

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО
СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**ГОЛОВНОЙ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ ЦЕНТР ПО ОРГАНИЗАЦИИ
ПЕРЕПОДГОТОВКИ И ПОВЫШЕНИЯ КВАЛИФИКАЦИИ
ПЕДАГОГИЧЕСКИХ И РУКОВОДЯЩИХ КАДРОВ СИСТЕМЫ ВЫСШЕГО
ОБРАЗОВАНИЯ**

**ОТРАСЛЕВОЙ ЦЕНТР ПЕРЕПОДГОТОВКИ И ПОВЫШЕНИЯ
КВАЛИФИКАЦИИ ПЕДАГОГИЧЕСКИХ КАДРОВ ПРИ ТАШКЕНТСКОМ
ГОСУДАРСТВЕННОМ ТЕХНИЧЕСКОМ УНИВЕРСИТЕТЕ**

**УЧЕБНО МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС
ПО МОДУЛЮ**

**«ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ»**

Ташкент -2018

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО
СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**ГОЛОВНОЙ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ ЦЕНТР ПО ОРГАНИЗАЦИИ
ПЕРЕПОДГОТОВКИ И ПОВЫШЕНИЯ КВАЛИФИКАЦИИ
ПЕДАГОГИЧЕСКИХ И РУКОВОДЯЩИХ КАДРОВ СИСТЕМЫ ВЫСШЕГО
ОБРАЗОВАНИЯ**

**ОТРАСЛЕВОЙ ЦЕНТР ПЕРЕПОДГОТОВКИ И ПОВЫШЕНИЯ
КВАЛИФИКАЦИИ ПЕДАГОГИЧЕСКИХ КАДРОВ ПРИ ТАШКЕНТСКОМ
ГОСУДАРСТВЕННОМ ТЕХНИЧЕСКОМ УНИВЕРСИТЕТЕ**

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС

по модулю

**«ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ»**

**Разработали: проф. Т.Г. Акбаров
ст.преп Ф.Т.Худойбердиев**

Ташкент -2018

Данный учебно-методический комплекс разработан на основании учебного плана и программы утвержденного приказом Министерства высшего и среднего специального образования Республики Узбекистан № ____ 2018 года.

Разработали: Т.Г. Акбаров- к.т.н. доцент кафедры, «Геотехнология угольных и пластовых месторождений» ТГТУ,
Ф.Т. Худойбердиев-ст. преп. кафедры «Геотехнология угольных и пластовых месторождений» ТГТУ,

Рецензент: У.Ф. Носиров- д.т.н. профессор факультета «Инженерной геологии и горного дела» ТГТУ

Данный учебно-методический комплекс рекомендован к изданию Советом Ташкентского государственного технического университета (протокол № _____ от _____ 2018 года).

Содержание

I. Рабочая программа.....	5
II. Интерактивные методы обучения, используемые в модуле.....	11
III. Теоретические материалы.....	15
IV. Материалы практических занятий.....	70
V. Банк кейсов.....	101
VI. Темы для самостоятельного обучения.....	105
VII. Глоссарий.....	106
VIII. Список литературы.....	108

I. РАБОЧАЯ ПРОГРАММА

ВВЕДЕНИЕ

Программа составлена на основе указа ПФ-4732 от 12 июня 2015 года Президентом Республики Узбекистан «О мерах улучшения системы переподготовки и повышения квалификации руководящих и педагогических кадров высших учебных заведений», цель которой является улучшение, переподготовка и суть процесса повышения квалификации на основе современных требований, а так же поставленная задача регулярно повышать профессиональную компетентность педагогических кадров высших учебных заведений.

Рабочая программа включает в себя изучение теоритических и практических основ перспективных направлений разработки месторождений полезных ископаемых, средства, методы, структуру и организацию проведения занятий по данному модулю исходя из горно-геологических и горно-технических факторов. Планирован и решение задач по разработке месторождений полезных ископаемых с учетом мировой прктики.

Цель и задачи модуля

Цель и задачи модуля состоит в изучении процесса разработки месторождений полезных ископаемых с учетом зарубежного и отечественного передового опыта, обновлении необходимых знаний и требований специальности, обеспечении педагогической компетентности, мастерства педагогов соответствии с учебными планами и программами дисциплин при разработке месторождений полезных ископаемых.

Требования, предъявляемые к знаниям, умениям навыкам и компетенциям по модулю

Слушатель, в пределах задач модуля «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» должен:

знать:

- сущность основных понятий и результатов разработки месторождений полезных ископаемых;
- основные формулировки понятий и результатов разработки месторождений полезных ископаемых;
- основные параметры рудника;
- основные параметры вскрытия;
- характеристику запасов полезных ископаемых;
- технологию подземной разработки пластовых месторождений;
- подземную разработку рудных месторождений;

уметь и владеть навыками:

- уметь вести расчеты показателей потерь и разубоживания руды при добыче полезного ископаемого;

- вести расчеты шпуровой и скважинной отбойки руды при добыче полезного ископаемого;
- графически изображать расположение веера скважин в блоке;
- определять удельный расход взрывчатого вещества;
- составлять паспорта БВР как при проходке горных выработок так и при добыче полезного ископаемого;
- вести расчеты зарядов выброса, рыхления и камуфлетных зарядов;
- составлять расчета электровзрывных сетей.

обладать компетенциями:

- анализировать полученные результаты при решении разных задач;
- использовать и применять на практике компьютерных и коммуникационных технологий;
- создавать показательных презентаций для лекционных и практических занятий с применением современных педагогических и информационных технологий их применения на практике;
- создавать и использовать электронной учебно-методической базы по данному модулю.
- самостоятельно использовать теоретические и практические знания для решения конкретных проблем при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

Рекомендации по проведению и организации модуля

При проведении обучения запланировано использование современных методов, педагогических и информационно-коммуникативных технологий:

- лекции запланировано проводить в форме презентаций с использованием современных компьютерных технологий;
- практические занятия запланировано проводить с помощью интерактивных методов (кейс-стади, «Т-схема», «Мозговой штурм» и др.).

Взаимосвязь учебного модуля с другими модулями

Содержание модуля непосредственно связано с другими блоков учебного плана и служит для решения вопросов внедрения в педагогическую деятельность проблематики и задач отрасли подземной разработки месторождений полезных ископаемых, а также служит для объединения учебного процесса и производства путем внедрения новой техники и технологий данной отрасли.

Роль модуля в системе высшего образования

Происходящие коренные изменения в системе образования, особенно научно-техническое развитие определяет роль модуля “Подземная разработка месторождений полезных ископаемых” в системе высшего образования.

Организация эффективного и плодотворного образования путем создания новых инновационных технологий обучения дисциплин направления модуля “Подземная разработка месторождений полезных ископаемых” и их применения в системе образования помогает системно увеличить качество образования. Отдельное внимание обосновывается формированием знаний, умений и навыков применения современных информационных технологий и педагогических программных средств, информационно-коммуникационных технологий в процессе учебно-воспитательной деятельности.

Распределение часов по модулю

№	Темы	Учебная нагрузка, час						
		Аудиторная учебная нагрузка						
		Всего	Итого	Из них				Самостоятельная работа
				Теоритический	Практический	Обмен опытом	Выездное занятие	
1	Основные параметры рудника и основные параметры вскрытия	4	4	4				
2	Технология подземной разработки пластовых месторождений	4	2	2				2
3	Подземная разработка рудных месторождений	4	2	2				2
4	Расчет показателей потерь и разубоживания руды.	4	4		4			
5	Процессы очистной выемки. Расчет отбойки руды.	4	4		4			
6	Взрывные работы при проведении горных выработок. Паспорт БВР.	4	4		4			
7	Расчет электровзрывных сетей при использовании конденсаторторных взрывных машинок	2	2		2			
8	Изучение технологии проведения горных выработок на макетах.	2	2				2	
9	Изучение технологии выполнения очистных работ на макетах систем разработок.	2	2				2	
	Всего	30	26	8	14		4	4

Содержания теоретических занятий

1-тема: Основные параметры рудника. Основные параметры вскрытия

Характеристика запасов полезных ископаемых. Производственная мощность рудника. Срок существования рудника. Потери полезного ископаемого. Общий порядок разработки месторождения. Размеры шахтного поля. Высота этажа. Ступени вскрытия и их параметры.

2-тема: Технология подземной разработки пластовых месторождений

Горно-геологическая характеристика угольных месторождений. Классификация запасов углей. Производственная мощность шахты и срок службы. Процессы очистной выемки при разработке угольных месторождений.

3-тема: Подземная разработка рудных месторождений

Классификация систем разработки при подземной разработке МПИ. Вводные сведения. Принятая классификация систем разработки.

Содержание практических занятий

1-практическое занятие:

Расчет показателей потерь и разубоживания руды .

Расчет показателей потерь. Расчет показателей разубоживания. Потери по металлу. Потери по руде.

2-практическое занятие:

Процессы очистной выемки. Расчет отбойки руды.

Расчет параметров шпуровой отбойки. Расчет параметров скважинной отбойки. Определение числа шпуров. Определение глубины шпура. Определение удельного расхода взрывчатого вещества.

3-практическое занятие:

Взрывные работы при проведении горных выработок. Паспорт БВР

Порядок составления паспорта БВР. Принципы составления паспорта БВР. Расчет процессов при составлении паспорта БВР.

4-практическое занятие:

Расчет электровзрывных сетей при использовании конденсаторных взрывных машинок

Последовательное соединение электродетонаторов. Параллельное соединение электродетонаторов.

Содержание выездных занятий

Выездное занятие -1.Изучение технологии проведения горных выработок на макетах

Формы поперечного сечения горных выработок. Способы проведения горных выработок. Определение площади попересного сечения горных выработок. Материалы крепления горных выработок. Проветривание при проведении горных выработок.

Выездное занятие -2.Изучение технологии выполнения очистных работ на макетах систем разработок.

Способы подготовки при подземной разработке рудных месторождений. Технология и комплексная механизация очистных работ. Спос обы отбойки полезного ископаемого. Выпуск руды. Доставка руды. Управление горным давлением. Закладка очитного пространства. Крепление. Обрушение налегающих пород. Способы транспортировки горных пород.

Форма обучения

Форма обучения отражает такие внешние стороны учебного процесса, как способ его существования: порядок и режим; способ организации обучения: лекция, семинар, самостоятельная работа и др; способ организации совместной деятельности обучающего и обучающихся: фронтальная, коллективная, групповая, индивидуальная.

При обучения важным является выбор формы организации учебной деятельности участников:

- Коллективная – коллективное, совместное выполнение общего учебного задания всеми студентами. Характер полученного результата: итог коллективного творчества.

- Групповая – совместное выполнение единого задания в малых группах. Характер полученного результата: итог группового сотрудничества на основе вклада каждого.

- Индивидуальная – индивидуальное выполнение учебного задания. Характер полученного результата: итог индивидуального творчества. Обычно предшествует групповой работе.

Критерии оценки

№	Критерии оценки	Балл	Максимальный балл
1	Кейс	1.5 балла	2,5
2	Самостоятельная работа	1.0 балла	

II. ИНТЕРАКТИВНЫЕ МЕТОДЫ ОБУЧЕНИЯ, ИСПОЛЬЗУЕМЫЕ В МОДУЛЕ

Техника «Т-схема»

«Т-схема» - универсальный графический органайзер для записи двойных (да/нет, за/против) или сравнения 2-х аспектов одной концепции/ информации. Это сравнительная таблица. Развивает навыки критического мышления. Применяется в заключительной лекции/по завершению тематической

Применения техника «Т-схема» в учебный процесс

Задания: Определить достоинство и недостатки основных параметров вскрытия и заполнить таблицу

Вертикальными стволами		
достоинства		недостатки
1.		1.
2.		2.
3.		3.

Наклонными стволами		
достоинства		недостатки
1.		1.
2.		2.
3.		3.

Комбинированным способом		
достоинства		недостатки
1.		1.
2.		2.
3.		3.

Таблица SWOT-анализа

SWOTнаименование происходит от начальных букв следующих английских слов:

Strengths- сильные стороны, предполагает наличие внутренних ресурсов;

Weakness- слабые стороны или наличие внутренних проблем

Opportunities - возможности наличие возможностей для развития предприятия

Threats- угрозы, угрозы от внешней среды

Применения метода на занятия

S	Сильные стороны открытого способа разработки облицовочного камня	
W	Слабые стороны открытого способа разработки облицовочного камня	
O	Возможности открытого способа разработки облицовочного камня	
T	Угрозы открытого способа разработки облицовочного камня	

Кейс-стади

«Кейс-стади» (Case-study) – это система обучения, основывающаяся на анализе, решении и обсуждении реальных и смоделированных (вымышленных) ситуаций. Метод «кейс-стади» интегрирует в себе технологии развивающего обучения, включая процедуры индивидуального, группового и коллективного развития, и формирования различных личностных качеств обучаемых.

Под методом «кейс-стади» понимается активный метод обучения, основанный на организации преподавателем в группе обучающихся обсуждения задания, представляющего собой описание конкретной ситуации с явной или скрытой проблемой.

Кейс-стади (от англ. слова *case*– реальная ситуация) – метод конкретных реальных ситуаций.

Сущность кейс-стади – изучение общих закономерностей на примере анализа конкретных случаев.

Применения метода на занятия

Тема: Проблемы транспортировки горной массы при разработке углубляющихся каьеров

Цель: Выбор эффективного варианта транспортировки горной массы из нижних горизонтов каьеров

Задача: Изучение видов и способов транспортировки горной массы на карьерах. Сравнение достоинств и недостатков вариантов транспортировки в конкретных условиях исходя из горно-геологических характеристик месторождения и выбор оптимального варианта транспортировки горной массы.

Результативность обучения: участники имеют представление о способах:

- транспортировки горной массы на карьерах и о достоинствах и недостатках видов транспортировки.
- научатся применять в конкретных условиях применять вид транспортировки исходя из горно геологических условий.

Критерии успешности:

- понимание необходимости совершенствования вида транспортировки при разработке каьеров;
- сопоставляются разные варианты транспортировки горной массы и их экономическая целесообразность;
- выбирается наиболее приемлемый вариант транспортировки горной массы;

Ключевая идея: Выбор оптимального варианта транспортировки при разработке углубляющихся карьеров с целью снижения себестоимости добычи полезного ископаемого исходя из мирового опыта применения видов транспортировки.

Ресурсы, материалы, оборудование: Флипчарт, маркеры, стикеры, проектор и презентационный материал.

Кейс: Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом с каждым годом становится труднее. Потому что с каждым годом горные работы придется вести на глубоких горизонтах. С увеличением глубины карьеров появляется проблема проветривания карьера и дорого обходится транспортировка горной массы. Связи с этим возникает вопрос внедрения экономически эффективного вида транспортировки горной массы. Выбор способа транспортировки горной массы на карьерах должно выбираться исходя из мирового опыта применяемых на зарубежных крупных карьерах. Экономическое сопоставление разных вариантов транспортировки дает возможность выбрать наиболее оптимальный вариант при транспортировке горной массы с целью снижения добычи полезного ископаемого с одновременной обеспечением здоровых условий труда для горнорабочих путем сокращения попадания выхлопных газов выделяющихся из транспортных средств.

III. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ МАТЕРИАЛЫ

1-тема: Основные параметры рудника

План:

1. Характеристика запасов полезных ископаемых
2. Производственная мощность рудника
3. Срок существования рудника

Ключевые слова и фразы: геологические запасы, балансовые запасы, забалансовые запасы, кондиции на минеральное сырье, промышленные запасы, общерудничные потери, эксплуатационные потери, разубоживание руды, вскрытие, подготовка производственная мощность рудника.

1.1 Характеристика запасов полезных ископаемых месторождения

Запасы полезного ископаемого являются одним из основных факторов, влияющих на промышленную оценку месторождения, масштаб и срок деятельности горнодобывающего предприятия.

Подсчет запасов руды и содержащихся в ней полезных компонентов производится по данным геологической разведки. В зависимости от степени разведанности запасов полезных ископаемых месторождения принимается решение о строительстве рудника.

По степени разведанности все запасы разделяются на четыре категории – A , B , C_1 и C_2 .

Запасы категории A вполне разведаны в геологическом и гидрогеологическом отношении. Они оконтурены скважинами и выработками, в них выявлены содержание полезных компонентов и сорта руд, а также определена технология их разработки.

Запасы категории B разведаны и оконтурены, выявлены условия залегания, типы и сорта полезных ископаемых, их качественные и технологические характеристики без детализации. В достаточной степени изучены гидрогеологические условия

Запасы категории C_1 разведаны на основании редкой сетки скважин или выработок. Типы руд, их качественные и технологические характеристики не выявлены в достаточной степени, особенно в сложных месторождениях. Общие условия разработки и гидрогеологические условия изучены предварительно.

Запасы категории C_2 примыкают к запасам, разведанным по категориям A , B и C_1 , а также к запасам, предполагаемым на основании данных геологических и геофизических исследований, подтвержденных данными опробования из отдельных скважин и выработок.

Запасы полезного ископаемого в пределах разведанной части месторождения называются *геологическими*. По возможности использования они подразделяются на балансовые и забалансовые.

Балансовые запасы – это запасы, которые выгодны для разработки по комплексу горнотехнических и экономических факторов.

Забалансовые запасы – это запасы, разработка которых при существующей технологии добычи и переработки руды экономически нецелесообразна.

При оценке запасов месторождения пользуются условиями на минеральное сырье. *Кондиции на минеральное сырье* (или *промышленные кондиции*) представляют собой совокупность требований к качеству и количеству полезных ископаемых, горно-геологическим, горно-техническим и другим условиям разработки месторождений¹. Параметры кондиций являются предельными значениями натуральных показателей для подсчета и оценки запасов. Они устанавливаются отдельными горнодобывающими предприятиями или объединениями предприятий в соответствии с ценой на добываемый вид полезного компонента, условиями разработки месторождения и техническим оснащением предприятия.

Разработка проектов строительства новых и реконструкции действующих рудников производится на основе балансовых запасов полезных ископаемых категорий *A, B* и *C₁*, утвержденных Государственной комиссией по запасам.

В балансовые запасы включают *промышленные запасы* и *общерудничные потери*.

Промышленные запасы месторождения – это часть балансовых запасов, которая предусмотрена к отработке планами горных работ.

Величина промышленных запасов зависит от размеров месторождения и может быть рассчитана по следующим формулам:

– для горизонтального месторождения – по формуле

$Q = S m \rho_p, \text{ т};$	(1.1)
------------------------------	-------

– для наклонных и крутопадающих месторождений – по формуле

$Q = \frac{LH m \rho_p}{\sin \alpha}, \text{ т},$	(1.2)
---	-------

где *S* – площадь месторождения, м²; *m* – нормальная мощность рудного тела, м; *ρ_p* – плотность руды в массиве, т/м³; *L* – длина рудного тела по простиранию, м; *H* – вертикальная высота рудного тела, м; *α* – угол падения рудного тела, град.

К *общерудничным потерям* относят неизвлекаемые запасы, оставляемые в охранных целиках около капитальных горных выработок, а

¹Howard L. Hartman, Jan M. Mutmanský . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 AlabamaUSA 261p

также под зданиями, сооружениями, водоемами, водоносными горизонтами и не предусмотренные к разработке планами горных работ.

В процессе добычи руды часть промышленных запасов по различным причинам остается в недрах, это – *эксплуатационные потери*. Таким образом, промышленные запасы подразделяются на извлекаемые запасы и эксплуатационные потери.

При извлечении руды содержание полезного компонента в ней по различным причинам (в основном из-за примешивания пород) снижается. Этот процесс называется *разубоживанием руды*².

Извлекаемые запасы вместе с примешанной породой называют *рудной массой* или *добытой рудой*.

