МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

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

КАФЕДРА «ГОРНОЕ ДЕЛО»



УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС
ПО ПРЕДМЕТУ

«Технология подземной разработки рудных месторождений»

(Системы разработки)

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

Алмалык-2024 г.

МИСИС
Университет науки и технологии
АЛМАЛЫК / филиал

Составил:
к.т.н. Акрамов Ж.К., доцент кафедры «Горное дело» АФ НИТУ МИСИС
Учебно-методический комплекс по предмету
«Технология подземной разработки рудных месторождений» (Системы разработки)

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

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

Учебно-методический комплекс одобрен на заседании кафедры «Горного дела»

Протокол от 15.10.2024 г., № 5

Зав. кафедрой Кахаров Сергей Каримович

Оглавление

Сборник лекций ……..……... **4**

Методические указания по выполнению практических работ……. **285**

Приложения…….…….. **507**

Рабочая программа дисциплины……. **508**

Критерии оценивания……... **526**

Список использованной литературы ……. **533**

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

СБОРНИК ЛЕКЦИЙ
по предмету

«Технология подземной разработки рудных месторождений»

(Системы разработки)

Алмалык-2024 г.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ЛЕКЦИИ	ТЕМЫ
№ 1	Требования, предъявляемые к классификации систем разработки
№ 2	Основные определения и требования, предъявляемые к подготовке
№ 3	Системы разработки с открытым очистным пространством
№ 4	Камерно-столбовые системы разработки
№ 5	Система разработки с подэтажной отбойкой
№ 6	Системы разработки с магазинированием руды
№ 7	Системы с отбойкой руды из специальных выработок
№ 8	Системы с отбойкой руды глубокими скважинами
№ 9	Системы разработки с креплением очистного пространства
№ 10	Системы разработки с креплением очистного пространства
№ 11	Системы разработки с закладкой выработанного пространства
№ 12	Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой
№ 13	Потолкоуступные системы разработки тонких жил с раздельной выемкой и закладкой
№ 14	Системы разработки со сплошной однослойной выемкой руды и закладкой
№ 15	Показатели эффективности систем разработки рудных месторождении
№ 16	Основные производственные процессы очистной выемки
№ 17	Выпуск и доставка руды
№ 18	Системы разработки с обрушением вмещающих пород
№ 19	Столбовые системы разработки с обрушением кровли и выемкой столбов заходками
№ 20	Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород
№ 21	Система разработки этажного самообрушения
№ 22	Принудительное этажное обрушение
№ 23	Комбинированные системы разработки
№ 24	Комбинированные системы с магазинированием руды
№ 25	Комбинированные системы с закладкой камер
№ 26	Методика выбора системы разработки
№ 27	Определение производственной мощности и параметров систем разработок
№ 28	Расчеты технологического процесса очистной выемки и системы разработки
№ 29	Шахтная сигнализация и связь. Рудничная атмосфера
№ 30	Рудничная вентиляция
	Список использованной литературы

ЛЕКЦИЯ № 1

ТРЕБОВАНИЯ, ПРЕДЪЯВЛЯЕМЫЕ К КЛАССИФИКАЦИИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Из большого числа известных в литературе классификаций систем подземной разработки одни посвящены только каменно-угольным - пластовым месторождениям, другие - только рудным месторождениям. Попытки классифицировать одновременно системы разработки каменноугольных и рудных месторождений пока не достигли положительных результатов.

Отраслевое построение классификаций возникло вместе с давно утвердившимся разделением учебных курсов и вообще всей горнотехнической литературы по разработке угольных и рудных месторождений. Это разделение объясняется прежде всего разницей современных систем и технологии подземной разработки угольных и рудных месторождений.

К системам разработки предъявляются следующие требования:

- обеспечение безопасности труда рабочих;
- минимальные затраты на добычу руды;
- максимальная производительность труда рабочих;
- минимально возможные потери и разубоживание руды.

Системы разработки рудных месторождений отличаются исключительным многообразием. В настоящее время насчитывается свыше 200 только основных видов систем. Возникновение множества систем разработки рудных месторождений и особую трудность создания их научной классификации можно объяснить двумя главными причинами.

Первая причина. Широкий смысл самого понятия «система разработки», которое выражает, с одной стороны, сложную совокупность подготовительных, нарезных и очистных выработок, расположенных самым разнообразным образом в разрабатываемом месторождении, а с другой - еще более сложный комплекс технологических операций очистной выемки.

В связи с этим системы разработки отличаются между собой по очень большому числу признаков:

1) по виду и расположению подготовительных и нарезных выработок в рудном массиве выемочного участка блока, панели;

2) по направлению подвигания очистной выемки блока относительно элементов залегания рудного тела - по простиранию, вкрест простирания, по восстанию, по падению или снизу вверх и сверху вниз, комбинированно;

3) по состоянию образующегося при этом очистного пространства - выемка с открытым очистным пространством, с магазинированием руды, с закладкой, с креплением, с обрушением вмещающих пород, с обрушением руды и вмещающих пород;

4) по построению и форме очистного забоя - сплошная, уступная, подэтажная, этажная, слоевая, заходками;

5) по стадийности очистной выемки блока - одностадийная, двухстадийная, многостадийная;

6) по способам отбойки и доставки руды при очистной выемке.

ПРИНЦИПЫ ПОСТРОЕНИЯ КЛАССИФИКАЦИИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Важное значение классификации как основы для изучения, сравнительной оценки и выбора систем разработки месторождений полезных ископаемых является общепризнанным. Известна также трудность создания классификации, которая отвечала бы указанным целям и была достаточно простой, удобной для практического использования.

Из большого числа известных в литературе классификаций систем подземной разработки одни посвящены только каменноугольным (пластовым) месторождениям, другие - только рудным.

Отраслевое построение классификаций возникло вместе с давно утвердившимся разделением учебных курсов по разработке угольных и рудных месторождений, вызванным значительной разницей систем и технологии подземной разработки угольных и рудных месторождений.

Системы подземной разработки рудных и нерудных месторождений отличаются исключительным многообразием. Это многообразие и трудность создания классификации систем можно объяснить несколькими причинами.

Во-первых, широким смыслом самого понятия «система разработки»». Оно выражает, с одной стороны, довольно сложную совокупность подготовительных и очистных выработок, расположенных в разрабатываемом месторождении самым разнообразным образом, а с другой - не менее сложный комплекс технологических операций очистной выемки.

В связи с этим системы разработки отличаются между собой многими признаками:

- видом и расположением подготовительных и нарезных выработок в выемочном участке, блоке, панели;
- направлением подвигания очистной выемки относительно

элементов залегания рудного тела по простиранию, вкрест простирания, по восстанию, падению, комбинированно;

- состоянием и способом поддержания образующегося очистного пространства - выемка с открытым очистным пространством, магазинированием руды, закладкой, креплением, обрушением вмещающих пород, обрушением руды и вмещающих пород;
- построением и формой очистного забоя - сплошная, уступная, подэтажная, этажная, слоевая, заходками;
- числом стадий очистной выемки в блоке - одностадийная, двухстадийная, многостадийная;
- способами отбойки и доставки руды при очистной выемке.

Сочетание этих основных признаков в различных комбинациях дает множество систем разработки.

Попытки построения классификации на принципе сочетания указанных признаков приводили к созданию громоздких перекрестных перечней систем, не получивших применения.

Вторая причина трудности создания классификации систем подземной

разработки рудных месторождений состоит в разнообразии этих месторождений по форме, размерам, углам падения, условиям залегания, минералогическому составу, ценности и физико-механическим свойствам руды, характеру вмещающих пород.

Объединяя в классы и группы месторождения по горно-геологическим признакам, определяющим применение различных систем разработки, казалось, было бы нетрудно создать классификацию, полезную для выбора систем. Однако даже при разделении всех рудных месторождений для этой цели на 18 основных типов (Справочная книга по горному делу под редакцией Р.Пиля) оказалось, что для каждого из этих типов месторождений возможно применение не менее трех-четырех классов или групп разных систем, не считая их вариантов. С другой стороны, очень многие системы (и даже классы систем) оказываются пригодными для двух-трех и более типов месторождений. Поэтому выбор системы разработки такая классификация не облегчает, а в качестве основы для изучения систем непригодна.

Из большого числа классификаций систем разработки рудных месторождений, которые были в разное время опубликованы в литературе, сохранили значение только две-три классификации. Все остальные в настоящее время не используются.

Анализ причин отказа от большинства классификаций позволяет сформулировать **требования**, которым должна удовлетворять классификация, предназначенная для изучения и сравнительной оценки систем разработки.

1. В основу разделения систем на классы, затем внутри каждого класса на группы, а в группах на виды должны быть положены наиболее важные признаки, характеризующие системы разработки.

В основу для разделения класса систем на группы необязательно принимать один и тот же признак во всех классах. Напротив, учитывая особенности каждого класса систем, нужно пользоваться при их разделении на группы разными признаками, важными для характеристики именно этого класса.

Сказанное относится также к разделению систем в группах на виды.

2. Классификация не должна быть излишне обширной, разветвленной, но вместе с тем в качестве основы для изучения систем она должна выражать достаточно отчетливые границы каждого класса, группы, вида, а также переходные формы систем между классами, группами и видами, которые неизбежно возникают в результате комбинирования приемов разработки.

3. В классификацию должны вписываться вновь создаваемые системы разработки.

4. В классификации не следует создавать новые искусственные наименования систем, а также использовать местные названия и термины.

5. Являясь основой для изучения отдельных систем и определяя достаточно отчетливые границы каждого класса, группы, вида, классификация должна в то же время отражать переходные формы систем между классами, между группами и видами («гибриды»), которые неизбежно возникают в результате общего совершенствования горной техники и комбинирования приемов разработки.

Поэтому, прежде чем переходить непосредственно к изложению предлагаемой классификации, уточним ряд определений и терминов.

Подготовкой месторождения (его части) называют проведение в определенном порядке совокупности горных выработок, которыми вскрытая часть месторождения

разделяется для разработки на самостоятельные выемочные участки - этажи, блоки, панели.

Нарезкой называют проведение в подготовленных выемочных участках горных выработок, из которых непосредственно осуществляется извлечение рудного массива участка.

Рудный массив выемочного участка (этажа, блока, панели, столба) разделяется на извлекаемые в определенной последовательности части: подэтажи, слои, полосы, прирезки, уступы, междукамерные, междупанельные и междуэтажные целики.

В подготовительных выработках выемочного участка возводятся разнообразные искусственные сооружения и устройства: крепь, грохоты в камерах дробления, люковые рамы и затворы, погрузочные полки, бетонные, металлические или железобетонные облицовки сопряжений выработок выпуска и доставки или погрузки.

В очистных выработках устанавливается разнообразной конструкции крепь, оставляются рудные целики, сооружаются из различных материалов столбы, колонны, полосы, стенки, днища с воронками и т.д.

Части, на которые делится рудный массив выемочного участка, расположенные в нем горные выработки и возводимые в них сооружения составляют конструктивные элементы системы разработки. Определенная совокупность конструктивных элементов выемочного участка выражает конструкцию системы разработки.

Очистная выемка - это технологический процесс, состоящий из отбойки, вторичного дробления, доставки, выпуска и погрузки руды, поддержания очистных выработок, рабочего пространства и вмещающих пород при извлечении рудного массива выемочного участка.

Образующееся очистное пространство может в процессе очистной выемки оставаться открытым, т.е. свободным, быть закрепленным, заполненным отбитой рудой, закладкой, обрушенными породами или обрушенной рудой и породой.

Таким образом, полное определение понятия «система разработки» и признаки ее классификации должны отражать присущие каждой системе:

- конструктивную характеристику, т.е. определенную совокупность в выемочном участке подготовительных, нарезных и очистных выработок и возводимых в них сооружений;
- порядок очистной выемки и состояние образующегося при выемке очистного пространства;
- комплекс технологических операций, выполняемых при извлечении рудного массива выемочного участка.

Какой же из трех главных признаков следует принять в основу разделения систем на классы, затем на группы и виды?

В выборе основного признака необходимо руководствоваться, кроме ранее приведенных требований к классификации систем разработки, также общими положениями о научных классификациях. В любой научной классификации в одно первичное подразделение помещают объекты, наиболее близкие между собой, т.е. характеризующиеся наибольшим числом свойственных им общих признаков.

Максимальное (резкое) различие, т.е. наибольшее число несходных признаков, должно быть между первичными подразделениями классификации, в нашем случае - между классами. В каждом последующем подразделении, т.е. в группах одного

класса, затем в видах одной группы, число несходных признаков должно уменьшаться. В результате мелкие соседние подразделения, например виды систем одной и той же группы, должны отличаться между собой по минимальному числу признаков, в частности только по одному-двум.

Должно быть соблюдено и следующее условие построения научных классификаций: одни и те же объекты классификации не должны повторяться в разных подразделениях (классах, группах), а в одном подразделении не могут встречаться резко отличающиеся объекты.

Из трех главных признаков для выделения классов систем разработки рудных месторождений рассмотренным требованиям отвечает порядок очистной выемки, который определяет состояние очистного пространства выемочного участка во время его разработки. Этот признак отражает резкое различие между классами систем по условиям их применения, особенностям комплекса технологических операций очистной выемки, а также по основным показателям эффективности.

Каждый класс, выделенный по этому признаку, объединяет системы, сходные по условиям применения и показателям эффективности. Одни и те же или близкие по совокупности признаки системы не повторяются в разных классах.

Два остальных признака - особенности технологии очистной выемки и конструктивная характеристика системы - служат для разделения классов систем на группы и групп на виды.

Исходя из всего сказанного можно дать следующее полное определение понятия «система разработки»: **системой разработки** рудного месторождения или его части называется определенный порядок очистной выемки руды и ее технология в сочетании с совокупностью конструктивных элементов выемочного участка.

КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИИ

Для изучения курса подземной разработки рудных месторождений, сравнительной оценки и выбора систем разработки принимается следующая классификация.

К **I классу** - систем с открытым очистным пространством - отнесены системы, при которых очистное пространство, образующееся в результате выемки руды, остается во время разработки выемочного участка открытым, т. е. свободным, не заполненным закладочным материалом, отбитой рудой или обрушенными породами. Бока и кровля открытого очистного пространства поддерживаются оставляемыми в рудном теле постоянными или временными целиками руды и крепью (распорками, стойками).

Устойчивость вмещающих пород и руды является обязательным условием для применения систем этого класса.

Ко **II классу** - систем с магазинированием руды - отнесены системы разработки, при которых очистное пространство по мере выемки рудного массива заполняется отбитой рудой, полностью выпускаемой только по

окончании отработки блока. Основным средством поддержания служат рудные целики, иногда распорная и штанговая крепь. Замагазинированная руда способствует

поддержанию вмещающих пород между целиками, но роль ее как средства поддержания является вспомогательной. Для систем с магазинированием характерны устойчивость вмещающих пород н руды и, как правило, крутое падение рудного тела.

Системы **III класса** - с креплением очистного пространства - характеризуются наличием в очистном пространстве регулярно возводимой вслед за выемкой усиленной крепи, которая служит основным средством поддержания вмещающих пород и руды. Эти системы применяют при условиях, когда вмещающие породы и руда не оказывают большого горного давления, но без крепи могут отслаиваться или обрушаться.

К **IV классу** — систем с закладкой — отнесены системы, при которых очистное пространство, образующееся по мере выемки рудного массива, заполняется закладочным материалом. Закладка служит основным средством поддержания вмещающих пород. Иногда закладка служит только для того, чтобы противодействовать обрушению или оседанию поверхности. Крепь разной конструкции, простая и усиленная, возводится по мере очистной выемки ранее, чем производится закладка. Иногда крепление совсем не производится.

В отличие от двух первых классов системы с закладкой могут применяться в породах, при которых невозможны открытые обнажения на большой площади.

Системы **V класса** - с обрушением вмещающих пород - резко отличаются от систем предыдущих классов тем, что очистное пространство по мере выемки заполняется обрушаемыми породами. Крепью поддерживается лишь призабойное рабочее пространство небольших размеров.

В противоположность первым классам систем, для которых неустойчивость вмещающих пород затрудняет разработку, склонность пород к самообрушению не только не препятствует применению систем этого класса, но является желательным или непременным условием.

Системы **VI класса** - с обрушением вмещающих пород и руды - отличаются от систем предыдущего класса тем, что, кроме вмещающих пород, в процессе очистной выемки подвергается обрушению также массив руды, предварительно подсеченный снизу и с боков. В результате этого очистное пространство по мере его образования заполняется раздробленной рудой и опускающейся вслед за ней обрушенной пустой породой.

По состоянию очистного пространства в момент разработки системы V и VI классов внешне близки между собой, поэтому их иногда объединяют в один класс «систем с обрушением», выделяя лишь внутри этого класса две самостоятельные группы: с обрушением вмещающих пород; с обрушением руды и вмещающих пород. Однако правильнее разделять эти системы на два самостоятельных класса, так как заполнение очистного пространства обрушенной рудой и лежащей на ней обрушенной пустой породой коренным образом изменяет условия выпуска, доставки и погрузки руды. Мало общего имеют между собой и конструктивные элементы систем этих двух классов. Для систем с обрушением руды и вмещающих пород траншеями, рудоспусками-дучкам и, которых совсем нет при характерна сложная подготовка днища блоков с воронками, системах слоевого обрушения и столбовых системах с обрушением кровли. Массовое обрушение руды вместо отбойки ее небольшими порциями является второй отличительной особенностью этих систем.

Отличаются системы V и VI классов и по условиям их применения. Различны й основные показатели их эффективности. Системы подэтажного и этажного обрушения относятся к числу наиболее высокопроизводительных, в то время как слоевое обрушение и столбовые системы с обрушением кровли отличаются низкой производительностью труда.

К **VII классу -** комбинированных систем - отнесены разработки мощных месторождений, при которых этаж или панель делится на чередующиеся, относительно близкие по размерам камеры, и междукамерные целики, вынимаемые последовательно в две стадии разными системами. Обычно камеры вынимаются снизу вверх; в первую очередь, а целики сверху вниз — во вторую, по окончании выемки соседних камер.

Классификация систем разработки рудных месторождений

Класс	Наименование класса	Группа	Наименование группы
I	Системы разработки с открытым очистным пространством	1	Почвоуступные системы
		2	Потолкоуступные системы
		3	Системы со сплошной выемкой
		4	Камерно-столбовые системы
		5	Системы с подэтажной отбойкой
		6	Системы с камерно-этажной выемкой
II	Системы разработки с магазинированием руды в очистном пространстве	1	Системы со шпуровой отбойкой из магазина
		2	Системы с отбойкой из спец. выработок
		3	Системы с отбойкой глубокими скважинами
III	Системы разработки с креплением очистного пространства	1	Системы с усиленной распорной и станковой крепью
		2	Системы с каменной и комбинированной крепью
IV	Системы разработки с закладкой очистного пространства	1	Система разработки горизонтальными слоями с закладкой
		2	Системы разработки наклонными слоями с закладкой
		3	Потолкоуступные системы с закладкой
		4	Системы нисходящей послойной разработки с закладкой
		5	Сплошные системы с закладкой
		6	Системы с креплением и закладкой
V	Системы разработки с обрушением вмещающих пород	1	Системы слоевого обрушении
		2	Щитовые системы разработки
		3	Столбовые системы с обрушением кровли
VI	Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород	1	Системы подэтажного обрушения
		2	Системы этажного самообрушения
		3	Системы этажного принудительного обрушения
VII	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

Комбинированные системы не представляют собой простого сочетания или совместного применения на месторождении одновременно двух самостоятельных систем разработки, как это иногда неправильно считают. Подготовка, нарезка и очистная выемка в камере и междукамерном целике, составляющие вместе выемочный блок, настолько взаимно связаны, конструктивно неделимы и технологически едины, что систему разработки блока в целом нельзя рассматривать иначе, как единую новую систему.

При этом важно, что соединение двух систем разработки в одну, комбинированную, позволяет расширить область ее применения по сравнению с каждой из составляющих систем и получить высокие технико-экономические показатели, которые в данных горно-геологических условиях для каждой системы в отдельности недостижимы. В этом заключается практическая особенность комбинированных систем разработки.

Разделение систем внутри каждого из семи приведенных классов на группы основано па признаках, не одинаковых для разных классов.

Системы I, IV и V классов делятся на группы по следующим признакам: направление очистной выемки, построение и форма очистного забоя. В основу разделения систем II класса доложен способ отбойки при очистной выемке. Системы III класса разделены на группы по конструкции крепи. Для разделения на группы системы VI класса принят способ обрушения руды. Комбинированные системы (VII класс) разделены на группы в зависимости от способа выемки камер.

ПОКАЗАТЕЛИ ЭФФЕКТИВНОСТИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Технико-экономические результаты разработки и составляющих ее операций принято выражать большим числом показателей. Среди них можно выделить пять основных групп: показатели производительности труда; показатели расхода материалов, энергии и оборудования, применяемых в процессе добычи; экономические показатели; показатели качества и полноты извлечения руды; показатели интенсивности разработки.

Показатели производительности груда. Для оценки применяемой системы и технологии разработки в отношении производительности труда пользуются несколькими показателями. Среди них в процессе изучения курса наиболее важными являются следующие.

Производительность труда забойного рабочего на очистной выемке и Производительность труда забойного рабочего по системе разработки, включая очистную выемку, нарезные и подготовительные работы. Ее выражают обычно в тоннах иди кубических метрах за смену.

Производительность труда рабочих по отдельным рабочим специальностям, занятых на очистной выемке, нарезке и подготовке. Этот показатель используется реже, так как он характеризует только некоторые элементы системы и технологии разработки, а не систему в целом.

Производительность труда подземного рабочего, включая сюда. все

производственные процессы, выполняемые под землей. Этим показателем не будем пользоваться, поскольку в данном курсе рассматриваются не все производственные процессы, выполняемые под землей.

Показатели расхода материалов и энергии. Для сравнительной оценки различных систем разработки и разной технологии и добычи необходимо знать расход различных материалов и энергий на 1 т (или 1 $м^3$) добытой руды.

Принято учитывать расход следующих основных материалов: взрывчатые материалы, кг; крепежный лес, $м^3$; буровая сталь, кг и твердые сплавы, г. В полной стоимости материалов, расходуемых в процессе добычи - эти три вида составляют до 80-90 %, поэтому расход других материалов отдельно обычно не показывают.

