ	Аммонит Т-19
Коэффициент крепости	9	6	5	11	7	8	14	13
Диаметр патрона	36	32	40	36	32	40	45	36
Тип бурильной установки	Бур-2	СБУ-2	БУР-2	ПНБ-2Б	2ПНБ-2Б	БУР-2	СБУ-2	ПНБ-2Б
Водоприток, м ³ /ч	До 300	До 150	До 200	До 150	До 150	До 300	Менее 100	Менее 100
Способ проведения выработки	Буровзрывной	Буровзрывной	Буровзрывной	Буровзрывной	Буровзрывной	Буровзрывной	Буровзрывной	Буровзрывной

Продолжение таблицы

Исходные данные	Вариант							
	9	10	11	12	13	14	15	16
Название выработки	Квершлаг	Бремсберг	Уклон	Откаточный штрек	Полевой штрек	Конвейерный уклон	Штольня	Подэтажный штрек
Форма выработки	Арочная	Арочная	Трапециевидная	Арочная	Трапециевидная	Арочная	Сводчатая	Трапециевидная
Материал и конструкция крепи	Металл, Рамная	Металл, рамная	ж/бетон, рамная	Металл, рамная	Металл, рамная	Металл, рамная	Набрызг-бетон	Дерево, рамная
Тип спецпрофиля, толщина крепи, диаметр стойки	СВП-23	СВП-23	25 см	СВП-19	СВП-23	СВП-27	10 см	25 см
Модель электровагона, тип вагонетки	1К10-2	УВГ-2,5	УВГ-4,0	А-20-2	-	УВГ-3,3	2К10-2	-
Тип конвейера	-	1ЛБ800	-	-	1Л100	1ЛН120	-	-
Количество путей	1	1	1	1	-	1	1	-
Кол-во конвейеров	1	1	-	-	1	1	-	1
Тип породы	Песчаник	Алевролит	Песчаник	Алевролит	Песчаник	Алевролит	Песчаник	Алевролит
Тип ВВ	Аммонит 6ЖВ	Аммонит АП-5ЖВ	Аммонит Т-19	Аммонит 6ЖВ	Аммонит АП-5ЖВ	Аммонит Т-19	Аммонит 6ЖВ	Скальный аммонит №1
Коэффициент крепости	14	8	7	11	12	13	9	5
Диаметр патрона	32	36	40	32	36	40	36	32
Тип бурильной установки	БУР-2	СБУ-2	ПНБ-2Б	2ПНБ-2Б	СБУ-2	БУР-2	БУР-2	ПНБ-2Б
Водоприток, м ³ /ч	До 300	До 300	До 200	До 200	До 300	До 300	Менее 100	Менее 100

Способ провед-я выработк и	Буро - взры вной	Буро- взрыв- ной	Буро- взрыв- ной	Буро- взрывной	Буро- взрывно й	Буро- взрыв- ной	Буро- взры вной	Буро- взрывно й
-------------------------------------	---------------------------	------------------------	------------------------	-------------------	-----------------------	------------------------	-----------------------	-----------------------

ГЛОССАРИЙ

<i>Горные выработки</i> – пустоты (искусственные полости), образующиеся в толще земной коры в результате ведения горных работ.	Mine workings – voids (artificial cavities) formed in the thickness of the earth's crust as a result of mining operations.
<i>Ствол</i> – вертикальная или наклонная горная выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ.	A shaft is a vertical or inclined mine that has direct access to the earth's surface and is intended for servicing underground operations.
<i>Слепой ствол</i> – вертикальная горная выработка, не имеющая непосредственный выход на земную поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ.	A blind shaft is a vertical mine that does not have direct access to the earth's surface and is intended for servicing underground operations.
<i>Шурф</i> – вертикальная горная выработка небольшого сечения и глубиной до 50-60 м, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и предназначенная для разведки полезного ископаемого или для обслуживания подземных работ.	A pit is a vertical rock outcrop with a small cross-section and a depth of up to 50-60 m, which has direct access to the earth's surface and is intended for mineral exploration or for servicing underground operations.
<i>Штольня</i> – горизонтальная горная выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ.	An adit is a horizontal mine that has direct access to the earth's surface and is intended for servicing underground operations.
<i>Штрек</i> - горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственный выход на земную поверхность и проводимая по простиранию пласта или залежи полезного ископаемого.	A drift is a horizontal mining operation that does not have a direct access to the earth's surface and is carried out along the stretch of a formation or mineral Deposit.
<i>Квершлаг</i> – горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и проводимая по пустым породам вкрест простирания или под углом к простиранию месторождения.	Kvershlag-horizontal mining that does not have a direct exit to the earth's surface and is carried out on empty rocks at the cross of the strike or at an angle to the strike of the field.
<i>Орт</i> – горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и проводимая в толще полезного ископаемого вкрест его простирания или под углом к нему.	ORT-horizontal mining, which does not have a direct exit to the earth's surface and is carried out in the thickness of the mineral at the intersection of its prostration or at an angle to it.

<i>Бремсберг</i> – наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и расположенная по падению пласта или пород, предназначенная для спуска грузов при помощи механических устройств.	A bremsberg is an inclined mine that does not have a direct access to the earth's surface and is located along the fall of the formation or rocks, designed for lowering cargo using mechanical devices.
<i>Уклон</i> – наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, расположенная по падению пласта или пород и предназначенная для подъема грузов с нижних горизонтов на верхний.	A slope is an inclined mine that has no direct access to the earth's surface, located along the fall of the formation or rocks and is intended for lifting cargo from the lower horizons to the upper.
<i>Рудоспуск</i> – вертикальная или наклонная горная выработка, предназначенная для перепуска руды под действием собственного веса.	The ore pass – vertical or inclined excavation, is designed to bypass the ore under its own weight.
<i>Восстающий</i> – вертикальная или наклонная горная выработка, пройденная по рудному телу или пустым породам и предназначенная для подготовки блоков, проветривания, передвижения людей, спуска закладочного материала, а также для разведочных целей.	Rising-vertical or inclined mining, passed through the ore body or empty rocks and intended for the preparation of blocks, ventilation, movement of people, the descent of the laying material, as well as for exploration purposes.
<i>Очистные выработки</i> – выработки, предназначенные для добычи полезного ископаемого.	Treatment workings – workings intended for the extraction of minerals.
<i>Лава</i> – подземная очистная выработка большой протяженности (более 20м)	Lava is an underground treatment plant with a long length (more than 20m)
<i>Очистная камера</i> – выработка с забоем небольшой протяженности (до 12-16м), ограниченная по бокам массивом или целиками угля.	A cleaning chamber is a work-out with a small face (up to 12-16m), bounded on the sides by an array or tselikami of coal.
<i>Околоствольный двор</i> – комплекс выработок, расположенных около шахтных стволов и предназначенных для обслуживания подземных горных работ.	The unloading yard complex workings, located about the shaft, and is intended to serve the underground mining.
<i>Вскрытие рудничного (шахтного) поля</i> – комплекс подземных горных выработок и организационно-технических мероприятий, обеспечивающий доступ к полезному ископаемому с дневной поверхности.	Opening of a mine (mine) field is a complex of underground mining operations and organizational and technical measures that provide access to minerals from the surface of the day.
<i>Подготовка рудничного (шахтного) поля</i> – комплекс подземных горных выработок и организационно-технических мероприятий, обеспечивающий деление рудничного (шахтного) поля на части, в пределах которых будет осуществляться весь комплекс добычных работ.	Preparation of a mine field – a complex of underground mining operations and organizational and technical measures that ensure the division of the mine field into parts, within which the entire complex of mining operations will be carried out.