При проходке горных выработок вне рудной залежи извлекаемые породы выдаются на поверхность отдельно от рудной массы. Совокупность выдаваемых на поверхность рудной массы и пород, извлеченных при проходке горных выработок, называют *горной массой*.

Эффективная разработка месторождения возможна при условии согласования во времени трех стадий подземной разработки: вскрытия, подготовки и извлечения руды.

Вскрытие – это проведение *вскрывающих выработок*, обеспечивающих доступ к месторождению с поверхности.

Подготовка месторождения состоит из двух этапов:

- а) *горно-подготовительных работ* – проведения выработок с целью разделения вскрытой части месторождения на добычные участки или блоки;
- б) *нарезных работ* – проведения выработок, необходимых для извлечения полезного ископаемого, на этих участках или в блоках.

Извлечение руды – это выполнение комплекса производственных процессов по добыче руды от ее отбойки до выдачи на поверхность. При строительстве рудника все стадии осуществляются последовательно, а в процессе его эксплуатации – параллельно. В соответствии со стадиями разработки выделяют следующие виды промышленных запасов: вскрытые, подготовленные и готовые к выемке.

Вскрытые запасы – это запасы руды в разрабатываемом месторождении или его части, находящиеся выше горизонта их подсечения вскрывающими выработками.

Подготовленные запасы – часть вскрытых запасов, в которой пройдены все подготовительные выработки.

Готовые к выемке запасы – это часть подготовленных запасов, в которой пройдены все нарезные выработки.

²Howard L. Hartman, Jan M. Mutmanský . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 AlabamaUSA 262 p

Между указанными видами запасов должно соблюдаться определенное соотношение: вскрытых запасов должно быть больше, чем подготовленных, а подготовленных – больше, чем готовых к выемке. Для каждого рудника устанавливаются *нормативы* (минимальное количество) каждого вида запасов на любой момент работы рудника. Единица измерения нормативов – месяцы (для вскрытых запасов – годы) непрерывной работы рудника на этих запасах с заданной производительностью.

Обеспеченность рудника вскрытыми запасами определяется исходя из времени, необходимого для вскрытия следующего участка или горизонта месторождения. Ориентировочно минимально допустимые нормативы обеспеченности в зависимости от технологии разработки месторождения составляют: для подготовленных запасов от 6 до 20 месяцев, для готовых к выемке – от 2 до 8 месяцев .

1.2 Производственная мощность рудника

Производственная мощность рудника определяется количеством руды (в тоннах), добываемой за определенный период его работы (за смену, сутки, месяц, год). На рудниках за период работы принимается год, поэтому производственную мощность называют *годовой производительностью рудника*³. От годовой производительности горного предприятия зависят размер капитальных вложений в его строительство или реконструкцию, себестоимость добычи и переработки 1 т полезного ископаемого, приведенные затраты, ожидаемая или полученная прибыль, эффективность капиталовложений и другие технико-экономические показатели.

Производительность современных горных предприятий колеблется в значительных пределах: от 100 тыс. т/год до 5 млн т/год. Производительность большинства горнорудных предприятий составляет от 0,5 до 3 млн т/год.

Производственная мощность предприятия зависит от горных возможностей : размеров месторождения, его запасов, условий залегания месторождения, технологии и организации горных работ.

Годовая производительность рудника по горным возможностям A_r при угле падения рудных тел более 30° определяется по формуле .

$$A_r = v K_1 K_2 K_3 K_4 S_r \gamma \frac{1-p}{1-p}, \text{ т/год,}$$

где v – среднегодовое понижение уровня выемки, м; K_1 , K_2 , K_3 и K_4 – поправочные коэффициенты к величине годового понижения в соответствии с углами падения, мощностью рудных залежей, применяемыми системами разработки и числом этажей, находящихся одновременно в отработке; S_r – средняя горизонтальная рудная площадь этажа, м²; γ – плотность руды, т/м³;

³Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 AlabamaUSA 263 p

π и ρ –соответственно коэффициенты потерь и разубоживания руды при ее добыче.

Среднегодовое понижение уровня выемки зависит от средней горизонтальной рудной площади этажа:

$$S_{\Gamma} = L_{\text{ш.п}} m_{\Gamma} = L_{\text{ш.п}} \frac{m}{\sin \alpha};$$

где $L_{\text{ш.п}}$ – длина шахтного поля по простиранию, м; m_{Γ} – горизонтальная мощность рудного тела, м; m – нормальная мощность рудного тела, м; α – угол падения рудного тела, град.

Эта зависимость выражается следующим образом:

S_{Γ} , тыс. м ²	Менее 5	5–12	12–25	Более 25
v , м/год	30	30–25	25–22	15

Поправочный коэффициент K_1 определяется углом падения рудного тела α :

α ,град	90	60	45	30
K_1	1,2	1,0	0,9	0,8

Поправочный коэффициент K_2 определяется мощностью рудного тела:

m , м	< 3	3–5	5–15	15–25	> 25
K_2	1,3	1,2	1,0	0,8	0,6

В зависимости от применяемых систем разработки поправочный коэффициент K_3 и ориентировочные показатели потерь Π и разубоживания руды P имеют следующие значения:⁴

Система разработки	K_3	Π , доли ед.	P , доли ед.
открытым выработанным пространством без выемки целиков	1,0	0,3–0,5	0,05–0,1
открытым выработанным пространством с выемкой целиков	1,0	0,08–0,12	0,12–0,15

⁴Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 AlabamaUSA 265 p

магазинированием	1,0	0,05–0,1	0,1–0,15
креплением	0,9	0,05–0,07	0,05–0,1
закладкой	0,8	0,02–0,05	0,05–0,1
о слоевым обрушением	0,8	0,03–0,05	0,05–0,07
этажным обрушением	1,0	0,1–0,15	0,15–0,2
подэтажным обрушением	1,0	0,07–0,15	0,07–0,15

Поправочный коэффициент K_4 определяется числом этажей N_3 , находящихся в одновременной отработке:

N_3	1	2	> 3
K_4	1,0	1,2–1,5	1,5–1,7

Годовая производительность рудника по горным возможностям A_r при угле падения рудных тел менее 30° определяется по формуле⁵

$$A_r = S K_{и} \sum_{i=1}^{i=n} k_i \frac{d_i}{S_i}, \quad (1.4)$$

где S – горизонтальная площадь месторождения, тыс. m^2 ; $K_{и}$ – коэффициент использования рудной площади; k_i – доля применяемых систем разработки в общем объеме добычи руды рудником, доли ед.; d_i – производительность блока или панели в зависимости от применяемой системы разработки, т/год; S_i – площадь блока или панели в очистной выемке, в зависимости от применяемой системы разработки, тыс. m^2 ; n – число применяемых на руднике систем разработки.

Коэффициент использования рудной площади $K_{и}$ зависит от горизонтальной площади месторождения S :

Горизонтальная площадь месторождения, тыс. m^2	Коэффициент $K_{и}$
5–10.....	0,35–0,27
10–20.....	0,27–0,23
20–50.....	0,23–0,17
50–100.....	0,17–0,13
100–200.....	0,13–0,09
200–400.....	0,09–0,06
Более 400.....	0,06

Производительность выемочного участка при камерно-столбовых системах разработки может составлять 360–720 тыс. т/год, а его площадь –

⁵Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley2002AlabamaUSA 267 p

30–60 тыс. м², при столбовых системах разработки – соответственно 720–1200 тыс. т/год и 60–90 тыс. м².

Помимо понятия годовой производительности рудника по горным возможностям существует понятие *экономически целесообразной* или *оптимальной годовой производительности*, при которой возможно достижение наиболее высоких экономических показателей разработки месторождения.

Экономически целесообразная годовая производительность A_3 может быть приблизительно рассчитана по эмпирической формуле

$A_3 = K_p B_3^{0,765}$, млн т/год,	(1.5)
--------------------------------------	-------

где K_p – коэффициент условий разработки ($K_p = 0,1$ при легких и $K_p = 0,075$ – при сложных условиях и большой глубине горных работ); B_3 – балансовые запасы, млн т.

1.3 Срок существования рудника

При известной расчетной годовой производительности рудника срок его существования T (без учета времени на развитие и затухание горных работ) составляет:

$T = \frac{B_3 (1 - \Pi)}{A (1 - P)}$, лет,
--

где B_3 – балансовые запасы, т; A – годовая производительность рудника, т.

Расчетный срок существования рудника должен быть больше минимально допустимого для обеспечения наиболее благоприятного соотношения между капитальными затратами и эксплуатационными расходами. Рекомендуются следующие значения производительности рудника в зависимости от срока его существования:

Производственная мощность рудника, млн т /год	Минимальный срок существования рудника, лет
0,1–0,5.....	10–20
0,5–1,0.....	20–25
1,0–3,0.....	25–30
3,0–5,0.....	30–35
5,0–7,0.....	35–40
7,0–10.....	40–45
10–15.....	45–50

Примечание. Если рудник входит в состав горно-обогатительного комбината или другой производственной единицы, включающей в себя

комплекс обогащения полезного ископаемого, табличное значение срока его существования следует увеличить на 20–30 %.⁶

Контрольные вопросы:

1. Какие типы запасов существует в горной промышленности?
2. Какие факторы влияют на годовую производственную мощность рудника?
3. От чего зависит потери и разубоживание руды?

Используемые литературы:

1. Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 AlabamaUSA
2. William A.H., Richard L.Bullock.Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2003 Orebvo Sweden.

2-тема: Основные параметры вскрытия

План:

1. Общий порядок разработки месторождения
2. Размеры шахтного поля
3. Высота этажа
4. Ступени вскрытия и их параметры

Ключевые слова и фразы: *рудник, горный отвод, рудничное поле, размеры шахтного поля, высота этажа, ступени вскрытия, шаг всрытия.*

2.1 Общий порядок разработки месторождения

Для разработки рудного месторождения или его части создается горное предприятие, которое называется *рудником*⁷. Рудник может включать одну или несколько шахт, на каждой из которых обособленно осуществляется добыча руды подземным способом. Кроме шахт в состав рудника может входить карьер, ведущий разработку месторождения открытым способом. Рудник включает *горный отвод* – часть недр, предоставленную ему для разработки месторождения, а также наземные сооружения, совокупность подземных горных выработок, горные машины и комплексы, энергетические установки и коллектив трудящихся, обеспечивающий подземную добычу руды. Входящие в горный отвод и подлежащие отработке балансовые запасы рудника называют *рудничным полем*.

Горизонтальные, пологопадающие и слабонаклонные месторождения делятся в результате горно-подготовительных работ на панели шириной 60–200 м и длиной до 600 м и более, которые, в свою очередь, могут делиться на столбы или блоки (рис. 2.1).

⁶Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 AlabamaUSA 268 p

⁷Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 AlabamaUSA 297 p

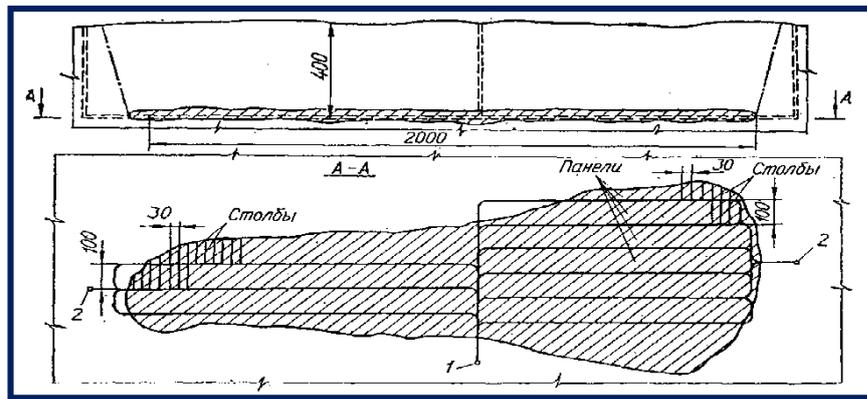


Рис. 2.1. Деление горизонтального месторождения на панели и столбы:

1 – главный ствол; 2 – вентиляционные стволы

Крутопадающие месторождения при вскрытии делятся по высоте на этажи, а этажи, в свою очередь, – на блоки (рис. 2.2).

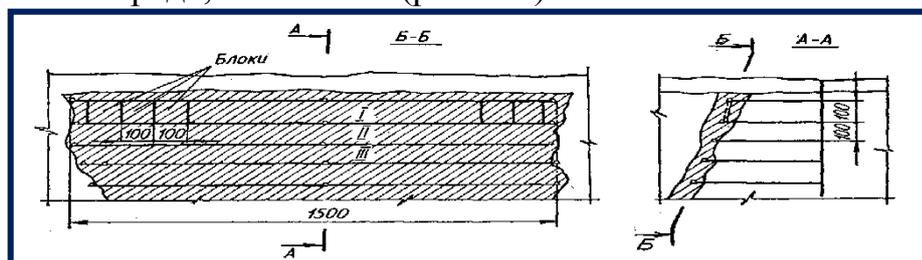


Рис. 2.2. Деление крутопадающего месторождения на этажи и блоки: I, II, III – этажи

Этажи, как правило, отрабатываются в нисходящем порядке. Такой порядок отработки обуславливается как совпадением направления отработки с направлением эксплуатационной разведки, так и возможностью введения в эксплуатацию верхних этажей раньше и с меньшими затратами, чем нижних. По числу одновременно разрабатываемых этажей различают одноэтажную, двухэтажную и многоэтажную разработку.

Количество одновременно разрабатываемых этажей зависит от условий залегания месторождения, применяемой системы разработки и заданной годовой производительности рудника. Обычно в эксплуатации находятся одновременно два этажа. На нижележащем этаже ведутся основные работы по добыче руды, а на вышележащем дорабатываются оставшиеся запасы.

Порядок отработки блоков и панелей может быть *прямым*– от центра к флангам и *обратным*– от флангов к центру.⁸

Обратный порядок отработки блоков и панелей наиболее широко применяется при разработке угольных месторождений.

⁸Howard L. Hartman, Jan M. Mutmanský . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 AlabamaUSA 299 p

2.2 Размеры шахтного поля

Важнейшими параметрами вскрытия месторождения являются размеры шахтного поля, а при разработке крутопадающих месторождений – длина шахтного поля.

В практике существуют два случая определения размеров шахтного поля:

- а) размеры шахтного поля определяются величиной месторождения, достаточной для его разработки только одной шахтой;
- б) размеры месторождения превышают параметры шахтного поля, и тогда его разрабатывают несколькими шахтами (рис. 2.3).

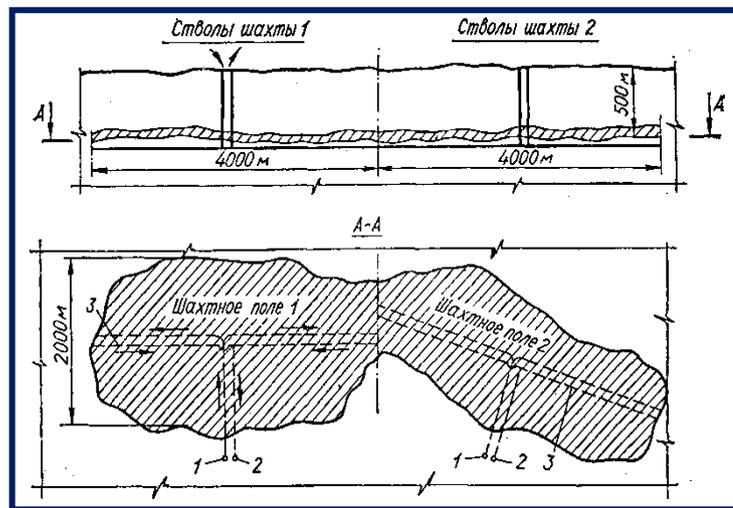


Рис. 2.3. Деление горизонтального пластообразного месторождения на два шахтных поля:

1 – главные стволы шахт; 2 – вентиляционные стволы шахт; 3 – штреки

В последнем случае на стадии проектирования необходимо решить вопрос об оптимальном числе горных предприятий и о размерах шахтного поля для каждого из них. Главными факторами, влияющими на размер шахтного поля, являются: производственная мощность рудника, условия залегания рудной залежи, требуемые капитальные вложения и эксплуатационные затраты. Следует учитывать также сложность проветривания глубоких шахт. По этой причине приходится уменьшать длину шахтных полей, так как на глубинах свыше 1,5 км целесообразная длина участков проветривания отдельными вентиляционными стволами составляет около 400–500 м.

Кроме того, размеры шахтного поля ограничиваются возможностями рационального управления производством крупного масштаба. Специфика горного производства такова, что руководящий состав несет ответственность не только за ритмичную работу предприятия, организацию производства в непрерывно изменяющихся природных условиях, но и за безопасность работающих. Он должен знать реальную обстановку на горизонтах, в блоках, а также в отдельных – наиболее опасных забоях, уметь планировать процесс производства.

Шахтное поле после установления его размеров разделяется подготовительными выработками на этажи и блоки при разработке наклонных и крутопадающих месторождений и на панели –при горизонтальном или пологом залегании рудного тела. Крупные горнодобывающие предприятия черной металлургии имеют длину шахтных полей от 1 000 до 3 000 м, а предприятия цветной металлургии – от 500 до 2 000 м.

2.3 Высота этажа

Важным параметром вскрытия крутопадающего месторождения является высота этажа⁹.

Этаж – это часть месторождения, ограниченная по падению откаточными и вентиляционными штреками, по простиранию – границами шахтного поля.

Высота этажа – это расстояние по вертикали между откаточными горизонтами. Это постоянная величина, не зависящая от гипсометрии рудной залежи. *Наклонная высота этажа* – это расстояние между откаточными горизонтами по падению месторождения. Этот параметр используется при разработке наклонных залежей.

На высоту этажа влияют следующие факторы:

- *горно-геологические* – размеры (мощность, длина по простиранию и глубина по падению), форма и углы падения рудных тел;
- *горнотехнические* – системы разработки и порядок отработки месторождения, условия поддержания горных выработок, условия и безопасность ведения горных работ, время, необходимое для подготовки и отработки этажа (горизонта);
- *техничко-экономические* – запасы руды в этаже, ценность и содержание металла в руде; объемы и сроки проведения горно-капитальных и горно-подготовительных выработок; стоимость подъема руды и породы, водоотлива, доставки людей и материалов.