Расход энергии принято выражать в кВт-ч на 1 т (1 $м^3$) добытой руды. Сюда включается расход электроэнергии работающими под землей электрическими горными машинами и устройствами, а также расход электроэнергии, затрачиваемой на выработку сжатого- воздуха; потребляемого пневматическими горными машинами. В процессе добычи руды применяемые горные машины изнашиваются и их стоимость погашается отнесением на себестоимость 1 т. добытой руды. Поэтому данный показатель правильнее относить к экономическим и рассматривать вместе с Себестоимостью добычи руды.

Основные экономические показатели разработки. Себестоимость добычи 1т руды по системе разработки. В себестоимость входят в качестве составных элементов: заработная плата с начислениями на нее, стоимость израсходованных материалов й энергии и амортизация оборудования. Между себестоимостью добычи и приведенными показателями по производительности труда, расходу материалов и энергии имеется прямая зависимость. Поскольку доля заработной платы в себестоимости добычи руды часто превосходит 60 %, то производительность труда забойного рабочего в значительной мере определяет себестоимость добычи.

Себестоимость добычи по руднику (шахте) включает, кроме указанных выше, расходы по другим, производственным процессам - транспорту, подъему, водоотливу и другим, а также услуги вспомогательных цехов, расходы на текущий ремонт, содержание основных средств, общерудничные и административно-управленческие расходы.

Затраты на транспорт и переработку 1 т руды до получения готовой продукции (концентрат, чистый минерал или металл).

Чистый доход (прибыль) на 1 т руды представляет собой разницу между ценой готовой продукции и полной себестоимостью добычи, транспорта и переработки 1 т руды.

Экономический эффект разработки месторождения или деятельности рудника выражают также показателем «рентабельность», который означает отношение суммы прибыли за год к полной стоимости основных и оборотных фондов предприятия.

ЛЕКЦИЯ № 2

ОСНОВНЫЕ ОПРЕДЕЛЕНИЯ И ТРЕБОВАНИЯ, ПРЕДЪЯВЛЯЕМЫЕ К ПОДГОТОВКЕ

Подготовка шахтного поля к очистной выемке заключается в разделении его на этажи выработками основного горизонта - откаточными штреками и ортами, а также в разделении этажа на выемочные участки - блоки с помощью восстающих выработок. Подготовительные выработки служат для. передвижения людей, транспортирования горной массы, доставки оборудования и материалов, проветривания и других целей.

При пологом залегании месторождения шахтное поле делится подготовительными выработками - главными и панельными штреками - на панели и столбы.

В особую группу выделяют **нарезные** выработки, проводимые в пределах блоков, панелей и столбов непосредственно для очистной выемки.

К нарезным выработкам относятся:

- подэтажные слоевые горизонтальные выработки, разделяющие блок на отдельные выемочные подэтажи или слои;
- выработки горизонта скреперования - штреки или орты, служащие для скреперной доставки отбитой руды до выработок основного горизонта, а также для вторичного дробления руды;
- выработки горизонта грохочения - камеры, штреки, орты, служащие для вторичного дробления отбитой руды и перепуска ее на основной горизонт;
- выработки горизонта подсечки, служащие для отделения добываемого массива руды от днища блока;
- отрезные восстающие и щели, горизонтальные и вертикальные ходки, вентиляционные сбойки и ряд других выработок, рассмотрение которых вследствие их тесной связи с очистной выемкой возможно только при изучении отдельных систем разработки.

Для характеристики объема подготовительных работ пользуются показателем - удельный объем подготовительных работ, который выражает процентное отношение объема подготовительных выработок к объему руды в этаже или блоке. В зависимости от системы разработки и характера месторождения удельный объем подготовительных работ изменяется от 2 до 15%, иногда достигает 25 %. Нередко удельный объем подготовки определяют как отношение объема добычи руды из подготовительных выработок к извлекаемым запасам блока. Однако, этот показатель не отражает объема полевой подготовки.

Объем подготовительных работ характеризуется также числом погонных метров подготовительных выработок, приходящихся на 1000 т готовых к выемке запасов руды.

Требования, предъявляемые к подготовке. Принятый способ подготовки, расположение и размеры подготовительных выработок должны обеспечивать:

- безопасное производство очистных работ;
- нормальное проветривание очистных забоев;

- своевременную подготовку этажей и блоков для сохранения постоянного резерва подготовленных и готовых к выемке запасов руды с определенным средним содержанием полезных компонентов;

- удобные и безопасные условия передвижения людей, доставки материалов и оборудования по выработкам;

- минимальные потери руды в целиках, предохраняющих подготовительные выработки;

- производительные способы доставки руды, погрузки и откатки;

- минимальные расходы на поддержание выработок и ремонт крепи.

В условиях значительного притока воды проведение подготовительных выработок должно обеспечивать своевременный дренаж.

СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ ОСНОВНОГО ГОРИЗОНТА

Способы подготовки, основного горизонта зависят от мощности и угла падения рудного тела, от физико-механических свойств руды и вмещающих пород; порядка очистной выемки в этаже, от способа транспортирования полезного ископаемого. Из технологических операций очистной выемки наибольшее влияние на расположение выработок откаточного горизонта оказывает доставка и погрузка руды. Нередко изменение того или иного элемента технологической операции вызывает изменение схемы расположения откаточных штреков и ортов. Например, переход от скреперной доставки к вибровыпуску меняет как схему, так и параметры выработок основного горизонта.

Расположение выработок основного горизонта зависит от величины горного давления. Влияние этих факторов на подготовку подробно рассматривается при изучении систем разработки. Остановимся только на наиболее распространенных вариантах расположения откаточных выработок.

В тонких и весьма тонких жильных телах на основном горизонте проводят один рудный штрек, располагая его таким образом, чтобы была удобной загрузка руды в вагонетки.

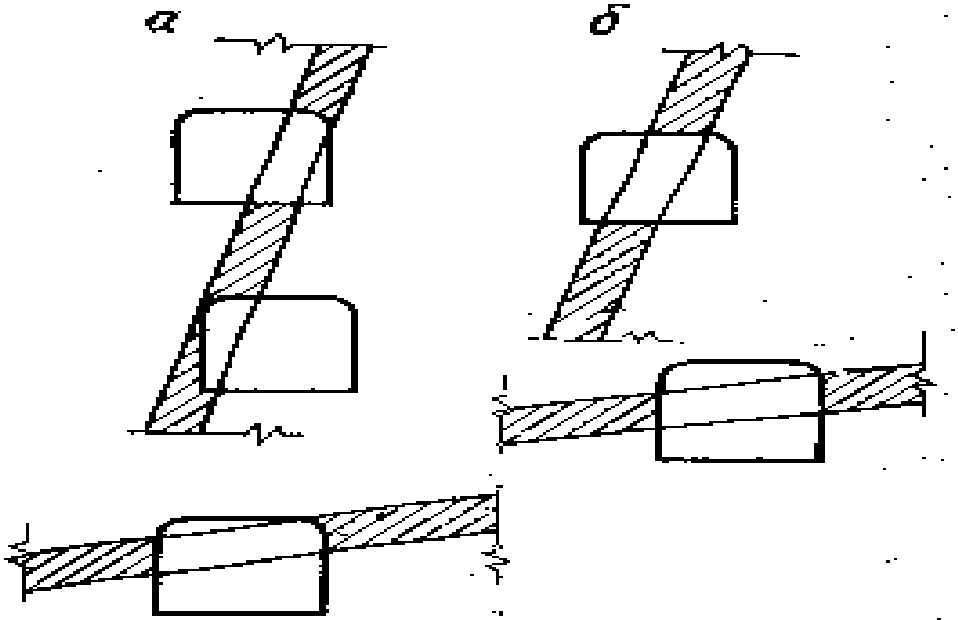


Рис. 1. Расположение откаточных штреков в тонких жилах

Если руда поступает через люки, то последние должны находиться в одном из верхних углов откаточной выработки (рис. 1, *а).* При невыдержанном залегании и непостоянной мощности жилы, наличии сбросов предпочтение отдают схеме, показанной на рис. 1, б, позволяющей лучше следовать за жилой. Смещение штрека в сторону висячего или лежачего боков определяется устойчивостью вмещающих пород. При длительном сроке существования штрека его располагают в более крепких породах.

На мощных и весьма мощных месторождениях применяют штрековую или ортовую схему подготовки. В первом случае выработки откаточного горизонта состоят из одного или нескольких рудных или полевых, штреков. Во втором случае погрузка руды осуществляется в ортах, соединенных рудными или полевыми штреками.

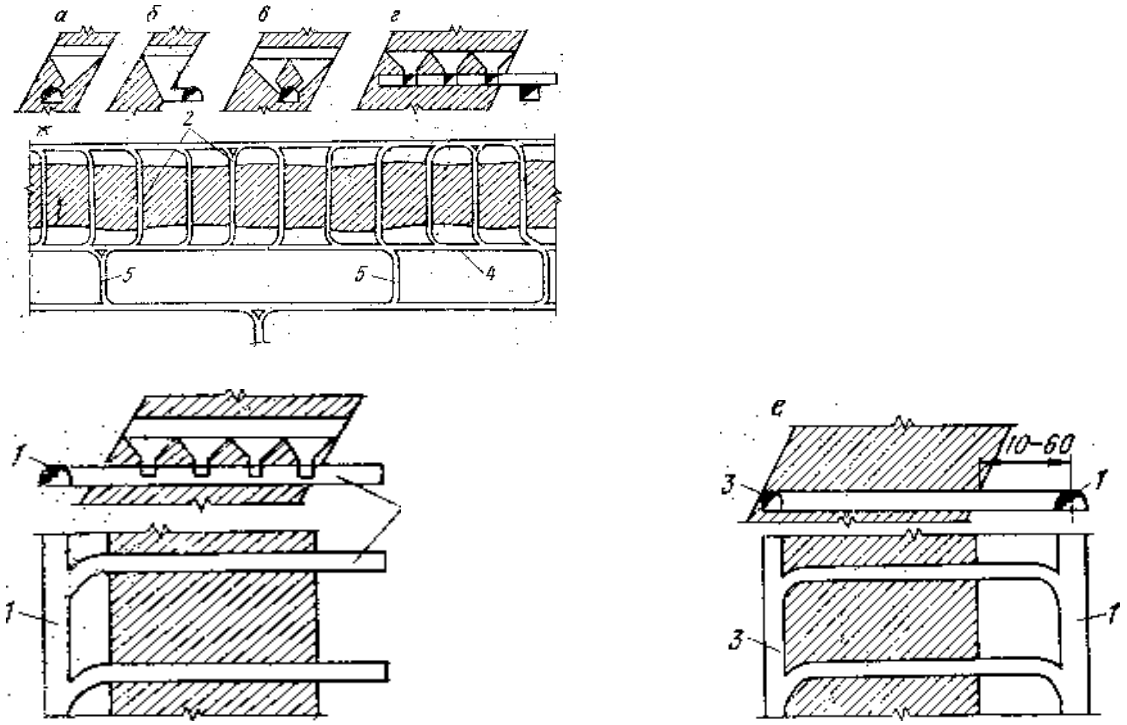


Рис. 2. Расположение выработок основного горизонта в мощных и весьма мощных рудных телах: *1 - двухпутный штрек; 2 - орты; 3 - однопутный штрек; 4 - вспомогательный однопутный штрек; 5 - квершлаги*

На рис. 2 показаны схемы расположения откаточных выработок в мощных рудных телах. Подготовка одним рудным (рис. 2, *а, в)* или полевым (рис. 2, б) штреком применяется при мощности рудного тела до 10-20 м. В более мощных залежах проводят несколько рудных штреков или один полевой (рис. 2, г) со специальными доставочными выработками - ортами скреперования. Одного откаточного штрека бывает достаточно и для весьма мощного рудного тела, если руда к нему поступает с подэтажей по рудоспускам. В последнем случае на подэтажах должна быть организована механизированная доставка руды к рудоспускам.

Ортовая подготовка бывает тупиковой (рис. 2, *д)* или кольцевой (рис. 2, е). В первом случае из двухпутного (рудного или полевого) откаточного штрека *1* проводят

орты-заезды *2*. При кольцевой схеме орты проводят между однопутным рудным или полевым штреком *3* и двухпутным полевым штреком *1*. Наличие двух штреков обеспечивает хорошие условия для транспорта и проветривания основного горизонта.

В неустойчивых породах длительное сохранение двухпутных откаточных штреков, имеющих площадь поперечного сечения до 20 м^2 и находящихся в зоне влияния горных работ, становится затруднительным. Поэтому двухпутные штреки проводят на значительном расстоянии от рудного тела, а с целью сокращения длины ортов-заездов вблизи рудного тела проводят однопутный вспомогательный-штрек *4*. (рис. 2, *ж)*. В породах висячего бока проводят однопутный откаточный штрек.

Штреки лежачего бока сбиваются, между собой квершлагами 5.

При большом горном давлении производят заглубление откаточного горизонта по вертикали на 60-120 м ниже отрабатываемого этажа. При этом руда из очистных блоков на откаточный горизонт доставляется по системе рудоспусков. Такое расположение выработок основного горизонта позволяет сократить затраты на их крепление, уменьшить их протяженность, увеличить площадь поперечного сечения при использовании мощных электровозов. Аккумулирование руды в рудоспусках обеспечивает - ритмичную работу шахтного транспорта и подъема.

Выбор между полевой и рудной подготовкой зависит от следующих факторов: мощности рудного тела, направления очистной выемки, способа проветривания (центральное или фланговое) и др. В мощных и весьма мощных рудных телах чаще применяют полевую подготовку.

Полевая подготовка имеет ряд достоинств: незначительные расходы на ремонт крепи; сокращаются потери руды в междуэтажных целиках. Отработку целиков можно начинать после окончания выемки блока без нарушения схемы вентиляции; удобнее и проще общая схема вентиляции. В отдельных случаях, например, при фланговом проветривании и отступающей выемке, штрек вышележащего этажа может быть сохранен для вентиляции, если он проведен на значительном расстоянии от рудного тела. В рудных телах небольшой мощности, имеющих извилистые контуры, рудный штрек неприемлем для электровозной откатки.

Основной недостаток полевой подготовки - большие первоначальные затраты на подготовительные работы вследствие необходимости проводить квершлаги до рудного тела. В отличие от рудного штрека проведение полевого частично не окупается попутно добытой рудой. В отдельных случаях ухудшается дренаж и усложняется попутная разведка месторождения, особенно при схеме подготовки, показанной на рис. 2, *б.*

Выбор между полевой и рудной подготовкой часто связан с выбором схемы проветривания и направления выемки.

РАСПОЛОЖЕНИЕ ВОССТАЮЩИХ И ОБЩИЙ ПОРЯДОК ПОДГОТОВКИ

По условиям проходки, восстающие можно разделить на два типа: восстающие, которые должны быть пройдены до начала очистных работ в блоке, и восстающие, которые наращивают по мере подвигания вверх очистной выемки в открытом очистном пространстве, в закладке или в отбитой руде.

Восстающие первого, типа более распространены, применяются при любой

системе разработки. Восстающие второго типа применяют только при некоторых системах и используют для разных целей - спуска руды из очистного забоя, для сообщения, доставки материалов. Соответственно назначению их называют рудоспусками или ходками. Восстающие первого типа в большинстве случаев служат одновременно для нескольких целей: сообщения с очистным забоем, доставки материалов, проведения подэтажных и слоевых выработок, вентиляции, прокладки труб, силовых кабелей и др.

Рассмотрим схемы расположения только главных (блоковых) восстающих. Восстающие, конструкция и расположение которых связаны с очистной выемкой, рассматривают при изучении систем разработки.

Размеры восстающего в свету и число отделений в нем зависят от его назначения. Восстающие с одним отделением - это обычно наращиваемые в очистном пространстве ходки или рудоспуски. При небольшой мощности рудного тела и крепких боковых породах крепление их производят распорками с дощатой обшивкой, а в менее устойчивых рудах - срубовой крепью из круглого леса или брусьев. В восстающих с несколькими отделениями одно из них обычно служит лестничным ходком, а другие предназначаются для спуска руды на нижний откаточный горизонт, спуска закладки с верхнего горизонта, доставки материалов, проветривания.

Восстающие с лестничным и рудоспускным отделениями, закрепленные распорной крепью, распространены при разработке маломощных жил, а также в крепких боковых породах.

Размеры лестничного отделения определяют исходя из требований техники безопасности; размер сечения рудоспуска должен превышать размер наиболее крупных кусков руды в 4-5 раз.

Восстающие могут быть наклонными и вертикальными (рис. 3). Вертикальные восстающие целесообразнее вследствие меньшего износа крепи в рудоспускном отделении, более удобного перемещения людей, меньшей длины. Однако пройти вертикальный восстающий, не выходя за пределы рудного тела, можно только при значительной его мощности.

В большинстве случаев восстающие примыкают не к кровле или почве откаточных выработок, а к их бокам, что уменьшает опасность падения в восстающие людей и делает более безопасным выход людей в откаточную выработку нижнего горизонта. Устье восстающего должно быть перекрыто лядой иди решеткой и хорошо освещено.

Расположение восстающих должно обеспечивать удобство и безопасность доступа в очистной забой, минимальную стоимость их проходки и ремонта и хорошее проветривание очистных забоев.

Если восстающий необходимо сохранять в течение длительного времени (например, для проветривания ряда блоков), его располагают за пределами зоны сдвижения на уровне данного этажа (см. рис. 3, г). Это требование относится и к откаточным выработкам, если они должны быть вентиляционными для нижележащего этажа.

Величина угла β зависит от горно-геологических условий (*крепость пород, строение и т.п.*) и лежит в пределах 45-75°. Если восстающий служит рудоспуском, угол его наклона должен быть не менее 60°.

Большое влияние на порядок подготовки оказывает число этажей, одновременно находящихся в очистной выемке.

Целесообразным считается производство очистной выемки одновременно не более чем на двух-трех этажах, так как многоэтажная разработка усложняет проветривание, удлиняет срок отработки этажа и тем самым увеличивает затраты на поддержание выработок, откаточных путей, воздухопроводов. В условиях повышенного горного давления осложняется очистная выемка, увеличиваются потери и разубоживание руды.

При многоэтажной разработке отработка этажа осуществляется в течение 10-12 лет вместо положенных 3-5 лет, увеличиваются затраты на поддержание выработок основного горизонта и скреперование.

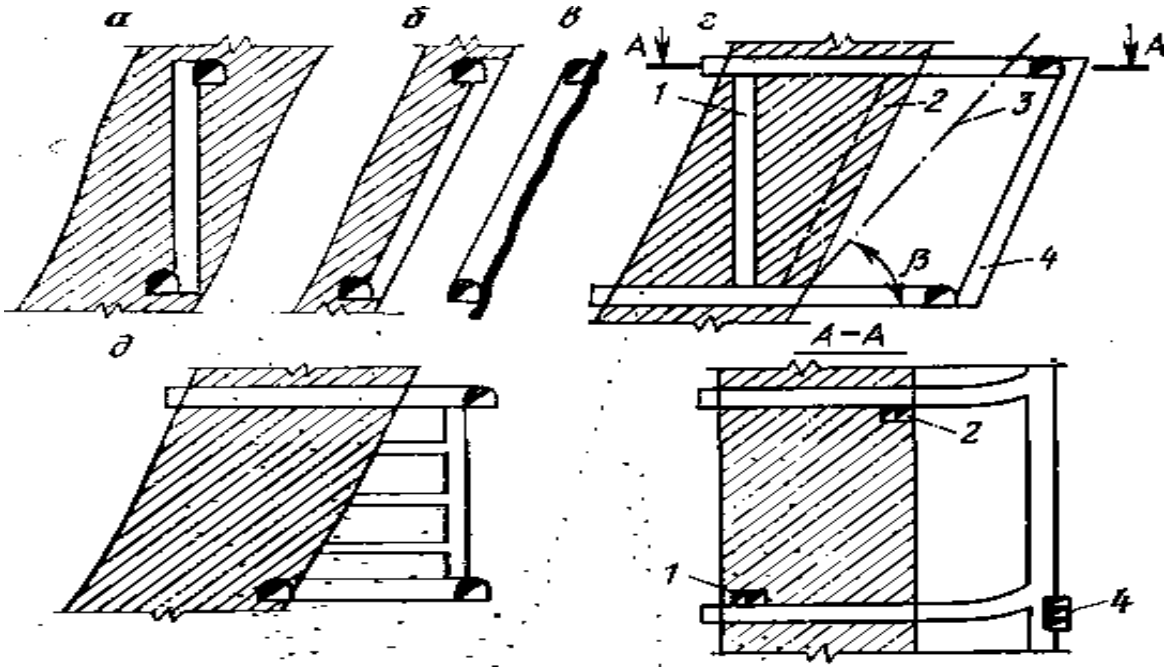


Рис. 3. Схемы расположения восстающих:
а - вертикальный рудный восстающий; б - наклонный рудный восстающий; в - наклонный восстающий, пройденный в висячем боку тонкой жилы; г - рудный вертикальный 1 и рудный наклонный 2 восстающие; 3 - граница зоны сдвижения; 4 - полевой наклонный; 5 - полевой восстающий с подэтажными выработками

Различают две основные схемы подготовки этажей: последовательную и параллельную.

Последовательная подготовка применяется при разработке мощных рудных тел, когда большие запасы руды на этаже обусловливают отработку его в течение продолжительного времени. Для ускорения подготовки этажа выработки иногда проводят из временных слепых стволов, располагаемых в породах лежачего бока или по месторождению. Такой способ ускорения подготовки применяют в исключительных случаях.

При параллельной подготовке одновременно ведется проведение подготовительных выработок на нескольких этажах. По сравнению с

последовательной подготовкой она имеет следующие преимущества: меньшая стоимость проходки главного ствола сразу на несколько этажей; детальная разведка рудного тела на значительную глубину упрощает планирование горных работ; создаются хорошие условия для ведения очистной выемки благодаря опережающему дренажу.

Как было отмечено ранее, технологический процесс очистной выемки существенно влияет на схему расположения откаточных выработок и блоковых восстающих. На рис. 4 показан вариант подготовки блока при подэтажной выемке с применением самоходного оборудования. По откаточному горизонту проводят главный откаточный 7 и вспомогательный 2 штреки. Последний вентиляционным восстающим *3* соединяется с подэтажными штреками *4* и вентиляционным штреком *5* вышележащего горизонта. Руда с подэтажей поступает через капитальные рудоспуски 6 и погрузочные камеры 7 на главный откаточный штрек. Для перемещения самоходного оборудования с горизонта на горизонт служит спиральный заезд *8*.