<p><i>Очистная выемка</i> – комплекс основных и вспомогательных производственных процессов, а также дополнительных выработок, обеспечивающий массовую добычу полезного ископаемого на вскрытых и подготовленных участках рудничного (шахтного) поля.</p>	<p>Clearing dredging is a complex of main and auxiliary production processes, as well as additional workings that provide mass extraction of minerals in the opened and prepared areas of the mine (mine) field.</p>
<p><i>Система разработки</i> – определенный порядок ведения подготовительных и очистных работ в пределах разрабатываемой части пласта, увязанный в пространстве и времени.</p>	<p>Development system – a certain procedure for conducting preparatory and cleaning operations within the developed part of the reservoir, linked in space and time.</p>
<p><i>Закладка</i> – заполнение выработанного пространства различными материалами для предотвращения его обрушения.</p>	<p>Bookmark-filling the developed space with various materials to prevent its collapse.</p>

**ФИЛИАЛ ФЕДЕРАЛЬНОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО
АВТОНОМНОГО ОБРАЗОВАТЕЛЬНОГО
УЧРЕЖДЕНИЯ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
«Национальный исследовательский технологический
университет «МИСИС» в г. Алмалык Республики
Узбекистан**

ПРИЛОЖЕНИЕ

по дисциплине «Основы горного дела»

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

Филиал федерального государственного автономного образовательного
учреждения высшего образования «Национальный исследовательский
технологический университет «МИСИС» в г. Алмалык
Республики Узбекистан

“УТВЕРЖДАЮ”

Зарегистрирован

Заместитель директора по учебной работе

№ _____

«__» _____ 2023 г

_____ Худояров С.Р.
«__» _____ 2023 г.

Рабочая программа дисциплины (модуля)
Основы горного дела

Закреплена за кафедрой
Направление подготовки
Профиль

Горное дело
21.05.04 «Горное дело»
ОГР, ПГР, ГМО

Квалификация
Форма обучения
Общая трудоемкость
Часов по учебному плану
в том числе:

Горный инженер (специалист)
очная
6 ЗЕТ
216

аудиторные занятия 144
самостоятельная работа 45
часов на контроль 27

Формы контроля на курсах:
зачет с оценкой – 3
курсовая работа – 4

Распределение часов дисциплины по семестрам

Семестр (Курс/Семестр на курсе)	3 (2.1)		4 (2.2)		Итого	
	18		16			
Неделя	18		16			
Вид занятий	УП	РП	УП	РП	УП	РП
Лекции	36	36	36	36	72	72
Практические	36	36	36	36	72	72
Итого ауд.	72	72	72	72	144	144
Контактная работа	72	72	72	72	144	144
Сам. работа	36	36	9	9	45	45
Часы на контроль			27	27	27	27
Итого	108	108	108	108	216	216

Алмалык – 2023 г.

Программу составил(и):

к.т.н., доц. Толипов Н.У.

к.т.н., доц. Акрамов Ж.К

Рабочая программа

Основы горного дела

Разработана в соответствии с ОС ВО:

Самостоятельно устанавливаемый образовательный стандарт высшего образования Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» по специальности 21.05.04 ГОРНОЕ ДЕЛО

Составлена на основании учебного плана:

21.05.04 ГОРНОЕ ДЕЛО, 21.05.04-20-СГД_ОГР-20_АФ.plx Открытые горные работы, утвержденного Ученым советом ФГАОУ ВО НИТУ «МИСИС» 21.05.2020 г., протокол № 10/зг.

Рабочая программа одобрена на заседании кафедры «Горное дело». Протокол от 05 сентября 2023 г. № 1.

Согласовано:

Заведующий кафедрой «Горное дело»

С.К.Кахаров

Начальник учебно-методического отдела

Г.С.Нутфуллоев

Декан Горно-металлургического факультета

Б.Н.Баратов

1. ЦЕЛИ ОСВОЕНИЯ	
1.1	Целями освоения дисциплины являются получение обучающимися знаний в основные принципы ведения горных работ в различных горно-геологических условиях, овладение горной терминологией, навыков оценки масштабности горных предприятий, а также технологических основ первичной переработки и обогащения полезных ископаемых

2. МЕСТО В СТРУКТУРЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЙ ПРОГРАММЫ	
Цикл (раздел) ОП:	Б1.Б
2.1	Требования к предварительной подготовке обучающегося:
2.1.1	Введение в специальность
2.2	Дисциплины (модули) и практики, для которых освоение данной дисциплины (модуля) необходимо как предшествующее:
2.2.1	Технология и комплексная механизация открытых горных работ
2.2.2	Государственная итоговая аттестация
3. РЕЗУЛЬТАТЫ ОБУЧЕНИЯ ПО ДИСЦИПЛИНЕ, СООТНЕСЕННЫЕ С ФОРМИРУЕМЫМИ КОМПЕТЕНЦИЯМИ	

ПК-1.2: владение методами рационального и комплексного освоения георесурсного потенциала недр;	
Знать:	
ПК-1.2 -31 сущность процессов первичной переработки и обогащения полезных ископаемых	
ПК-1.3: владение основными принципами технологий эксплуатационной разведки, добычи, переработки твердых полезных ископаемых, строительства и эксплуатации подземных объектов	
Знать:	
ПК-1.3 -31 основные принципы оценки масштабности и эффективности функционирования горных предприятий	
ПК-1.4: готовность осуществлять техническое руководство горными и взрывными работами при эксплуатационной разведке, добыче твердых полезных ископаемых, строительстве и эксплуатации подземных объектов, непосредственно управлять процессами на производственных объектах, в том числе в условиях чрезвычайных ситуаций;	
Знать:	
ПК-1.4 -31 классификацию элементов структуры горного производства	
УК-8.2: умение выбирать и применять передовые методы и технологии при разработке проектов;	
Знать:	
УК-8.2 -31 элементы горношахтного комплекса	
УК-8.1: умение проектировать горнотехнические системы в условиях неопределенности и альтернативных решений, в том числе с использованием междисциплинарного подхода;	
Знать:	
УК-8.1 -31 основы технологий добычи полезных ископаемых подземным и открытым способами	
ПК-4.3: готовность работать с программными продуктами общего и специального назначения для моделирования месторождений твердых полезных ископаемых, технологий эксплуатационной разведки, добычи и переработки твердых полезных	

ископаемых, при строительстве и эксплуатации подземных объектов, оценке экономической эффективности горных и горно-строительных работ, производственных, технологических, организационных и финансовых рисков в рыночных условиях

Знать:

ПК-4.3 -З1 классификацию объектов освоения месторождений полезных ископаемых

ПК-4.1: готовность к разработке проектных инновационных решений по эксплуатационной разведке, добыче, переработке твердых полезных ископаемых, строительству и эксплуатации подземных объектов

Знать:

ПК-4.1 -З1 классификацию, элементы и функциональные характеристики горных выработок

ПК-1.4: готовность осуществлять техническое руководство горными и взрывными работами при эксплуатационной разведке, добыче твердых полезных ископаемых, строительстве и эксплуатации подземных объектов, непосредственно управлять процессами на производственных объектах, в том числе в условиях чрезвычайных ситуаций;

Уметь:

ПК-1.4 -У1 осуществлять графическое изображение элементов залегания месторождений полезных ископаемых, комплексов горных выработок, схем транспорта и проветривания шахты

УК-8.1: умение проектировать горнотехнические системы в условиях неопределенности и альтернативных решений, в том числе с использованием междисциплинарного подхода;

Уметь:

УК-8.1 -У1 выполнять расчеты параметров горных работ (геометрических размеров горных выработок, частей шахтных и карьерных полей, расхода ВВ при производстве буровзрывных работ и др.)