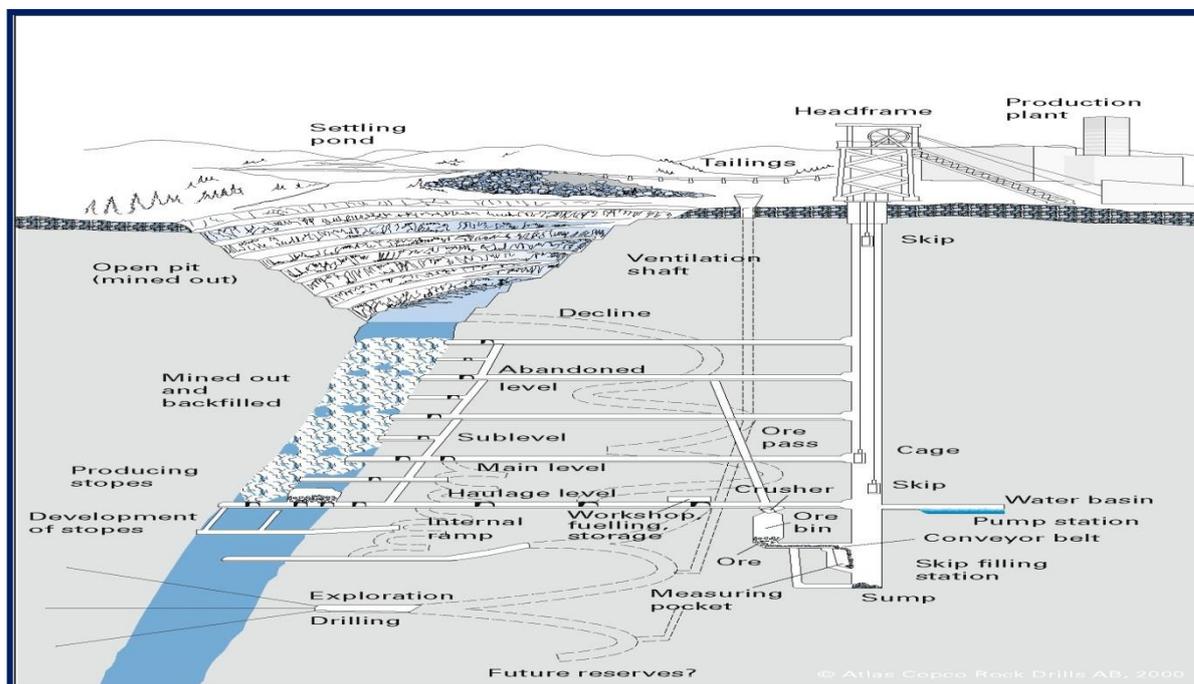
На практике высота этажа варьируется в широком диапазоне: от 20 до 100 м и более. Этот параметр существенно зависит от угла падения рудной залежи и ее мощности: чем меньше значения этих показателей, тем меньше высота этажа. При наклонном залегании рудной залежи высота этажа может составлять около 20 м, а при разработке мощных крутопадающих месторождений достигает 60–100 м. Однако при разработке крутопадающих жил она составляет всего 40 м. Применение лифтов для подъема людей, материалов и оборудования позволяет увеличить высоту этажа.

2.4 Ступени вскрытия и их параметры

Как правило, вскрытие глубоких крутопадающих месторождений осуществляется не сразу на всю глубину, а производится в два, три и более этапов (ступенями). Вначале месторождение вскрывают с поверхности и

⁹Howard L. Hartman, Jan M. Mutmanský . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002
AlabamaUSA319 p

начинают обрабатывать его верхнюю часть (первую очередь вскрытия), а затем, по мере необходимости, последовательно вскрывают и обрабатывают нижние части (рис. 2.4).



По данным практики глубина первой очереди вскрытия колеблется в широких пределах: от 300 м (для неглубоких месторождений) до 1 200 м (для месторождений средней глубины залегания).

Шагом вскрытия называют глубину, на которую месторождение вскрывают соответственно во вторую и последующие очереди. Этот параметр должен быть кратным высоте этажа и соответствовать расстоянию между концентрационными горизонтами. Обычно шаг вскрытия составляет 100 – 400 м¹⁰.

Контрольные вопросы:

1. Какие существуют процессы разработки месторождений полезных ископаемых?
2. Что такое этаж и какие бывают размеры этажа?
3. Какая разница между ступенем и шагом вскрытия?

Используемые литературы:

1. Howard L. Hartman, Jan M. Mutmanský . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 AlabamaUSA
2. William A.H., Richard L.Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2003 Orebo Sweden.

¹⁰William A.H., Richard L.Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2009 Orebo Sweden p 22

3. Пучков Л.А., Жежелевский Ю.А. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых. Учебник для ВУЗов Том 1.МИР горной книги. Издательство НГГУ. Горная книга 2009 г.

3-тема: Технология подземной разработки пластовых месторождений

План:

1. Горно-геологическая характеристика угольных месторождений.
2. Классификация запасов углей.
3. Производственная мощность шахты и срок службы
4. Процессы очистной выемки при разработке угольных месторождений

Ключевые слова и фразы: марка угля, мощность пласта, горное давление, управление горным давлением, крепление призабойного пространства, управление кровлей, системы разработки угольных месторождений, подземная газификация, выемочный комбайн, механизированный комплекс.

3.1 Горно-геологическая характеристика угольных месторождений

В настоящее время из недр Земли извлекается около 12 млрд. т. различных минеральных продуктов, 86,5% из них относится к энергетическим.

1910 г. в топливном балансе стран мира использовались уголь (65%), дрова (16%), растительные и животные отбросы (16%), нефть (3%). С 30-х годов XX века положение начало меняться: снизилась доля угля (55%), увеличилась доля нефти (15%), стал применяться горючий газ (3%).

В дальнейшем положение резко меняется: в конце XX века уголь по потреблению в ТЭБ мира стоял уже на 2 месте (40%).

Доля угля в производстве электроэнергии: США, Болгарии (-60%), Китай и Индия (70%), Австралия (76%), Польша (>80%). Это обусловило рост добычи угля: Китай 2500 млн. т., США свыше 1 млрд. тонн.

В настоящее время добыча угля ведется в 60 странах. Ежегодно в России, США, Китае, Польше, ЮАР, Индии, Австралии добывается более по 100 млн. т. На долю этих стран приходится 87% мировой добычи угля.

Если разведанных запасов нефти хватит на 40-50 лет, то угля - не менее 200-250 лет. Мировые прогнозные запасы угля оцениваются 14,81 трл. т. в основном оно сосредоточено в России (5,2 трл. т.), США (3,6 трл. т.) и Китае (1,46 трл. т.) Разведанные запасы угля в мире на 1.01.96 составляли 1752,2 млрд. т..

Поскольку ископаемый уголь остается единственным крупным топливным ресурсом человечества, предполагается, что он со временем заменит нефть и газ.

Угольным месторождением называется природное скопление угля, которое в количественном и качественном отношении пригодно для

промышленного освоения¹¹.

Ископаемые угли - это твердые горючие вещества осадочного происхождения, состоящие из продуктов разложения органических веществ содержащие от 75 до 97% углерода и некоторое количество минеральных примесей. Ископаемые угли залегают в виде пластообразных тел и прослоев среди других пород осадочного происхождения.

Пластом принято называть геологическое тело, сложенное однофазной осадочной породой, ограниченное двумя приблизительно параллельными поверхностями.

Мощность пласта:

Россия:

- а) весьма тонкие до 0,7 м.;
- б) тонкие 0,71-1,2 м.
- в) средней мощности 1,21-3,5 м.
- г) мощные >3,5 м.

Германия: 8 групп до 0,7; 0,7-1; 1-1,3; 1,3-1,6; 1,6-1,9; 1,9-2,2; 2,2-2,5; >2,5

КНР:

- а) тонкие <1,3 м.;
- б) средней мощности 1,3-3,5;
- в) мощные >3,5 м.

Угольные пласты бывают простого и сложного строения. Пласт простого строения состоит только из полезных ископаемых, в пласте сложного строения уголь разделяется на отдельные слои прослойками породы. Слой угля, между двумя прослойками породы, называется пачкой.

Различают у пластов сложного строения : мощность полную, полезную и вынимаемую.

В России разрабатываются подземным способом пласты мощностью от 0,5 до 18 м., при этом средняя мощность 2,51 м., в Великобритании 1,4м., в Германии 1,78 м., во Франции 1,63, нижний предел 1,2 м.

Угол падения пласта:

Россия:

- а) пологие до 18°;
- б) наклонные 19-35°;
- в) крутонаклонные 35-55°;
- г) крутые 56-90°

Германии:

- а) пологие до 18°
- б) слабонаклонные 18-36°
- в) сильнонаклонные 36-54)
- г) крутые >54

Газоносность пластов. Разработка угольных месторождений часто

¹¹Howard L. Hartman, Jan M. Mutmanský . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002
AlabamaUSA 339 p

сопровождается выделением метана или углекислого газа. Различают абсолютную и относительную газообильность шахт.

По относительной газообильности шахты подразделяются на 4 категории |(Россия).

- 1 категория до $5\text{м}^3/\text{т}$,
- 2 категория $5-10\text{м}^3/\text{т}$,
- 3 категория $10-15\text{м}^3/\text{т}$,
- 4 сверхкатегорийные
- 5 опасные по внезапным выбросам.

В Индии на три, в Германии на 7.

Марка угля. Промышленное обозначение сорта угля называется маркой угля.

Бурые угли (начальная стадия метаморфизма): Б-1 (влажность $>40\%$)

Б-2 (30-40%)

Б-3 ($<30\%$)

Каменные угли (по выходу летучих веществ и спекаемости) Д - длиннопламенные, Г - газовые, ГЖ - газовое жирные, Ж - жирные, КЖ - коксовые жирные, К - коксовые, ОС - отощенные спекающиеся, СС - слабо спекающиеся, Т - тощие,

г» Антрациты: ПА - полуантрациты, А - антрациты

Выход летучих не более 6% в антрацитах, 6-8% в полуантрацитах.

Склонность угля к самовозгоранию¹².

Угли всех марок в разной степени склонны к самовозгоранию, то есть опасны по возникновению эндогенных пожаров¹³.

Горные удары. С ростом глубины разработки увеличивается напряженное состояние массива и возникает опасность горных ударов.

Летучие вещества - вещества, выделяющиеся из ископаемых углей при нагревании. В состав летучих веществ входят влага, летучие органические части угля, частично продукты разложения некоторых минералов. Выход летучих веществ от бурых углей к каменным и далее к антрацитам снижается от 50% до 2%.

3.2 Классификация запасов углей

Деление запасов:

- общие геологические
- разведанные - достоверно доказанные и предполагаемые запасы категории $A+B+C_1+C_2$

¹²Howard L. Hartman, Jan M. Mutmanský . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 AlabamaUSA 340p

¹³Howard L. Hartman, Jan M. Mutmanský . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 AlabamaUSA341p

достоверные - измеренные и вычисленные запасы категории $A+B+C_1$
пригодные:

- для освоения при современном технико экономическом уровне

При изменяющейся мощности, шахтное поле делят на участки, определяют на каждом из них $t_{ср}$ и подсчитывают запасы

Запасы угля в шахтном поле

$$Z_{бал} = D * p$$

где:

D - площадь ш.п. m^2

p – средняя производительность пласта t/m^2 , $p = tu$;

t - средняя мощность пласта y - средняя плотность угля в массиве (бурого-1,2; каменного 1,3-1,4, антрацита 1,5-1,6)

Производительность пласта - это масса угля в тоннах в призме с основанием $1m^2$ и высотой равной его мощности в метрах. При изменяющейся мощности, шахтное поле делят на участки, определяют на каждом из них $t_{ср}$ и подсчитывают запасы:

$$\sum Z_{бал} = Z_1 + Z_2 + \dots + Z_n = D_1 p_1 + D_1 p_2 + \dots + D_n p_n$$

n -Число участков

При нескольких пластах в шахтном поле

$$\sum Z_{бал} = D_{пл1} p_{пл1} + D_{пл2} p_{пл2} + \dots + D_{плi} p_{плi}$$

i -Число пластов

При равных площадях шахтного поля по каждому пласту:

$$\sum Z_{бал} = D_{пл} (p_{пл1} + p_{пл2} + \dots + p_{плi})$$

Потери, оценивают коэффициентом потерь.

$$K = \frac{Z_{пр}}{Z_{к}}$$

Потери угля (%) определяются

$$K_y = 100 * (1 - Z_{пр} / Z_{бл})$$

Промышленные запасы угля в шахтном поле:

$$Z_{пр} = Z_{бл} * c$$

c - коэффициент извлечения

$$c = 1 - 0.01 K$$

При ориентировочных расчетах рекомендуется принимать « c » в зависимости от типово,

Тонкие 0,9-0,92

Средней мощности 0,85-0,88

Мощные пологие 0,82-0,85

Мощные крутые 0,75-0,8

Деление шахтного поля на части. Производственная мощность и срок службы шахты.

Деление месторождения на шахтные поля:

Способы: а) по простиранию

б) по площади

в) по падению

г) комбинированный

Деление шахтного поля

Крылья; бремсберговая часть; уклонная часть; на этажи.

Деление шахтного поля на панели, панели на ярусы.

3.3 Производственная мощность шахты и срок службы

$$A_{\text{год}} = K_{\text{п.з.}} * n_{\text{р.д.}} \sum_{i=1}^n A_{\text{сут}}$$

$K_{\text{п.з.}}$ - коэффициент, учитывающий добычу угля из подготовительных забоев

$n_{\text{р.д.}}$ - число рабочих дней в году

$A_{\text{сут}}$ - среднесуточная нагрузка на очистной забой, т/сут

Типовые производственные мощности шахт 3000, 4000, 5000, 6000, 8000, 10000 и 12000, 20000 т/сут.

Между $A_{\text{год}}$, $Q_{\text{пр}}$ и T существует зависимость

$$Q_{\text{пр}} = A_{\text{год}} * T$$

$T \geq 40$ лет при $A_{\text{сут}}$ 3000, 4000 т/сут.

$T > 50$ лет при $A_{\text{сут}} > 4000$ т/сут.

Время на освоение проектной мощности t :

для шахт мощностью до 4000 т/сут., 2-3 года;

5000-6000 т/сут., 3-4 года; >

6000 т/сут. 4-5 лет.

года; 5000-6000 т/сут., 3-4 года;

>6000 т/сут. 4-5 лет¹⁴.

Таким образом, определяется полный срок службы шахты.

Зная $Q_{\text{пр}}$, и соотношение $A_{\text{год}}$ и T , можно определить мощность и срок службы шахты.

При разработке угольных месторождений с небольшими запасами $A_{\text{год}}$ и T могут быть меньше типовых.

При больших размерах месторождения, когда на нем можно расположить несколько шахтных полей, решается обратная задача. Задаются производственной мощностью и сроком службы шахты, а затем определяют необходимые размеры шахтного поля, чтобы оно имело требуемые промышленные запасы.

Производственная мощность шахты в первую очередь зависит от числа и мощности пластов угля в шахтном поле. Чем больше пластов и их мощность, тем большую мощность может иметь шахта.

¹⁴Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002
AlabamaUSA342-344p

Для разработки свит, тонких пластов рекомендуется строить шахты 3000-8000 т/сут.

Для разработки свит, пластов средней мощности и мощных пластов, мощность принимается 12000-20000 т/сут.

Вскрытие шахтного поля

К основным факторам, определяющим выбор схемы и способа вскрытия шахтного поля или его части относятся: число вскрываемых пластов, угол падения пластов, свойства вмещающих пород, расстояние между пластами, мощность наносов, наличие пльвунов и других водоносных пород, нарушенность месторождения, глубина разработки, рельеф местности, производственная мощность шахты, размер шахтного поля, срок службы шахты, уровень развития горно-добывающей техники, подготовка шахтного поля, система разработки и схема вентиляции и др.¹⁵.

Схема вскрытия-пространственное расположение вскрывающих выработок (стволы, штольни и др.) относительно границ шахтного поля.

Способ вскрытия - расположение системы вскрывающих выработок в шахтном поле относительно горизонтальной плоскости и с учетом их функционального назначения.

Вскрывающие выработки -главные вскрывающих выработки (вертикальные и наклонные стволы, штольни).

Вспомогательные вскрышные выработки (слепые стволы, квершлагги, скаты, бремсберги, уклоны и др.)

Схемы вскрытия подразделяются:

1. По расположению главных вскрышных выработок относительно границ шахтного поля.

2. По числу откаточных горизонтов, вскрываемых главными и вспомогательными вскрывающими выработками.

Все способы вскрытия подразделяются:

Вертикальными стволами для выполнения всех транспортных и вспомогательных операций (способ вскрытия вертикальными стволами).

Наклонными стволами для выполнения всех транспортных и вспомогательных операций (способ вскрытия наклонными стволами).

Штольнями для выполнения всех транспортных и вспомогательных операций (способ вскрытия штольнями).

Наклонными стволами или штольнями для выдачи угля и вертикальными стволами для выполнения вспомогательных операций (комбинированный способ вскрытия)

¹⁵Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002
AlabamaUSA346-347p

3.4 Процессы очистной выемки при разработке угольных месторождений

1. Выемка угля
2. Транспортирование угля
3. Крепление призабойного пространства
4. Управление кровлей

Технология и механизация выемки угля

В настоящее время используют следующие способы выемки угля:

1. Механический способ выемки угля
2. Буровзрывной способ выемки угля
3. Гидравлический способ выемки угля
4. Геотехнологические способы

Выбор способа выемки зависит прежде всего от свойств и состояния пласта и окружающих пород, наличия технических средств, требований к качеству угля, также затрат на выемку.

Процесс выемки включает разрушение пласта и погрузку отбитого угля, которые могут выполняться либо одной, либо несколькими машинами, одновременно или последовательно.

Наибольшее распространение получил механический способ выемки угля. Он осуществляется с помощью комбайнов и стругов, врубовых машин, бурошнековых установок и т.д.

Управление горным давлением. Крепи очистных выработок.

Управление кровлей.

Горным давлением называются силы, действующие в массиве горных пород и проявляющиеся в виде деформаций и разрушений пород вокруг горной выработки¹⁶, давлением горных пород на крепь, закладку, целики. Горное давление вызывается собственным весом пород, а иногда и тектоническими силами и температурными градиентами.

Управлением горным давлением называется совокупность мероприятий по регулированию проявлений горного давления в рабочем пространстве очистной выработки в целях обеспечения безопасности и необходимых производственных условий. Эти мероприятия сводятся к выбору рациональных конструкций крепи, способов крепления, способов управления кровлей и к проведению специальных мероприятий по предупреждению горных ударов, внезапных выбросов угля и газа, самовозгорания угля.

Всё это зависит в первую очередь от состава и свойств пород кровли и почвы очистной выработки. В зависимости от крепости и устойчивости пород различают кровлю ложную, непосредственную и основную, и почву

¹⁶Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002
AlabamaUSA348-349p

непосредственную и основную.

Крепь очистных выработок

Крепь очистной выработки должна быть прочной, не мешать выполнению производственных процессов и иметь минимальную стоимость и наименьшие трудовые затраты на ее установку, переноску или передвижку крепи очистных выработок делятся на:

1. Индивидуальную крепь
2. Передвижную крепь (механизированная крепь)

Индивидуальная крепь состоит из отдельных, не связанных между собой стоек с верхняками или без них, и вручную переставляется вслед за подвиганием забоя.

Передвижная крепь состоит из взаимосвязанных элементов (стояк, верхняков, оснований и других элементов) и передвигается вслед за забоем с помощью домкратов (самоходная или механизированная крепь) или под действием собственного веса и веса обрушенных на нее пород (щитовая крепь на крутых пластах).

Индивидуальная крепь делится в зависимости от материала на:

1. Деревянную
2. Металлическую
3. Смешанную

От назначения на:

1. Призабойную
2. Посадочную

Призабойная крепь устанавливается вслед за выемкой угля и служит для поддержания кровли в рабочем пространстве очистной выработки. Металлическая индивидуальная призабойная крепь состоит из стоек, установленных под металлические верхняки, соединенных между собой шарнирно. Посадочная крепь устанавливается на границе с погашаемым выработанным пространством и служит для управления обрушением или плавным опусканием кровли. Посадочная крепь применяется в виде органичного ряда, кустов, костров и металлических стоек-тумб.

Индивидуальная крепь не обеспечивает полной безопасности работ, а сам процесс весьма трудоемкий. Эти недостатки устраняются при применении самопередвигающихся крепей, которые обычно входят в состав очистных механизированных комплексов и агрегатов.

Механизированные крепи очистных комплексов и агрегатов в зависимости от характера взаимодействия с боковыми породами подразделяются на:

1. Поддерживающие
2. Оградительно-поддерживающие

Поддерживающие крепи выполняют роль призабойной и посадочной крепей, т.е. поддерживают кровлю в рабочем производстве очистной

выработки и одновременно управляют обрушением кровли.

Если крепь еще ограждает очистную выработку от проникновения в нее обрушенных пород, то она называется оградительно-поддерживающей.