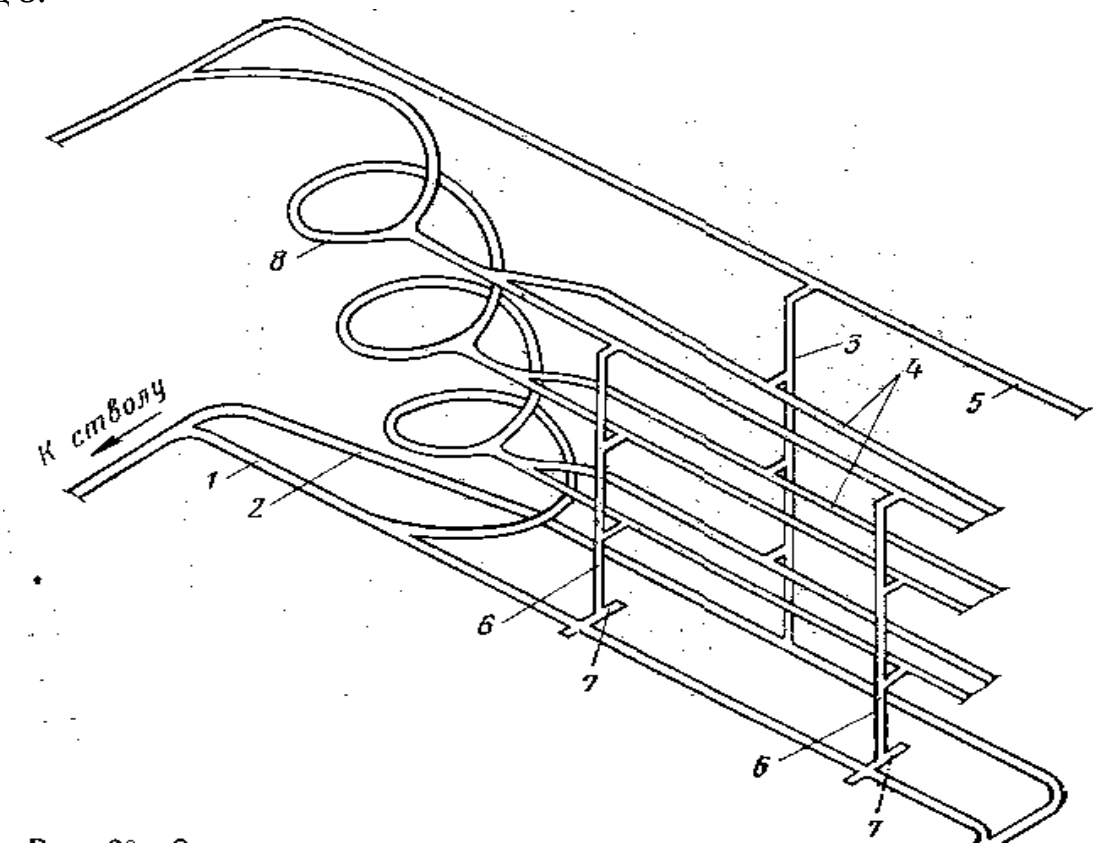


Рис. 4. Схема подготовки этажа при подэтажной выемке с применением самоходного оборудования

Рудные месторождения по сравнению с угольными имеют ряд особенностей, вытекающих из их геологического происхождения и вызывающих многообразие принимаемых технических и технологических решений, а также существенное отличие этих решений от практики угольных шахт:

1. Значительно более высокая крепость и абразивность руд по сравнению с углем.
2. Разнообразие размеров и изменчивость элементов залегания рудных тел.

3. Изменчивость содержаний полезных компонентов, а иногда минералогического состава руд по объему залежей.

4. Сравнительно меньшая разрушаемость отбитой руды при самотечном перемещении ее по рудоспускам и очистному пространству.

5. Гораздо меньшая достоверность и оперативность информации о горно-геологических условиях и протекании технологических процессов.

6. Широкий диапазон устойчивости руд и вмещающих пород.

7. Способность некоторых руд к слеживаемости или самовозгоранию, а также значительная обводненность ряда рудных месторождений.

8. Высокая ценность большинства руд по сравнению с углем.

9. Отсутствие на большинстве подземных рудников метановыделения.

ЛЕКЦИЯ № 3

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОТКРЫТЫМ ОЧИСТНЫМ ПРОСТРАНСТВОМ

КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ

К этому классу относятся системы разработки, при которых очистное пространство в процессе выемки остается открытым и поддержание его осуществляется рудными (иногда породными) целиками.

В ряде вариантов систем этого класса в очистном пространстве устанавливают простую крепь для поддержания отдельных участков кровли или для сооружения настила для работающих. Иногда камера частично заполняется отбитой рудой, нахождение которой в очистном пространстве вызывается не требованием технологического процесса разработки, а организационными причинами (отсутствие транспорта, необходимость создания резерва запасов отбитой руды и др.).

Несмотря на снижение удельного веса систем с открытым очистным пространством, они имеют широкое распространение при подземной разработке рудных месторождений. Так, на рудниках Кривбасса ими добывается около 30% железной руды, а при разработке медных руд - более 50%.

Обязательным условием применения систем с открытым очистным пространством является устойчивость руды и окружающих пород. Применение их возможно в рудных телах с разнообразной формой, размерами, углом падения ценностью руд.

Практика горных работ показывает, что разработку с открытым выработанным пространством можно вести до глубины порядка 800 м. При большей глубине усиливается опасность работ вследствие возможности горных ударов и взрывов; кроме того, в результате увеличения горного давления возникает необходимость в оставлении целиков больших размеров.

В зависимости от способа ведения очистной выемки выделяют пять основных групп систем данного класса.

Потолкоуступные системы разработки с подвиганием уступного фронта очистной выемки снизу вверх - от нижнего основного штрека к верхнему вентиляционному.

Сплошные системы разработки с подвиганием фронта очистных работ по всей длине или ширине блока с нерегулярным оставлением постоянных рудных целиков. При небольшой мощности применяют крепление. Линия очистных забоев бывает прямой или уступной.

Камерно-столбовые системы разработки отличаются систематическим чередованием параллельных выемочных камер и разделяющих их междукамерных целиков с подвиганием фронта очистной выемки в каждой камере вдоль ее длинной оси.

Системы разработки с подэтажной отбойкой. Отличительная особенность системы заключается в разделении блока по высоте на подэтажи и отбойке руды из подэтажных выработок. Фронт очистной выемки подвигается по всей высоте блока в

виде вертикальной или уступной линии.

Этажно-камерные системы разработки характеризуются отбойкой руды глубокими скважинами на всю высоту камеры вертикальными слоями или на всю длину камеры горизонтальными слоями.

Применявшиеся ранее почвоуступные системы этого класса в настоящее время распространения не имеют и поэтому не рассматриваются. Переходные системы подэтажно- и этажно-камерные с последующей закладкой камер рассматриваются в классе комбинированных систем разработки.

Над откаточными штреками оставляют надштрековые целики высотой 2-2,5 м или устанавливают распорную крепь

ПОТОЛКОУСТУПНЫЕ СИСТЕМЫ

Потолкоуступные системы с открытым очистным пространством применяют при разработке крутопадающих жильных и пластовых месторождений мощностью 0,6-3 м. Так как эти системы рассчитаны в основном на доставку руды под действием силы тяжести, их применяют при крутом падении.

Вмещающие породы и руда должны быть устойчивы, так как в противном случае необходимо усиливать крепь и усложнять се конструкцию. Такая система становится ближе к классу систем с креплением очистного пространства. Граница между системами этих двух классов устанавливается условно. К первым принято относить системы, где применяется простая распорная крепь, а ко вторым - системы со сложной усиленной крепью.

Поскольку затраты на мелкошпуровую отбойку и на крепление значительны, системы нецелесообразно применять для разработки бедных руд. Склонность руды к слеживанию, включение в ней пустых пород, а также характер контактов существенного значения не имеют.

Характерная особенность потолкоуступных систем состоит в уступной форме забоев, расположенных над работающими, которые находятся на настиле, уложенном на распорную крепь.

Если отбойка ведется горизонтальными шпурами (рис. 1, а), то уступы делают короткими (длиной 2-4 м); при отбойке восходящими шпурами наиболее удобны уступы длиной 10-12 м (рис. 1, б). Длинные уступы более распространены - они обеспечивают широкий фронт работ для высокопроизводительного бурения телескопными перфораторами. Высота уступов 1,8-2,2 м.

Высота этажа от 30 до 60 м и принимается в зависимости от крепости вмещающих пород, мощности жилы и угла падения. Устойчивые бока, небольшая мощность и крутое падение позволяют принимать наибольшую высоту этажа. С увеличением высоты этажа усложняются условия доставки крепи, передвижения рабочих, проходки восстающих и поддержания выработанного пространства.

Подготовительные работы заключаются в проведении откаточного штрека *1* и проходке восстающих. В рассматриваемом варианте восстающий *2* проходят в центре блока, а на флангах по мере выемки руды сооружают материально-ходовые восстающие 3.

На рис. 1, *в* показан вариант потолкоуступной системы с отбойкой восходящими шпурами.

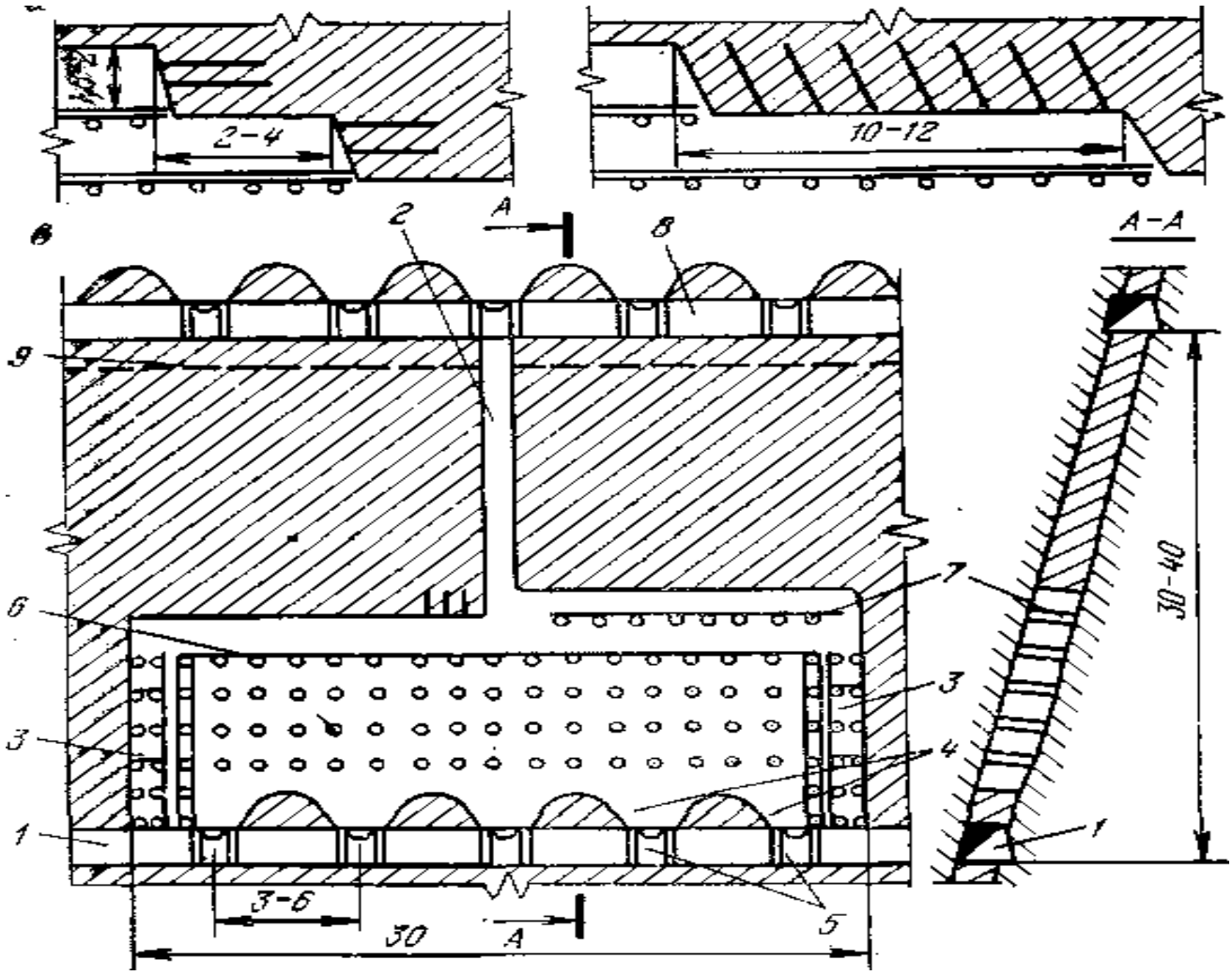


Рис. 1. Короткие (а) и длинные (б) уступы. Потолкоуступная система разработки (а)

В надштрековых целиках через 3-6 м проходят рудоспуски, верхняя часть которых расширяется в воронки *4*.

Длину блока принимают в пределах 30-80 м. Восстающий крепят распорками, разделяя его на два отделения: ходовое, оборудованное лестницами, и материальное - для доставки крепи.

Очистные работы ведут одновременно в нескольких блоках, расположенных рядом. Начинают их с проведения подсечного штрека на высоту 1,8-2 м над целиком. Горизонтальные шпуры бурят ручными перфораторами, отбитую руду через рудоспуски выпускают на почву откаточного штрека и затем убирают погрузочными машинами. После этого в рудоспусках устанавливают люки 5.

При разделении блока на два уступа улучшается организация очистных работ, передвижение рабочих становится более безопасным. Наличие восстающего в центре блока упрощает доставку материалов с верхнего горизонта.

Глубина восходящих шпуров обычно равна высоте уступа. Бурят их с временных полков *6*, укладываемых на распорную крепь 7. Распорная крепь служит опорой для настила и предохраняет вмещающие породы от местных вывалов.

Расстояние между распорками равно высоте уступа, между распорками в ряду - 1,6-1,8 м. В случае необходимости в местах нарушения боковых пород устанавливают

дополнительные распорки.

Перед взрывом настил с распорок убирают и руда под действием силы тяжести перемещается между распорками до выпускного люка.

Для проветривания очистных забоев свежий воздух подается через фланговые восстающие. Отработанный воздух через центральный восстающий поступает на вентиляционный штрек *8* и затем к вентиляционному стволу.

Во время отбойки руды распорная крепь ломается или выбивается. На ее восстановление затрачивается дополнительный труд в сложных и опасных условиях. Поэтому иногда руду доставляют по рудоспускам, сооружаемым путем обшивки досками соседних вертикальных рядов распорной крепи.

Для сохранения верхнего вентиляционного штрека оставляют подштрековый целик *9* толщиной 2,5-3 м, отрабатываемый позднее.

Вместе с тем отмеченные выше недостатки приводят к замене ее системой с магазинированием руды.

Оценка системы. Непрерывное обновление кровли и возможность ее своевременной оборки снижают опасность от обрушения руды.

Обнаженные бока очистного пространства находятся ниже рабочего места, и поэтому отдельные обрушения крупных кусков породы безопасны. Однако возможность падения рабочих в очистное пространство с настила, особенно после нарушения его взрывами, создает опасность работ и снижает производительность труда забойных рабочих. Небезопасна и работа крепильщиков при восстановлении нарушенной взрывами распорной крепи.

По данным практики, производительность труда забойного рабочего составляет в среднем 1-2 $м^3$/смену, расход крепежного леса - 0,06-0,12 $м^3$ на 1 $м^3$ очистного пространства.

Небольшие потери руды, возможность выемки ответвлений жилы, а также гибкость системы, позволяющая при необходимости изменять технологию и конструктивные элементы, являются достоинствами системы разработки.

Имеется вариант с панельной потолкоуступной выемкой с помощью механизированного комплекса, передвигающегося по монорельсу. Сущность варианта состоит в следующем. Блок (рис. 2) длиной 30-50 м и высотой 60-80 м буровыми восстающими *1* делится на панели. В буровом восстающем по лежачему боку монтируется монорельс *2* из секций длиной 1,5 м. По нему перемещается самоходный полок *3 с* двумя колонковыми перфораторами ПК-60. Размеры полка: высота - 4500 мм, длина (по простиранию рудного тела) - 3500 мм, ширина - 1750 мм. Комплекс может обуривать рудные тела мощностью до 5 м при глубине бурения до 12,5 м.

Глубина бурения, определяющая число панелей в блоке, зависит от характера рудного тела. При невыдержанных элементах залегания она снижается до 1,5-3 м.

После обуривания слоя толщиной 1,5-3 м скважинами *(Ск)* производится заряжание шпуров (скважин) и демонтаж 1-2 секций монорельса. Полок с рабочими перемещается в вентиляционный штрек.

После проветривания цикл повторяется.

Отбитая руда через воронки и дучки поступает на штрек скреперования *4* и через рудоспускное отделение восстающего 5 грузится в вагоны на откаточном штреке *6*.

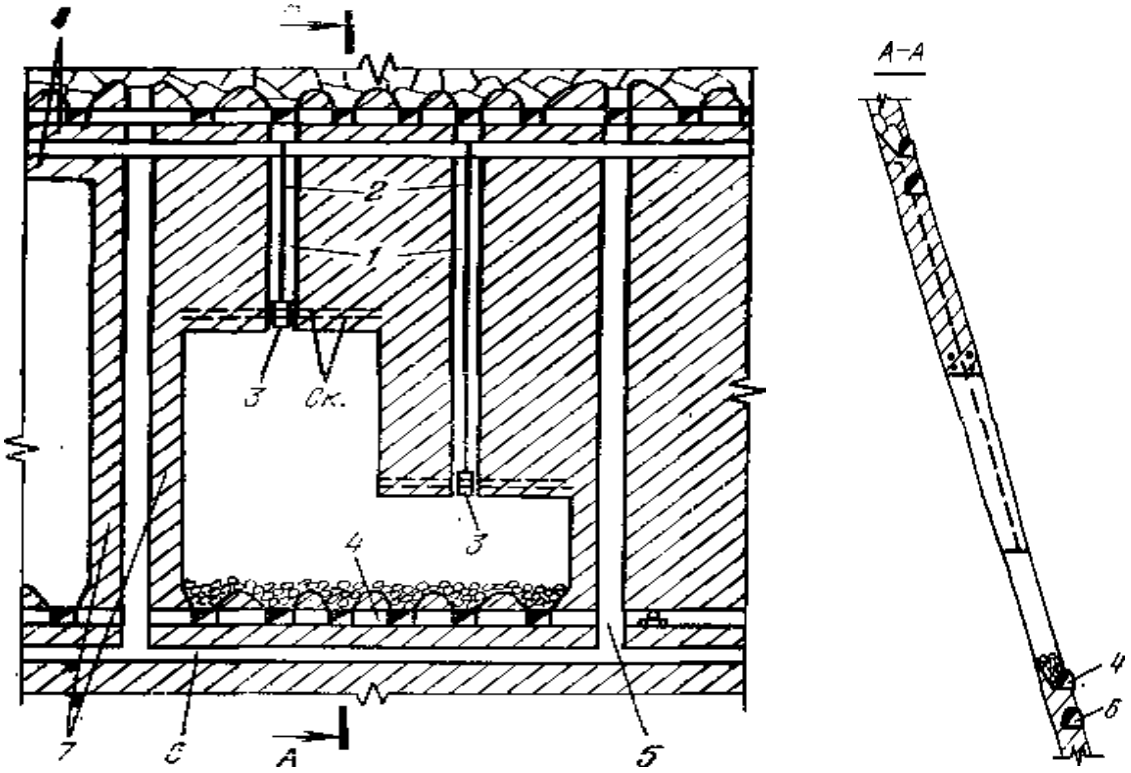


Рис. 2. Вариант потолкоуступной системы с панельной выемкой руды механизированным комплексом

В блоке одновременно может работать 1-2 комплекса. Поддержание вмещающих пород осуществляется междукамерными *7* и междуэтажными *8* целиками.

По сравнению с обычным вариантом потолкоуступной системы применение механизированного комплекса позволяет обеспечить более безопасные условия труда бурильщиков, исключить установку распорной крепи и повысить производительность труда.

На руднике «Приморский» при отработке руд с коэффициентом крепости f= 14, средней мощности рудного тела 2,5-2,8 м и глубине скважин 12 м производительность труда бурильщика, забойного рабочего и рабочего по системе составила соответственно 16,7; 13,9 и 5,4 м^3/чел-смену. При этом расход ВВ на отбойку достиг 2,1 кг/м^3, а удельный метраж скважин - 0,73 м/м^3.

В рассмотренном варианте большой объем подготовительно-нарезных работ связан с проходкой большого числа восстающих, особенно при небольшой ширине панели. Поэтому для проходки их необходимо применять механизированный комплекс КПВ.

ЛЕКЦИЯ № 4

КАМЕРНО-СТОЛБОВЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Особенностью этих систем разработки является систематическое чередование параллельных выемочных камер и постоянных, как правило, поддерживающих целиков. Камерно-столбовые системы связаны с оставлением в целиках более 15-20% запасов полезного ископаемого. Эти разработки применяют при разработке горизонтальных и пологопадающих рудных тел, мощностью от 2 до 30 м с устойчивой рудой.

Варианты камерно-столбовой системы различают: по способам отбойки руды и форме забоя, транспортировке руды и форме целиков. Выработки основного горизонта располагают либо по руде на уровне почвы пласта, либо в подстилающих породах на глубине 4 - 10 м от почвы пласта.

Ввиду больших потерь применение системы целесообразно для разработки малоценных полезных ископаемых.