ПК-4.3: готовность работать с программными продуктами общего и специального назначения для моделирования месторождений твердых полезных ископаемых, технологий эксплуатационной разведки, добычи и переработки твердых полезных ископаемых, при строительстве и эксплуатации подземных объектов, оценке экономической эффективности горных и горно-строительных работ, производственных, технологических, организационных и финансовых рисков в рыночных условиях

Уметь:

ПК-4.3 -У1 пользоваться планами горных работ

ПК-1.3: владение основными принципами технологий эксплуатационной разведки, добычи, переработки твердых полезных ископаемых, строительства и эксплуатации подземных объектов

Владеть:

ПК-1.3 -В1 горной терминологией

УК-8.1: умение проектировать горнотехнические системы в условиях неопределенности и альтернативных решений, в том числе с использованием междисциплинарного подхода;

Владеть:

УК-8.1 -В1 навыками выбора форм горных выработок

Раздел 1. Введение. Классификация объектов освоения месторождений полезных ископаемых								
1.1	Добывающая промышленность и развитие цивилизации. Общие представления об источниках минеральных ресурсов. Природно-технические системы освоения месторождений полезных ископаемых /Лек/	3	12	ПК-1.2 -31 ПК-1.3 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
1.2	Графическое изображение элементов открытых горных работ. Расчет главных параметров карьера	3	8	ПК-1.3 -В1 ПК-1.4 -У1 ПК-4.3 -У1	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
1.3	Проработка лекционного материала. Самостоятельное изучение литературы. Самостоятельное изучение рекомендованных открытых источников. Подготовка к практическим занятиям /Ср/	3	12	ПК-1.2 -31 ПК-1.3 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
2	Раздел 2. Процессы открытых горных работ							
2.1	Процессы подготовки горных пород к выемке. Механическое рыхление горных пород. Буровзрывной способ разрушения горных пород /Лек/	3	12	УК-8.1 -31 УК-8.2 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
2.2	Выбор типа, расчет производительности и количество буровых станков. Определение параметров механического рыхления горных пород и производительности навесных рыхлителей. /Пр/	3	8	УК-8.1 -У1 ПК-4.1 -В1	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
2.3	Проработка лекционного материала. Самостоятельное изучение литературы. Самостоятельное изучение рекомендованных открытых источников. Подготовка к практическим занятиям /Ср/	3	12	УК-8.1 -31 УК-8.2 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
2.4	Выемочно-погрузочные работы. /Лек/	3	6	УК-8.1 -31 УК-8.2 -31 ПК-1.3 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
2.5	Расчет параметров забоев и производительности экскаваторов-мехлопат для мягких горных пород. /Пр/	3	4	ПК-1.3 -В1 ПК-4.3 -У1	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1			

					Э1 Э2 Э3 Э4			
2.6	Проработка лекционного материала. Самостоятельное изучение литературы. Самостоятельное изучение рекомендованных открытых источников. Подготовка к практическим занятиям /Ср/	3	12	УК-8.1 -31 УК-8.2 -31 ПК-1.3 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
3	Перемещение и складирование горных пород							
3.1	Транспортирование горных пород. Складирование горной массы /Лек/	3	8	УК-8.1 -31 ПК-1.2 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
3.2	Формирование рабочего парка технологического автотранспорта. Расчет парка подвижного состава карьерного железнодорожного транспорта. /Пр/	3	8	ПК-1.3 -В1 ПК-4.1 -В1	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
3.3	Проработка лекционного материала. Самостоятельное изучение литературы. Самостоятельное изучение рекомендованных открытых источников. Подготовка к практическим занятиям /Ср/	3	24	УК-8.1 -31 ПК-1.2 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
4	Раздел 4. Технология разработки месторождений открытым способом							
4.1	Устойчивость бортов и осушение карьеров. Вскрытие карьерных полей. Системы открытой разработки месторождений. Разработка строительных горных пород. Открытая гидравлическая разработка месторождений. Рекультивация поверхности.	3	12	УК-8.1 -31 УК-8.2 -31 ПК-1.2 -31 ПК-1.3 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
4.2	Расчет объемов внешних капитальных траншей. Горная промышленность Узбекистана. Знакомство по видеофильму с горным предприятием по полезных ископаемых. Пр.	3	8	ПК-1.3 -В1 ПК-4.3 -У1	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
4.3	Проработка лекционного материала. Самостоятельное изучение литературы. Самостоятельное изучение рекомендованных открытых источников. Подготовка к практическим занятиям /Ср/	3	24	УК-8.1 -31 ПК-1.2 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			

4.4	Проработка лекционного материала. Самостоятельное изучение литературы. Самостоятельное изучение рекомендованных открытых источников. Подготовка к практическим занятиям /Ср/	3	24	УК-8.1 -31 ПК-1.3 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
5	Раздел 5. Введение. Классификация объектов освоения месторождений полезных ископаемых							
5.1	Основные понятия о полезных ископаемых и морфологические типы месторождения. Элементы залегания пласта и рудного тела. Свойства горных пород. Способы разработки твердых полезных ископаемых. Горное предприятие. Производственная мощность и срок службы горных предприятий. Запасы и потери полезных ископаемых. Показатели полноты извлечения. Металлические и неметаллические ПИ. /Лек/	4	4	ПК-1.2 -31 ПК-1.3 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
6	Раздел 2. Элементы горно-шахтного комплекса							
6.1	Подземные горные выработки. Вертикальные, горизонтальные, наклонные горные выработки. Камеры, выработки небольшого поперечного сечения. Естественное состояние горных пород. Горное давление. Крепи горных выработок. Технология проведения горизонтальных, наклонных и вертикальных горных выработок. Стадии разработки месторождений полезных ископаемых. Деление шахтного поля на части. Вскрытие шахтного (рудничного) поля. Классификация способов и схем вскрытия. /Лек/	4	4	ПК-1.2 -31 ПК-1.3 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
	Проработка лекционного материала. Самостоятельное изучение литературы. Самостоятельное изучение рекомендованных открытых источников. Подготовка к практическим занятиям. /Ср/	4	4	УК-8.1 -31 ПК-1.2 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
	Раздел 5. Способы строительства горнотехнических объектов							