Механизированная крепь. Передвижка и установка полностью механизирована. Состоит из отдельных секций, каждая из которых состоит из основания, гидравлических стоек, верхняка и гидравлического домкрата.

Щитовые крепи применяются при разработке крутых пластов и передвигаются по падению под действием собственного веса и веса обрушенных на них пород.

Управление кровлей

Управлением кровлей называется совокупность мероприятий по регулированию обрушений и деформаций кровли в выработанном пространстве в целях обеспечения безопасности и необходимых производственных условий в очистной выработке.

Способы управления кровлей¹⁷:

1. Обрушением пород в выработанном пространстве
2. Искусственным поддержанием кровли в выработанном пространстве.
3. Естественным поддержанием кровли в выработанном пространстве.

Технология очистных работ и системы разработки тонких и средней мощности пологих пластов

При разработке тонких и средней мощности пологих пластов применяется машинно взрывная отбойка угля, выемка угля очистными комбайнами, очистными комплексами и агрегатами.

Машинно-взрывная отбойка угля. Это буровзрывной способ отбойки с предварительной подрубкой пласта врубовой машиной.

Врубовая машина состоит из: двигателя(1); падающей части(2); режущей части(3) с исполнительным органом - баром(4). Бар имеет режущую цепь с режущими зубками. А также расштибовщик(6) - для удаления угля.

Выемка угля комбайнами

Угольные комбайны отделяют от массива уголь и производят погрузку его на конвейер. Вслед за комбайном производится оформление забоя (ручная отбойка оставшейся пачки угля у почвы и кровли пласта), погрузка отбитого при оформлении забоя и оставшегося после комбайна угля на конвейер, крепление забоя.

¹⁷Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002
AlabamaUSA350-351p

Выемка угля очистными комплексами и агрегатами

Очистным комплексом называется набор машин и оборудования, взаимно связанных по своим технологическим параметрам и обеспечивающих механизацию всех основных процессов по добыче угля в очистном забое.

Очистным агрегатом называется механически и технологически связанные друг с другом в одно единое целое и перемещающиеся по ходу движения забоя средства выемки, погрузки, транспорта полезного ископаемого и защиты рабочего пространства от давления горных пород.

Очистной комплекс включает в себя узкозахватный комбайн, конвейер и механизированную крепь.

Комплекс КМ-87 состоит из механизированной крепи М-87, конвейера СПМ-87Б и перемещающегося по нему очистного комбайна (1К-52М, 2К-52, БК-52, БК-2). Применение очистных комплексов по сравнению с комбайнами с индивидуальной крепью позволило достигнуть высоких ТЭП и обеспечить безопасность в лаве. Очистные агрегаты объединяют механизированную крепь оградительно-поддерживающего типа, струговую установку, конвейер, крепи сопряжения лавы со штреком, перегружателя, насосную станцию и пульта управления.

Системы разработки тонких и средней мощности пологих пластов

При их разработке применяются сплошные, столбовые, камерные и комбинированные системы разработки.

Сплошная система разработки характеризуется параллельным ведением подготовительных и очистных работ, когда в пределах выемочного поля (этаже, части этажа, ярусе) одновременно проводятся подготовительные выработки и ведется добыча угля.

Длина лавы от 60-80 до 150-200 м¹⁸.

Применяется при разработке тонких пластов без значительных геологических нарушений, устойчивых породах кровли, большом газовыделении, особенно при выбросах угля и газа, при делении шахтного поля на этажи.

Столбовая система разработки характеризуется последовательным ведением подготовительных и очистных работ. Очистительные работы начинаются только после проведения подготовительных выработок.

При этой системе разработки этаж делится на отдельные выемочные поля, в которых последовательно ведутся подготовительные и очистные работы.

После проведения подготовительных выработок выемочное поле делится на столбы, вытянутые по простиранию или по падению пласта.

Столбовая система разработки длинными столбами по простиранию

¹⁸Howard L. Hartman, Jan M. Mutmanský . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002
AlabamaUSA352-353p

Столбовая система разработки длинными столбами по падению
Столбовая система разработки длинными столбами по восстанию
Ширина столба равна длине лавы, длина - определяется размером выемочного поля.

Камерная система разработки характеризуется отработкой выемочного поля короткими забоями с оставлением между очистными выработками (камерами) целиков полезных ископаемых.

Технологии очистных работ и система разработки тонких и средней мощности крутых пластов

Разработка крутых пластов имеет свои особенности: скатывание отбитого угля и обрушившихся пород кровли по падению пласта: сползание неустойчивых пород почвы: сдвигание в выработанное пространство (в сторону падения) целиков и уступов угля; трудность транспортирования материалов и перемещение людей. Разработка тонких и средней мощности крутых пластов чаще всего ведется с применением длинных очистных забоев (лав).

Технология очистных работ в лавах

При разработке крутых пластов отбойка угля производится отбойными молотками, комбайнами и взрывным способом.

Отбойные молотки применяются при разрезке тонких пластов со сложными горно-геологическими условиями. Комбайны применяются при разработке тонких пластов с устойчивыми боковыми породами. Отбойка взрывным способом применяется при разработке пластов средней мощности.

Отбойка угля отбойными молотками

Забой имеет потолкоуступную форму. В каждом уступе работает забойщик, который отбивает уголь и устанавливает стойки крепи. Высота уступа принимается из расчета что забойщик вынул полосу угля шириной 0,9 м. и на всю длину уступа, после чего устанавливается призабойная крепь.

Длина уступа от 10-12 до 16-20 м. в зависимости от крепости угля.

Технология выемки угля комбайнами

При широкозахватной выемке сверху вниз, при узкозахватной снизу вверх.

Технология очистных работ работ взрывным способом

Потолкоуступная форма забоя применяется при мощности пласта до 2-2,5 м., а обычно применяется прямолинейная форма забоя. Управление кровлей полным обрушением или полной закладкой.

Система разработки

При разработке крутых пластов применяется сплошная система разработки лава-этаж. При большей мощности пластов применяется столбовая системы разработки (длинными столбами по простиранию).

Технология открытых горных работ и система разработки мощных пластов

Они значительно отличаются от рассмотренных выше. Это объясняется тем, что при выемке мощных пластов сразу на полную мощность образуются выработки весьма больших размеров, которые трудно поддерживать. Кроме того разработка мощных пластов осложняется опасностью самовозгорания угля теряемого в целиках, в подкровельных толщах и отбитого угля.

При разработке мощных пластов применяются:

1. Система разработки с выемкой пласта на полную мощность,
2. Слоевые системы разработки.
3. Комбинированные системы разработки¹⁹.

При разработке мощных пластов большое применение находит полная закладка выработанного пространства.

Система разработки мощных пластов с выемкой на полную мощность

Пологие и наклонные пласты мощностью до 5-7 м. иногда разрабатывают без деления на слои системами, аналогичными системам разработки пластов средней мощности.

Отбойка угля взрывным способом, управление кровлей полным обрушением или полной закладкой. Крутые пласты мощностью 4-15 м разрабатывают с применением щитовых крепей.

Разработка мощных крутых пластов длинными столбами по простиранию с выемкой столбов по падению и применением щитов А.Н.Чинакала

Уголь вынимается полосами по падению шириной 24-36 м.. Этаж делится на отдельные выемочные поля длиной 200-250 м.. Выемочное поле вскрывается с полевого этажного штрека участковым квершлагом.

Разработка мощных пластов полосами по простиранию

Слоевые системы разработки мощных пластов

1. Система разработки мощных пластов наклонными слоями
2. Система разработки мощных пластов горизонтальными слоями
3. Система разработки мощных пластов поперечно-наклонными слоями

Подземная газификация углей

Сущность заключается в том, что уголь под землей, на месте, поджигают, получают горючий газ, который отводится на поверхность, очищается от посторонних примесей и используется как энергетическое топливо или химическое сырье. Предложил Д. И. Менделеев в 1888 г. Первые опыты начались в 1932 г.. Наибольшее распространение получил фильтрационный метод ПГУ²⁰.

¹⁹Howard L. Hartman, Jan M. Mutmanský . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002
AlabamaUSA3320-335p

²⁰Howard L. Hartman, Jan M. Mutmanský . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002
AlabamaUSA420-450p

Контрольные вопросы:

1. Какие существуют процессы очистки выемки при разработке угольных месторождений ?
2. При каких условиях применяется подземная газификация угля?
3. Какие системы разработки угольных месторождений вы знаете и в каких условиях они применяются?

Используемые литературы:

1. Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 Alabama USA
2. William A.H., Richard L. Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2003 Orebovo Sweden.
3. Ткачёв В.А., Прокопов А.Ю., Кочетов Е.В. « Шахтное и подземное строительство». Технология строительства горных выработок: учебное пособие Новочеркасск 2008.

3-тема: Классификация систем разработки при подземной разработке МПИ

План:

1. Вводные сведения
2. Принятая классификация систем разработки

Ключевые слова и фразы: система разработки, камерно столбовая система разработки, система разработки с магазинированием, система разработки с обрушением, система разработки подэтажными штреками, система разработки подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды

3.1 Вводные сведения

Классификация помимо систематизации сведений служит основой для выбора систем разработки. Разнообразие горно-геологических условий рудных месторождений вызывает настолько большое разнообразие систем разработки со множеством переходных форм, что создать вполне удовлетворительную классификацию практически невозможно. Попытки классифицировать системы разработки (как и вообще методы горных работ и типы рудников) тто условиям их применения оказались бесперспективными; при разделении рудных месторождений даже на большое число типов (например, 20—30) по каждому из них может применяться целый ряд систем разработки, из которых большинство повторится для нескольких типов месторождений. Поэтому системы разработки классифицируются по собственным их свойствам.

Попытки создать единую классификацию систем- разработки месторождений всех твердых полезных ископаемых, включая уголь, дополнительно усложняли вопрос, причем без особой надобности. Одна из первых отечественных классификаций систем разработки была составлена в тридцатых годах.

В ней все системы разработки делились на три класса:

1. с естественным поддержанием выработанного пространства;
2. с искусственным поддержанием выработанного пространства;
- 3) с обрушением.

Недостатки ее, существенные уже для того времени, состояли в следующем. Искусственным поддержанием считались не только закладка и крепление, но и магазинированные руды, тогда как последнее вообще не является производственным процессом и не требует дополнительных затрат. В классе же систем с обрушением состояли как системы с креплением и последующим обрушением вмещающих пород, так и системы с обрушением руды и вмещающих пород. Таким образом, и во втором классе, и в третьем системы самые дешевые (но с повышенными потерями руды) были объединены с самыми дорогими системами, обеспечивающими наиболее полную выемку руды.

Позднее появились другие классификации²¹.

В ней системы разделены на классы по признаку состояния очистного пространства (в скобках даны наименование по нашей классификации, если они существенно отличаются. Звездочкой обозначены системы, не рассматриваемые в настоящем учебнике, как редко применяемые).

Класс I. Системы разработки с открытым очистным пространством.

1. Почвоуступные системы*.
2. Потолкоуступные системы*.
3. Системы со сплошной выемкой (сплошная система).
4. Камерно-столбовые системы.
5. Системы с подэтажной выемкой (вариант камерной системы).
6. Системы с камерно-этажной выемкой (вариант камерной системы).

Класс II. Системы разработки с магазинированием руды в очистном пространстве.

1. Система со шпуровой отбойкой из магазина (система с отбойкой из магазина, вариант со шпуровой отбойкой).
2. Система с отбойкой из специальных выработок.
3. Система с отбойкой глубокими скважинами (вариант камерной системы).

Класс III. Системы разработки с закладкой очистного пространства.

1. Системы разработки горизонтальными слоями 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.

Класс IV. Системы разработки с креплением очистного пространства.

²¹Howard L. Hartman, Jan M. Mutmanský . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002
AlabamaUSA320-360p

1. Системы с усиленной распорной и станковой крепью.
2. Системы с каменной и комбинированной крепью.

Класс V. Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства.

1. Системы разработки горизонтальными слоями и уступами с креплением и закладкой.
2. Системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками со станковой крепью и закладкой.

Класс VI. Системы разработки с обрушением вмещающих пород.

1. Системы слоевого обрушения.
2. Столбовые системы с обрушением кровли.

Класс VII. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

1. Системы подэтажного обрушения.
2. Системы этажного самообрушения.
3. Системы этажного принудительного обрушения.

Класс VIII. Комбинированные системы разработки.

1. Комбинированные системы с выемкой камер с открытым очистным пространством.
2. Комбинированные системы с выемкой камер с магазинированием руды.
3. Комбинированные системы с выемкой камер с закладкой.

Поясним, что под комбинированными здесь понимаются системы, при которых вынимают камеры вкрест простирания залежи, а затем погашают целики²².

Эта классификация наряду с ее существенными достоинствами содержит в своих основах ряд понятий, которые полезно обновить по следующим соображениям.

При скважинной отбойке в камерах отличие систем с магазинированием от систем с открытым очистным пространством практически исчезает. Выпускать ли руду сразу, после отбойки или оставлять на время, в большинстве случаев зависит лишь от текущей потребности в руде данного качества. Кроме того, в связи с появлением отбойки в зажиме любые варианты камерной системы могут применяться не только с открытым очистным пространством, но и с магазинированием. Выделение систем с магазинированием в особый класс приводит к тому, что камерная система входит одновременно и в класс систем с открытым выработанным пространством, и в класс систем с магазинированием.

Признак деления на классы—состояние очистного пространства—для ряда систем разработки учитывается на период после выемки руды. Это относится к системам, при которых закрепляют очистное

²²Howard L. Hartman, Jan M. Mutmanský . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002
AlabamaUSA325-335p

пространство, но в последующем обрушают вмещающие породы (столбовая система с обрушением и слоевое обрушение).

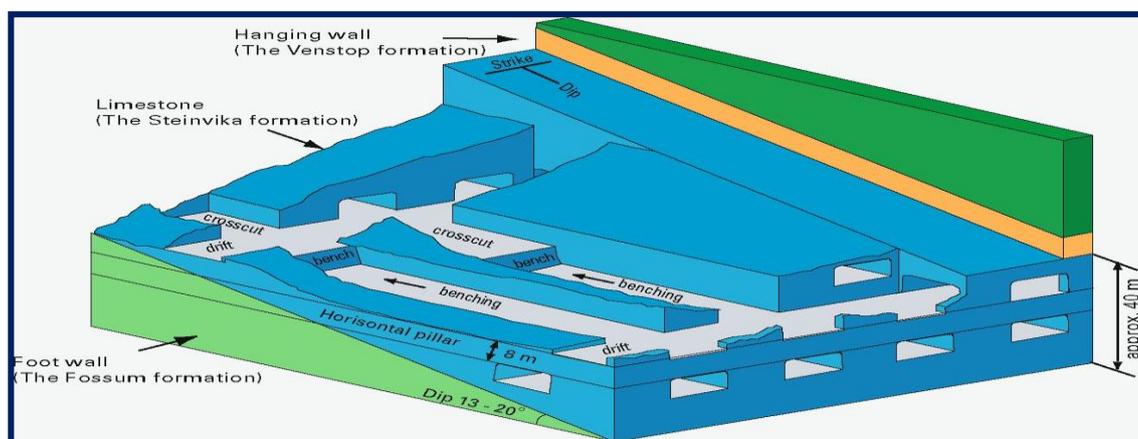
Такие системы с точки зрения процессов и показателей очистной выемки имеют все особенности систем с креплением, но отделены от них в классификации.

Далее, системы с закладкой и креплением давнего происхождения классифицируются гораздо детальнее, чем многие широко распространенные и перспективные системы.

В системах с открытым очистным пространством выделение варианта камерно-этажной выемки (варианта камерной системы с этажной отбойкой по настоящему учебнику) в отдельную систему разработки перестало оправдываться, так как этот вариант стал очень редким.

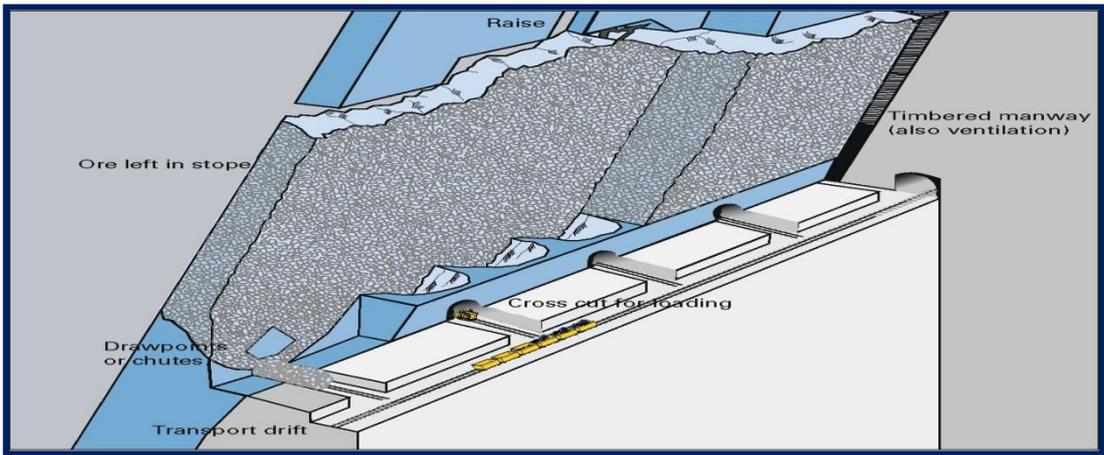
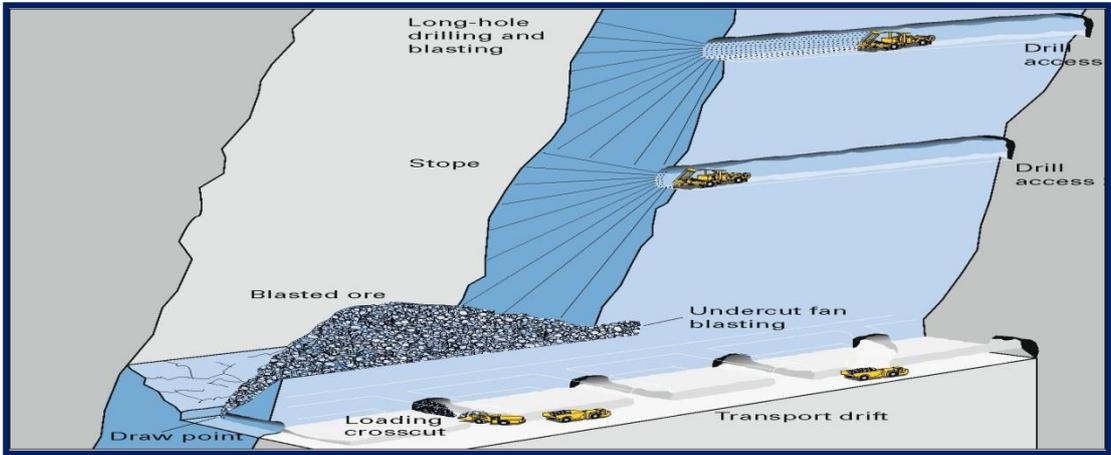
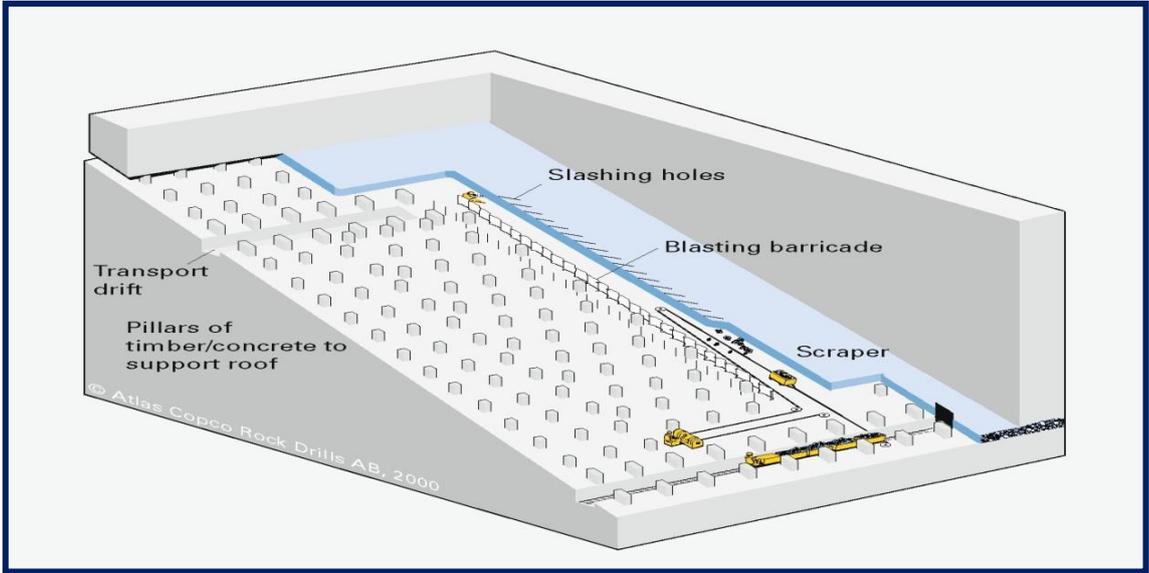
3.2 Принятая классификация систем разработки

На сегодняшний день приняты разные типы классификации. В этой классификации по возможности сохранены распространенные наименования систем разработки и внесены лишь самые необходимые изменения тем чтобы устранить или смягчить отмеченные выше недостатки имеющихся классификаций. Системы разделены в ней на классы по признаку способа поддержания очистного пространства при выемке руды (в период извлечения отбитой руды из очистного пространства).