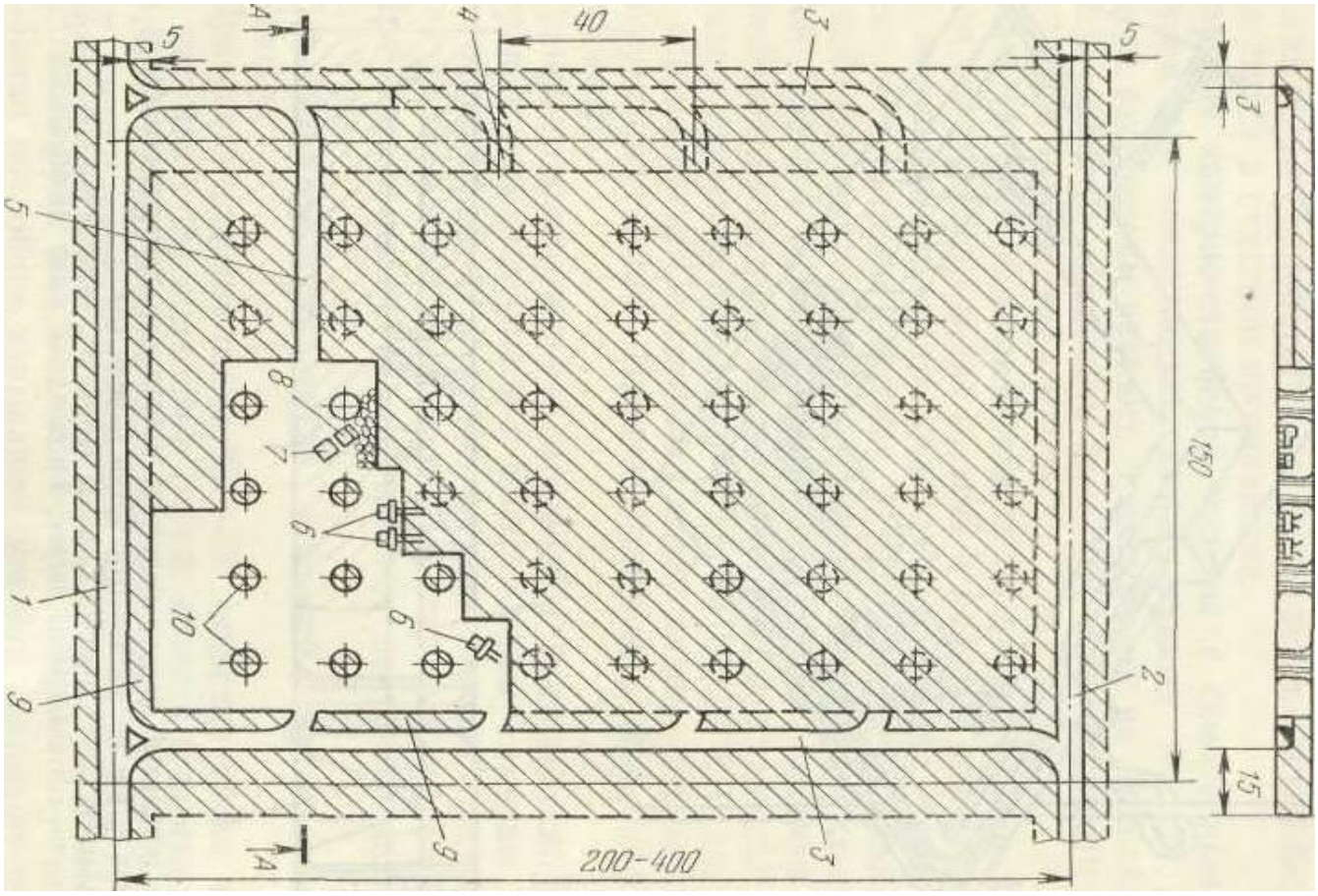


Рис. 1. Камерно-столбовая система разработки с применением самоходного оборудования.

Рассмотрим вариант разработки месторождения с мощностью рудной залежи 3-8 м. Руда отрабатывается безуступным (сплошным) по вертикали забоем. Между главным откаточным штреком 1 и вентиляционным штреком 2 на расстоянии 150 м

располагаются панельные штреки 3. Из них через каждые 40 м проводят заезды 4, которые по мере выемки панели сбивают разрезными штреками 5.

Очистная выемка начинается с образования отрезной щели путем отбойки руды в кровле и с боков разрезного штрека. Для улучшения проветривания, линии забоев придается уступная форма. При бурении шпуров применяют бурильные установки марки СБУ-2М в забоях высотой до 5 м и СБУ-2К в забоях высотой 3,8 м.

Производительность отбойки составляет 200-300 т/смену, выход горной массы 1,25 $м^3$/м шпура. Шпуры заряжаются с помощью пневматической машины. Погрузка отбитой руды в самоходные вагоны марки МОАЗ осуществляется погрузмашинами ПНБ-4, а при высоте камеры 6,5-8м осуществляется подземным экскаватором ЭП-1. Производительность погрузки 300-500 т/смену. Для зачистки используется бульдозер БПД-2Д. Поддержание кровли осуществляется оставлением ленточных целиков 9 и внутрипанельных цилиндрических целиков 10 диаметром 6-8 м.

Кровля камер крепится железо-бетонными анкерами с бурильной установки СП-8А, а при необходимости кровлю покрывают торкерт - бетоном толщиной 35-40 мм. Производительность труда рабочего составляет 30 $м^3$/смена.

Повысить эффективность использования самоходного оборудования и производительность труда можно путем лоточного перемещения оборудования вдоль замкнутого контура очистных забоев (рис. 2, а). В этом случае ликвидируются простои забойного оборудования из-за отсутствия фронта работ и потери рабочего времени на перегоны машин при взрывных работах в места укрытия и обратно. Коэффициент использования оборудования при этом составляет 0,65.

При мощности рудного тела от 8 до 16 м применяется послойная уступная выемка (рис. 2, б). В каждом слое применяется тот же комплект оборудования, что и при сплошной выемке. Нижний слой зарезается из заездов после продвижения верхней подсечки на 40 м. По центру панели проводится вентиляционный штрек. При мощности более 16 м руду отбивают тремя слоями. При большой высоте кровли для ее осмотра и крепления применяют самоходные полки.

Рассмотренный вариант камерно-столбовой системы с перемещением самоходного оборудования по почве пласта можно применять при углах падения рудного тела до 8-10°. При больших углах предпочтительнее применение систем без нахождения людей в очистном пространстве.

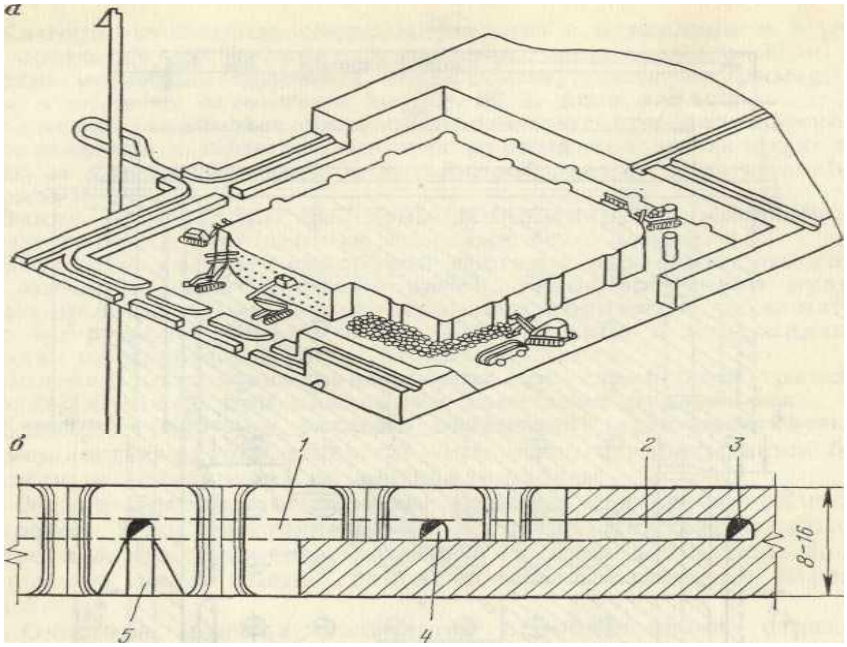


Рис. 2 Замкнутый контур очистных забоев при камерно-столбовой системе разработки (а) и послойная отработка панели (б): *1-панельный штрек;*
2-вентиляционный штрек; 3-сборный вентиляционный штрек;
4-транспортно-вентиляционный штрек; 5-съезд на почву нижнего слоя

Вариант камерно-столбовой системы с самоходным оборудованием для наклонно-залегающих рудных тел

В качестве примера рассматривается вариант при мощности рудного тела 10 м и угле падения 10-20° (рис. 3).

Этаж высотой 90 м разбивается на 2 подэтажа. На откаточном горизонте проводят рудный и полевой штрек 1 и орты 2. В основании каждого подэтажа проводят транспортные штреки 3 и штреки подсечки 4. По центру каждой камеры проходят буровой восстающий 5, из которого бурильной установкой СБУ-2М бурят веерные комплекты скважин. После взрывания и проветривания через буровой восстающий на тросе в камеру спускают бульдозер 6 марки БПДУ-2 с дистанционным управлением. Он зачищает почву пласта, перемещая руду к погрузочным ортам. Производительность бульдозера 250 - 300 т/см. Транспортно-погрузочной машиной 7 руда транспортируется по транспортным штрекам к разгрузочным штрекам 8 и 9 и через восстающий 10 и рудоспуск (на нижнем этаже) поступает в транспортные средства на откаточном горизонте.

При ширине камер 15м оставляют ленточные целики толщиной 5м.

Производительность труда забойной группы составляет 50 т/см.

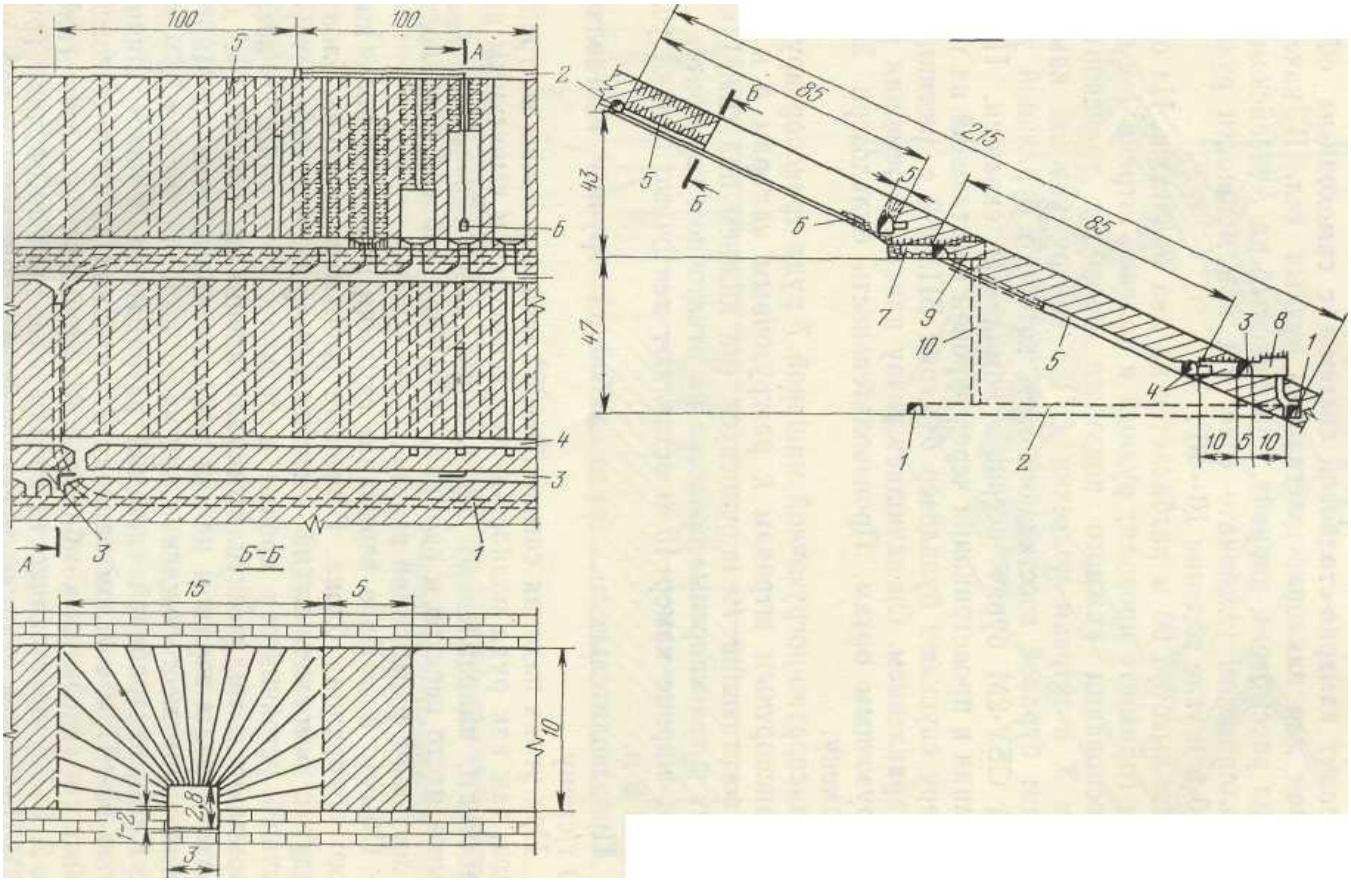


Рис. 3. Камерно-столбовая система разработки для наклонного рудного тела

При углах падения свыше 30-35° зачистки почвы не требуется, так как руда полностью отбрасывается к выпускным выработкам, направленным по падению залежи взрывом. Обычно послойное взрывание скважин начинают после полного обуривания блока. Взрывные работы в соседних блоках ведут с опережением на несколько метров, что способствует лучшей устойчивости кровли и целиков. Скважины в веере взрывают с миллисекундным замедлением. Системы с доставкой руды взрывом нашли широкое применение на месторождениях при углах падения залежи 35-55°.

Камерно-столбовые системы получили широкое применение при разработке калийных солей.

Таким образом, сущность камерно-столбовых систем разработки заключается в том, что горизонтальные и наклонные рудные тела месторождения вынимают камерами правильной формы, расположенными параллельно друг-другу по восстанию, с оставлением между ними целиков для поддержания кровли. Целики имеют вид отдельных колонн-столбов или сплошных стен (ленточные).

Очистная выемка ведется сплошным забоем по падению рудного тела по всей длине блока, с оставлением временных рудных целиков между заходками и подэтажным штреком. Руда отбивается мелкошпуровым способом.

Рудные целики, остающиеся при выемке блока для искусственного поддержания кровли, вынимаются последовательной отбойкой отдельных участков. Опорные целики с нерегулярным расположением, как правило, не извлекаются.

Управление очистным пространством при необходимости осуществляется с установкой распорной кустовой крепи. Параметры системы: длина блока по простиранию – 50-60 м, высота 50 м, длина блока по падению 50-75 м, длина камер по восстанию 15 м, размеры нерегулярных целиков 3х3, 4х4 м.

Вентиляция осуществляется свежей струей воздуха, поступающей в камеры из полевого откаточного штрека нижнего горизонта через ходовой восстающий и подэтажный штрек и по вентиляционному восстающему и ходку направляется к вентиляционному каналу через полевой откаточный штрек верхнего шахтного горизонта.

Правила безопасности. Диаметр целиков должен быть не менее 3 м. Оставлять целики меньшего размера нельзя, поскольку при отбойке руды взрывным способом их поверхность разрушается и целики меньшего диаметра могут оказаться недостаточно устойчивыми. В начале каждой смены производить оборку кровли, забоя и поверхности целиков в камерах, где производят очистные работы. Куки руды, непрочно державшиеся у стенки забоя или в кровле, удаляют при помощи лома (постукивают им и по звуку определяют, какой участок или кусок нужно обрушить, чтобы он в случае неожиданного падения не травмировал рабочих).

Производительность труда рабочих колеблется в широких пределах и зависит от крепости руды, мощности залежи, варианта системы и применяемого оборудования.

Единственным источником потерь руды является оставление целиков, т.к. выемку камерных запасов производят с незначительными потерями, не превышающими 2-3 %. Общие потери составляют 10-15 %, иногда 25-30 %. Разубоживание руды при отсутствии включений в руде пустых пород не превышает 3-7 %.

Оценка перспектив совершенствования системы

По достоинствам и недостаткам, условиям применения и технико-экономическим показателям сплошные и камерно-столбовые системы сходны между собой. Более высокие показатели камерно-столбовых систем объясняются не их конструктивными особенностями или отличиями в технологическом процессе, а в применении их при разработке мощных месторождений. При одинаковых условиях (мощности, крепости руд) и одном и том же оборудовании показатели их практически одинаковы.

Основные достоинства сплошных и камерно-столбовых систем заключается в простоте производства, широком фронте работ, возможности применения высокопроизводительного оборудования и низкой себестоимости добычи руды (имеют простую конструкцию и не требуют проведения большого количества подготовительных выработок).

Повышенная опасность ведения работ в камере под обнаженной кровлей, значительные потери руды в целиках являются основными недостатками этих систем. Дальнейшее развитие камерно-столбовых систем разработки связано с использованием тяжелого самоходного оборудования, которое целесообразно при разработке не только пологих, но и наклонных пластовых (30-40°) месторождений при расположении камер по простиранию.

С целью уменьшения потерь руды в ряде случаев целесообразен переход от камерно-столбовой системы к системам с последующей закладкой камер твердеющим материалом и отработкой целиков.

ЛЕКЦИЯ № 5

СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С ПОДЭТАЖНОЙ ОТБОЙКОЙ

В настоящее время область применения систем разработки с подэтажной отбойкой сократилось вследствие замены ее системами этажно-камерного, этажного и подэтажного обрушения. Применение данной системы целесообразно при следующих условиях: при крутом падении рудного тела при мощности его от 10-20 м, при средней крепости и крепкой руде, не сравнительно ценной, при устойчивых боках.

При небольшой мощности и значительной крепости руды удорожается подготовка и отбойка.

Недостаточный угол падения, большая мощность, высокая ценность руды, наличие в ней крупных включений пустой породы отрицательно сказывается на показателях системы.

Вариант с отбойкой руды веерными комплектами глубоких скважин и выпуском руды на почву выработок основного горизонта.

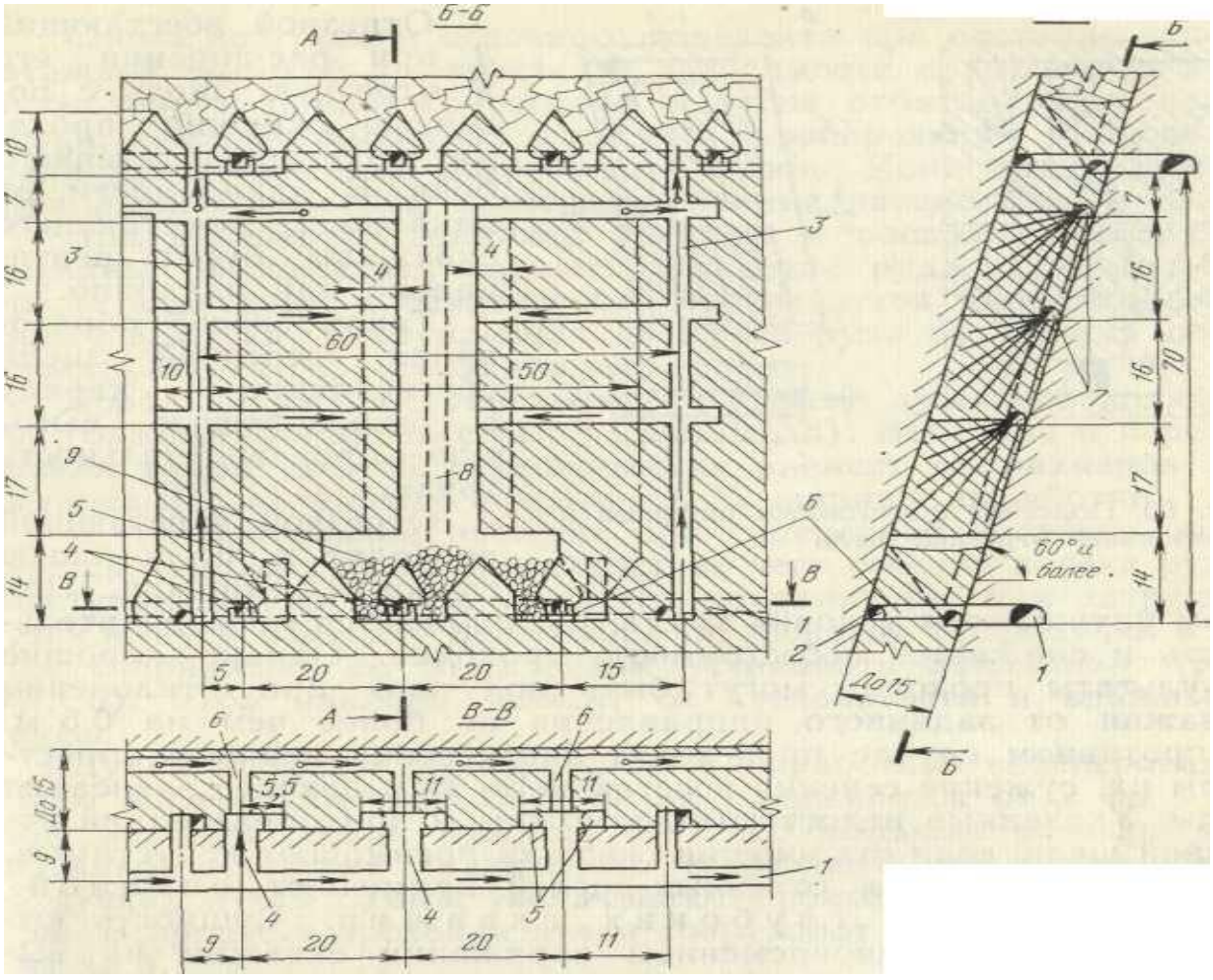


Рис. 1. Система подэтажных штреков с отбойкой глубокими скважинами:
1 - откаточный штрек; 2 - вентиляционный штрек; 3 - блоковый восстающий; 4 - погрузочная камера; 5 - дучка; 6 - сбойка; 7 - подэтажный буровой штрек; 8 - отрезной восстающий

Подготовительные работы состоят в проведении откаточного 1 вентиляционного 2 штреков и проходки блоковых восстающих 3. Из откаточного штрека проходят погрузочные камеры 4 с двухсторонним расположением дучек 5.

Погрузочные камеры сбиваются с вентиляционным штреком сбойками 6. Между блоковыми восстающими проводят несколько подэтажных буровых штреков 7, а в центре блока проводят отрезной восстающий 8.

Начальная стадия очистной выемки заключается в расширении дучек в воронке 8 с одновременной подсечкой блока над ними на мощность рудного тела и расширений отрезного восстающего в отрезную щель. Для подсечки в дучках на высоте 1,5 – 2 м сооружают полок, с которого бурят комплект анкерных шпуров глубиной 6 – 8 м. В результате одновременного короткозамедленного взрывания шпуров образуется воронка и подсечка камеры на площади 25-35 м^2.