Особенности вскрытия рудных месторождений. Околоствольные дворы. Подготовка шахтного (рудничного) поля. Классификация способов и схем подготовки. /Лек/	4	4	ПК-1.2 -31 ПК-1.3 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
Определение запасов полезных ископаемых, производственную мощность и срока службы шахты. Определение размеров поперечного сечения горизонтальных горных выработок. Определение основных параметров и показателей буровзрывных работ при проведении горизонтальных горных выработок. Определение места для заложения стволов. Определение действующей и общей линии забоев, высоты этажа и яруса. /Пр/	4	10	УК-8.1 -31 ПК-1.2 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
Проработка лекционного материала. Самостоятельное изучение литературы. Самостоятельное изучение рекомендованных открытых источников. Подготовка к практическим занятиям. /Ср/	4	24	УК-8.1 -31 ПК-1.2 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
Подземные горные выработки. Вертикальные, горизонтальные, наклонные горные выработки. Крепи горных выработок. Стадии разработки месторождений полезных ископаемых. Особенности вскрытия рудных месторождений. /Лек/	4	4	ПК-1.2 -31 ПК-1.3 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
Определение длины очистного забоя по затратам времени, газовому фактору и производительности конвейера. Определение производительности очистных комбайнов и суточной нагрузки на лаву. Построение планограммы и графика организации очистных работ. /Пр/	4	6	УК-8.1 -31 ПК-1.2 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
Проработка лекционного материала. Самостоятельное изучение литературы. Самостоятельное изучение рекомендованных открытых источников. Подготовка к практическим занятиям. /Ср/	4	24	УК-8.1 -31 ПК-1.2 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
Производственные процессы в очистном забое при разработке пластовых (угольных) месторождений. Способы управления кровлей. Особенности производственных процессов очистной выемки при разработке рудных	4	6	ПК-1.2 -31 ПК-1.3 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			

месторождений. Доставка руды. Системы разработки пластовых (угольных) месторождений и их классификация./Лек/							
Проработка лекционного материала. Самостоятельное изучение литературы. Самостоятельное изучение рекомендованных открытых источников. Подготовка к практическим занятиям. /Ср/	4	24	УК-8.1 -31 ПК-1.2 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
Расчет показателей механизированной доставки руды. Определение производительности бурошнековой установки. Определение нагрузки на забой при гидромониторной выемке угля. /Пр/	4	6	УК-8.1 -31 ПК-1.2 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
Системы разработки без постоянного присутствия людей в очистном забое. Физико-химическая геотехнология. Специальные способы добычи полезных ископаемых. Подземная газификация угля и сланцев. Подземное гидрирование углей. Скважинная гидродобыча полезных ископаемых. Технология подземного выщелачивания руды. Подземная выплавка серы. /Лек/	4	6	ПК-1.2 -31 ПК-1.3 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
Определение производительности блока и обеспеченности вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке запасами. Расчет теплового баланса подземного газогенератора при подземной газификации угля. /Пр/	4	6	УК-8.1 -31 ПК-1.2 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
Проработка лекционного материала. Самостоятельное изучение литературы. Самостоятельное изучение рекомендованных открытых источников. Подготовка к практическим занятиям. /Ср/	4	24	УК-8.1 -31 ПК-1.2 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
Подземный транспорт. Подъемные установки. Электроснабжение и освещение шахт. Рудничный водоотлив. Вентиляция рудника (шахты). Комбинированная разработка месторождений полезных ископаемых. /Лек/	4	6	ПК-1.2 -31 ПК-1.3 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
Расчет тепловой мощности участка подземного сжигания угля. Расчет вентиляции тупиковых выработок. /Пр/	4	8	УК-8.1 -31 ПК-1.2 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			

Проработка лекционного материала. Самостоятельное изучение литературы. Самостоятельное изучение рекомендованных открытых источников. Подготовка к практическим занятиям. /Ср/	4	24	УК-8.1 -31 ПК-1.2 -31 ПК-1.4 -31 ПК-4.1 -31 ПК-4.3 -31	Л1.1 Л1.2 Л1.3Л2.1 Л2.2Л3.1 Э1 Э2 Э3 Э4			
--	---	----	--	---	--	--	--

5. ФОНД ОЦЕНОЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ

5.1. Вопросы для самостоятельной подготовки к экзамену (зачёту с оценкой)

Примерная формулировка экзаменационных вопросов, направленных на контроль компетенций: ПК-4.3 -31; ПК-1.4 -31; ПК -1.3 -31; ПК-1.2 -31; УК-8.2 -31; УК-8.1 -31; ПК-4.1 -31.

1. Формы залегания месторождений твердых горючих ископаемых.
2. Особенности залегания рудных месторождений.
3. Понятие о горной породе как минеральном агрегате (многофазовой структуре).
4. Основные элементы залегания угольных пластов и рудных тел.
5. Общая характеристика прочностных свойств горных пород.
6. Характеристика пликвативной нарушенности месторождений полезных ископаемых.
7. Общая характеристика прочностных свойств горных пород.
8. Основные сведения о деформационных свойствах горных пород.
9. Сведения об устойчивости горных пород при подземной разработке угольных пластов.
10. Общая характеристика трещиноватости горных пород.
11. Основные элементы подземных горных выработок.
12. Терминологическая и функциональная характеристика горизонтальных горных выработок.
13. Терминологическая и функциональная характеристика вертикальных горных выработок.
14. Терминологическая и функциональная характеристика наклонных горных выработок.
15. Сведения о комплексах горных выработок.
16. Характеристика очистных горных выработок.
17. Структура производственного процесса подземной добычи полезных ископаемых.
18. Производственные комплексы при подземной и открытой добыче полезных ископаемых.
19. Способы воздействия на горные породы с целью отделения их от массива.
20. Технологическая сущность способов бурения шпуров и скважин.
21. Понятие о взрывных работах и действии взрыва в среде.
22. Общая характеристика средств инициирования зарядов ВВ.
23. Общая характеристика рабочих операций при зарядании шпуров.
24. Основные сведения о паспорте буровзрывных работ.
25. Основные меры безопасности при ведении взрывных работ.
26. Общая характеристика напряженно-деформированного состояния массива горных пород вокруг подземных выработок.
27. Понятие о горном давлении и его проявлениях при ведении подземных горных работ.
28. Технологическая сущность проведения горизонтальных горных выработок в неоднородных породах.
29. Технологические особенности проведения наклонных горных выработок.
30. Общая характеристика технологий сооружения вертикальных шахтных стволов.
31. Сущность вскрытия запасов шахтных полей как стадии подземной разработки месторождений полезных ископаемых.
32. Особенности вскрытия запасов шахтных полей штольнями.
33. Особенности вскрытия свиты угольных пластов вертикальными стволами и капитальными квершлагами.
34. Особенности вскрытия запасов угольных пластов наклонными стволами.
35. Сущность схемы вскрытия свиты угольных пластов вертикальными стволами и квершлагами.
36. Особенности вскрытия запасов крутых и крутонаклонных угольных пластов вертикальными стволами и этажными квершлагами.
37. Технологическая сущность полевой подготовки запасов угольных пластов.
38. Особенности ортовой подготовки запасов рудных тел.
39. Сущность этажной подготовки запасов месторождений полезных ископаемых.
40. Особенности погоризонтной подготовки запасов месторождений полезных ископаемых.