23

²³William A.H., Richard L.Bullock.Underground mine methods-Enginiring Fundamentals and International Case Studies 2009 Orebo Swedenp 25.



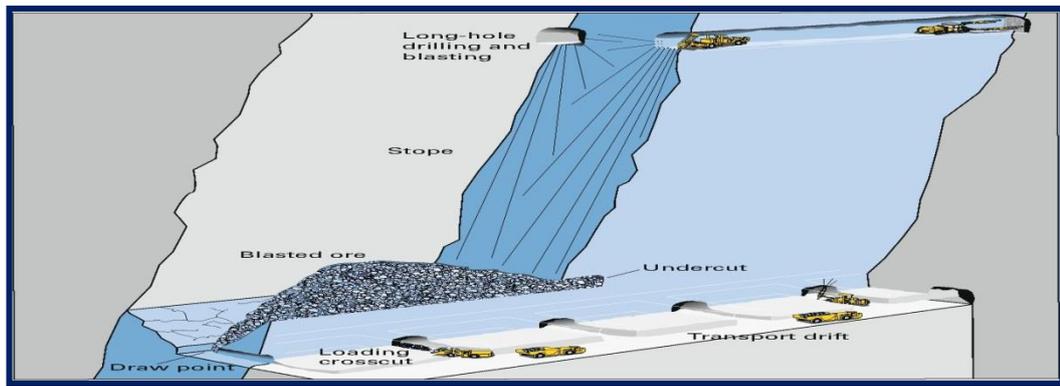


Рис. Основные системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства: а- сплошная; б- камерно-столбовая; в- камерная, — вариант с этажной г- камерная, -вариант с подэтажной отбойкой; д- с отбойкой из магазинов²⁴

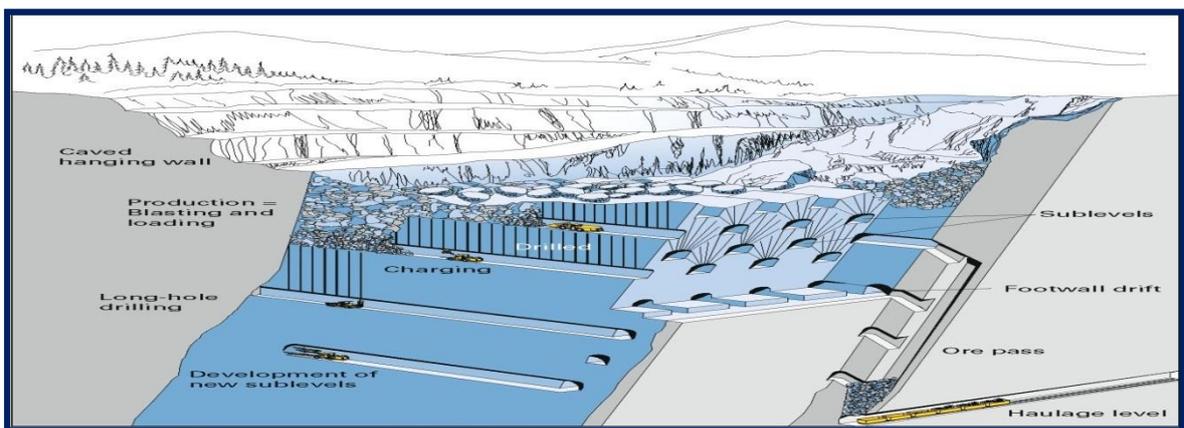
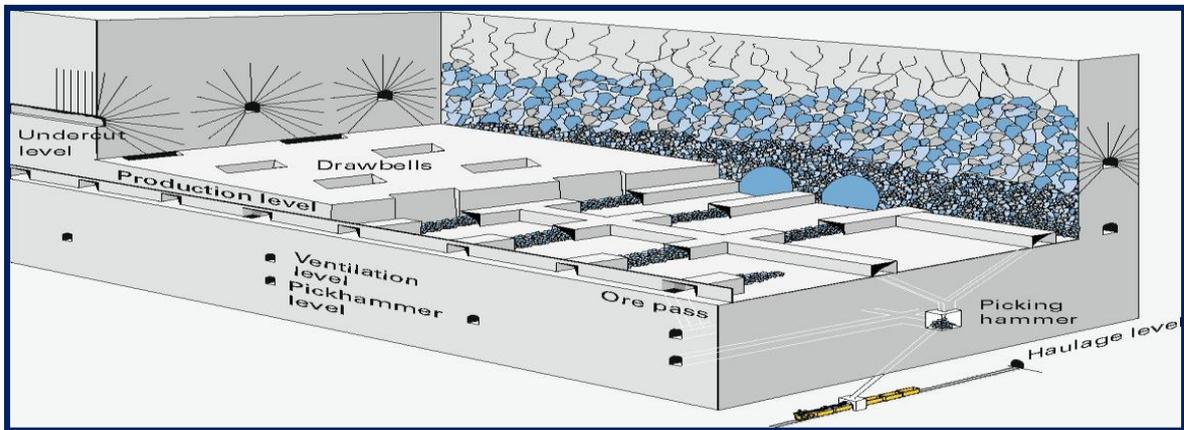


Рис. Основные системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород:

²⁴William A.H., Richard L.Bullock.Underground mine methods-Enginiring Fundamentals and International Case Studies 2009 Orebvo Swedenp25-60.

²⁵William A.H., Richard L.Bullock.Underground mine methods-Enginiring Fundamentals and International Case Studies 2009 Orebvo Sweden p30-80.

а-этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой; б-этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами; в-этажное самообрушение; г-подэтажное обрушение с торцевым выпуском; ;

I класс —системы с естественным поддержанием очистного пространства характеризуются тем, что очистная выемка состоит только в отбойке и доставке руды (включая вторичное дробление при необходимости); породы.вокруг очистного пространства не обрушаются. В этом классе находятся и системы, предусматривающие magazинирование руды, так как оно не связано с затратами труда и средств, поэтому не является производственным процессом и не может считаться искусственным поддержанием очистного пространства.

Заметим, что в случае оставления временных целиков (хотя система разработки все равно классифицируется по выемке камер) показатели отработки блока в целом будут характеризоваться ,в значительной мере выемкой целиков, осуществляемой с другим способом поддержания очистного пространства.

Системы этого класса отличаются сравнительно небольшими материально-трудовыми затратами и интенсивной разработкой месторождения. Но в залежах мощных и средней мощности они дают значительные потери руды в связи с оставлением постоянных целиков или неполным извлечением временных целиков (при выемке их с обрушением руды и вмещающих пород) либо требуют повышенных материально-трудовых затрат на извлечение временных целиков (при выемке их с искусственным поддержанием очистного пространства).

II класс —системы с обрушением руды и вмещающих пород(с массовым обрушением). Как и в I классе, очистная выемка ограничивается отбойкой и доставкой руды (включая вторичное дробление при необходимости). Отсюда относительно малые трудоемкость и себестоимость добычи и высокая производительность блоков. Но при выпуске руды под налегающими обрушенными породами ухудшаются показатели извлечения руды (такие же достоинства и недостатки имеют системы I класса в мощных залежах, если целики отрабатывают с обрушением руды и вмещающих пород).

Системы с искусственным поддержанием очистного пространства, составляющие III класс, отличаются тем, что к отбойке и доставке руды добавляются закладка, или крепление, или то и другое вместе. В случае крепления крепь либо оставляют навсегда на месте установки, либо передвигают, извлекают или разрушают по мере продвижения забоя, вызывая этим обрушение вмещающих пород. Эти системы могут обеспечить сравнительно малые потери и разубоживание руды, но только за счет повышенной себестоимости добычи и менее интенсивной разработки месторождения (такую же технико-экономическую

характеристику имеют системы ²⁶ класса, если целики вынимают с искусственным поддержанием очистного пространства.

По сравнению с другими классификациями намного снижена детализация все реже применяемых систем разработки, в частности, с сыпучей закладкой и креплением, и ,полнее отражены сравнительно новые и более перспективные системы разработки.

Устаревшие системы вообще не внесены в классификацию. Заметим, что классификация отражает традиционные методы деления этажа на блоки и образования рабочих мест для бурения, созданные применительно к переносному оборудованию. За последние годы на базе самоходной техники возникли новые системы разработки, отступившие от традиционных методов, однако они еще не определились в должной мере ни по своей конструкции, ни по условиям применения.

Контрольные вопросы:

- 1.Что такое система разработки?
- 2.Какие существуют классификации систем разработки месторождений полезных ископаемых при подземной разработке?
- 3.Условия применения систем разработки в конкретных горно-геологических условиях?

Используемые литературы:

- 1.Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 Alabama USA
2. William A.H., Richard L.Bullock.Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2003 Orebo Sweden.
- 4.Ткачѳв В.А., Прокопов А.Ю., Кочетов Е.В.« Шахтное и подземное строительство». Технология строительства горных выработок: учебное пособие Новочеркасск 2008.

²⁶William A.H., Richard L.Bullock.Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2009 Orebo Sweden p 20-85.

IV. МАТЕРИАЛЫ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ

1-практическая работа:

Расчет показателей потерь и разубоживания руды

Цель: Образование навыков порасчету показателей потерь и разубоживания руды по добычному участку

Постановка задачи: Определения потерь и разубоживания руды по добычному участку

Потерями руды при добыче считается часть балансовых запасов, не извлеченная из недр при разработке или оставленная в местах складирования, погрузки и транспортирования. Под потерями качеств (разубоживанием) понимается снижение содержания полезного компонента в добытой руде (рудной массе) по сравнению с содержанием его в балансовых запасах²⁷.

В соответствии с Единой классификацией потерь твердых полезных ископаемых принимаются следующие основные показатели,

1. Показатели извлечения по металлу (полезному компоненту);

коэффициент потерь металла (полезного компонента)

$$K_p = c_n / (Бс)$$

где n — количество руды, потерянной из балансовых запасов, т;

$Б$ — количество погашенных балансовых запасов руды, т;

c — содержание металла (полезного компонента) в погашенных балансовых запасах, % или г/т;

c_n — содержание металла (полезного компонента) в потерянной руде, % или г/т.

При $c = c_n$

$$k_n = nБ$$

коэффициент разубоживания руды

$$p = (c - a) / c,$$

где a — содержание металла (полезного компонента) в добытой рудной массе, % или г/т.

2. Показатели извлечения по руде (полезному ископаемому), % потери руды

$$П = (n : Б) 100 - (1 - k_{np}) 100$$

разубоживание руды (%)

$$П = (В / Д) 100, \text{ где } В - \text{ количество пород, засоривших руду, т;}$$

$Д$ — количество добытой рудной массы, т.

В свою очередь

$$Д = Б - п + В = Б(1 - k_n) / (1 - p) = Бk_n / (1 - p)$$

извлекаемый запас руды

$$И = Бk_{np}$$

²⁷William A.H., Richard L.Bullock.Underground mine methods-Enginiring Fundamentals and International Case Studies 2009 Orebvo Sweden

где k_{np} - коэффициент извлечения рудных запасов.

Средние по блоку (добычному участку) потери и разубоживание руды, подсчитываются как средневзвешенные величины из отдельных элементов блока (добычного участка).

При подсчете коэффициентов извлечения k_{np} и разубоживания руды следует принимать:

для подготовительных и нарезных выработок, проводимых полным сечением по руде, а также при частичном выпуске отбитой руды в системах с магазинированием $k_{np}=1; p = 0$

для подготовительных и нарезных выработок, проводимых частично по руде и частично по породе без сортировки, $k_{np} = 1;$

$$= (S - S_p)/S,$$

где S — сечение выработки, m^2 ; S_p - сечение выработки по рудам, m^2 .

С отборкой породы

$$k_{np} = 0,9-0,95, \quad p = V - (V_p + V_c * 1/K_p) / V$$

где V - полный объем выработки, m^3 ; V_p -объем выработки по руде, m^3 ;

V_c - объем отсортированной породы, m^3 ; K_p - коэффициент разрыхления отсортированной породы.

Для очистных работ в несколько стадий подсчитывают средние значения k_{np} и p .

Значения k_{np} и p для очистной выемки зависят от условий и системы разработки месторождения и принимаются по практическим или нормативным данным.

Показатели по блоку (добычному участку) сводят в табл. 1

Таблица 1

Стадии работ	Баланс - совы е запасы Б, т	Коэффициент извлечения руды k_{np}	Коэффициент разубоживания руды, p	Извлекаемые запасы руды, И,	Количество добытой рудной массы Д, т	Доля участия в добыче рудной массы из блока
Подготовительные работы	B_p	k_{npp}	P_p	I_p	D_p	K_p
Итого Нарезные работы	B_n	k_{nprn}	P_n	I_n	D_n	K_n
Итого Очистные работы:	$B_{ок}$ $B_{оч}$ B_0 B	$k_{nprк}$ $k_{nprч}$ $k_{nпро}$ k_{np}	P_k P_i P_o P	I_k I_i I_o I	D_k $D_ч$ D_o D	$K_{оч}$ K_i K_o $K=1$

Выемка камеры						
Выемка целиков						
Итого						
Всего по блоку						

По данным таблицы определяем средние значения коэффициентов извлечения и разубоживания руды:

из подготовительных работ $k_{пр} = I_{п} / B_{п}$; $P_{п} = (D_{п} - I_{п}) / D_{п}$;

из нарезных работ $k_{прн} = I_{н} / B_{н}$; $P_{н} = (D_{н} - I_{н}) / D_{н}$;

из очистных работ $k_{про} = I / B_0$; $p_a = (D_0 - I_0) / D_0$;

по блоку $k_{пр} = I / B$; $p = (D - I) / D$.

Доля участия в добыче рудной массы из блока определяется по следующим формулам:

для подготовительных работ $K_{п} = D_{п} / D'$

для нарезных работ $K_{н} = D_{н} / D'$,

для очистных работ $K_0 = D_0 / D$

Пример 1. Определить показатели потерь и разубоживания руды по блоку для системы разработки горизонтальными слоями с закладкой (рис.1) для следующих условий: мощность рудного тела $t = 2,5$ м; угол падения $\alpha = 65^\circ$; плотность руды $\gamma = 3,8$ т/м³; коэффициент крепости $f = 6$; высота этажа $h_{эт} = 40$ м; длина блока $L_6 = 55$ м; высота отбиваемого слоя руды $h = 2$ м; потери руды $\Pi = 3\%$; разубоживание руды $P = 3\%$.

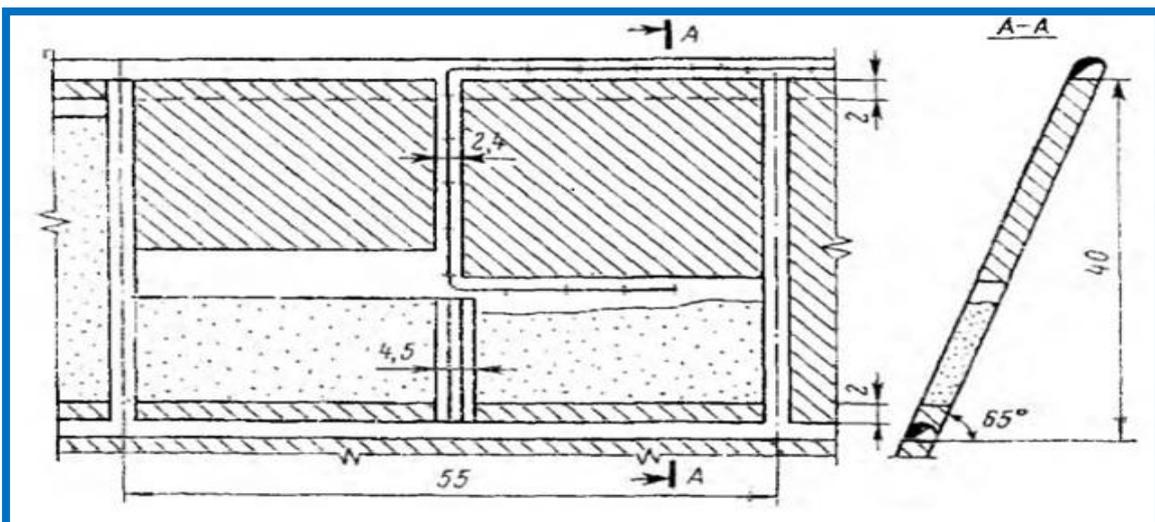


Рис. 1. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой очистного пространства

Решение.

1. Распределение балансовых запасов руды в блоке приведено в табл. 2

Таблица 2

Стадии работ	Число вырабо- ток	Длина, м		Площадь попереч- ного сечения, выработ- ки, м ²	Объем по руде, м ³	Балан- совые запасы, т
		одной выработ- ки	общая			
Подготовитель- ные работы: откаточный штрек	1	55	55	7,9	435	1645
восстающий	1	42	42	6,0	252	965
Итого			97		687	2611
Нарезные работы (подсечка)	1	52,6	52,6	5,0	263	999
Итого			52,6		263	999
Очистные работы: выемка камеры целиков (около штреков)					4070	15 466
Итого					480	1824
Всего по блоку			149,6		4550 5500	17290 20900

2. Подсчет потерь и разубоживания руды по блоку приведен в табл. 3.

Средний коэффициент извлечения руды:

по очистным работам $k_{пр} = 16\,464/17\,290 = 0,952$;

по блоку $k_{пр} = 20\,074/20\,900 = 0,96$.

Средний коэффициент разубоживания руды:

по очистным работам $p_0 = (17\,290 - 16\,464):17290 = 0,048$;

по блоку $p = (20\,900 - 20\,074): 20\,900 = 0,04$.