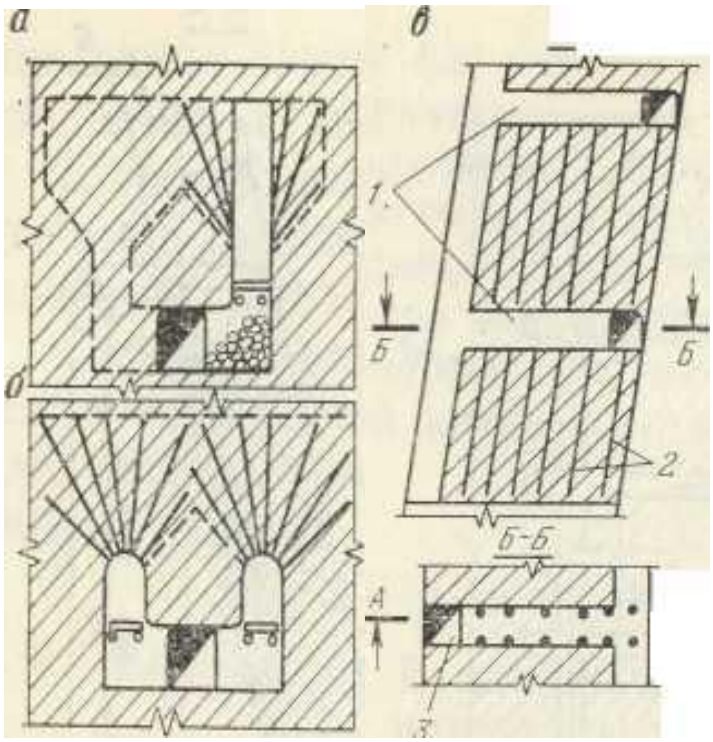


Рис. 2. Подсечка штанговыми шпурами и образование отрезной щели (в)

Для образования отрезной щели на каждом подэтаже проводят буровые орты 1 и из них бурят нисходящие скважины 2 на высоту подэтажа. Скважины располагают на расстоянии 1,5 – 3 м и взрывают последовательно по одной – две от восстающего к границе камеры. После взрывания всех скважин образуется отрезная щель на полную длину и высоту камеры шириной около 2 - 3 м.

Отрезной восстающий 3 при расширении его в отрезную щель с помощью скважин проходят со стороны висячего бока. В зависимости от наклона восстающего скважины бурят вертикально или наклонно.

Отрезной восстающий проходят и с помощью глубоких скважин.

Для образования отрезных щелей применяют секционное взрывание глубоких скважин. Сущность его заключается в одновременном заряжании скважин на высоту одного яруса (5 – 10 м) и последовательном их взрывании. После разделки отрезной

щели отбойку ведут вертикальными слоями начиная с нижнего подэтажа. Отбитая руда поступает через воронки и дучки на подошву погрузочных камер, где грузится в вагона самоходки погрузочными машинами. Для бурения глубоких скважин – самоходные буровые станки.

Подготовка блоков, размеры основных элементов очистной выемки

Способы подготовки и нарезки блоков, а также прохода дучек, выпуск руды и другие операции при системе подэтажных штреков характерны и для многих других систем разработки (этажно-камерная, с обрушением руды и вмещающих пород, комбинированные системы разработки).

Схема подготовки основного горизонта при системах с подэтажной выемкой выбирается в зависимости от мощности рудного тела и принятого способа выпуска отбитой руды: через люки, камеры грохочения, горизонт скреперования, вибропитатели или погрузочные машины.

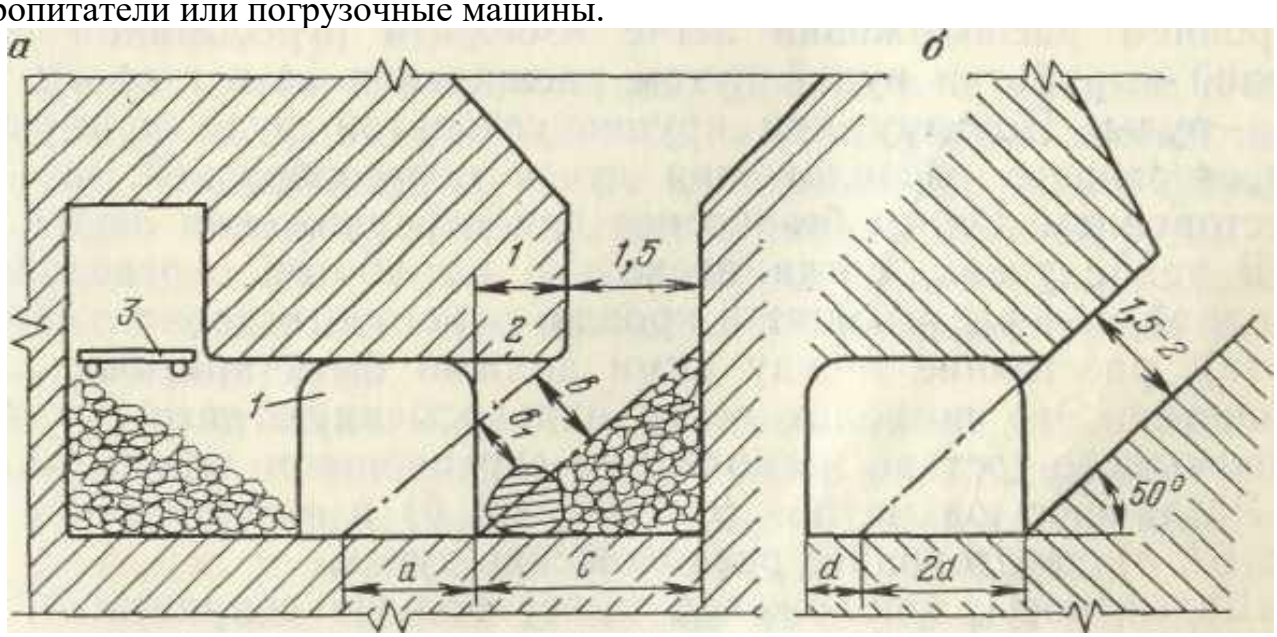


Рис. 3. Конструкции дучек

Различают одностороннее и двухстороннее расположение дучек. При двухстороннем расположении уменьшается число штреков скреперования. Однако при одностороннем расположении вместе с числом выработок скреперования увеличивается и число лебедок, а отсюда - производительность блока. Кроме того, при одностороннем расположении дучек легче избежать пересыпания скреперной выработки рудой. В тех случаях, когда несколько выработок скреперования из одной камеры выходят в кровли одного откаточного штрека (орта) расстояние между ними должно быть кратким длине вагонетки. Различают шахматное и симметричное двухстороннее расположение дучек, чаще применяют симметричное расположение.

Способы отбойки: как было отмечено, число подэтажных штреков, их взаимное расположение определяется физико-механическими свойствами руд и пород. В случае необходимости уменьшают высоту подэтажа до 8 – 12 м и переходят на отбойку штанговыми шпурами с веерным или параллельным их расположением. В последнем случае шпуры бурят из коротких буровых заходок шириной 2 - 2,5 м.

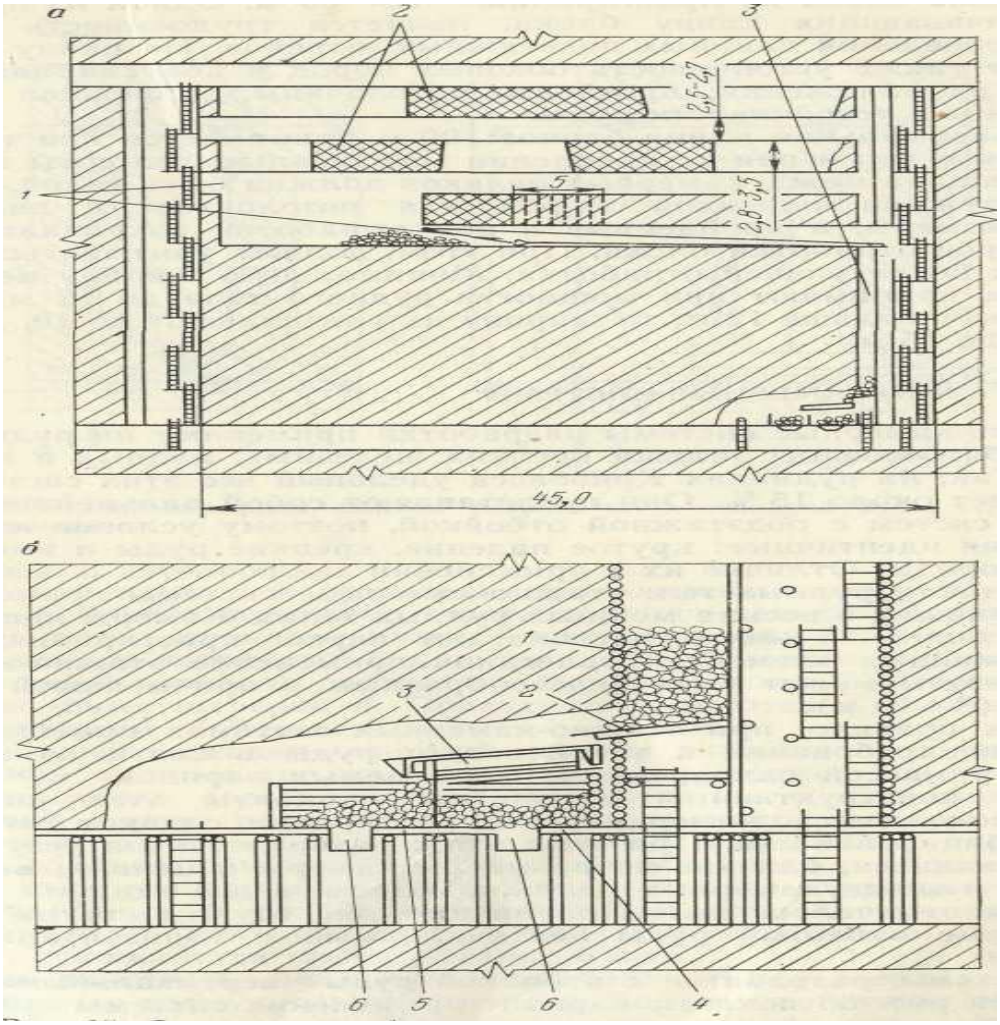


Рис. 4. Система разработки подэтажными штреками с мелко-шпуровой отбойкой и селективной выемкой руды (а) и устройство камеры грохочения над откаточным штреком (б)

В рудных телах сложной формы при включении пустых пород применяют мелко-шпуровую отбойку. В тонких рудных жилах шпуры бурят из штреков только по жиле: после из взрывания образуется узкая щель шириной 30 - 40 см.

Высота этажа слагается из высоты штрека основного горизонта, надштрекового целика, толщины потолочины и высоты камеры. Увеличение высоты этажа - сокращение потерь руды в междуэтажных целиках.

Максимальная высота этажа 75 м (редко 100), минимальная высота этажа 60 м. Длина блока по простиранию 50 – 60 м. Максимальная длина блока – 100 м. Толщина междукамерных целиков должна быть такой, чтобы они служили надежной опорой для потолочины и висячего бока камеры, а пройденные в них выработки сохранялись на весь срок отработки. Минимальная ширина целиков 4 -6 м принимают при мощности рудного тела до 12 м, если мощность больше 12 м, то ширину их увеличивают до 10 и иногда до 15 м.

ЭТАЖНО-КАМЕРНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Этажно-камерные системы применяют на рудниках, разрабатывающих залежи крепких железных, медных и других руд.

Как правило, при этажно-камерных системах предъявляют большие требования к устойчивости руд в связи со значительной массой одновременно взрываемых зарядов.

По конструктивным признакам эта система относится к комбинированной системе. При этом этаж разбивается на регулярно чередующиеся близкие по размерам камеры и целики; выемка камер и междукамерных целиков ведется в две стадии.

Как отмечалось, различают две группы систем этого класса: с отбойкой руды вертикальными и горизонтальными слоями.

Системы разработки с отбойкой руды вертикальными слоями

Данный вариант системы, применяется при разработке очень мощных рудных тел с расположением камер вкрест простирания.

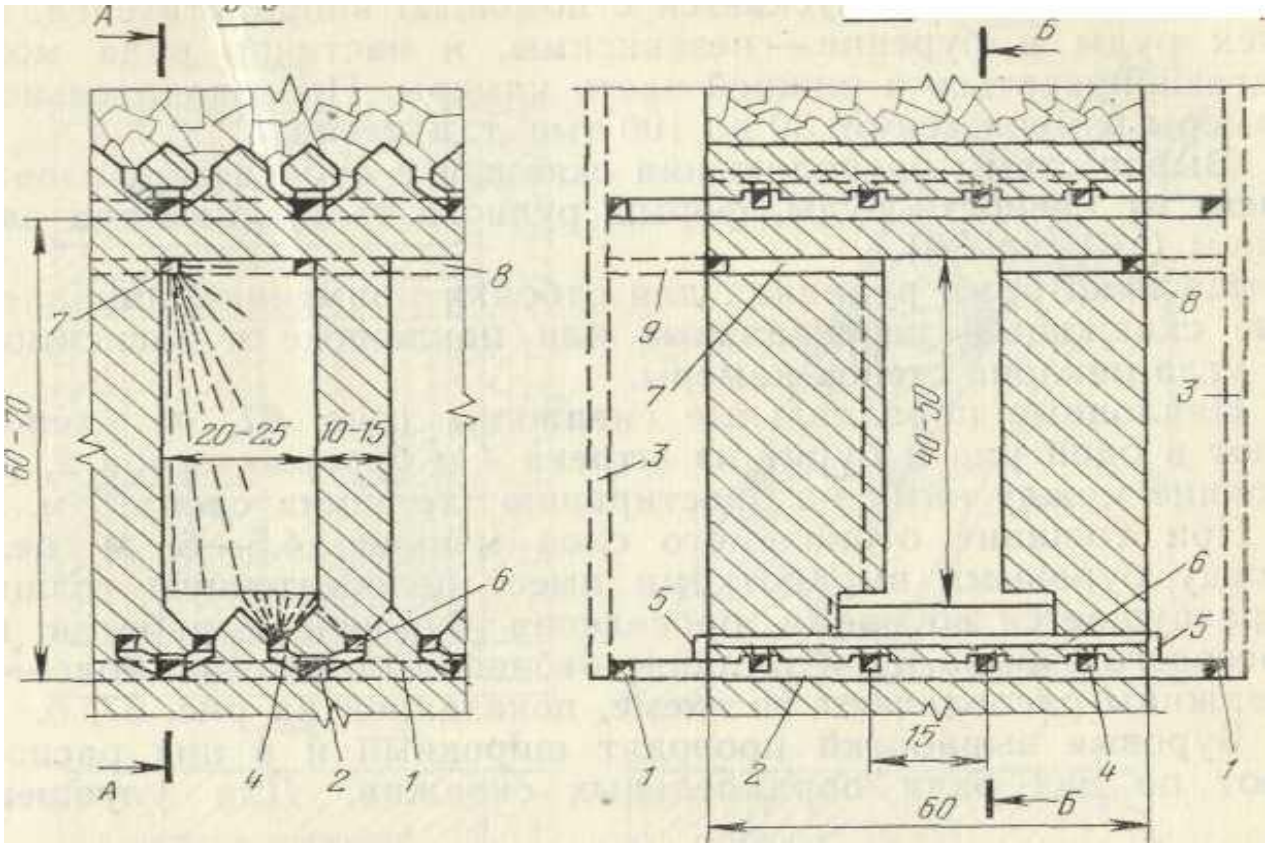


Рис. 5. Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды вертикальными слоями: *1 - полевой откаточный штрек; 2 - орт; 3 - участковый восстающий; 4- ниша для вибропитателя; 5- ходок; 6- штрек для траншейной подсечки блока*

Основной горизонт подготавливается двумя полевыми откаточными штреками 1. Ортом 2 на 3-5 блоках проходят участковый восстающий 3. Из откаточных ортов проводят ниши 4 для установки вибропитателей и ходки 5 со штреками 6 для траншейной подсечки блока. Буровой горизонт состоит из буровых ортов 7 и вентиляционно-ходовых штреков 8, которые сбиваются с участковыми восстающими сбойками 9. Начальная стадия очистной выемки заключается в подсечке камеры и расширении отрезного восстающего в отрезную щель. Отрезной восстающий может

располагаться как и по центру камеры (двухсторонняя выемка), так и по контакту с пустыми породами (односторонняя выемка).

Двухсторонняя - обеспечивает более высокую производительность блока, что сокращает время его отработки, но при этом увеличивается объем подготовительно-нарезных работ, усложняется проветривание блока. Для очистной выемки из ортов выбуривают веера глубоких скважин на полную высоту камеры. Расстояние между веерами по длине орта 3 - 5 м. На обуривание одного слоя станками НКР-100 м затрачивается 10-20 смен. За один взрыв слоя отбивается 10-15 тыс.т. руды, расход ВВ на слой 2000 – 3000 кг. Отбитая руда выпускается с помощью вибропитателей. Выпуск руды и бурение - независимы и частично руда может магазинироваться в нижней части камеры. Производительность камеры изменяется от 30 до 100 тыс.т в месяц. Выбор расположения схемы скважин зависит от крепости руды, формы рудного тела и диаметра скважины.

Применяют: параллельные скважины - вертикальные или наклонные. Наклонные параллельные скважины располагают в один ряд и бурят из штрека 1 и буровых ортов 2, расстояние между ними по простиранию 5 м. При толщине отбиваемого слоя меньше 4,5 - 5 м целик между буровыми выработками имеет недостаточную толщину и разрушается во время проведения буровой выработки или массового взрыва. Буровые выработки проводят широкими и в них располагают по два ряда параллельных скважин.

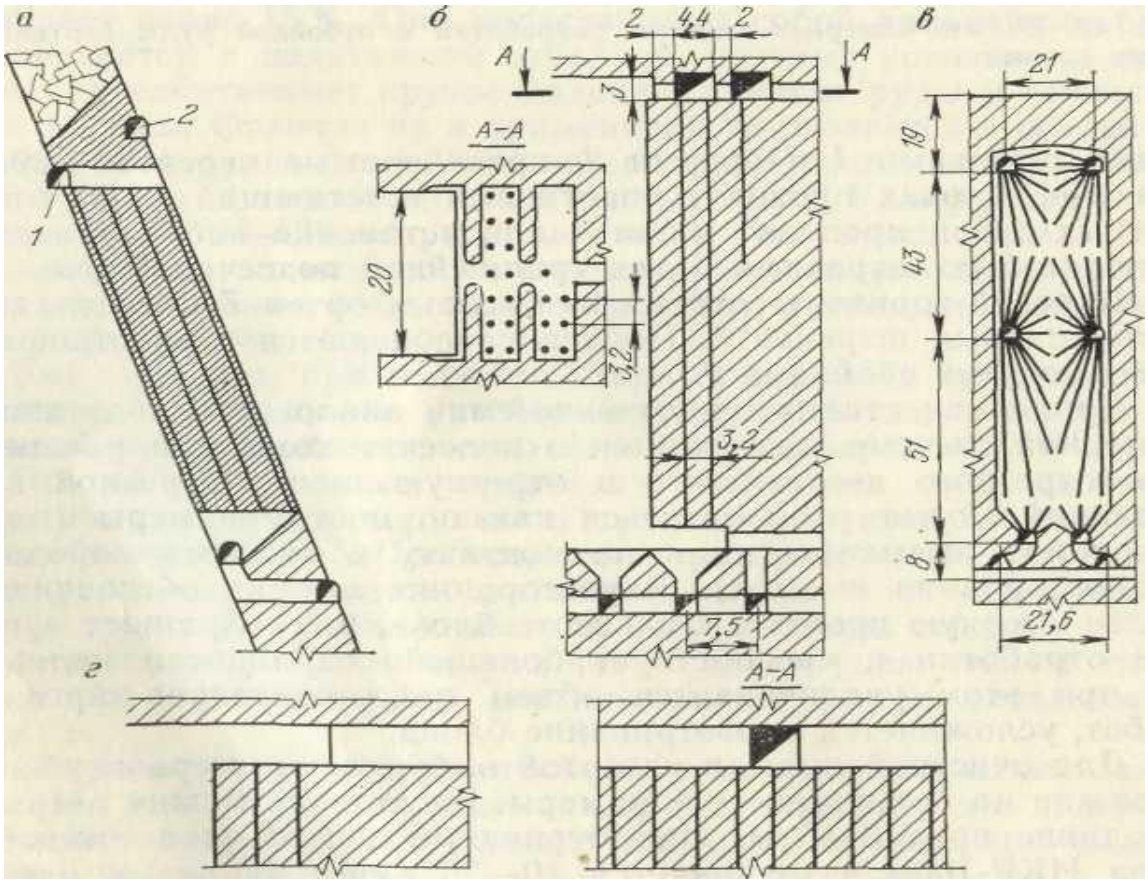


Рис. 6. Варианты расположения скважин при отбойке вертикальными слоями

ЛЕКЦИЯ № 6

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

Отличительная особенность этих систем заключается в том, что выработанное пространство блока в процессе его отработки заполняется отбитой рудой. Ввиду того, что она занимает больший объем, чем в массиве, необходимо до 30 % руды по мере отбойки выпускать на откаточный горизонт, оставляя под кровлей свободное рабочее пространство высотой около 2 м.

По окончании отбойки в блоке производят общий выпуск руды, выработанное пространство остается открытым, реже заполняется закладкой или подвергается обрушению.

Как и при системах с открытым очистным пространством, для поддержания вмещающих пород оставляют междуэтажные и междукамерные целики, безрудные участки или применяют закладку. Отбитая руда препятствует отслаиванию вмещающих пород в процессе выемки блока и служит основанием (платформой) для рабочих очистного забоя.

Системы с магазинированием применяются в крепких устойчивых рудах и устойчивых вмещающих породах. Руда не должна слеживаться, окисляться и самовозгораться. Угол падения рудного тела должен быть не менее 55-60°.

Широкое распространение эти системы разработки получили при разработке крутопадающих жильных месторождений с мощностью от 0,5 до 5 м и выдержанным залеганием.

Системы с магазинироваиием руды применяют при разработке крепких устойчивых руд с устойчивыми вмещающими породами, но при больших обнажениях, склонных к отслоениям и вывалам, разубоживающим руду.

Мощность рудных тел должна быть не менее 0,7-0,8 м. При меньшей мощности возникают затруднения с выпуском руды. Залежи небольшой мощности должны располагаться круто, благодаря чему обеспечивается выпуск руды под действием собственного веса.