41. Особенности погоризонтной подготовки запасов угольных пластов.
42. Структура комплекса рабочих процессов, выполняемых в очистных выработках.
43. Технологические схемы работы очистных комбайнов.
44. Сущность струговой выемки угля при очистных работах.
45. Классификация крепей очистных выработок.
46. Сущность технологии управления горным давлением в очистных выработках полной закладной выработанного пространства.
47. Структура процессов горных работ при добыче руды.
48. Особенности скважинной отбойки руды.
49. Сущность процессов охраны и поддержания участков (блоковых) горных выработок.
50. Основные принципы организации очистных работ.
51. Общая характеристика системы разработки угольных пластов в варианте «лава-ярус».
52. Сущность и параметры системы разработки угольных пластов длинными столбами по падению (восстанию).
53. Сущность камерной системы разработки угольных пластов.
54. Общая характеристика системы разработки с этажно-принудительным обрушением руды.
55. Сущность системы разработки рудных тел горизонтальными слоями с закладкой.
56. Сведения о комплексах рабочих процессов на поверхности шахты.
57. Структура технологии открытой разработки месторождений полезных ископаемых.
58. Технологическая сущность подготовки горных пород к выемке на карьерах.
59. Сведения о процессах выемки и погрузки горных пород на карьерах.
60. Общая хар. актеристика перемещения и складирования грузов на карьерах
61. Основные сведения о вскрытии месторождений открытым способом.
62. Общая характеристика систем разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом.
63. Основные сведения о характеристиках качества полезных ископаемых и сопутствующих ценных компонентов, полезных и вредных примесей.
64. Способы и средства подготовки горной массы к разделению по видам и качеству минерального сырья.
65. Общая характеристика процессов и аппаратов обогащения полезных ископаемых различными способами.
66. Сведения о способах переработки минерального сырья и концентратов.

5.2. Перечень работ, выполняемых по дисциплине (модулю, практике, НИР) - эссе, рефераты, практические и расчетно-графические работы, курсовые работы, проекты и др.

Тематика практических занятий, направленных на контроль следующих компетенций: ПК-4.3 -У1; ПК-1.4 -У1; УК-8.1 -У1; ПК-1.3 -В1; УК-8.1 -В1; ПК-4.1 -В1.

1. Изучение элементов залегания месторождений твердых полезных ископаемых.
2. Ознакомление с основными положениями по определению запасов полезного ископаемого в шахтном (рудничном) поле.
3. Изучение подземных горных выработок и комплексов их по планам и схемам горных работ.
4. Ознакомление со способами и техническими средствами бурения шпуров и скважин, паспортами буровзрывных работ.
5. Ознакомление с техническими средствами и технологическими схемами проведения подземных горных выработок в различных горно-геологических условиях.
6. Изучение схем вскрытия и подготовки запасов шахтных полей и основных принципов их выбора.
7. Ознакомление с техническими средствами и технологическими схемами выемки полезного ископаемого при ведении очистных работ.
8. Изучение технологических схем крепления и управления горным давлением в очистных выработках.
9. Изучение основных принципов организации производства и при ведении очистных работ.
10. Изучение систем разработки месторождений полезных ископаемых подземным способом и обоснование рациональных параметров их.
11. Ознакомление с техническими средствами и технологическими схемами внутришахтного транспорта и подъема.
12. Изучение схем и режимов проветривания подземных горных выработок.
13. Ознакомление со схемами компоновки технологического комплекса поверхности шахты.
14. Ознакомление с техническими средствами и технологическими схемами производства работ по подготовке горных пород к выемке, выемочно-погрузочных, транспортных работ и отвалообразования на карьерах.
15. Изучение схем вскрытия и систем разработки месторождений открытым способом.
16. Ознакомление с основными процессами обогащения полезных ископаемых различными способами.

По дисциплине предусмотрены следующие виды самостоятельной работы студентов:

- подготовка к практическим занятиям;
- самостоятельное изучение тем учебной дисциплины;
- оформление отчетов по практическим работам;
- самостоятельная работа в компьютерном классе и библиотеке;
- выполнение индивидуальных занятий и др.

Выполнение курсовой работы направлено на контроль компетенций ПК-4.3 -31; ПК-1.4 -31; ПК-1.3 -31; ПК-1.2 -31; УК-8.2 -31; УК-8.1 -31; ПК-4.1 -31.

Тема курсовой работы «Выбор технологии и основных параметров горнодобывающего предприятия». Конкретное предприятие определяется преподавателем и выдается обучающимся индивидуально.

5.3. Оценочные материалы, используемые для экзамена (описание билетов, тестов и т.п.)

По дисциплине предусмотрены зачет с оценкой в 4, 5 семестрах, экзамен - в 6 семестрах. Экзамены сдаются в устной форме и направлены на контроль компетенций: ПК-4.3 -31; ПК-1.4 -31; ПК-1.3 -31; ПК-1.2 -31; УК-8.2 -31; УК-8.1 -31; ПК- 4.1 -31.

Комплекты экзаменационных билетов хранятся на кафедре.

Пример экзаменационного билета:

1. Формы залегания месторождений твердых горючих ископаемых.
2. Понятие о горном давлении и его проявлениях при ведении подземных горных работ.
3. Классификация крепей очистных выработок.

5.4. Методика оценки освоения дисциплины (модуля, практики. НИР)

Дисциплина считается освоенной при выполнении следующих условий:

- текущий лекционный контроль имеет положительные оценки («удовлетворительно»; «хорошо»; «отлично»);
- выполнены и защищены все практические работы;
- выполнены индивидуальные задания;
- выполнена курсовая работа;
- экзамены по дисциплине сданы на положительные оценки («удовлетворительно»; «хорошо»; «отлично»).

Зачет с оценкой в 4,5 семестрах выставляется как среднее арифметическое по всем видам текущего контроля.

6. УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ И ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ

6.1. Рекомендуемая литература

6.1.1. Основная литература

	Авторы,	Заглавие	Библиотека	Издательство, год
Л1.1	Егоров П. В., Бобер Е. А., Кузнецов Ю. Н., Косьминов Е. А., Решетов С. Е., Красюк Н. Н.	Основы горного дела: учебник для вузов: учебник	Электронная библиотека	Москва: Московский государственный горный университет, 2006
Л1.2	Виткалов В. Г.	Основы горного дела. В 2-х т. Т. 1.: учебник для студ. вузов, обуч. по спец. «Подземная	Библиотека МИСиС	М.: Изд-во МГГУ, 2012
Л1.3	Виткалов В. Г.	Основы горного дела. В 2-х т. Т. 2.: учебник для студ. вузов, обуч. по спец. «Подземная разраб. месторождений полез. ископ.»	Библиотека МИСиС	М.: Изд-во МГГУ, 2012

6.1.2. Дополнительная литература

	Авторы,	Заглавие	Библиотека	Издательство, год
Л2.1	Городниченко В. И., Дмитриев А. П.	Основы горного дела: учебник для вузов: учебник	Электронная библиотека	Москва: Горная книга, 2008

Л2.2	Кузьмин Е. В., Хайрутдинов М. М., Зенько Д. К.	Основы горного дела: учебник для вузов	Библиотека МИСиС	М.: АртПРИНТ+, 2007
6.1.3. Методические разработки				
	Авторы,	Заглавие	Библиотека	Издательство, год
Л3.1	Шаровар И. И.	Практикум по курсу «Геотехнологические способы разработки месторождений полезных ископаемых»: учеб. пособие для студ. спец. 0902	Библиотека МИСиС	М.: МГИ, 1993
6.2. Перечень ресурсов информационно-телекоммуникационной сети «Интернет»				
Э1	Scopus		www.scopus.com	
Э2	eLIBRARY.RU		http://elibrary.ru/	
Э3	WORLD COAL INSINUTE Интернет журнала по угольной промышленности		https://www.worldcoal.org/	
Э4	ЕДИНОЕ ОКНО доступа к образовательным ресурсам		http://www.window.edu.ru	
6.3 Перечень программного обеспечения				
П.1	MS Office			
П.2	LMS Canvas			
П.3	MS Teams			
6.4. Перечень информационных справочных систем и профессиональных баз				
И.1	Научная электронная библиотека -	www.elibrary.ru		
И.2	ЭЛЕКТРОННАЯ БИБЛИОТЕКА МИСиС -	lib.misis.ru		
И.3	ЭБС УНИВЕРСИТЕТСКАЯ БИБЛИОТЕКА -	biblioclub.ru		
И.4	Бесплатный некоммерческий справочно-образовательный портал -			
И.5	Патентная библиотека -	https://www1.fips.ru/		
И.6	Закон «О недрах» РФ -	www.cntd.ru		
И.7	Электронная библиотека диссертаций -	http://www.diss.rsl.ru/		
И.8	Роснедра (Федеральное агентство по недропользованию -			
И.9	Горное дело – программно-информационный комплекс -	https://bibl.gorobr.ru/		
И.10	Издательство: «Горная книга» -	www.gornaya-kniga.ru		
И.11	ГИАБ –	www.GIAB-online.ru		