Таблица 3

Стадии работ	Балан- совые запасы, т	Кoeffи- циент извлечения руды	Кoeffи- циент разубо- живания руды	Извле- каемые запасы руды, т	Коли- чество добытой рудной массы, т	Доля участия в добыче- рудной массы из блока
Подготови- тельные работы	2611	1,0	0,0	2611	2611	—
Нарезные работы	999	1,0	0,0	999	999	—
Итого	3610	1,0	0,0	3610	3610	0,173
Очистные работы: выемка камеры целиков	15466	0,97	0,03	15002	15466	0,74
Итого	1824	0,9	0,1	1462	1824	0,087
Всего по блоку	17290 20900	0,952 0,96	0,048 0,04	16464 10074	17 290 10900	0,827 1,00

Пример 2. Определить показатели потерь и разубоживания руды по блоку для камерной системы с поэтажной отбойкой руды (см.2) для следующих

условий: потери руды при выемке камер $P_k=5\%$; при выемке целиков $P_c=20\%$; разубоживание руды при выемке камер $P_k=5\%$; при выемке целиков $P_c=15\%$,

Решение.

1. Объем подготовительных и нарезных работ на блок и распределение рудных запасов в блоке по стадиям работ приведены в табл.

2 Показатели потерь и разубоживания по блоку приведены в табл. 4

Средний коэффициент извлечения руды:

по очистным работам $k_{нр0} = 147\,933 : 164\,224,8 = 0,90$;

по блоку $k_{нр} = 160\,108,2 : 176\,400 = 0,91$.

Таблица 4

Стадии работ	Балансовые запасы, т	Коэффициент извлечения руды	Коэффициент разубоживания руды	Извлекаемые запасы руды, т	Количество добытой рудной массы, т	Доля участия в добыче рудной массы из блока
Подготовительные работы	2836,8	1,0	0,0	2836,8	2836,8	
Нарезные работы	9338,4	1,0	0,0	9338,4	9338,4	
Итого	12 175,2	1,0	0,0	12 175,2	12 175,2	0,07
Очистные работы:						
выемка камеры	110354,4	0,95	0,05	104836,68	110354,4	0,64
целиков	53870,4	0,80	0,15	43096,32	50 701,55	0,29
Итого	164224,8	0,90	0,08	147933	161 055,95	0,93
Всего по блоку	176 400	0,91	0,074	160108,2	173231,15	1,00

Средний коэффициент разубоживания руды:

по очистным работам $p_0 = (161\,055,95 - 147\,933) : 161\,055,95 = 0,08$;

по блоку $p = (173\,231,5 - 160\,108,2) : 173\,231,5 = 0,074$.

Пример 3, Определить показатели потерь и разубоживания руды по блоку для системы подэтажного обрушения для следующих условий: потери руды при выпуске под обрушенными породами $P_0=15\%$; разубоживание руды при выпуске под обрушенными породами $P_0=10\%$; плотность руды $\gamma=3,5\text{т/м}^3$.

Контрольные вопросы:

1. Что такое потери?
2. Что такое разубоживание?
3. Что влияет на показатели потерь и разубоживания руды при добыче?

Используемые литературы:

1. Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky. Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 Alabama USA

2. William A.H., Richard L.Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2003 Orebo Sweden.

3. Милехин Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений. Учебное пособие: Мурманск издательство МГТУ 2004.

4. Ткачёв В.А., Прокопов А.Ю., Кочетов Е.В. «Шахтное и подземное строительство». Технология строительства горных выработок: учебное пособие Новочеркасск 2008.

2-практическая работа:

Процессы очистной выемки. Расчет отбойки руды

Цель : Образование навыков у слушателей по процессу очистной выемки и отбойки руды.

Постановка задачи: Расчитать процессы очистной выемки.

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

Различают два способа взрывной отбойки: удлиненными и камерными зарядами.

В шпурах, пробуренных ручными или телескопными перфораторами диаметром 40—50 мм и глубиной до 5 м, располагают удлиненные заряды. Шпуры меньшего диаметра применяют в основном при разработке жильных месторождений небольшой мощности, колонковые перфораторы используют на манипуляторах шахтных буровых установок.

Скважины диаметром 50—100 мм и глубиной от 5 до 1 м бурят при разработке руд средней крепости, а диаметром 10—150 мм при крепких рудах. Для бурения скважин применяют перфораторы с составными штангами, погружные пневмоударники, станки шарошечного и вращательного и вращательного бурения.

Шпуровая отбойка широко применяется при разработке месторождений небольшой мощности. В связи с увеличением удельного веса систем с закладкой ее применяют и при разработке мощных месторождений ценных руд.

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

При очистной выемке с одной обнаженной плоскостью (сплошной забой, выемка заходками) параметры буровзрывных работ можно рассчитывать по методике, принятой в работе . При двух и более обнаженных плоскостях очистного забоя учитывают число обнаженных плоскостей, выемочную мощность (ширина забоя), коэффициент крепости руды и тип ВВ.

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

$$D_a = Sl_{ш}\eta\gamma k_{и.р.}/(1-\rho)$$

где S-площадь забоя, м²,

$l_{ш}$ -глубина шпура, м;

η — коэффициент использования шпура (к. и. ш.);

γ — плотность руды, кг/м³;

$k_{и.р.}$ - коэффициент извлечения руды;

ρ — коэффициент разубоживания.

Отбойка скважинами

При проектировании скважинной отбойки руды необходимо учитывать, что диаметр скважин, их расположение бывает различными.

При скважинной отбойке применяют взрывание на открытое пространство или на ранее отбитую руду или обрушенную породу. Наибольшее распространение получило многорядное (2—6 рядов) короткозамедленное взрывание комплектов скважин. Скважины в слое располагают параллельно, веерообразно или в виде пучка. Различают отбойку вертикальными, наклонными и горизонтальными слоями.

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

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

$$L\Delta = 4B(h-h_d)\omega\gamma q_0 /(\pi d^2 \delta 10^3 k)$$

где B-ширина отбиваемого слоя, м;

h— высота (длина) слоя,

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

ω — линия наименьшего сопротивления (л. н. с) (толщина слоя), м;

γ -плотность руды, т./м³;

q_0 — удельный расход ВВ на отбойку по нормативным или практическим данным, кг/м;

d — диаметр скважин, м;

δ -плотность ВВ в скважине, кг/м³;

k — коэффициент использования длины скважин под заряд ВВ.

Число скважин в буровой заходке (камере) находят по формуле

$$n=L/[h-(h_3 + l_o)]$$

где $l_0 = 1-1,5$ — недобур скважин, м.

Расстояние между соседними скважинами (м) определяют по формуле

$$a = (B-l)/(n_c - 1)$$

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

$$L = (Bh - S_0) \omega \gamma q_0 / (q_c k)$$

где S_0 — площадь поперечного сечения буровых выработок, m^2 ;

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

При параллельном расположении скважин $k = 0,75-0,8$, а при веерном $k = 0,74-0,75$.

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

Л. н. с. при скважинной отбойке рассчитывают по эмпирической формуле

$$\omega = k_n C_0 d$$

где $k_n = 0,9-1$ — коэффициент, учитывающий неоднородность физических свойств горных пород;

C_0 - показатель взрываемости горных пород ;

d - диаметр скважин, м;

δ_0 - относительная плотность заряжения скважин;

θ - передовой коэффициент от аммонита № 6 ЖВ к другим ВВ.

При определении л. н. с. C_0 является основным критерием

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

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

Значение $e^{-0,2f}$ в зависимости от коэффициента крепости пород приведены ниже.

f 4 6 8 10 12 14 16 18 20

$e^{-0,2f}$ 0,45 0,3 0,2 0,14 0,09 0,06 0,04 0,03 0,02

Значения относительной плотности заряжения a_0 и переводного коэффициента δ_0 для различных типов ВВ приведены в табл.

Таблица

Тип ВВ		Относительная плотность заряжания, σ_o	Переводной коэффициент θ
Аммонит №6 (патронированный)	ЖВ	1 — 1,2	1
Зерногранулит		1,1 — 1,2	1
Гранулит АС-8		1 — 1,2	1,15
Гранулит АС-4		1,1 — 1,2	1,1
Игданит		0,9 — 1	0,9

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

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

$$Q = n_{cc} q_c$$

где n_{cc} — число сближенных скважин.

Расстояние между сближенными скважинами определяют по формуле

$$a_1 = (3-6)d$$

Л. н. с. для группы (пучка) параллельно сближенных скважин определяют по формуле $\omega = \omega \sqrt{n_{cc}}$

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

Расстояние между центрами пучков (м) скважин $a_n = m_o \varphi$

где $m_o = 0,8-1,2$ — относительное расстояние между пучками скважин, м.

Количество рудной массы, добытой из слоя, определяют по формуле

$$D = (Bh - S_6) \omega \gamma k_{u,p} / (1 - \rho)$$

где B — ширина слоя, м;

h — высота слоя, м;

S_6 — поперечное сечение буровой выработки, м².

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

$$q_\varphi = Q / D_{cl}$$

где Q — количество ВВ на комплект скважин, кг.

Длину скважин на 1000 т отбитой рудной массы находят по формуле

$$K_1 = L / D_{cl}$$

где L — суммарная длина скважин на слой, м.

Выход рудной массы с 1 м скважины можно определить по формуле

$$K_2 = 1000 / K_1,$$

Продолжительность бурения скважин в слое

$$T_6 = L / (n_6 \Pi_6)$$

где n_6 — число буровых станков в работе;

Π_6 — эксплуатационная производительность бурового станка, м/смену,

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

$$N_6 = n_6 / \sigma_3$$

где n_6 — число рабочих по бурению (заряжанию) скважин.

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

$$N_{6p} = (N_6 / D_{cl}) 1000$$

Продолжительность заряжания скважин в слое

$$T_2 = Q / (n_3 \Pi_3)$$

где n_3 — число зарядных устройств; Π_3 — эксплуатационная производительность заряжания скважин, кг/смену.

Контурное взрывание при очистной выемке применяют для образования ровной поверхности отрыва и снижения сейсмического действия взрывов при отбойке руды на законтурный массив.

Различают два основных способа контурного взрывания: обычное (по-следующее) и предварительное.

При очистной выемке целесообразно применять предварительное контурное взрывание для повышения сохранности законтурного массива (вмещающих пород, междукамерных целиков, потолочин).

При предварительном контурном взрывании в заданном направлении образуется экранирующая трещина (или серия трещин), поэтому этот способ называют предварительным щелеобразованием или предварительным тре-щинообразованием.

При проектировании буровзрывных работ с отбойкой руды скважинами и применением предварительного контурного взрывания число одновременно взрываемых контурных скважин следует принимать не менее 4—6.

Длина предварительно оконтуриваемой части камеры должна

превышать суммарную толщину слоев рудного массива, отбиваемых за один цикл.

Надежное образование направленной трещины обеспечивается путем одновременного взрывания контурных скважин с помощью ДШ.

Расстояние между заряженными контурными скважинами (м) при предварительном трещинообразовании можно определить по формуле

$$a = Kd(1+2^{1/n})[2vP_0(V_3/V_c)^x/\sigma_p(1-v)(1+C)]^{1/m}$$

где $K = 0,95-1,2$ — коэффициент, учитывающий ориентацию естественных трещин в массиве горных пород относительно плоскости оконтуривания; d —диаметр скважины, м;

v — коэффициент Пуассона;

P_0 — детонационное давление в заряде ВВ, Па;

V_3 — объем заряда ВВ в скважине, м³;

V_c — объем скважины, м³;

$x = 1,17—1,25$ показатель адиабаты;

σ_p — предел прочности горной породы при растяжении, Па;

C — безразмерная величина;

m — степень затухания ударной волны в зоне разрушения.

Степень затухания ударной волны в зоне разрушения

$$m = 2+v/(1-v);$$

в зоне образования направленной трещины $n = 2 - v/(1 - v)$.

Детонационное давление (Па) в заряде ВВ определяют по формуле

$$P_0 = 10 a v^2 / (4g)$$

где a —средняя плотность заряда ВВ в скважине, кг./м³;

v — скорость детонации, м/с;

10 — переводной множитель для системы «СИ»;

g — ускорение свободного падения, м/с².

$$C = \sigma v / (\gamma C_n),$$

где γ —плотность горной породы, кг/м³;

C_n — скорость продольной волны в горной породе, м/с.²⁸

Пример 1. Рассчитать параметры шпуровой отбойки и показатели

²⁸ William A.H., Richard L.Bullock.Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2009 Orebro Sweden.

буровзрывных работ применительно к системе разработки с магазинированием руды с отбойкой из очистного пространства для следующих условий: коэффициент крепости руды $f=8-10$; плотность руды $\gamma =3 \text{ т/м}^3$; мощность рудного тела $m =3 \text{ м}$; высота отбиваемого слоя $h = 2 \text{ м}$; диаметр шпуров $d = 42\text{мм}$; глубина шпуров $l_{ш} =2,2 \text{ м}$; применяемое ВВ - аммонит № 6ЖВ; масса заряда ВВ на 1 м длины шпура $l_{ш} =1,5 \text{ кг}$; бурение осуществляется перфоратором ПТ-29; коэффициент извлечения руды $k_{u.p.} = 0,965$; коэффициент разубоживания $p = 0,035$.

Решение.

1. Площадь обруиваемого забоя при мощности рудного тела $m = 3 \text{ м}$ и длине отбиваемого слоя $l_{cl} = 36\text{м}$ составит $S = 3 \cdot 36 = 108 \text{ м}^2$.
2. Число шпуров на забой при $n_y = 1,2$ $n_{ш} = n_y \cdot S = 1,2 \cdot 108 = 130$.
3. Суммарная длина шпуров в забое при глубине шпура $l_{ш} = 2,2\text{м}$.
 $l = n_{ш} l_{ш} = 130 \cdot 2,2 = 286 \text{ м}$.
4. Общий расход ВВ при массе заряда на 1 м шпура $d = 42 \text{ мм}$, равной 1,5 кг.
 $Q = q \cdot l = 1,5 \cdot 286 = 429 \text{ кг}$.
5. Количество рудной массы, добываемой в забое, определяем по формуле
 $D_{cl} = 108 \cdot 2 \cdot 3 \cdot 0,965 / (1 - 0,035) = 648 \text{ т}$.
6. Фактический удельный расход ВВ на 1 т добычи рудной массы определяем по формуле
 $q_{ф} = 429 / 648 = 0,662 \text{ кг/т}$.
7. Продолжительность обруивания забоя одним перфоратором при его норме выработки $\Pi_6 = 36 \text{ м/смену}$ находим по формуле
 $t_6 = 286 / (1 \cdot 36) = 8 \text{ смен}$.
8. Трудоемкость работ по бурению шпуров в забое по формуле $N_6 = 1 \cdot 8 = 5$ чел.смены.
9. Трудоемкость работ по бурению шпуров на 1000 т добытой рудной массы определяем по формуле
 $N_{6o} = (8 / 648) \cdot 1000 = 12,35 \text{ чел.смены}$.
10. Продолжительность зарядания шпуров в забое одним пневмозарядчиком ($\Pi_3 = 1200 \text{ кг/смену}$) находим по формуле
 $t_3 = 429 / (1 \cdot 1200) = 0,36 \text{ смены}$.
11. Трудоемкость работ по заряданию шпуров в забое одним рабочим определяем по формуле

$$N_3 = 1 * 0,36 = 0,36 \text{ чел. смены.}$$

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

$$N_{30} = (0,36/648) * 1000 = 0,55 \text{ чел. смены.}$$

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

Решение

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

$$S = 2,5 * 26,3 = 65,8 \text{ м}^2$$

2. Число шпуров на забой при $n_y = 1$

$$n_{ш} = 1 * 65,8 = 66$$

3. Суммарная длина шпуров в забое при глубине шпура $l_{ш} = 2 \text{ м}$

$$L = 66 * 2 = 132 \text{ м.}$$

4. Общий расход ВВ при массе заряда на 1 м шпура $d = 42 \text{ мм}$ равной 1,5 кг,

$$Q = 1,5 * 132 = 198 \text{ кг.}$$

5. Количество рудной массы, добываемой в забое,

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

6. Фактический удельный расход ВВ на 1 т добытой рудной массы определяем по формуле

$$q_{ф} = 198 / 500 = 0,4 \text{ кг/т.}$$

7. Продолжительность обуривания забоя двумя перфораторами при норме выработки на перфоратор $P_6 = 24 \text{ м/смену}$

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

8. Трудоемкость работ по бурению шпуров в забое находим по формуле

$$N_6 = 2 * 2,78 = 5,56 \text{ чел. смен.}$$

9. Трудоемкость работ по бурению шпуров на 1 000 т добытой рудной

массы определяем по формуле

$$N_{60} = (5,56/500)1000 = 11,12 \text{ чел.смен.}$$

10. Продолжительность заряжания шпуров в забое одним пневморядчиком ($P_3=1$ ООО кг/смену) находим по формуле

$$t_3 = 198 / (1 * 1000) = 0,2 \text{ смены.}$$

11.Трудоемкость работ по заряжанию шпуров в забое двумя рабочими определяем по формуле

$$N_3 = 2 * 0,2 = 0,4 \text{ чел.смены.}$$

12.Трудоемкость работ по заряжанию шпуров на 1 ООО т добытой рудной массы находим по формуле

$$N_{30} = (0.4/500)1000 = 0,8 \text{ чел.смены.}$$

Пример 3. Рассчитать параметры шпуровой отбойки и показатели буровзрывных работ применительно к системе разработки с закладкой подрываемыми в очистном забое породами для следующих условий: коэффициент крепости руды $f=5-7$; плотность руды $\gamma=4,0$ т/м³; мощность рудного тела $m= 0,4$ м; Высота отбиваемого слоя $h=1,5$ м; диаметр шпуров $d=36$ мм; глубина шпуров при отбойке рудной массы $l_{ш} = 1,75$ м; применяемое ВВ — аммонит № 6ЖВ; масса заряда ВВ на 1 м длины шпура $q = 1,1$ кг; бурение осуществляется перфоратором ПТ-29; коэффициент извлечения руды $k_{из} = 0,9$; коэффициент разубоживания $p=0,2$

Контрольные вопросы:

1. В каких условиях применяется буровзрывной способ выемки горных пород при подземной разработке?
2. Исходя из каких параметров выбираются типы взрывчатых веществ?
3. Как располагаются шпуры или скважины при добыче полезных ископаемых ?

Используемая литература:

1. Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 Alabama USA
2. William A.H., Richard L. Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2003 Orebovo Sweden.
3. Ткачѳв В.А., Прокопов А.Ю., Кочетов Е.В. « Шахтное и подземное строительство». Технология строительства горных выработок: учебное пособие Новочеркасск 2008.
4. Б. А. Картозия, Б. И. Федунец, М. М. Шуплик и др . Шахтное и подземное строительство. Учебник для вузов. Том 1. Издательство Академии горных наук. Москва 2001 г.

3-практическая работа:
Взрывные работы при проведении горных выработок
Паспорт БВР

Цель : Образование навыков по у слушателей составление паспорта БВР при проходке горных выработок.

Постановка задачи: Определение расчета взрывных работ при проходке грных выработок.

При проведении горных выработок пользуются в основном шпуровыми зарядами. Заряды рассчитывают и точно размещают во взрываемой среде с соблюдением правил техники безопасности. Для этого составляется паспорт БВР .

Паспорт БВР является документом для производства буровзрывных работ.

В паспорте указывается следующие данные;

1. Наименование выработки;
2. Схема расположения шпуров в забое;
3. Площадь забоя (поперечное сечение выработки в проходке)
4. Характеристика взрываемых пород;
название,трещиноватость,коэффициент крепости
5. Тип ВВ; средства взрывания ;
6. Способ взрывания;
- 7.Расчетные показатели взрыва: КИШ, подвигание забоя за один взрыв,объемотбиваемой горной массы
8. Расход взрывчатых материалов

Показатели	Расход		Норма бурения, м
	ВВ,кг	КД или ЭД	
На 1 м выработки			
На 1м ³ горной массы			

9. Характеристика шпуров и зарядов

№ шпура	Глубина шпура, м	Угол наклона		Масса заряда, кг	Длина забойки, м	Очередн ость взрыван ия
		в проекции II	в проекции III			
1						
2-5						
6-8						
и. т.д.						
Всего:						

10. Место укрытия взрывника и рабочих

11.Время допуска людей в забой

Паспорт подписывается начальником участка БВР. Под расписку знакомят с ним ИТР участка и исполнителей БВР и службы вентиляции. Утверждает паспорт начальник или главный инженер шахты. Заряжать и взрывать можно только те шпуры, которые пробурены в соответствии с утвержденным паспортом БВР.