В мощных месторождениях, при подготовке которых может обеспечиваться самотечная доставка отбитой руды до откаточного горизонта, угол падения может быть любым.

Ценность руды влияет только на выбор варианта: при разработке ценных руд для сокращения потерь разработку ведут без оставления междуэтажных и междублоковых целиков, заменяя их распорной крепью.

Удельный вес систем с магазинированием при разработке жильных месторождений составляет около 50 %.

Значительное распространение эти системы получили также на месторождениях жильного типа в США, Канаде, КНР, Германии, Болгарии и других странах.

По способу отбойки руды системы разделяются па три группы:

со шпуровой отбойкой из магазина;

с отбойкой руды из специальных выработок;

с отбойкой руды глубокими скважинами.

Наиболее многообразной является первая группа систем, в которой по форме и

способу образования магазина можно выделить два вида: системы с полным магазинированием - отбитая руда заполняет выработанное пространство на всю высоту этажа или блока; системы с частичным магазинированием - отбитая руда заполняет этаж только на часть высоты блока (слой, подэтаж).

Вторая подгруппа является переходной между системами с магазинированием и открытым очистным пространством и может быть отнесена к любому из этих классов.

СИСТЕМЫ СО ШПУРОВОЙ ОТБОЙКОЙ ИЗ МАГАЗИНА

На рис. 1 показан вариант этой системы при разработке крутопадающих рудных тел. Откаточный штрек 1 располагается в рудном теле посредине мощности его или по контакту с лежачим блоком.

В крепкой руде штрек проводят без крепи и его кровле придают форму свода. Вентиляционным служит откаточный штрек 2 вышележащего этажа. Высота этажа 50-60 м.

Этаж по простиранию разделяют на выемочные блоки длиной от 40 до 100 м восстающими, расположенными в междукамерных целиках по их оси. Восстающие закрепляют распорками и через 4-6 м по вертикали сбивают с камерами ходками 3. Иногда посредине блока большой длины проходят дополнительный восстающий для обеспечения удобной доставки в камеру материалов и оборудования и улучшения проветривания очистных забоев. При наличии его фланговые восстающие проходят меньшим сечением и в них устраивают только одно лестничное отделение.

Расстояние между рудоспусками не превышает 5-6 м, так как при увеличении расстояния происходит неравномерное опускание руды в магазине.

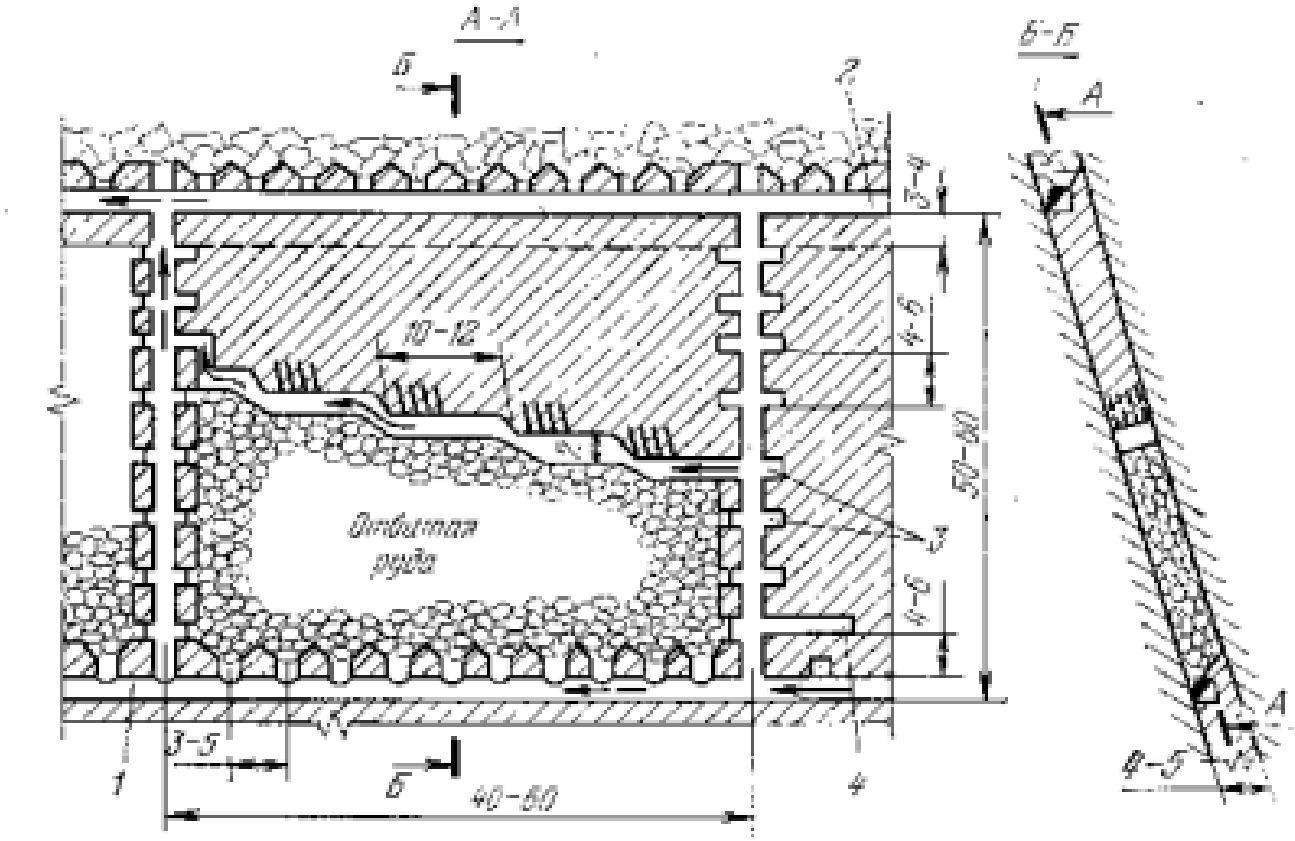


Рис. 1. Типичный вариант системы разработки с магазинированием руды

Очистная выемка блока состоит из четырех стадий: подсечки магазина и образования в его подошве воронок отбойки руды до уровня подштрекового целика и магазинирование ее; выпуска руды и выемки междуэтажных и междукамерных целиков.

Подсечку и образование воронок производят сразу по всей длине блока. В месторождениях тонких рудных залежей для этого проводят подсечный штрек 4.

Очистную выемку ведут потолкоуступным забоем с длиной уступов 10-12 м и высотой 1,5-2 м или сплошным забоем по всей длине блока.

Уступы обуривают восходящими или горизонтальными шпурами с поверхности замагазинированной руды. Одновременно разбуривают крупные куски на поверхности отбитой руды.

Цикл очистной выемки, включающий бурение и взрывание шпуров, проветривание, выпуск излишков руды и оборку кровли, продолжается обычно две или три смены. Количество выпускаемой в каждом цикле руды зависит от ее разрыхления. После выпуска высота рабочего пространства находится в пределах 1,8-2,5 м.

При достижении очистной выемкой границы подштрекового целика, начинают выпуск из блока всей замагазинированной руды. Его ведут равномерно из всех люков. Целики под и над вентиляционным штреком извлекают после окончания закладки блока, так как верхний штрек на время закладочных работ необходимо сохранить. Если выработанное пространство не закладывают, выемку междуэтажных целиков можно производить одновременно с выпуском руды. Целики не извлекают только при добыче малоценных руд. В этом случае потери руды в целиках достигают 15 % и выше.

Для удобства отработки целиков откаточный штрек можно проводить в породах лежачего бока. В этом случае над наклонными рудоспусками располагают подсечной рудный штрек, из которого в местах сопряжения его с рудоспусками разбуривают воронки. Сокращение потерь руды и удобство работ компенсируют перерасходы по проведению полевых штреков и рудоспусков.

Для предотвращения динамических ударов в выработанное пространство обрушают вмещающие породы шпурами глубиной до 6 м, пробуренными из коротких восстающих и рассечек.

При разработке жил небольшой мощности (до 1,5-2 м), особенно с ценной рудой, вместо оставления междуэтажных и междукамерных целиков устанавливают крепь в штреке и восстающих. Устранение потерь руды в целиках, сокращение проходки большого числа рудоспусков по подсечке блока, образованию воронок, проведению восстающих с ходками являются основным преимуществом этого варианта системы (рис. 2).

Для подготовки блока проходят откаточный штрек 1 и восстающие 2. Первый слой извлекают одновременно с проведением откаточного штрека или после его проведения. В первом случае проводят штрек высотой от 3 до 5 м, а затем на высоте 2 м устанавливают распорки с укладкой на них прочного настила. В настиле через 3-5 м устраивают люки. Восстающие имеют два отделения, закрепленные распорной или срубовой крепью.

Порядок очистной выемки аналогичен рассмотренному выше. Сплошная форма

забоя позволяет создать широкий фронт бурения, более удобные и безопасные условия для передвижения рабочих и обеспечивает высокую производительность труда забойных рабочих.

Подштрековый целик 3 вынимают перед окончательным выпуском руды из блока путем обуривания почвы штрека 4 участками длиной по 8-10 м. При необходимости сохранения штрека подштрековый целик не отрабатывают.

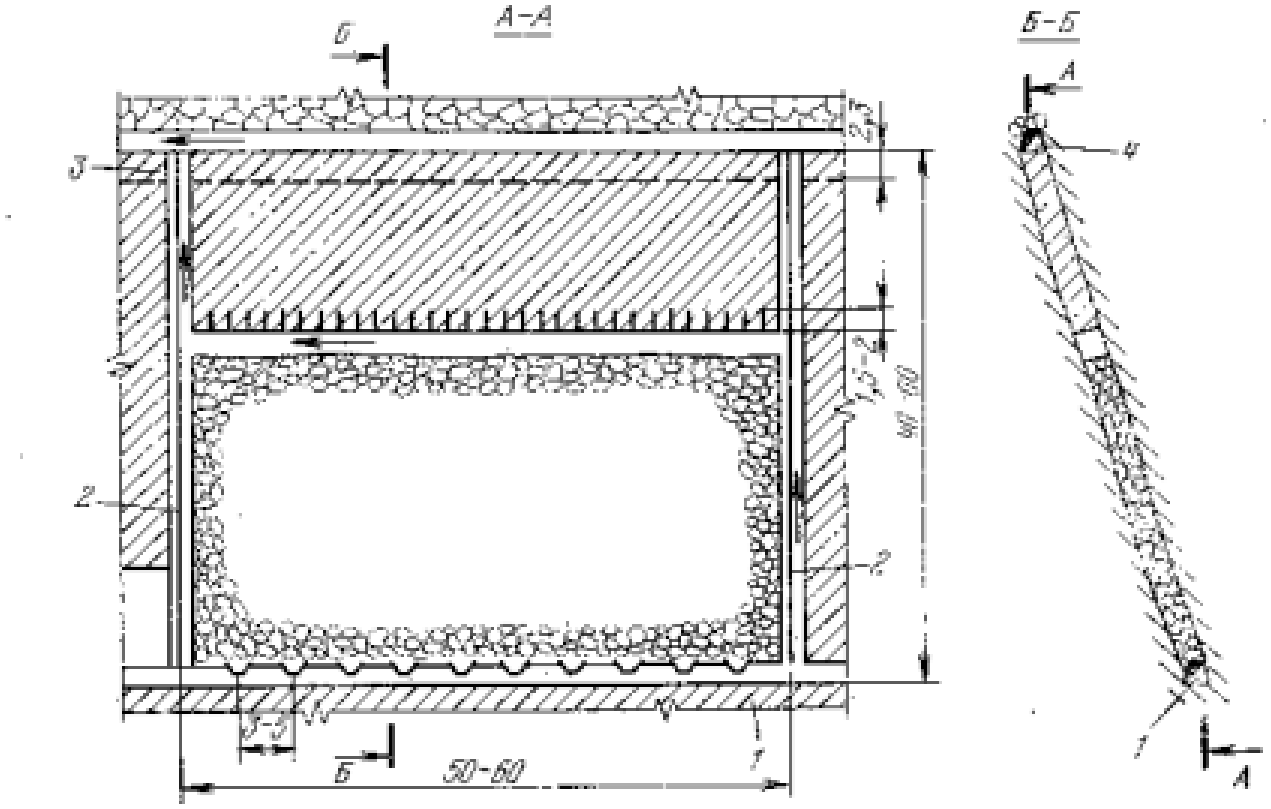


Рис. 2. Система разработки с магазинированием и сплошной выемкой

Затраты труда на выпуск составляют иногда 50-60 % от всех затрат на очистную выемку. Выпуск руды через люки, расположенные через 2-2,5 м один от другого, позволяет снизить трудоемкость выпуска за счет устранения затрат на разравнивание руды в камере, ликвидацию зависаний и ремонт люков.

Очистная выемка и варианты подготовки. Буровзрывные работы

Наиболее распространенной формой забоя является сплошная; достоинства ее указаны выше. Бурение шпуров ведется телескопными перфораторами.

Наклонное положение общей линии забоев и уступов целесообразно в том случае, когда направление трещиноватости или слоистости руды неблагоприятно для отбойки при горизонтальной линии забоя.

В жильных месторождениях целесообразно применение шпуров уменьшенного диаметра 32-34 мм; уменьшение диаметра шпуров увеличивает производительность труда бурильщика, снижает разубоживание руды вследствие сокращения ширины очистного пространства и меньшего нарушения боковых пород, обеспечивает более

равномерное дробление руды, что благоприятно сказывается на ее выпуске.

Глубина шпуров обычно 1,8-2,2 м. В крепких рудах эффективность буровзрывных работ можно увеличить, применяя мощные ВВ.

Доставка руды в пределах магазина осуществляется под действием силы тяжести. Несмотря на это, полные затраты труда на доставку, включая выпуск или погрузку, разравнивание поверхности руды, ликвидацию зависаний, составляют 25-60 % всех затрат на очистную выемку.

Задержки и перебои в выпуске отражаются на производительности рудничного транспорта, а ликвидация заторов в рудоспусках путем взрывания нарушает ритмичную работу на участке или горизонте, приводит к большим перерасходам на ремонт люков и на зачистку почвы откаточного штрека от просыпавшейся руды. От скорости и бесперебойности выпуска зависит общая интенсивность выемки блока, которая определяет размер добычи из блока, а при недостаточно устойчивых боковых породах, склонных к отслаиванию - величину разубоживания руды.

Производительный выпуск руды зависит от схемы расположения подготовительных и конструкции выпускных выработок.

Кроме рассмотренных выше способов выпуска непосредственно через люки или рудоспуски и люки, в практике применяют и другие способы, например, безлюковый выпуск руды на почву откаточного горизонта с последующей загрузкой вагонеток погрузочными самоходными машинами. На рис. 3 показана конструкция выработок основного горизонта при такой схеме погрузки при разработке месторождений средней мощности и мощных. Из откаточного полевого штрека 1 проводят короткие погрузочные квершлаги. Подсечку ведут из рудного подсечного штрека 2, расположенного на уровне откаточного. Отбитую руду, поступающую в квершлаги, машинами с загребающими лапами 3 или ковшового типа 4 грузят в вагонетки 5. Перестановку машин из одной выработки в другую осуществляют специальной самоходной тележкой 6.

При применении безлюкового выпуска с погрузкой руды самоходными машинами упрощается подготовка блока, повышается безопасность труда, исключаются расходы на сооружение и ремонт люков, улучшаются условия вторичного дробления руды, ускоряется отработка блока.

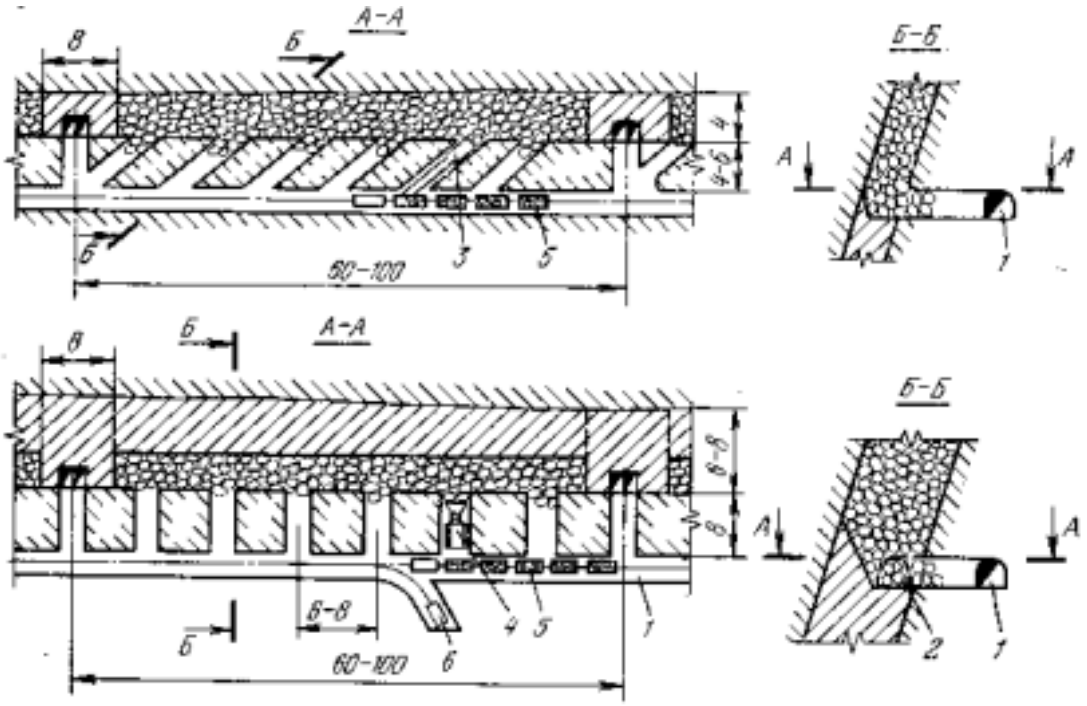


Рис. 3. Конструкция днищ при выпуске руды на почву откаточного горизонта

Однако при небольшой мощности рудных тел выпуск на почву откаточного горизонта может быть нецелесообразным, так как большая производительность при погрузке не всегда компенсирует затраты на полевую подготовку. В таких условиях хорошо зарекомендовал себя выпуск на вспомогательный горизонт скреперования, расположенный в кровле откаточного штрека или на почве надштрекового целика.

Такая схема выпуска применена на Дарасунском золотом руднике (рис. 4).

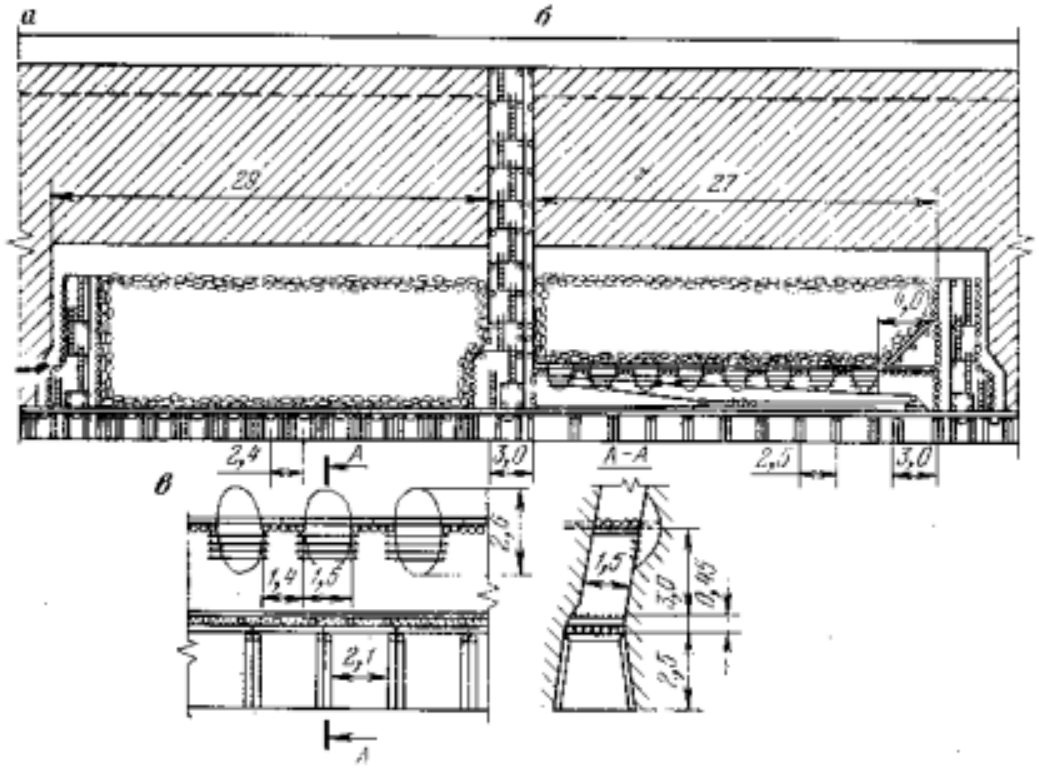


Рис. 4. Варианты системы с магазинированием: *а - со сближенными люками; б - с горизонтом скреперования; в - схема устройства горизонта скреперования*

Блок длиной 60 м разделен на два участка: в одном установлены погрузочные люки, в другом устроен горизонт скреперования. Конструкция крепления этого горизонта: кронштейны для подвески верхняков и крюки, поддерживающие задвижки люков, крепятся в шпурах глубиной 1 м. Тщательно расклинив крепление и установив под прогоны и верхняки временные стойки, отбивают слой руды. Затем в лежачем боку образуют ниши для выпуска руды. Форма ниш овальная, глубина в сторону лежачего бока 1 м. Вместимость скрепера 0,15 $м^3$.

Применение этой схемы выпуска позволяет сократить затраты на вторичное дробление на 60-70 %, снизить себестоимость 1 т руды. При близко расположенных выпускных нишах обеспечивается ровная поверхность отбитой руды в забое.

Выпуск руды через камеры вторичного дробления производят только в мощных рудных телах при отбойке штанговыми шпурами или скважинами. В этом случае горизонт вторичного дробления по конструкции такой же, как при других системах. При мелкошпуровой отбойке негабариты дробят на поверхности отбитой руды, и только в редких случаях устраивают камеры дробления, располагая их в кровле откаточного штрека.

Поддержание боков и кровли камеры в процессе очистной выемки с помощью возведения крепи производят редко. Отдельные заколы в кровле иногда временно поддерживают распорками, устанавливаемыми на лежнях.

Практика применения системы с магазинированием на ряде жильных рудников показала возможность применения распорной крепи для поддержания недостаточно устойчивых боковых пород, благодаря чему удалось существенно расширить область применения систем с магазинированием, уменьшить разубоживание руды в процессе выпуска.