И.12	Scopus - единая реферативная база данных научных публикаций - www.scopus.com
И.13	Единое окно доступа к образовательным ресурсам - http://window.edu.ru

7. МАТЕРИАЛЬНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ

Ауд.	Назначение	Оснащение
ФА-110	аудитория для практических занятий	сенсорная доска, проектор, маркерная доска, рабочее место преподавателя, комплект учебной мебели на 40 посадочных мест.
ФА-411	аудитория для лекционных занятий	интерактивная доска типа Smart DViT, проектор типа Sony W XGA, 1 компьютер типа Dell Intel CORE i3 7th Gen, рабочее место преподавателя, комплект учебной мебели на 80 посадочных мест.
ФА-Библиотека	Компьютерный зал информационного ресурсного центра для самостоятельной работы студентов	комплект компьютерных столов на 40 посадочных мест, 40 компьютеров типа Dell Intel CORE i3 7th Gen, 2 смарт телевизора подключённых к сети интернет.

8. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ

Общие рекомендации

Подготовка к лекциям.

Подготовка к лекционному занятию включает выполнение всех видов заданий, рекомендованных к каждой лекции, т.е. задания выполняются еще до лекционного занятия по соответствующей теме.

В ходе лекционных занятий необходимо вести конспектирование учебного материала, обращать внимание на категории, формулировки, раскрывающие содержание тех или иных явлений и процессов, научные выводы и практические рекомендации. При необходимости задавать преподавателю уточняющие вопросы.

Работая над конспектом лекций, Вам всегда необходимо использовать не только учебник, но и ту литературу, которую дополнительно рекомендовал лектор. Именно такая серьезная, кропотливая работа с лекционным материалом позволит глубоко овладеть теоретическим материалом.

Подготовка к практическим занятиям

Подготовку к каждому практическому занятию Вы должны начать с ознакомления с планом практического занятия, который отражает содержание предложенной темы. Тщательное продумывание и изучение вопросов плана основывается на проработке текущего материала лекции, а затем изучения обязательной и дополнительной литературы, рекомендованной к данной теме. Все новые понятия по изучаемой теме необходимо выучить наизусть и внести в глоссарий, который целесообразно вести с самого начала изучения курса.

В процессе подготовки к практическим занятиям, Вам необходимо обратить особое внимание на самостоятельное изучение рекомендованной литературы. При всей полноте конспектирования лекции в ней невозможно изложить весь материал из-за лимита аудиторных часов. Поэтому самостоятельная работа с учебниками, учебными пособиями, научной, справочной литературой, материалами периодических изданий и Интернета является наиболее эффективным методом получения дополнительных знаний, позволяет значительно активизировать процесс овладения информацией, способствует более глубокому усвоению изучаемого материала, формирует у Вас отношение к конкретной проблеме.

Ваша самостоятельная работа может осуществляться в аудиторной и внеаудиторной формах. Самостоятельная работа в аудиторное время включает:

1 Самостоятельную работу по теоретическому курсу: аудиторную самостоятельную работу на лекциях, работу с лекционным материалом после лекции, выполнение дополнительных индивидуальных заданий на практических занятиях и лабораторных работах. Самостоятельная работа на лекции выполняется в конце каждой лекции и заключается в решении небольшой задачи, поставленной преподавателем по материалу прочитанной лекции.

Анализ контрольных листов позволяет преподавателю оценить усвоение материала каждой лекции каждым студентом и параллельно – учесть посещаемость лекций. Материал пропущенной лекции студент должен сдавать преподавателю в письменной форме в часы консультаций.

Работа с лекцией включает в себя дополнение конспекта сведениями из рекомендованной литературы (с указанием использованного источника).

Возможны выступления студентов на лекции по отдельным вопросам обсуждаемой темы (проработанные самостоятельно под руководством преподавателя); сообщения занимают 7...10 мин.

Такие выступления помогают четко выражать свои мысли, аргументировано излагать и отстаивать свою точку зрения при ответе на вопросы. Самостоятельное изучение практического материала планируется из расчета 0,3 ч на 1 ч лекции. Работа с материалом лекции, выполненная через один-два дня после ее прослушивания, позволяет выделить неясные моменты, которые необходимо либо самостоятельно разобрать, пользуясь рекомендованными литературными источниками, либо обсудить с преподавателем на ближайшей консультации. Такой самоконтроль может войти в объем самостоятельной работы студента, предусмотренный рабочей программой. Обработка полученных результатов заключается в 2. Аудиторную самостоятельную работу на практических и лабораторных занятиях по программе дисциплины. Они обеспечивают получение навыков и умений, необходимых при изучении данной дисциплины, а также необходимых в последующем обучении и трудовой деятельности. Кроме того, они обеспечивают общение участников в диалоговом режиме и дают опыт совместного участия в решении проблем.

3. Внеаудиторную самостоятельную работу. Перечень лабораторных и практических работ, а также список учебных и методических пособий для этих работ вывешивается в лаборатории и студенты имеют возможность подготовиться к выполнению этих работ. Внеаудиторная самостоятельная работа по лабораторным и практическим занятиям включает подготовку к выполнению работ, обработку полученных результатов, защиту работ.

Подготовка заключается в ознакомлении с названием, целью работы, основными теоретическими положениями и методическими указаниями по ее выполнению. Следует также подготовить к заполнению таблицы, приведенные в разделе «Порядок выполнения и оформления работы».

При выполнении расчетов, заполнении таблиц, построении графиков.

Подготовка к промежуточной аттестации.

При подготовке к промежуточной аттестации целесообразно:

- внимательно изучить перечень вопросов и определить, в каких источниках находятся сведения, необходимые для ответа на них;
- внимательно прочитать рекомендованную литературу;
- составить краткие конспекты ответов (планы ответов).

КРИТЕРИИ ОЦЕНИВАНИЯ
знаний студентов на основании рейтинговой системы по предмету
«Основы горного дела»

Основным направлением национальной программы подготовки кадров является повышение качества образования. В высших учебных заведениях знания студентов оцениваются по рейтинговой системе. Оценивание знаний студентов по рейтинговой системе позволяет студентам постоянно работать по повышению приобретенных знаний, а также является поощрением для развития творческой деятельности в процессе обучения.

Данные критерии оценивания по дисциплине “Основы горного дела” рекомендуются для широкого использования при оценивании знаний студентов и дают полные сведения студентам по количеству баллов, которые они могут получить во время текущего, промежуточного и итогового контроля.

Студенты на первом занятии знакомятся с критериями оценивания, видами контроля, с максимальным балом за каждый контроль, а также с проходными балами.