Принципы составления паспорта БВР.

При проектировании паспорта БВР должны быть тщательно изучены горно-геологические условия (крепость, структура, трещиноватость, обводненность, слоистость, газоносность и др.),

- приняты во внимание технические условия проведения выработки (назначение выработки ее размеры средства погрузки, способ крепления и т.д.) и учтены организационные факторы (продолжительность цикла, смены, скорость проходки).

На основе этого в паспорта БВР должны быть разработаны следующие вопросы:

- а) выбор способов, средств, методов и схем бурения, заряжания, взрывания и выбор соответствующих ВВ, СВ, забоечного материала, твердого сплава и коронок.
- б) определение рациональных параметров буровзрывного комплекса (число шпуров, схема расположения шпуров, их диаметр и глубина, расход ВВ, СВ, забойки, способ взрывания).
- в) расчет основных технико-экономических показателей по БВР (расход материалов на 1 п.м выработки и 1 м³ горной массы).
- г) разработка конкретных мер безопасности для данного забоя (безопасное расстояние, местовыставления постов и т.д.)

Выбор способа бурения

Выбор способа бурения шпуров производится с учетом физико-механических свойств горных пород (крепости, буримости, структуры и др.).

В основном применяется вращательный и ударно-поворотный способы бурения шпуров.

Область применения способов бурения шпуров

Способ бурения	Крепость пород, f	структура пород
Ударно –поворотный	$f > 4$	прочные, плотные мелкозернистые, слаботрещиноватые
Вращательный	$f \leq 6$	слабосвязанные, трещиноватые, рыхлые, вязкие, пластичные

Выбор средств бурения

Выбор средств бурения (бур. машин) производится с учетом следующих факторов:

- а) направления шпуров
- б) газоносности пород
- в) водообильности

- г) крепости и структуры породы
- д) опасности по взрыву пыли
- е) площади обуриваемого забоя

При вращательном бурении применяются электрические сверла ручные и колонковые (при большом объеме работ и крепости до $f \ 6\div 8$), пневмосверла (в опасных по газу и пыли выработках, сильно обводненных).

При ударно-поворотном способе бурения восходящие шпуры бурят телескопическими, нисходящие и горизонтальные ручными и колонковыми перфораторами (при большом объеме работ).

Целесообразно также применять буровые каретки, манипуляторы, позволяющие повысить производительность бурильщиков, уменьшить вредное действие вибрации.

Согласно СНиП число перфораторов принимается

способ бурения			
с колонки	с пневмоподдержки	с манипулятора	с бурильной установки
площадь забоя , м² на один перфоратор			
2,5-3,5	1,5-2,0	2,5-3,0	4 и более

Выбор бурового инструмента

Необходимо учитывать:

- а) трещиноватость горных пород, их вязкость;
- б) прочность, крепость горных пород.

Выбор забойки

Забойка шпуров является одним из важнейших условий повышения эффективности взрывных работ благодаря увеличению использования работы взрыва.

Забойка может быть воздушной, водяной, песчаноглинистой, пластмассовой, породной(мелкие частицы). Самой эффективной является водяная забойка. Наиболее распространенной при проведении горных выработок является песчаноглинистая забойка.

Выбор способа взрывания

При проведении выработок применяют огневой, электрический, электроогневой способы взрывания.

Огневой способ целесообразно применять в горизонтальных выработках(не опасных по газу и пыли) при небольшом числе шпуров (до 20-30).

Преимущества: простота взрывания, меньше времени на зарядание, возможность контроля числа взорвавшихся зарядов, невысокая стоимость.

Но вследствие опасности открытого огня, трудности ухода от места взрыва при большом количестве зарядов, невозможности строгого наблюдения очередности взрывания огневой способ не применим в выработках большого сечения, опасных по взрыву газа и пыли и в вертикальных выработках.

Выбор метода взрывания

При проведении горизонтальных выработок ВР можно осуществлять обычным методом, методом короткозамедленного взрывания и методом контурного взрывания.

Выбор средств заряжания

При проведении возможны ручная или механизированная зарядка шпуров. Ручная зарядка предполагает применение патронированных ВВ, более проста, осуществляется деревянными или пластмассовыми забойниками $l_{заб} = l_{шп} + 0,5 м$

При механизированной зарядке применяются гранулированные ВВ, плотность заряжания повышается на 20-25%, увеличивается К.И.Ш., снижается затраты на БВР. Однако повышается затраты времени.

Выбор типа ВВ

При выборе типа ВВ необходимо учитывать следующие факторы: опасность пород по взрыву газа и пыли, обводненность, трещиноватость и строение пород, крепость пород, способ заряжания, стоимость ВВ.

Определение диаметра шпуров

При патронированных ВВ d шпура определяется диаметром патрона ВВ. При механическом заряжании россыпных ВВ $d_{шп}$ обусловлен типом коронки.

Подготовка забоя к ВР

Забой к взрыву подготавливают после проверки выполнения паспортных параметров буровых работ.

Неправильно пробуренные шпуры должны быть исправлены или бракованы. При высоте выработок более 2 м используют лестницы, помосты с перилами или телескопические площадки необходимо обеспечить освещение забоя неслепящим светом. Удаляют предметы, затрудняющие уход взрывника в безопасное место и проветривание забоя. От забоя удаляют горные машины и механизмы на расстояние не менее 20 м. Должна быть убрана отбитая горная масса, загромождающая выработку более чем на одну треть ее поперечного сечения.

Доводят отставание крепи в забое до предусмотренной паспортном крепления. Укрепляют нарушенную крепь.

Шпуры, особенно горизонтальные и нисходящие должны быть очищены сжатым воздухом или скребком от буровой мелочи. Уточняют забойником глубину и диаметр шпуров. Забойники должны быть деревянные, алюминиевые или медные. У нисходящих шпуров очищают площадки в радиусе 30-40 см, чтобы исключить попадание в шпур камешков.

К забоям доставляют ВВ, средства инициирования и контроля взрывной сети. Применяют только ВВ, допущенные для подземных ВР. ВМ переносят взрывники и под их наблюдением проинструктированные рабочие в сумках, кассетах или заводской упаковке. Детонаторы и боевики переносят только взрывники. Подготавливают забоечный материал.

В обводненных забоях применяют водоустойчивые ВВ. Не водоустойчивые ВВ заранее, в помещении подготовки ВВ, помещают в защитные оболочки или покрывают патроны водоизолирующей мастикой. Гидроизолирующие покрытия тонкие, с массой не более 2,5 г на каждые 100

г ВВ. Перед зарядом и взрыванием людей удаляют за пределы опасной зоны. Выставляются посты охраны, в отдельных случаях с разрешения ГТИ посты выставляют перед взрыванием, а на время зарядки устанавливаются предохранительные знаки. Выработки с исходящей вентиляционной струей закрепляют досками с запрещающими знаками. По разрешению главного инженера шахты возможна установка лиц охраны в самоспасателях.

Зарядка

К взрыву подготавливают количество зарядов, взрывающихся за один прием. Величина и конструкция заряда должна соответствовать паспорту БВР. Помимо боевиков помещать в заряды КД или ЭД запрещается.

Патрон-боевик устанавливают первым от забоя или от устья шпура. В рассредоточенных зарядах в каждую часть помещают по одному боевику. В глубоких шпурах можно использовать дополнительные средства инициирования- нити ДШ без выхода из шпура.

Вводят боевик в шпур осторожно, без толчков. Проталкивание и уплотнение боевика даже легкими ударами запрещается. При застревании боевика заряд относят к отказавшим.

В шпуры глубиной более 2 м опускание боевиков на ОШ зажигательной трубки, на провадах ЭД или на ДШ, во избежание их выдергивания из боевиков запрещается.

Россыпными ВВ вручную заряжают только вертикальные нисходящие шпуры, их засыпают в шпур порциями по 150-200 г через воронки. После засыпки каждой порции ВВ в шпур вводят забойник, которым проталкивают налипшие на стенки ВВ. Так предотвращают образование пробок, а также уплотняют ВВ.

Патронированные ВВ в нисходящий шпур опускают не более чем по два патрона.

В случае застревания их досылают забойником. При зарядке восходящих шпуров, чтобы исключить выпадение применяют патроны с косым продольным разрезом оболочки.

В опасных по газу или пыли условиях разрезать и уплотнять патроны запрещается. Для их удержания применяют пыжи или расклинивающуюся забойку.

Забойка шпура

Для забойки используют буровую мелочь, песок, песчано-глинистую смесь, воду и др.

В восходящих шпурах используют пластичные смеси, из которых готовят пыжи длиной 100-200 мм и диаметром на 5-6 мм меньше диаметра шпура.

Первые 2-3 пыжа доводят до заряда безнажатия, последующие уплотняют забойником.

В нисходящие шпуры помещают сыпучую забойку, между забойкой и зарядом устанавливают бумажный пыж исключая ее просыпание между патронами и шпуром и попадание ее в заряд. Пыжеделка ПР-1.

Производство взрыва

Монтаж взрывной сети производят опытные взрывники. Монтируют сеть в отступающем порядке –от шпуров к укрытию,сверху вниз, от одной стенки к другой, от зарядов к источнику тока.

В безопасного места взрывник размыкает концы магистральных проводов и измеряет сопротивление сети или ее проводимость. При исправности сети провода подключают к источнику тока. При разнице в расчетном и измеренном сопротивлениях сети больше 10% концы магистральных проводов отсоединяют от источника тока и накоротко замыкают. Взяв с собой ключ от источника тока, осматривают сеть исправляют место повреждения.Если взрывная сеть исправна, дают боевой сигнал – два продолжительных звуковых сигнала. По этому сигналу зажигают ОШ и уходят в укрытие, а при электрическом взрывании включают ток.

При огневом взрывании сначала зажигают контрольный отрезок,затем пучок наиболее длинных отрезков,после коротких.В забоях шириной более 5 м допускается одновременное зажигание двумя взрывниками.

Осмотр забоя и ликвидация отказов

При огневом и электроогневом взрывании ведут счет взорвавшихся зарядов.Выход не ранее 15 мин.

При электрическом взрывании забой осматривают после его полного проветривания, отсоединения магистральных проводов от источника тока и замыкания их накоротко.

Если взрыв не произошёл,нужно отсоединить магистральные провода, закоротить их и ключ от тока берут с собой и не ранее 10 мин, независимо от типа ЭД, подходят к месту взрыва для выяснения причины отказа. После устранения дефектов монтажа сети производят повторное взрывание.

При обнаружении отказа заряды ликвидируют немедленно. Если эти работы не могут быть закончены в данную смену, их продолжение поручают взрывнику очередной смены с отметкой в наряд – путевке и журнале для записи отказов и времени их ликвидации.

Если отказавшиеся заряды не могут быть ликвидированы по причинам технического характера (неустранимые нарушения взрывной сети,невозможность введения в заряд нового боевика и др.),уведомляют об этом руководителя ВР или лицо технического надзора.Такие заряды ликвидируют по специальному проекту.

После ликвидации отказа осматривают горную массу и собирают ВМ отказавшего заряда,после чего допускают к разборке и уборке породы ручным способом и устанавливают отсутствие остатков ВМ.

Определение удельного расхода ВВ

Проф. Покровский Н.М. предлагает следующую методику определения

$$q = q_1 \cdot f_1 \cdot v \cdot e, \text{ кг/ м}^3$$

q_1 .нормальный удельный расход ВВ,принимается по таблице

f	до 2	2-3	4-6	7-9	10-15	15-20
q	0,15	0,2-0,3	0,4-0,6	0,7-0,9	1,0-1,1	1,2-1,5

или приблизительно $q_1 \approx 0,1 f$

f -коэффициент крепости породы

f^1 - коэффициент структуры породы:

вязкие, упругие, пористые породы 2,0

породы с неправильным залеганием
и мелкой трещиноватостью 1,4

слоистые породы с непостоянной крепостью,
с напластованием перпендикулярно шпурам 1,3

массивная плотная, хрупкая порода 1,0-1,1

тонкослоистая, но плотная порода
не наблюдается утечки взр. газов 0,7-0,8

ν -коэффициент зажима

$$\nu = \frac{3}{\sqrt{S}} \text{ до } \frac{4}{\sqrt{S}} \text{ при } S_{\text{пр}} = 3,3-5,5 \text{ м}^2$$

при больших сечениях

$$\nu = \frac{6,5}{\sqrt{S}}$$

e – коэффициент относительной работоспособности принятого типа вв.

$$e = \frac{380}{P_{\text{вв}}}$$

$P_{\text{вв}}$ – работоспособность принятого типа ВВ

q по Протоdjяконову М.М.

$$q = 1,1e \sqrt{\frac{f}{S}}$$

Определение числа шпуров

$$N = 1,27 \frac{qS\eta}{d^2 \rho k_3}$$

η - коэф. использования шпуров, $0,8 \div 0,95$;

ρ -плотность вв, кг/м³

k_3 -коэф. заполнения шпура; 0,8-для горизонтальных, 0,9- для вертикальных
выработок

Глубина шпуров

$$l = \frac{T_{\text{ц}} - (N \cdot t_{\text{зар}} + t_{\text{пров.}})}{\frac{N}{kv} + \frac{\eta f \cos \alpha}{P}}$$

$T_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла, час

N =общее число шпуров

$t_{\text{зар}}$ - продолжительность сть заряжания одного шпура, час

$t_{\text{зар}} = (0,02- 0,05)$ час – при огневом и электроогневом взрывании

$t_{\text{зар}} = (0,05- 0,08)$ час – при электрическом взрывании

$t_{\text{зар}} = 0,08- 0,1$ при зарядении пневмозарядчиками

$t_{\text{пров}}$ – время проветривания забоя

$t_{\text{пров}} = 0,25- 0,5$ час

ν - скорость бурения одной машиной, м/час

$$v = (0,6 \div 0,8) v'$$

v' -чистая скорость бурения

k – количество буровых машин

η – к.и.ш.

$$\eta = 0,8 - 0,95$$

f -коэф.учитывающий совмещение во времени проходческих процессов. При последовательном порядке выполнения процессов $f=1$

S площадь поперечного сечения выработки в проходке m^2

P - эксплуатационная производительность погрузочной машины в единицу времени, $m^3/час$

$$P = (0,4 - 0,6) P_{техн.}$$

Рассчитанная глубина шпуров должна быть проверена по фактору поперечного сечения выработки.

$$l \leq (0,7 - 0,9) B \text{ или } l \leq (0,5 \div 0,75) S_{пр}$$

B – максимальный линейный размер поперечного сечения выработки, м

Рекомендованная глубина шпуров в горизонтальных и наклонных выработках согласно СНиП

Коэф.крепости пород М.М. Протоdjаконову	Площадь сечения выработки, m^2	
	до 12	более 12
	Глубина шпуров	
1,5-3	3-2	3,5-2,5
4-6	2-1,5	2,5-2,2
7-20	1,8-1,2	2,2-1,5

Выбор типа вруба

Заряды врубовых шпуров, взрывааемых в первую очередь, создают вторую обнаженную поверхность в забое, что облегчает работу остальных шпуров.

На выбор типа вруба влияют;

- поперечные размеры выработки
- трещиноватость пород
- направления напластования пород
- строение и крепость пород

Длина врубовых шпуров;

$$l_{вр} = (1,10 \div 1,20) l$$

Это позволяет разместить во врубовых шпурах больше ВВ для улучшения отрыва породы при образовании дополнительной плоскости обнажения.

Расстояние между концами(забоями) врубовых шпуров должно быть 200÷250 мм при клиновых врубах.

Расстояние между устьями врубовых шпуров зависит от крепости пород и равно

Коэф.крепости f	3-5	5-8	8-10	10-12	>12
Расстояние между устьями врубовых шпуров	1,2	1,0	0,8	0,7	0,6

В зависимости от горногеологических условий применяются следующие виды врубов;

- а) пирамидальный (4шт);
- б) клиновой-горизонтальный(4-6), вертикальный(4-6)
- в) призматический (3-5);
- г) котловой (1-3);
- д) конический(6-8);
- е) щелевой(4-8);

Комплект шпуров

При бурении забоя комплект шпуров состоит из врубовых, вспомогательных (отбойных)оконтуривающих шпуров

Число оконтуривающих шпуров

$$N_{ок} = \frac{\Pi}{a}$$

Π -периметр линии расположения устьев оконтуривающих шпуров

a -расстояние между соседними шпурами, принимается в зависимости от породы.

Коэф.крепости, f	2-3	3-5	5-8	8-10	10-12	12-16	16-20	>20
Расстояние, м	1,2	1,0	0,9	0,8	0,7	0,6	0,5	0,4

Линии расположения устьев оконтуривающих шпуров отстоит от периметра выработки на расстояние.

$b=0.2$ м при $f=12-20$;

$b=0.3$ при породах $f=6-12$;

$b=0.4$ м для пород с $f \leq 6$

Концы оконтуривающих шпуров выходят за проектный контур выработки на 50-100 мм при крепости пород $f \geq 16-20$; в проектном контуре при породах $f=8-14$, и не доходят до проектного контура на 50÷100_{мм} при породах с f 6-8

Отклонения от проектных размеров выработки со стороны кровли и стенок не должны превышать:

Коэф.крепости f	0,5-1,5	1,5-6	7-20
Допустимые переборы, мм	50	75	100

Комплект буров

Максимальная длина бура

$$l_{бура} = l_{max} + (0,2 + 0,25), м$$

l_{max} -максимальная длина шпура в забое, м

Длина забурника 0,6м

Длина забойки для крепких пород 45-60 см, для средней крепости 60-80см, для мягких 75-90²⁹.

²⁹William A.H., Richard L. Bullock. Underground mining methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2009 Orebo Sweden

Контрольные вопросы:

1. В каких условиях применяется буровзрывной способ выемки горных пород при подземной разработке?
2. Исходя из каких параметров выбираются типы взрывчатых веществ?
3. Как располагаются шпуровые или скважины при добыче полезных ископаемых?
4. Какие существуют нормативные сроки проходки горных выработок?

Используемые литературы:

1. Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky. Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 Alabama USA
2. William A.H., Richard L. Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2003 Orebovo Sweden.
3. Ткачѳв В.А., Прокопов А.Ю., Кочетов Е.В. « Шахтное и подземное строительство». Технология строительства горных выработок: учебное пособие Новочеркасск 2008.

4-практическая работа:

Расчет электровзрывных сетей при использовании конденсаторных взрывных машинок

Цель : Образование навыков у слушателей по расчету электровзрывных сетей при использовании конденсаторных взрывных машинок.

Постановка задачи: Вести расчеты электровзрывных сетей.

Теория . Значение тока разряда (А) конденсатора на электровзрывную сеть определяется выражением

$$I = \frac{U}{R} e^{-\frac{t}{RC}}$$

Где U – напряжение на обкладках конденсаторов, В; e –основание натуральных логарифмов ; R –сопротивление электровзрывной сети, Ом ; t – время от начала разряда конденсатора, с; C- емкость конденсатора , Ф.