Для того чтобы распорная крепь не препятствовала движению руды при выпуске, необходимо:

крепь располагать вертикальными рядами по оси люков; если ряды распорок находятся между осями люков, выпуск руды ухудшается;

минимальное расстояние между рядами распорок (от 2 до 4 м) принимать в зависимости от ширины очистного пространства и кусковатости руды.

Для поддержания боковых пород при системе с магазинированием руды еще эффективнее применение штанговой крепи. По сравнению с распорной крепью, она имеет ряд преимуществ: требует меньше затрат труда и средств на изготовление, транспортирование и установку; позволяет сократить размер незакрепленной призабойной части; не нарушается при взрывах и не мешает их производству; не влияет на процесс выпуска.

Применение ее наиболее эффективно, когда отслаивание боковых пород происходит по трещинам или слоистости.

Прочность и эффективность штанговой крепи зависят от правильного подбора длины, диаметра штанги, толщины клина и диаметра шпуров.

Штанги устанавливают по сетке 1,5х1,5; 1,5х2 м.

Наиболее трудоемкой операцией при штанговом креплении является бурение шпуров.

Производительность труда забойного рабочего благодаря замене системы разработки с распорной крепью системой с магазинированием руды и штанговой

крепью увеличивается в среднем на 25-40 %.

Применение штанговой крепи при системах с магазинированием руды позволяет уменьшить ширину очистного пространства, сократить разубоживание руды, снизить потери ее в целиках.

Чтобы предотвратить отслоение боковых пород в процессе выпуска руды, иногда вместо крепи (и наряду с ней) применяют выемку «короткими магазинами».

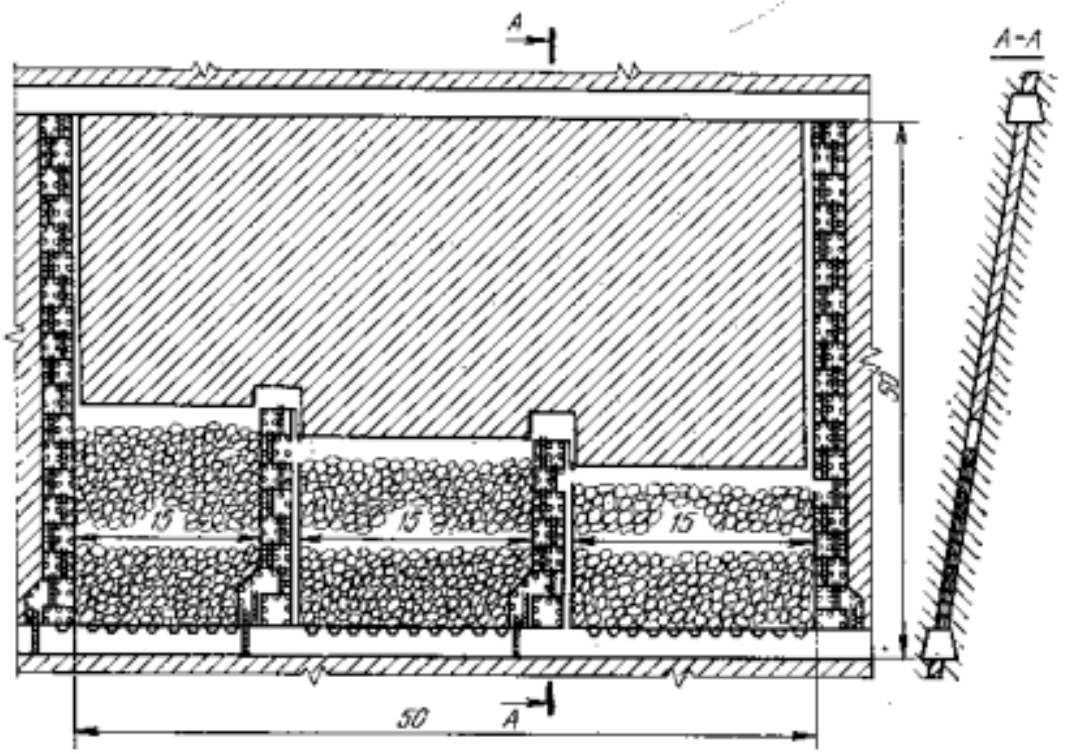


Рис. 5. Система разработки короткими магазинами

На рис. 5 показан один из вариантов системы с магазинированием руды, применяемый при разработке тонких сульфидных жил с вмещающими породами, сильно измененными и образующими у контакта с жилой зону вкрапленных руд. Пустые боковые породы разбиты сетью трещин и склонны к вывалам большими глыбами и слоями.

Для снижения разубоживания и потерь отбитой руды на таких участках жил были применены «короткие магазины».

Блок длиной 50 м ходками, наращиваемыми в отбитой руде, разделяют на три магазина длиной по 15-16 м. Каждый магазин отрабатывают самостоятельно сплошным забоем. Концентрация работ на участках небольшой длины повышает интенсивность выемки и последующего выпуска магазина и тем самым уменьшает возможность образования заколов и отслоений в процессе выемки и выпуска руды.

Производительность труда забойных рабочих при системе с магазинированием в зависимости от крепости руды и мощности рудного тела колеблется в пределах от 0,7 до 6 м^{a}/смену, достигая при разработке мощных рудных тел 12 м^{3}/смену.

На рудниках с магазинированием руды разрабатывали крутопадающие жилы и минерализованные зоны мощностью от 0,1 до 2 м, редко больше. Вмещающие породы (сланцы) перемежаются с линзами песчаников, склонных к отслаиванию.

К усовершенствованиям процесса очистной выемки по этой технологии относятся:

1. Отбойка руды шпурами диаметром 32-36 мм вместо обычных 42-44 мм, что позволило на 70-80 % увеличить сменную производительность труда бурильщиков при том же буровом оборудовании.
2. Применение быстроударных телескопных перфораторов ПТ-29 независимо от диаметра шпуров увеличило скорость бурения на 20 %.
3. Замена долотчатых твердосплавных коронок съемными крестовыми с прерывистым лезвием увеличила скорость бурения в трещиноватых породах еще на 15-20 %.
4. Применение мощного ВВ детонита в патронах уменьшенного диаметра в сочетании с уменьшенным диаметром шпуров и разреженной сеткой их расположения позволило повысить эффективность отбойки, добиться необходимой крупности дробления руды без излишнего ее переизмельчения, уменьшить разубоживание руды за счет боковых пород как при отбойке, так и в процессе выпуска.
5. Устройство сближенных люков обеспечило бесперебойность и интенсивность выпуска руды со снижением его общей трудоемкости почти вдвое за счет резкого сокращения затрат труда на разравнивание поверхности отбитой руды в магазине в процессе выемки блока, устранения зависания руды в люках и затрат труда на их ремонт, очистку откаточных путей под люками и др. Время на выпуск блока сократилось вдвое. Помимо этого, выпуск через сближенные люки создал условия для бесперебойной работы транспорта на откаточном горизонте и увеличил его производительность.

Использование внутри магазина распорной крепи позволило расширить область применения высокопроизводительной системы с магазинированием руды и снизить разубоживание в недостаточно устойчивых боковых породах.

В результате внедрения описанной технологии очистной выемки на рудниках производительность труда забойного рабочего на очистной выемке увеличилась в среднем в 2,5 раза. В отдельных блоках производительность труда забойного рабочего составила 10-12 $м^3$/смену. Продолжительность полной отработки блока с 5-6 мес. уменьшилась до 1,5-3 мес.

Системы с частичным (слоевым) магазинированием руды. Эти системы являются переходными между потолкоуступной системой с распорной крепью и системой с магазинированием.

Условия применения слоевого магазинирования и обычной потолкоуступной системы с распорной крепью почти аналогичны, поэтому последняя во многих случаях может быть заменена слоевым магазинированием.

Характерные особенности слоевого магазинирования: разделение блока на горизонтальные полосы (слои) высотой 4-6 м, вынимаемые сплошным забоем снизу вверх; временное магазинирование отбитой руды на настиле и выпуск этой руды после выемки полосы; особое устройство настила, позволяющее выпускать отбитую руду через передвижное выпускное окно.

Эта система позволяет в значительной мере устранить основные недостатки систем с распорной крепью: неудобство работы на временных полках и опасность

падения рабочих в выработанное пространство; большой объем работ по креплению и восстановлению выбиваемой крепи, значительный расход крепежного леса; низкую интенсивность очистной выемки. В отличие от обычной системы с магазинированием слоевое магазинирование можно применять при недостаточно устойчивых вмещающих породах, в рудах, склонных к слеживанию, при наличии пережимов, местных выполаживаний рудного тела.

Подготовка и крепление основных выработок аналогичны вариантам системы с магазинированием без оставления надштрекового целика: в блоке длиной 50-100 м проводят откаточный штрек и двухотделенные восстающие. Штрек крепят неполными рамами через 0,7-1 м с люками через 6-8 м.

Основной настил устраивается следующим образом. На распорки диаметром 18-25 см, расположенные на расстоянии 0,8-1,5 м одна от другой, укладывают два деревянных прогона диаметром 15-20 см и длиной, равной трем-четырем пролетам между распорками.

Прогоны в местах их сопряжения укрепляют расстрелами. На прогоны укладывают накатник диаметром 10-12 см.

Для облегчения передвижения накатника при выпуске замагазинированной руды длина его должна быть меньше ширины очистного пространства на 10-15 см.

Накатник и прогоны после выпуска замагазинированной руды первой полосы переносят выше для устройства следующего основного настила. Вместо снятого накатника для передвижения рабочих укладывают временный дощатый трап.

Система с магазинированием и отбойкой руды из очистных забоев (рис. 6) применяется при отработке маломощных и мощных рудных тел. Требования к устойчивости руды более жесткие, чем в системе с отбойкой руды из подготовительных выработок.

Подготовительные работы состоят в разделении этажа на блоки длиной до 60 м. Блоковые восстающие проводят в междукамерных целиках. При разработке маломощных рудных тел междукамерные целики не оставляют, а блоковые восстающие крепят срубовой крепью или отшивают распорками.

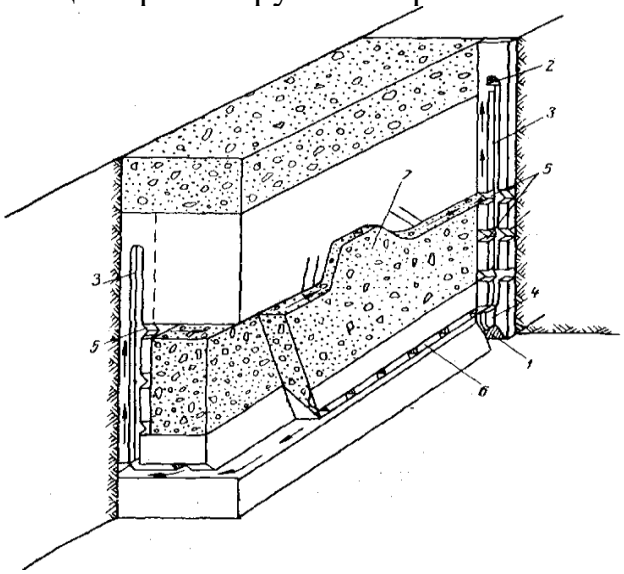


Рис. 6. Система с магазинированием и отбойкой руды из очистных забоев:
1 - орт-заезд; 2 - вентиляционный штрек; 3 - блоковые восстающие;
4 - рудоспуск; 5 - ходки; 6 - скреперный штрек; 7 - замагазинированная руда

Блоковые восстающие, пройденные в междукамерных целиках через 3-5 м по вертикали, сбивают с камерой ходками. Одновременно с ходками проходят выработки горизонта вторичного дробления и горизонта подсечки. При расположении камеры по простиранию проводят штреки скреперования, а вкрест простирания - орты скреперования. Штреки скреперования соединяются с откаточным горизонтом короткими рудоспусками, а с горизонтом подсечки - дучками.

При разработке маломощных месторождений надштрековые целики не оставляют и горизонт вторичного дробления не проходят. Камеры обычно подсекают либо проведением откаточного штрека удвоенной высоты, либо выемкой подсечного слоя высотой 2 м. Во втором случае отбойку руды ведут на подошву откаточного штрека, а штрек крепят вслед за выемкой подсечного слоя. Во время крепления откаточного штрека над его кровлей устраивают крыльчатые скаты и навешивают выпускные люки. В мощных месторождениях подсечный слой проходят над надштрековым целиком.

Очистные работы. Отбойку руды начинают из подсечной выработки. Руду в очистном забое обуривают восходящими или горизонтальными шпурами. Рабочей площадкой для бурильщиков служит замагазинированная руда. При разработке маломощных месторождений бурение и отбойку в каждом цикле очистных работ ведут сразу на всю длину камеры. Шпуры бурят глубиной 2—2,5 м. При разработке мощных месторождений для увеличения фронта буровзрывных работ обычно создают уступы, которые обуривают горизонтальными шпурами длиной до 5 м. Для бурения применяют мощные колонковые перфораторы. После отбойки руду частично выпускают.

Отбойку руды в камере с частичным выпуском ведут до потолочины, в результате чего вся камера заполняется отбитой рудой. Замагазинированную руду выпускают после окончания отбойки во вторую стадию.

ЛЕКЦИЯ № 7

СИСТЕМЫ С ОТБОЙКОЙ РУДЫ ИЗ СПЕЦИАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Главное отличие их от систем предыдущей группы заключается в обуривании рудного массива не с поверхности отбитой руды, а из специальных выработок обычно небольшого сечения. Кровля магазина подрабатывается не снизу, а сверху.

Эти отличия в способе отбойки и положении бурильщиков несколько изменяют область применения, порядок очистной выемки и конструктивные элементы систем данной группы.

В противоположность системам с обычной шпуровой отбойкой системы с отбойкой из специальных выработок применяются, в основном, для разработки мощных рудных тел. Существенным различием является также возможность их применения в рудах менее устойчивых, так как рабочие, занятые на очистной выемке, находятся в узких выработках и не подвергаются опасности от вывалов руды кровли.

Для систем с отбойкой из специальных выработок характерны: более сложная и трудоемкая подготовка; трудность контроля полноты отбойки руды у контактов; высокие потери и разубоживание руды, особенно в случае неровных и прочных контактов.

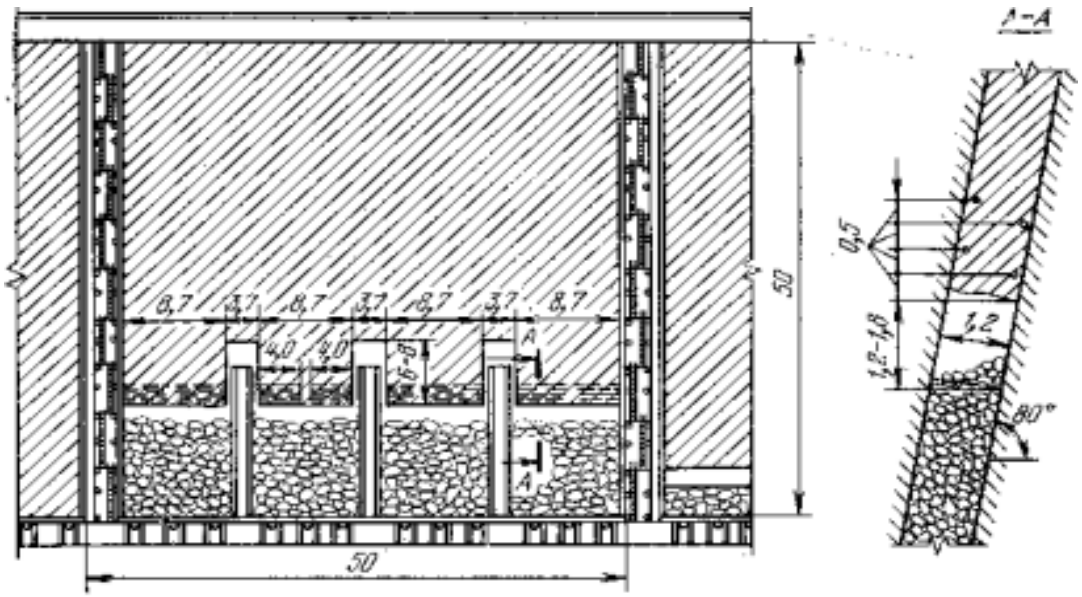


Рис. 1. Система с отбойкой руды глубокими шпурами из восстающих

Применение одного из вариантов системы с магазинированием и отбойкой руды из специальных восстающих (рис. 1), пройденных с небольшим опережением очистной выемки, было связано с неустойчивостью сульфидных вкрапленников, склонных к вывалам большими глыбами и слоями. Мощность жилы 1,2-2,5 м; угол падения 75^0; коэффициент крепости руды f = 6-8.

В блоке длиной 50 м с опережением над очистной выемкой на 6-8 м проходят три восстающих на расстоянии между их осями 10 м и между стенками 8 м. В замагазинированной руде возводятся восстающие из двух рядов распорной крепи.

Шпуры глубиной 3,5-4 м располагаются в шахматном порядке на расстоянии 1 м. На этом же руднике применялись варианты системы с глубиной шпуров от 2 до 7

м. Соответственно, изменялось и расстояние между восстающими от 5 до 15 м.

Опыт показал, что отбойку глубокими шпурами можно применять только на участках жил с выдержанными элементами залегания и четкими ровными контактами.

Отбойка из восстающих обеспечивает безопасность работы бурильщиков в неустойчивых породах и руде, но значительный объем нарезных работ и большой расход крепежного леса снижают эффективность системы.

При разработке мощных крутопадающих месторождений применяются и системы с подэтажной шпуровой отбойки и магазинированием руды. По конструктивным признакам эта система аналогична системе разработки подэтажными штреками с открытым очистным пространством. При устойчивых боковых породах магазинировать руду, отбиваемую из подэтажных штреков, нецелесообразно; в таких случаях применяют обычную систему разработки подэтажными штреками.

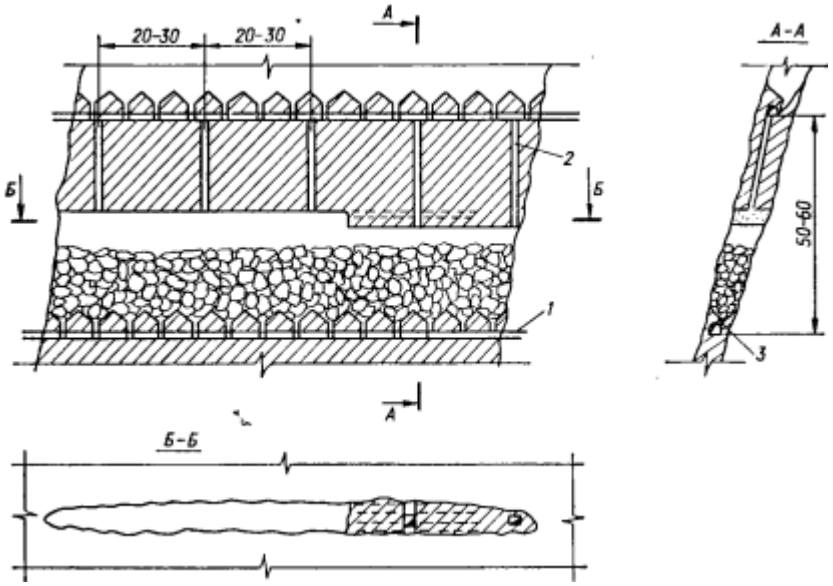


Рис. 2. Система разработки пробуренными из восстающих скважинами с магазинированием руды

Подготовка заключается в проведении рудного откаточного штрека 1, буровых восстающих 2 и дучек для выпуска руды 3 (рис.2.).

Очистные работы сводятся к отбойке руды скважинами, пробуренными из восстающих и выпуску ее через люки в вагонетки.

Восстающие проходят через 20-30 м с помощью полков. Бурение скважин ведут с платформы, подвешенной в восстающем с помощью лебедки, которая установлена на вентиляционном штреке.

На платформе монтировано два перфоратора и машина для зарядки скважин ВВ.

Восстающий расширяют в щель и скважины бурят параллельно одна другой. Чтобы избежать бурение скважин вблизи поверхности забоя, 1-2 комплекта скважин оставляют не взорванными.

Опыт использования этой системы интересен тем, что отбойку руды при системе с магазинированием ведут скважинами глубиной 10-15 м и применяют специальные полки для бурения и зарядки скважин, пробуренных из восстающих.

Вариант системы (рис. 3) применяют при разработке мощных месторождений. Требования к устойчивости руды при этой системе менее жесткие. Отбойка руды в большинстве случаев осуществляется глубокими скважинами, хотя известны варианты системы с отбойкой минными зарядами.

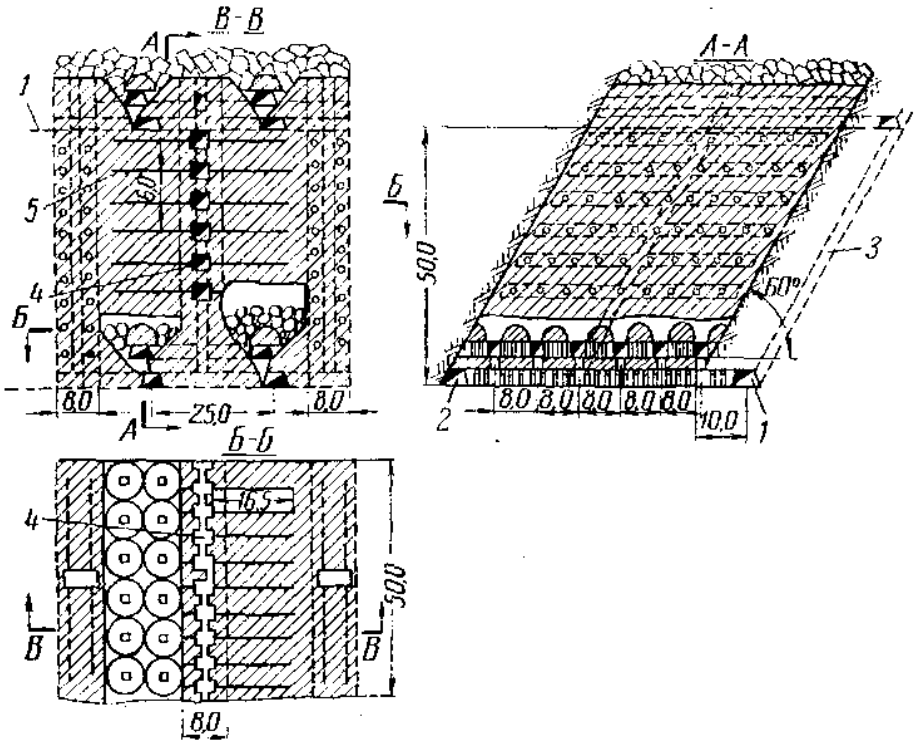


Рис. 3. Система с магазинированием и отбойкой руды
из подготовительных выработок:
1 - полевой откаточный штрек; 2 - рудный откаточный штрек;
3 - полевой восстающий; 4 - буровые орты; 5 - глубокие скважины

Подготовительные работы на откаточном горизонте и нарезка днища блока аналогичны подготовительным работам при системах с отбойкой руды из подэтажных выработок и этажно-камерной. Откаточный горизонт сбивается с вентиляционным полевым и рудным восстающими. Рудный восстающий проходят в междукамерном целике для обслуживания двух смежных камер. Из этого восстающего через 4-6 м по вертикали нарезают буровые камеры или буровые орты (при ориентировании блока по простиранию - буровые штреки). Буровые камеры располагают в отбиваемом массиве на границе с междукамерным целиком, а буровые выработки посередине целика. Буровые камеры и буровые выработки предназначены для размещения бурового оборудования и обуривания рудного массива.