Виды контроля и порядок оценивания

В соответствии с учебным планом специальности 21.05.04 ГОРНОЕ ДЕЛО, дисциплина “Основы горного дела” проводится на втором курсе на 4 семестре. С целью соответствия степени знаний и усвоения государственному образовательному стандарту предусматриваются следующие виды контроля:

текущий контроль – метод определения полученных знаний по дисциплине “Основы горного дела” во время практических занятий. Оценивание осуществляется путем проверки решений задач по вариантам каждой практической работы, а также опросу по теме;

промежуточный контроль – метод определения степени знаний по пройденным темам. Промежуточный контроль проводится два раза в течении семестра, форма и балл определяется в соответствии с отведенным объёмом часов по учебному плану;

итоговый контроль– метод определения полученных теоретических знаний и практических навыков. Итоговый контроль основан на основных понятиях и проводится в письменном виде.

Студенты оцениваются по 100 бальной шкале в течении каждого семестра по предметам. 70 баллов отводятся для промежуточного и текущего контроля, 30 баллов – на итоговый контроль.

1. Таблица рейтинга.

п/п	Курс	Семестр	Количество недель	Общее количество часов (рейтинговый балл)	Лекция	Практические занятия	Лабораторные занятия	Часы для самостоятельной работы	Аб-аудиторный балл	Виды контроля										Для дисциплины с курсовой работой		
										Сб. балл за самостоятельную работу	Итого часов в %	ТК	ТК – 1	ТК – 2	ПК	ПК – 1	ПК – 2	∑ТК+ПК	Проходной балл		ИК	Форма проведения ИК
1	2	4	1	140	3	3	1	32	$\frac{Аб}{Сб}$	100	5	5	5	5	5	5	5	3	5	Ус т	5	

3. “Основы горного дела”

3.1. Рейтинговая разработка 4 – семестр

П.н	Вид контроля	Кол во	Балл	Итого баллов
1. ТК общий балл 35				
1.1.	Практические занятия	16	5	5
2. ПК общий балл 35				
2.1.	Первая промежуточная работа (3 вопроса)	1	5	5
2.2.	Вторая промежуточная работа (3 вопроса)	1	5	5
∑ТК+ПК				5
3. ИК				
3.1.	Итоговая контрольная работа	1	5	5
Итого				5

3.2 Критерии оценивания по текущему контролю

Студенту, выполнившему практическую работу, причисляется оценки 5-отлично, если работа выполнена качественно но по уровню ответа на вопросы оценки 4-хорошо, если выполнена не полностью то по степени выполнения оценки 3-удовлетворительно, если ответы на вопросы не соответствуют как есть, также ответы не полноценно тогда ставится на этот вопрос ответ -0.

Промежуточная контрольная (первая) производится в форме письменной работы, в виде ответов на 4 вопроса. Каждый ответ оценивается по 2,3,4,5 балльной системе:

если сущность вопроса раскрыта полностью, ответы точные и полноценные, то – оценка 5;

если на вопрос ответ обобщенный, сущность не полностью раскрыта и отсутствуют некоторые факты – то – оценка 4;

если есть попытка ответа на вопрос, но имеются путанности – то – оценка 3

Перечень вопросов к первому промежуточному контролю

- Какие виды запасов полезных ископаемых (ПИ) бывают?
- Запасы ПИ по степени разведанности делятся на какие категории?
- Чем отличаются балансовые запасы от промышленных запасов ПИ?
- Какая взаимосвязь между промышленными запасами, производственной мощности и сроком службы шахты?
- Как определяется производственная мощность шахты?
- Как определяется срок службы шахты?
- Наиболее распространенные формы сечения горизонтальных выработок.
- Материалы и конструкции крепи горизонтальных выработок.
- Чем отличаются сечения в свету, вчерне и в проходке?
- От чего зависят размеры поперечного сечения горизонтальных выработок в свету?
- Какими должны быть расстояния (зазоры) между крепью и наиболее выступающей кромкой габарита подвижного состава?
- Какой должна быть ширина прохода для людей?
- Из чего складывается верхнее строение пути?
- Для чего проверяют принятое сечение горной выработки на скорость движения воздуха?

Перечислите типы взрывчатых веществ и условия их применения при проведении горизонтальных выработок.

Назовите основные параметры буровзрывных работ.

Как определяется глубина шпуров?

Какие факторы и каким образом влияют на выбор глубины шпуров? Что такое удельный расход ВВ и от чего он зависит?

От чего зависит количество шпуров?

Какие факторы влияют на выбор места заложения главного ствола?

Как определяется место заложения главного ствола по расходам на транспортирование?

Как определяется место заложения главного ствола графическим методом?

Как определяется местоположение ствола по линии падения при одnogоризонтном вскрытии?

Назовите основные варианты взаимного расположения стволов.

Как определяется местоположение ствола при многогоризонтном вскрытии?

Что такое действующая линия очистных забоев?

Как определяется годовое подвигание действующей линии забоев?

Что такое резервная лава и как принимается её количество?

Чем отличается общая линия очистных забоев от действующей?

Как определяется коэффициент резерва?

Как определяется наклонная высота этажа или яруса по линии падения при пологом падении пласта?

Как определяется наклонная высота этажа при крутом падении пласта?

По каким факторам определяется длина лавы?

Какие бывают схемы работы очистных комбайнов в лаве?

Какие работы входят в состав подготовительно-заключительных работ?

Какие работы входят в состав концевых операций в лаве?

Что такое рабочая и маневровая скорость комбайна?

Что означает коэффициент надежности комплекса?

Какая допустимая концентрация метана в исходящей струе лавы?

Какая предельно допустимая скорость движения воздуха в лаве?

Различают какие производительности очистных комбайнов?

Как определяется теоретическая производительность комбайна?

Как определяется техническая производительность комбайна?

Что означает коэффициент непрерывности работы комбайна?

Как определяется коэффициент непрерывности работы комбайна при односторонней схеме работы комбайна?

Как определяется коэффициент непрерывности работы комбайна при челноковой схеме работы комбайна?

Какие работы включает в себя время на концевые операции в лаве?

Как определяется суточная нагрузка на лаву?

Что такое планограмма очистных работ?

Из каких элементов состоит планограмма очистных работ?

Какие бывают схемы работы комбайна в очистном забое?

Как составляется график выходов рабочих в очистном забое?

Из каких профессий состоит рабочие очистного забоя?

Какие показатели приводятся в таблице ТЭП?