Полный импульс тока конденсатора (А²* с) при полном разряде его на сеть

$$K_{\text{п}} = \int_0^{\infty} i^2 dt = \int_0^{\infty} \frac{U^2}{R^2} e^{-\frac{2t}{RC}} dt = \frac{U^2}{R^2} \left(-\frac{RC}{2} e^{-\frac{2t}{RC}} \right) \Big|_0^{\infty} = \frac{U^2 C}{2R}$$

Поскольку энергия, запасенная в конденсаторе

$$A = \frac{U^2 C}{2},$$

то импульс тока , посылаемый конденсатором во взрывную сеть, при полном его разряде

$$K_{\text{п}} = A/R$$

Следовательно посылаемый конденсатором импульс тока обратно пропорционален сопротивлению сети.

Если миллисекундный замыкатель в некоторых типах взрывных приборов ограничивает время разряда конденсатора на сеть, то импульс тока ($A^2 \cdot c$), полученный электровзрывной сетью за время t_1 ,

$$K_1 = \frac{U^2 C}{2R} \left(1 - e^{-\frac{2t}{RC}} \right).$$

Из этого соотношения можно получить время, в течение которого конденсатор разрядится на 99%:

$$t_2 = 2.3 RC .^{30}$$

Пример. Определить импульс тока, посылаемый конденсатором при полном разряде и в течение 4 мс, а также время, в течение которого конденсатор отдает 99% записанной энергии, если емкость конденсатора 10 мкФ, напряжение на его обкладках 600 В, а сопротивление электровзрывной сети 300 Ом.

Решение 1. Полный импульс тока

$$K_{\Pi} = \frac{600^2 \cdot 10 \cdot 10^{-6}}{2 \cdot 300} = 6 A^2 \cdot \text{мс}.$$

2. за время 4 мс конденсатор пошлет импульс тока

$$K_1 = \frac{600^2 \cdot 10 \cdot 10^{-6}}{2 \cdot 300} \left(1 - e^{-\frac{2 \cdot 4 \cdot 10^{-6}}{300 \cdot 10 \cdot 10^{-6}}} \right) = 6,0 \cdot 10^{-3} \left(1 - e^{-2,67} \right) = 5,6 A^2 \cdot \text{мс}.$$

3. за время, в течение которого конденсатор разрядится на 99%,

$$t_2 = 2.3 RC = 2,3 \cdot 300 \cdot 10 \cdot 10^{-6} = 6,9 \cdot 10^{-3} \text{ с} = 6,9 \text{ мс}.$$

Для безотказного взрывания сети последовательно соединенных электродетонаторов при применении конденсаторных машинок и приборов должно выполняться три обязательных условия:

1. Импульс тока, посылаемый конденсатором, должен быть не меньше импульса воспламенения наименее чувствительного ЭД в электровзрывной сети, т.е

$$k \geq k_{в. \max}$$

или

$$R \leq \frac{U^2 C}{2k_{в. \max}} \cdot (1)$$

2. До момента разрушения мостика наиболее чувствительного ЭД (т.е. до разрыва электровзрывной сети) сеть должна получить импульс тока, больший импульса воспламенения наименее чувствительного ЭД в ней, т.е

³⁰William A.H., Richard L. Bullock. Underground mining methods - Engineering Fundamentals and International Case Studies 2009 Orebo Sweden

$$t_{cp} \geq t_{в. max}$$

где t_{cp} время срабатывания наиболее чувствительного ЭД $t_{в. max}$ --- время воспламенения наименее чувствительного ЭД.

$t_{в. max}$ - время воспламенения наименее чувствительного ЭД.

Считая , что

$$t_{cp} = t_{в. min} + \Theta_{min},$$

где $t_{в. min}$ - время воспламенения наиболее чувствительного ЭД,

Θ_{min} – время передачи его, получаем

$$t_{в. max} - t_{в. min} \leq \Theta_{min}.$$

Поскольку

$$t_{в. min} = \frac{RC}{2} \ln \left(\frac{1}{1 - \frac{2кв. min}{U^2 C}} \right)$$

и

$$t_{в. max} = \frac{RC}{2} \ln \left(\frac{1}{1 - \frac{2кв. max}{U^2 C}} \right),$$

то после подстановки их в указанное выше условие , получаем

$$\frac{RC}{2} \ln \left(\frac{U^2 C - 2кв. min R}{U^2 C - 2кв. max R} \right) \leq \Theta_{min}.$$

Это выполняется в случае

$$U^2 C > 2кв. max R$$

т.е когда выполнено условие (1)

3. Взрывная сеть должна получить достаточные импульс при величине тока, не меньшей длительного воспламеняющего тока.

Следовательно , должно быть выполнено и условие

$$t_{в. max} \leq t_{дл}.$$

2. Параллельное соединение электродетонаторов

При параллельном соединении N электродетонаторов сопротивление пучка в N раз меньше сопротивление одного ЭД , длительный воспламеняющий ток в N раз, а импульс воспламенения в N^2 раз больше, чем требуется для одного ЭД.

Подставив в третье условие вместо $I_{дл}$ и $кв. max$ значения $NI_{дл}$ и N^2 $кв. max$ получим предельно допустимое сопротивление пучка (Ом)

$$R^{пуч} = - \frac{-кв. max + \sqrt{(кв. max)^2 + \frac{1}{N^2} I_{дл}^2 C^2 U^2}}{I_{дл}^2 C}.$$

Проверка второго условия в этом случае не нужна, так как ЭД действует независимо.

Пример 3. Взрывная конденсаторная машинка имеет емкость конденсатора $C=7,2$ мкФ , заряжаемого до $U=600$ В. Электродетонаторы имеют $I_{дл} = 0,3$ А, $кв. max = 2,5 \cdot 10^{-3}$ А² с, $R_{эд} = 4,2$ Ом . Сопротивление

распределительной сети одной ветви 1,3 Ом , соединительных проводов 1,1 Ом , магистрали 12,5 Ом.

Сможет ли данная взрывная машинка послать достаточный импульс тока для воспламенения пяти ЭД в пяти параллельных ветвях?

Решение . сопротивление всей электровзрывной сети

$$R=R_M+R_C+\frac{R_{ЭД}+R_K}{N} = 12,5+ 1,1 + \frac{4,2+1,3}{5}= 14,7 \text{ Ом}$$

Предельно допустимое сопротивление по условию

$$R_{*пуч} = \frac{-2,5 \cdot 10^{-3} + \sqrt{(2,5 \cdot 10^{-3})^2 + \frac{1}{5^2} \cdot 0,3^2 (7,2 \cdot 10^{-6})^2 \cdot 600^2}}{0,3^2 \cdot 7,2 \cdot 10^{-6}} = 20,8 \text{ Ом}$$

$R_{*пуч} > R$, это значит, что пять параллельно соединенных ЭД будут взорваны данной машинкой с гарантией.

Контрольные вопросы:

1. В каких условиях применяется буровзрывной способ выемки горных пород при подземной разработке?
2. Исходя из каких параметров выбираются типы взрывчатых веществ?
3. Как располагаются шпуровые или скважинные при добыче полезных ископаемых ?
4. Какие существуют нормативные сроки проходки горных выработок ?

Используемые литературы:

1. Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 Alabama USA
2. William A.H., Richard L. Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2003 Orebovo Sweden.
34. Ткачѳв В.А., Прокопов А.Ю., Кочетов Е.В. « Шахтное и подземное строительство». Технология строительства горных выработок: учебное пособие Новочеркасск 2008.

V. БАНК КЕЙСОВ КЕЙС №1

Тема:	Вскрытие месторождений полезных ископаемых при подземной разработке
Цель:	Изучение способов и схем вскрытия месторождений. Сравнение достоинств и недостатков вариантов вскрытия в конкретных условиях исходя из горно-геологических характеристик месторождения и выбор оптимального варианта вскрытия месторождения.
Задачи:	Выбор эффективного варианта вскрытия месторождений при подземной разработке
Результативность обучения:	Участники имеют представление о способах и схемах вскрытия и о достоинствах и недостатках. Научатся применять в конкретных условиях наиболее оптимальный вариант вскрытия исходя из горно-геологических условий.
Критерии успешности:	Понимание необходимости совершенствования способа вскрытия при подземной разработке месторождений полезных ископаемых. Составляются разные варианты вскрытия и их экономическая целесообразность. Выбирается наиболее приемлемый вариант вскрытия.
Ключевая идея:	Выбор оптимального варианта вскрытия при подземной разработке месторождений полезных ископаемых с целью снижения себестоимости добычи полезного ископаемого исходя из мирового опыта применения способов вскрытия.
Ресурсы, материалы и оборудование:	Флипчарт, маркеры, стикеры, проектор и презентационный материал

Вскрытие месторождений полезных ископаемых при подземной разработке является основным фактором определяющим правильность ведения горных работ. Который непосредственно влияет на себестоимость добычи полезного ископаемого. Изучение способов и схем вскрытия месторождений для каждого месторождения требует тщательного изучения горно-геологических свойств горных пород.. Сравнение достоинств и недостатков вариантов вскрытия в конкретных условиях дает возможность выбирать наиболее эффективный вариант вскрытия месторождения.

КЕЙС №2

Тема:	Проблемы транспортировки горной массы при разработке углубляющихся каьеров
Цель:	Выбор эффективного варианта транспортировки горной массы из нижних горизонтов каьеров
Задачи:	-изучение видов и способов транспортировки горной массы на карьерах; -сравнение достоинств и недостатков вариантов транспортировки конкретных условиях исходя из горно-геологических характеристик месторождения; -выбор оптимального варианта транспортировки горной массы;
Результативность обучения:	Участники имеют представление о способах транспортировки горной массы на карьерах и о достоинствах и недостатках видов транспортировки. Научатся применять в конкретных условиях применять вид транспортировки исходя из горно геологических условий.
Критерии успешности:	-понимание необходимости совершенствования вида транспортировки при разработке каьеров; -составляются разные варианты транспортировки горной массы и их экономическая целесообразность; -выбирается наиболее приемлемый вариант транспортировки горной массы;
Ключевая идея:	Выбор оптимального варианта транспортировки при разработке углубляющихся карьеров с целью снижения себестоимости добычи полезного ископаемого исходя из мирового опыта применения видов транспортировки.
Ресурсы, материалы и оборудование:	Флипчарт, маркеры, стикеры, проектор и презентационный материал

Кейс: Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом с каждым годом становится труднее. Потому что с каждым годом горные работы придется вести на глубоких горизонтах. С увеличением глубины карьеров появляется проблема проветривания карьера и дорого обходится транспортировка горной массы. Связи с этим возникает вопрос внедрения экономически эффективного вида транспортировки горной массы. Выбор способа транспортировки горной массы на карьерах должно выбираться исходя из мирового опыта применяемых на зарубежных крупных карьерах. Экономическое сопоставление разных вариантов транспортировки дает возможность выбирать наиболее оптимальный вариант при транспортировке горной массы с целью снижения добычи полезного

ископаемого с одновременной обеспечением здоровых условий труда для горнорабочих путем сокращения попадания выхлопных газов выделяющихся из транспортных средств.

КЕЙС №3

Тема:	Проблемы обеспечения устойчивости бортов карьеров при транспортировке горной массы с помощью КНК
Цель:	Контроль за состоянием устойчивости бортов карьеров при транспортировке горной массы с помощью КНК-270 на карьере Мурунтау
Задачи:	Изучение напряженно деформированного состояния нерабочего борта карьера в котором расположен КНК-270 и влияние работы конвейера на состояние борта карьера
Результативность обучения:	участники имеют представление естественном напряженном деформированном состоянии массивов горных пород и о влиянии взрывных работ на карьере которые отражаются на карьере в виде деформаций.
Критерии успешности:	понимание необходимости совершенствования вида транспортировки при разработке карьеров. Составляются разные варианты транспортировки горной массы и их экономическая целесообразность. Разрабатываются меры по предотвращению действий взрывных работ для сохранения устойчивости бортов карьеров. Выбирается наиболее приемлемый вариант транспортировки горной массы.
Ключевая идея:	Разработка мероприятий для сохранения устойчивости борта карьера
Ресурсы, материалы и оборудование:	Флипчарт, маркеры, стикеры, проектор и презентационный материал

Кейс: Состояние устойчивости бортов карьеров является основным критерием бесперебойной работы карьеров. Изучение напряженно деформированного состояния нерабочего борта карьера требует особого внимания и тщательного контроля за состоянием бортов карьера. На нерабочем борту карьера «Мурунтау» установлен КНК-270 который имеет годовую производственную мощность 10 млн. т рудной массы в году. Для этого необходимо совершенствовать методы контроля и разрабатывать новые способы ведения взрывных работ которые в основном влияют на состояние бортов карьера. в котором расположен КНК-270 и влияние работы конвейера на состояние борта карьера

КЕЙС №4

Тема:	Комбинированная разработка месторождений полезных ископаемых
Цель:	Выбор оптимального варианта открыто-подземного способа разработки
Задачи:	Изучение годовой производственной мощности при переходе от открытого способа разработки на комбинированный способ разработки и определение параметров комбинированного способа разработки.
Результативность обучения:	Участники имеют представление о способах транспортировки горной массы на крьерах и о достоинствах и недостатках видов транспортировки. Научатся применять в конкретных условиях применять вид транспортировки исходя из горно геологических условий.
Критерии успешности:	<ul style="list-style-type: none"> - понимание необходимости совершенствования педагогического мастерства; - формирование уверенности в необходимости реформирования стратегий управления; - овладение информацией о методе кейсов в рамках профессионального совершенствования; - способность доказать важность использования данного интерактивного метода в практике управления образовательным процессом;
Ключевая идея:	Сущность интерактивного метода case-study. Собственное совершенствование педагога позволит повысить результативность методического взаимодействия в целом.
Ресурсы, материалы и оборудование:	Флипчарт, маркеры, стикеры, проектор и презентационный материал

Кейс: Освоение прикарьерных запасов рудников позволяет существенным образом снизить затраты на разработку месторождений за счет использования для их вскрытия карьерного пространства, а также применения карьерных транспортных коммуникаций и технических средств для доставки полезного ископаемого к рудоподготовительным комплексам.

Кроме того, возможность размещения в выработанном пространстве, образующемся после отработки прикарьерных запасов, хвостов обогащения и неиспользуемой части вскрышных пород создает благоприятные предпосылки для снижения масштабов изъятия земель и загрязнения окружающей среды. В основу формирования эффективных технологических схем отработки прикарьерных запасов могут быть положены три способа сочетания элементов открытых и подземных горных работ:

VI. ТЕМЫ САМОСТОЯТЕЛЬНЫХ РАБОТ

Форма и содержания самостоятельных работ

Слушатель во время подготовки самостоятельной работы по данной дисциплине должен:

- изучить главы и содержание учебника и учебных пособий по предмету;
- освоить по раздаточному материалу определенные части лекций;
- работать над темами модуля с использованием специальной литературы;
- глубоко изучить главы предмета, связанные с выполнением учебно-научной работой;
- использовать интерактивные методы обучения, дистанционное обучение.

Темы самостоятельной работы

1. Способы вскрытия рудных месторождений при подземной разработке.
2. Способы подготовки рудных месторождений при подземной разработке.
3. Способы вскрытия пластовых месторождений при подземной разработке.
4. Способы подготовки пластовых месторождений при подземной разработке.
5. Комбинированные способы разработки месторождений полезных ископаемых.
6. Выбор оптимальных параметров системы разработки при ПРМПИ.
7. Выбот эффективного вида транспортировки в открытых работах.
8. Проблемы вентиляции глубоких шахт.
9. Меры по охране устойчивости очистных камер при подземной разработке.
10. Меры по снижению потери и разубоживания при разработке месторождений полезных ископаемых.

VII. ГЛОССАРИЙ

Термин	Комментарий на русском языке	Комментарий на английском языке
Анкерирование-Bolting	Работы по креплению горных выработок анкерной крепью, включающие бурение скважин, установку анкеров, опорных шайб и подхватов	drilling a hole, and inserting a bolt to strengthen the ceiling and walls of an underground mine
Дробилка-Crusher	Аппарат в котором осуществляется дробление крупных кусков минерального сырья	a machine used to crush ore before it is transported
Штрек-Drift	Горизонтальная подземная горная выработка, проведенная по простиранию наклонно залегающего месторождения или при любом направлении при горизонтальном его залегании	a horizontal underground tunnel that follows a vein or ore body
Буровзрывные работы-Drilling and blasting	Сосокупность взрывания и подготовительного к нему бурения шпуров и скважин при добычании полезных ископаемых, проведении горных выработок, строительстве сооружений в крепких горных породах	the process of using a drill to create long, narrow cylindrical holes in the rock, and filling these holes with explosives which are then detonated to fragment the rock
Буровой станок-Jumbo	Машина предназначенная для бурения скважин на открытых, подземных и геологоразведочных работах	a drill which is capable of drilling more than one hole at a time and is especially useful in preparation for blasting
Автосамосвал карьерный - LoadHaulDump	Грузовой автосамосвал с усиленным кузовом, опрокидывающимся для разгрузки при помощи гидравлических цилиндров	a vehicle with a large bucket on the front used for transporting ore to crushing stations and mucking
Минерал-Mineral	Простые либо сложные природные тела, приблизительно однородные по химическому составу и физическим свойствам	naturally occurring chemical compound with a unique three dimensional crystalline structure and chemical

		composition; component or rocks
Отбитая руда(порода)-Muck	Отделенная часть полезного ископаемого(породы) от массива посредством приложения внешней силы с одновременным дроблением его для перемещения по горным выработкам	waste rock that has been broken by blasting
Рудное тело-Orebody	Горные породы или минеральные образования с содержанием полезных компонентов, обеспечивающим экономическую целесообразность их извлечения при современном состоянии техники	a naturally occurring concentration of minerals that can be mined at a profit
Рудоспуск-Ore pass	Небольшой площади сечения вертикальная или наклонная горная выработка или часть выработанного пространства, ограниченная крепью и предназначенная для перепуска руды под действием собственной массы.	a vertical or inclined passage that is used for transporting ore down to a lower level or hoist
Целик-Pillar	Часть полезного ископаемого, не извлеченное или временно не извлекаемое в процессе разработки	the columns of rock that are left to support the ceiling in room and pillar mining
Восстающий-Raise	Вертикальная или наклонная горная выработка, проводимая по восстанию залежи	a vertical or inclined opening from one level of a mine that is driven toward the level above
Скип-Skip	Сосуды предназначенные для подъема полезного ископаемого и породы	a self-dumping bucket used in a shaft for hoisting ore or rock
Хвосты-Tailings	Полученный в результате обогащения продукт, в котором содержание ценного компонента ниже чем в исходном материале и в других продуктах тех же операций переработки	materials rejected from a mill after the recoverable valuable minerals have been extracted

VIII. СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

Основная литература:

1. William A.H., Richard L.Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2009 Orebovo Sweden
2. Howard L. Hartman, Jan M. Mutmanský . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 Alabama USA
3. William A.H., Richard L.Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2003 Orebovo Sweden.
4. Benchmarking the energy consumption of canadian underground bulk mines. Canada 2005
5. Design fires in underground hard rock mines.Rickard Hansen. Printed by Mälardalen University, Västerås, Sweden 2011
6. MineralsEd, *Social Studies 10/11: Mining in BC A Resource Unit*; The Northern Miner, Mining Explained: A Layman's Guide.1996
7. Basics of mining and Mineral processing. American schools of mines. W Scot Dunbar University British Columbia 2012.
8. Ткачёв В.А., Прокопов А.Ю., Кочетов Е.В.« Шахтное и подземное строительство». Технология строительства горных выработок: учебное пособие Новочеркасск 2008.

Интернетные ресурсы:

1. <http://www.rusmet.ru/minjornal/> - «Горный журнал».
2. <http://www.elibraty.ru/> - научная электронная библиотека.
3. <http://mggu.ru> – Московский государственный горный университет.
4. <http://www.rsl> – Российская государственная библиотека