Перечень вопросов ко второму промежуточному контролю

- Как определяется эксплуатационная производительность ПДМ?
- Как определяется суммарное время движения машины с грузом и без груза?
- Что такой коэффициент, учитывающий выход негабарита?
- Что означает время наполнения ковша?
- Как определяется время, необходимое для ликвидации зависаний в выпускных выработках?
- Чему равна среднее время разгрузки машины?
- Какие бывают производительность бурошнековой установки?
- Как определяется эксплуатационная производительность бурошнековой установки?
 - Как определяется техническая производительность бурошнековой установки?
 - Что такой коэффициент машинного времени?
 - Как определяется продолжительность цикла, отнесенное к 1м скважины длиной 1скв?
 - Как определяется площадь поперечного сечения скважины?
 - Для каких условий применяется гидравлическая добыча угля?
 - Для каких мощности пластов применяется гидравлическая добыча?
 - Для каких пластов по углу падения применяется гидравлическая добыча?
 - С помощью какого оборудования производится гидроотбойка угля?
 - Какие гидромониторы бывают по давлению струи воды?
 - Что означает механогидравлическая отбойка угля?
 - Как определяется нагрузка на один гидромониторный забой?
 - Из каких выработок производится выемка руды?
 - Что называется подготовленными к выемке запасами ПИ?
 - Что называется готовыми к выемке запасами ПИ?
 - Какие виды работ учитываются при определении производительности блока?
 - Какие основные показатели системы разработки определяют при расчете производительности блока?
 - Как определяют процентную долю участия каждого вида работ при определении производительности блока?
 - Как определяют среднесменную производительность по видам работ при определении производительности блока?
 - Как определяют суточную и годовую производительность очистных блоков?
 - Что называется подземным газогенератором?
 - Какие реагенты используются для подземной газификации угля?
 - Из каких горючих газов состоит продукты подземной газификации угля?
 - Что такое коэффициент полезного действия процесса ПГУ?
 - В каких единицах измеряется теплота сгорания угля и газа ПГУ?
 - Что такое физическое тепло газов ПГУ?
 - Что такое химическое тепло газов ПГУ?
 - Чем отличаются дутьевые скважины от газоотводящих скважин?
 - Как осуществляется сбойка дутьевого и газоотводящего скважин?
 - Чем отличается технология ПСУ от технологии ПГУ?
 - Как определяется теоретическая масса воздуха, необходимая для сжигания 1кг угля?
 - Как определяется масса угля, сгораемого в 1секунду?
 - Как определяется удельный внешний водоприток при ПСУ?
 - Как определяется удельный объем продуктов сгорания при ПСУ?
 - Как определяется количество газа, отсасываемого из блока сжигания в единицу времени при ПСУ?
 - Как определяется время, за которое запасы угля в блоке будут сожжены при ПСУ?
 - Как определяется тепловая мощность участка «Углегаз»?

Какие используются схемы проветривания тупиковых забоев вентиляторами местного проветривания?

На каком расстоянии от устья выработки должен устанавливаться вентилятор местного проветривания?

Максимально допустимое отставание вентиляционной трубы от забоя тупиковой выработки в шахтах опасных по газу и пыли.

Минимальная скорость движения воздуха по тупиковой выработке.

По каким факторам определяется количество (расход) воздуха, необходимое для проветривания тупиковых выработок?

Из чего складывается абсолютная метанообильность тупиковых выработок?

Как производится выбор вентилятора местного проветривания?

Перечень вопросов для итогового контроля по дисциплине

“Основы горного дела”

1. Как называется процесс перемещения отбитой руды из забоя?
2. Как называется доставка руды под действием собственного веса?
3. Как называется процесс регулируемый разрушение вмещающих пород?
4. Как называется явление при больших масштабах разрушения пород, приводящее к катастрофическим последствиям?
5. Как называется система разработки угольных месторождений направленная по длине шахтного поля?
6. Как называется система разработки угольных месторождений направленная по ширине шахтного поля сверху вниз?
7. Как называется система разработки угольных месторождений направленная по ширине шахтного поля снизу вверх?
8. Какая система разработки относится к системам с короткими очистными забоями?
9. При системе разработки с бурошнековой выемкой угля на какую глубину бурятся скважины?
10. При системе разработки с буровыми установками какой комплекс применяется?
11. Как называется система разработки мощных пластов с разделением на слои по напластованию?
12. Какая ширина вынимаемого столба принимается при системе разработки столбами по падению под гибким перекрытием?
13. На сколько классов разделены системы разработки рудных месторождений по классификации академика М.И.Агошкова?
14. Что является выемочной единицей при камерно-столбовой системе разработки рудных месторождений?
15. Что является выемочной единицей при системе разработки с отбойкой руды из магазина?
16. В каком порядке отрабатывают подэтажи при системе разработки подэтажным обрушением руды?
17. При комбинированной системе разработки рудных месторождений этаж делится на...?
18. Какие жильные рудные тела относятся к тонким по мощности?
19. Какие жильные рудные тела относятся к мощным?
20. На сколько классов разделены системы разработки жильных месторождений?
21. К какой геотехнологии относится подземная газификация угля?
22. К какому способу разработки относится подземное выщелачивание урана?
23. Какие газы являются горючими при подземной газификации угля?
24. Что является основным элементом при подземной газификации угольного пласта?
25. При каких температурах и давлении водорода осуществляется подземное гидрирование угля?
26. Каким инструментом производится отбойка угля при скважинной гидродобыче?

27. Какая кислота часто применяется в качестве рабочего реагента при подземном выщелачивании урана?
28. Что является рабочим реагентом при подземной выплавке серы?
29. В каких сосудах поднимают полезное ископаемое по вертикальному стволу?
30. Какое напряжение используется в шахте (руднике) для переносных светильников?
31. Какая норма расхода воздуха в шахте на одного человека?
32. При какой длине тупиковой части горных выработок применяют вентиляторы местного проветривания?
33. Какой способ относится к комбинированной разработке месторождений полезных ископаемых?
34. На какие виды делятся способы освоения ресурсов по способу воздействия на полезное ископаемое?

3.5. Порядок проведения итогового контроля

Итоговый контроль по данной дисциплине проводится в конце 4 семестра в соответствии с утвержденным графиком.

Итоговая контрольная работа принимается письменно. Каждый вариант состоит из трех вопросов и опорных слов. Вопросы должны соответствовать пройденному материалу.

В начале учебного года перечень вопросов и билеты обновляются преподавателем и утверждаются на заседании кафедры.

После проведения итогового контроля преподаватель обязан в течение двух дней проверить и оценить работу студента, а также поставить их в известность о полученном балле.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Трубецкой К.Н., Гальченко Ю.П. Основы горного дела: Учебник для вузов. – М.: Академический проект, 2010. – 279 с.
2. Егоров П.В. и др. Основы горного дела: Учебник для вузов. – М.: Издательство МГГУ, 2000. 408 с.
3. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1978. – 528 с.
4. Бурчаков А.С. и др. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. – М.: Недра, 1983. – 487 с.
5. Ломоносов Г.Г. Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений. – М.: Недра, 2011.
6. Аренс В.Ж. и др. Физико-химическая геотехнология. М.: Горная книга, 2010. – 575 с.
7. Липкович С.М. и др. Задачник по подземной разработке угольных месторождений. – М.: Недра, 1969. – 208 с.
8. Кожиев Х.Х. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых. Методические указания к практическим занятиям. – Владикавказ, 2014. – 83 с.
9. Панин И.М., Ковалев И.А. Задачник по подземной разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1984. – 181 с.
10. Крейнин Е.Ф. Подземная газификация углей. Основы теории и практики, инновации. – М.: 2010. – 400 с.
11. Килячков А.П. Технология горного производства. – М.: Недра, 1992. – 415 с.
12. Проектирование шахт: учебник для вузов / А.С. Малкин, Л.А. Пучков, А.Г. Саламатин, В.М. Еремеев; под ред. Л.А. Пучкова. 4-е изд., перераб. И доп. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2000. – 375 с.
13. Технология и механизация проведения подготовительных выработок: Справочник/ П.В. Егоров и др. – М.: Недра, 1994. – 368 с.
14. СНиП 3.02.03-84. Подземные горные выработки. – М.: Недра, 1984. – 52 с.

Электронные ресурсы

1. www.Ziyonet.uz
2. www.bilim.uz.
3. www.mining-journal.com.
www.midiel.com