Очистные работы начинаются после нарезки днища блока и проходки буровых выработок выемкой подсечного слоя. Выемка подсечного слоя на высоту 4-6 м по всей площади камеры осуществляется разбуриванием массива на горизонте подсечки из дучек веерными комплектами скважин или траншейным способом.

Сущность траншейной подсечки (рис. 4) состоит в проходке подсечных траншей. Для этого сначала проходят траншейный орт (или штрек) и из него обуривают и отбивают веерные комплекты скважин. Предварительно траншейный орт сбивается

короткими рудоспусками с ортом скреперования (или ортом грохочения) горизонта вторичного дробления.

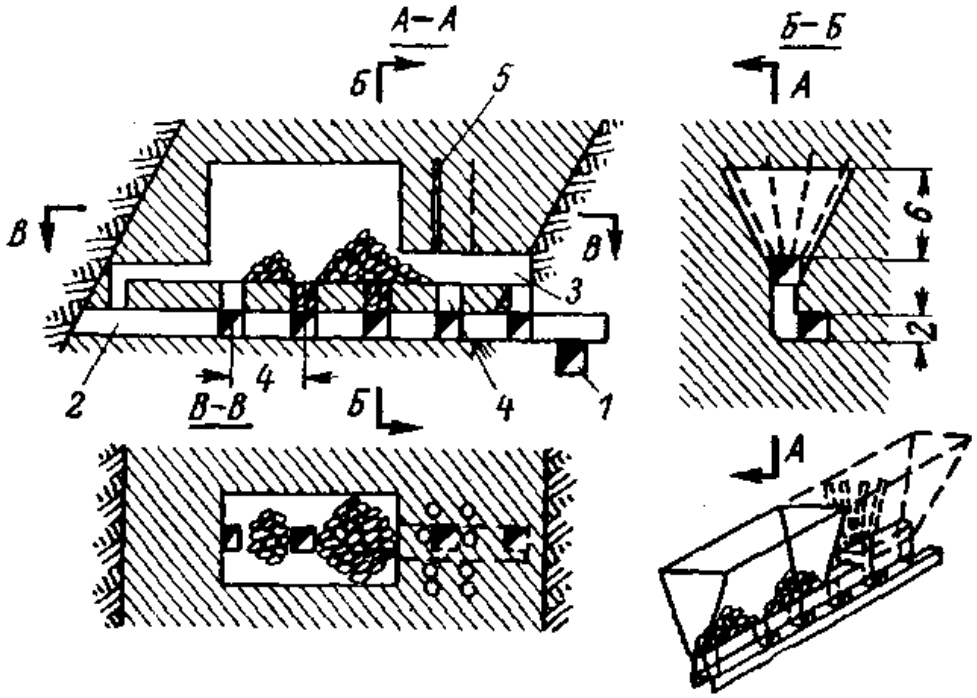


Рис. 4. Траншейный способ подсечки камеры: *1 - откаточный штрек; 2 - орт; 3 - траншейный орт; 4 - рудоспуск; 5 - веерные комплекты скважин*

Одновременно с выемкой подсечного слоя из буровых выработок обуривают послойно массив руды. Из буровых ортов (штреков) слои обуривают параллельными комплектами глубоких скважин, а из буровых камер - веерными комплектами.

Руду в камере отбивают отдельными слоями. Отбойка каждого слоя сопровождается частичным выпуском руды на горизонт вторичного дробления. Основная масса замагазинированной руды в камере выпускается после отбойки всех слоев до потолочины.

Вследствие того, что очистное пространство изолировано, отбойку слоев можно совмещать с частичным выпуском руды.

Достоинства систем с магазинированием руды: небольшой объем подготовительных работ, высокая производительность труда рабочих, небольшой расход крепежных материалов, возможность совмещения отбойки и выпуска руды в системах с отбойкой из подготовительных выработок, незначительные потери и разубоживание руды в системах с отбойкой из очистных забоев.

К **недостаткам** системы относятся довольно жесткие условия применения, повышенные потери и разубоживание руды в системах с отбойкой из подготовительных выработок, невозможность осуществления забойной сортировки руды и выемки ее по сортам.

Усредненные показатели этой системы разработки:

Показатели	Мощность рудного тела, м	
	0,5–1,5	1,5–2,5
Производительность блока, т/мес.	500–1500	1000–2000
Производительность блока на генеральном выпуске, т/смену	2000	3000
Производительность забойного рабочего, $м^3$/чел. смен	3–6	5–8
Потери руды, %	12–14	10–12
Разубоживание руды, %	25–45	15–25

К числу недостатков системы также необходимо отнести потери руды. В процессе отбойки на лежачем боку залежи образуются неровности, где скапливается рудная мелочь. Большинство руд жильных месторождений склонны к сегрегации. В результате в рудной мелочи содержание полезных компонентов может превышать в 1,5–2,0 раза содержания их в рудном теле. Для борьбы с этим явлением на рудниках, разрабатывающих жильные месторождения, используется гидросмыв остатков руды после генерального выпуска.

Руду отбивают шпурами и скважинами, буримыми или из выработок блока (рис. 5), или из выработок вне блока.

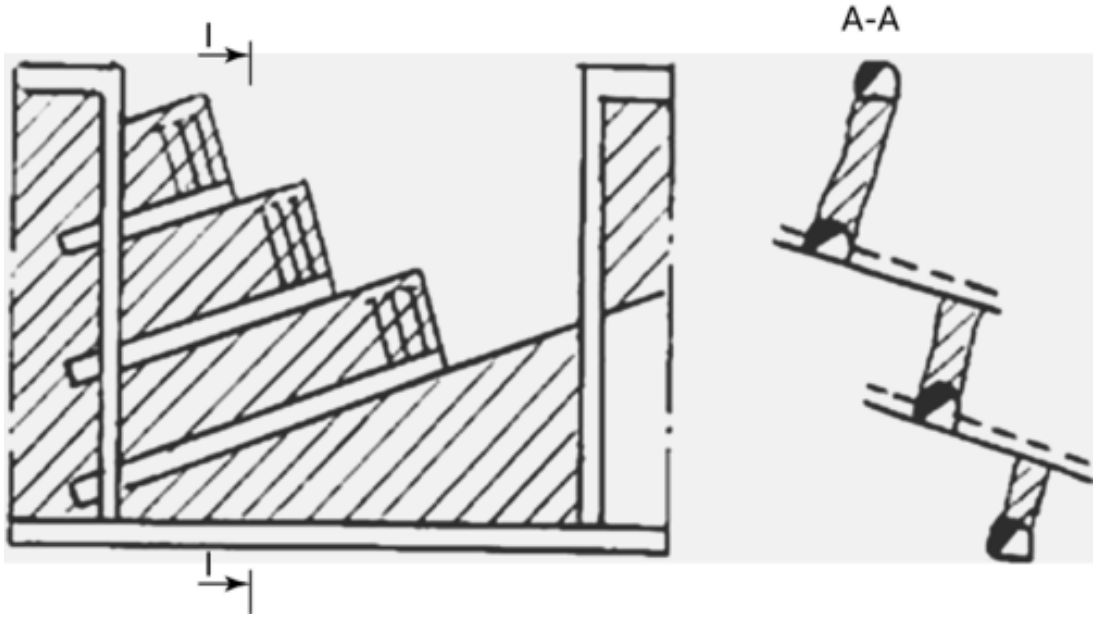


Рис. 5. Отбойка руды из специальных скважин

Магазинирование руды с отбойкой из наклонных подэтажных штреков

По окончании выемки блока замагазинированную руду полностью выпускают. Освобожденное от руды выработанное пространство остается открытым, поэтому системы этого типа отнесены к классу с естественным поддержанием выработанного пространства. Средством поддержания вмещающих пород служат подэтажные и междукамерные целики, безрудные включения и, в незначительной мере, закладка. Системы применяются в крепких устойчивых рудах и устойчивых вмещающих породах. Угол падения рудного тела 60° является минимальным. По условиям

применения наиболее благоприятны крутопадающие жильные месторождения с мощностью от 0,5 до 5 м и выдержанным залеганием.

Ценность руды оказывает влияние только на выбор варианта поддержания: в ценных рудах разработку ведут без целиков, заменяя их крепью.

Системы широко применяются при разработке жильных месторождений - удельный вес их превышает 50% добычи из жильных месторождений.

С целью повышения безопасности работ применяется система разработки с магазинированием и отбойкой руды шпурами из специальных выработок (рис. 6). Достоинством этого варианта является то, что бурильщики при бурении шпуров находятся в специальных выработках - восстающих небольшого сечения. Вместе с тем, наличие значительного числа таких выработок сдерживает широкое применение этого варианта.

Подготовительные работы включают проходку откаточного штрека 1 и рудных восстающих 3, соединяющих откаточный штрек с вентиляционным 5. В пределах блока проходят несколько буровых восстающих 3, расстояние между которыми определяется применяемым буровым оборудованием.

Очистные работы начинают с выемки первого слоя на уровне кровли откаточного горизонта. Для выпуска руды оборудуют специальные выпускные люки. Бурение шпуров 4 осуществляется из буровых восстающих. Отработка ведется в направлении снизу вверх. По мере продвигания забоя производится частичный выпуск руды.

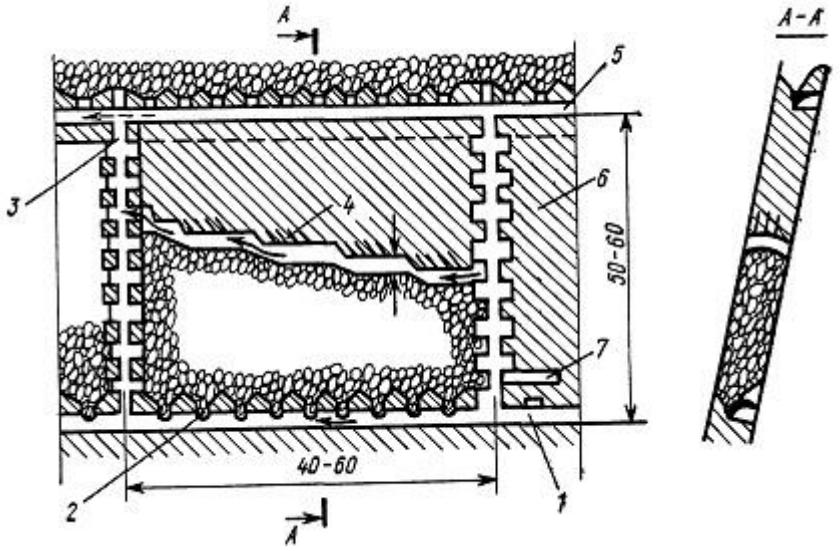


Рис. 6. Система разработки с магазинированием руды:
1 - откаточный штрек; 2 – рудоспуск; 3 – вентиляционный восстающий;
4 – шпур; 5 – вентиляционный штрек; 6 – заходка; 7 – подсечной штрек

Система разработки с магазинированием и отбойкой руды шпурами из специальных выработок (рис. 7) применяется при отработке маломощных и мощных рудных тел. Требования к устойчивости руды более жесткие, чем в системе с отбойкой руды из подготовительных выработок.

состоят в разделении этажа на блоки длиной до 60 м. Блоковые восстающие проводят в междукамерных целиках. При разработке маломощных рудных тел

междукамерные целики не оставляют, а блоковые восстающие крепят срубовой крепью или отшивают распорками.

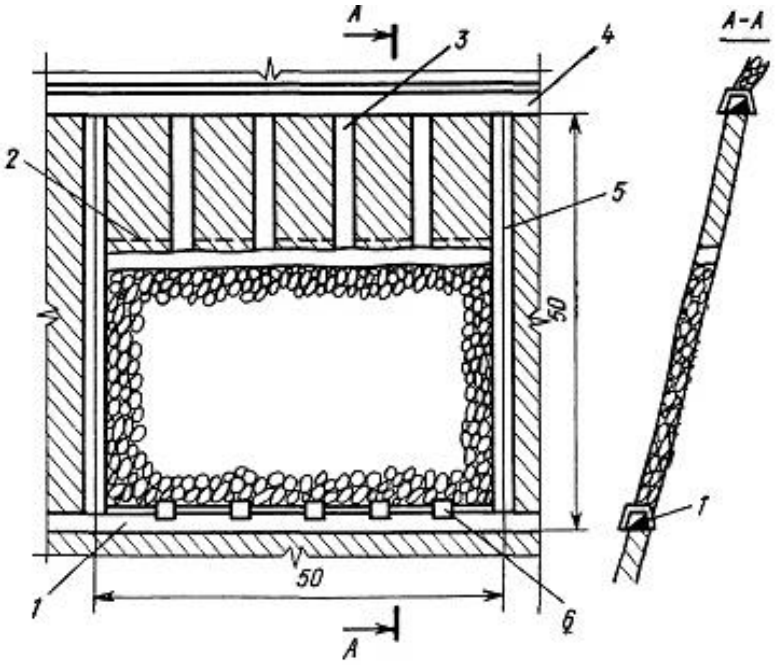


Рис. 7. Система разработки с магазинированием и отбойкой руды шпурами из специальных выработок

Блоковые восстающие, пройденные в междукамерных целиках через 3-5 м по вертикали, сбивают с камерой ходками. Одновременно с ходками проходят выработки горизонта вторичного дробления и горизонта подсечки. При расположении камеры по простиранию проводят штреки скреперования, а вкрест простирания - орты скреперования. Штреки скреперования соединяются с откаточным горизонтом короткими рудоспусками, а с горизонтом подсечки - дучками.

При разработке маломощных месторождений надштрековые целики не оставляют и горизонта вторичного дробления не проходят. Камеры обычно подсекают либо проведением откаточного штрека удвоенной высоты, либо выемкой подсечного слоя высотой 2 м. Во втором случае отбойку руды ведут на подошву откаточного штрека, а штрек крепят вслед за выемкой подсечного слоя. Во время крепления откаточного штрека над его кровлей устраивают крыльчатые скаты и навешивают выпускные люки. В мощных месторождениях подсечный слой проходят над надштрековым целиком.

Очистные работы. Отбойку руды начинают из восстающего. Руду в очистном забое обуривают горизонтальными шпурами. Рабочей площадкой для бурильщиков служит полок или замагазинированная руда. Шпуры бурят глубиной 2-2,5 м. При разработке мощных месторождений для увеличения фронта буровзрывных работ обычно создают уступы, которые обуривают горизонтальными шпурами длиной до 5 м. Для бурения применяют мощные колонковые перфораторы. После отбойки руду частично выпускают.

Отбойку руды в камере с частичным выпуском ведут до потолочины, в результате чего вся камера заполняется отбитой рудой. Замагазинированную руду выпускают после окончания отбойки во вторую стадию.

Руда не должна слеживаться, окисляться и самовозгораться.

Условия применения

Группа	Мощность (m), м	Угол падения, (α),град.	Ценность	Устойчивость	
				руда	вмещающие породы
Системы со шпуровой отбойкой из магазина	0.5-5.0	Крутое	От малоценных до ценных	Устойчивые	Устойчивые
Системы с отбойкой руды из специальных выработок	1.2-2.5 до мощных	Крутое	От малоценных до ценных	Средне устойчивые	Устойчивые
Системы с отбойкой глубокими скважинами	Мощные и весьма мощные	Крутое	От малоценных до ценных	Средне устойчивые	Устойчивые

ПРАВИЛА БЕЗОПАСНОСТИ

Размеры камер и целиков при системах с магазинированием определяют исходя из крепости и устойчивости руды, глубины разработки. Восстающие выработки должны быть перекрыты лядами.

Перед бурением, в начале каждой смены, в забое необходимо осуществлять осмотр и оборку кровли. Запрещается входить в камеру (магазин) во время выпуска руды. Необходимо вести контроль при выпуске руды за состоянием поверхности руды, чтобы вовремя заметить зависание руды.

Достоинства систем с магазинированием:

1. исключается необходимость для проходки специальных выработок для отбойки руды (бурение шпуров производится в забое, с поверхности руды);

2. при применении систем с магазинированием облегчается процесс усреднения рудной массы при выдаче руды на поверхность, т.к. всегда имеется в работе несколько камер, которыми можно регулировать объёмы выпуска и выдавать руду заданного качества.

Недостатки:

1. магазинирование руды связано с омертвлением средств, затраченных на подготовку блока и отбойку руды;

2. часть отбитой руды теряется (особенно богатая мелочь) в неровностях (карманах) лежачего бока;

3. необходимо затрачивать время на планировку поверхности магазина и оборку кровли перед бурением шпуров в забое;

4. при небольшой мощности необходимо прихватывать при отбойке руды пустые породы, чтобы обеспечить ширину выработанного пространства не менее 1 м.

Следовательно, происходит большое разубоживание и увеличиваются расходы на добычу.

Вариант с отбойкой руды из восстающих

Применяется в недостаточно устойчивых рудах и крепких породах, мощность 1,2 до 2,7 м, угол падения 75 - 80°. Длина блока 50-60 м, высота 40-50 м (рис. 6). Подготовка аналогична предыдущему варианту, только в блоке дополнительно проходятся буровые восстающие, из которых обуривают слой руды горизонтальными шпурами 2-2,2 м, или штанговыми скважинами. Расстояние между восстающими 5-12 м. Восстающие могут быть 2-3 отделенными. В буровом восстающем может быть смонтирован проходческий полок, который облегчает процесс бурения и увеличивает производительность.

Очистные работы начинаются с подсечки камеры на высоту 2-2,5 м на всю длину и ширину. Отбойка руды осуществляется потолкоуступным забоем. Глубина шпуров 2,0-2,2, штанговых скважин 5-6 м, длина уступов 8-12 м.

После взрывания комплекта шпуров производится частичный выпуск руды (до 35%) с оставлением рабочего пространства около 2-х м.

Бока и кровля тщательно обираются.

Оставляется подштрековый целик (2-6 м)

Массовый выпуск производится после окончания отбойки руды в камерах. Есть возможность зависаний. На этом отработка камер заканчивается.

Рабочие находятся в полной безопасности и требования к устойчивости руды несколько снижаются.

Магазинирование и выпуск могут вестись непрерывно, что приводит к высокой производительности системы.

Выход негабарита больший, поэтому требуется устройство горизонта вторичного дробления.

Применяется:

-в мощных залежах со сравнительно устойчивой рудой и вмещающими породами;

- При однородной руде без включений пустых пород (сортировка невозможна);
- сравнительно правильные контакты;
- хорошо дробящаяся руда;

Параметры:

Высота этажа 50-90 м. Этаж делится на блоки, а последние на камеры и целики. Длина камер - 50-100 м, ширина междукамерных целиков 8-10 м.

Подготовительные работы заключаются в проходке полевого откаточного штрека, из которого проходятся орты-заезды против осей целиков.

Из ортов по контакту с лежачем боком с одного конца блока в целике по руде проходят восстающий до соединения с ортом-заездом вентиляционного горизонта. В противоположном конце блока восстающий проводится по контакту с висячим боком. Из них через 5-6 м по вертикали нарезают сбойки, а из них буровые камеры.

Очистные работы начинаются с подсечки основания камеры на всю их длину и ширину, с одновременным расширением верхней части рудоспусков в выпускные воронки.

Затем приступают к отбойке руды веерными комплектами скважин. Линия наименьшего сопротивления (расстояние между рядами скважин от 2,5-3 до 5 м). Расстояние между концами скважин 2,5-5 м. Скважины не добуривают 1,5-2 м до контакта с боковыми породами и до целика. Отбойка и выпуск руды ведется параллельно.

Достоинства:

1. большая безопасность работ,
2. менее жесткие требования к устойчивости руды,
3. совмещение процессов отбойки и выпуска,
4. отсутствие расхода лесных материалов.

Производительность блока в сутки до 1500 т и выше, бурильщика 250-300 т, забойного 50 т и выше.

Недостатки:

1. повышенные потери и разубоживание (15-20%),
2. необходимость устройства горизонта вторичного дробления (время на вторичное дробление до 25-60% продолжительности смены).

Совершенствование:

1) Усовершенствование буровых станков.

2) Усовершенствование вторичного дробления.

3) Применение вибровыпуска руды, или непосредственно на подошву откаточных выработок.

4) Применение смыва рудной мелочи водой с помощью гидромониторов при углах падения <55-60 градусов.

ЛЕКЦИЯ № 8

СИСТЕМЫ С ОТБОЙКОЙ РУДЫ ГЛУБОКИМИ СКВАЖИНАМИ

Системы этой группы имеют небольшое распространение и применяются только в мощных месторождениях. Наиболее распространенным вариантом этой группы является система с послойной отбойкой руды горизонтальными или слабонаклонными скважинами (рис. 1).

По способу подготовки, нарезки и очистной выемки этот вариант сходен с этажно-камерной системой с отбойкой руды горизонтальными слоями. Отличие заключается в том, что при первой руду из камеры перед взрывом выпускают почти полностью, а при второй магазинируют, выпуская только излишки - 30-40 %. Переход от одной системы к другой не вызывает затруднений.

Применение этой системы целесообразно, когда в результате сильных взрывов при отбойке слоя нарушаются целики или происходит отслаивание вмещающих пород.

Заполнение выработанного пространства отбитой рудой частично предотвращает эти явления.

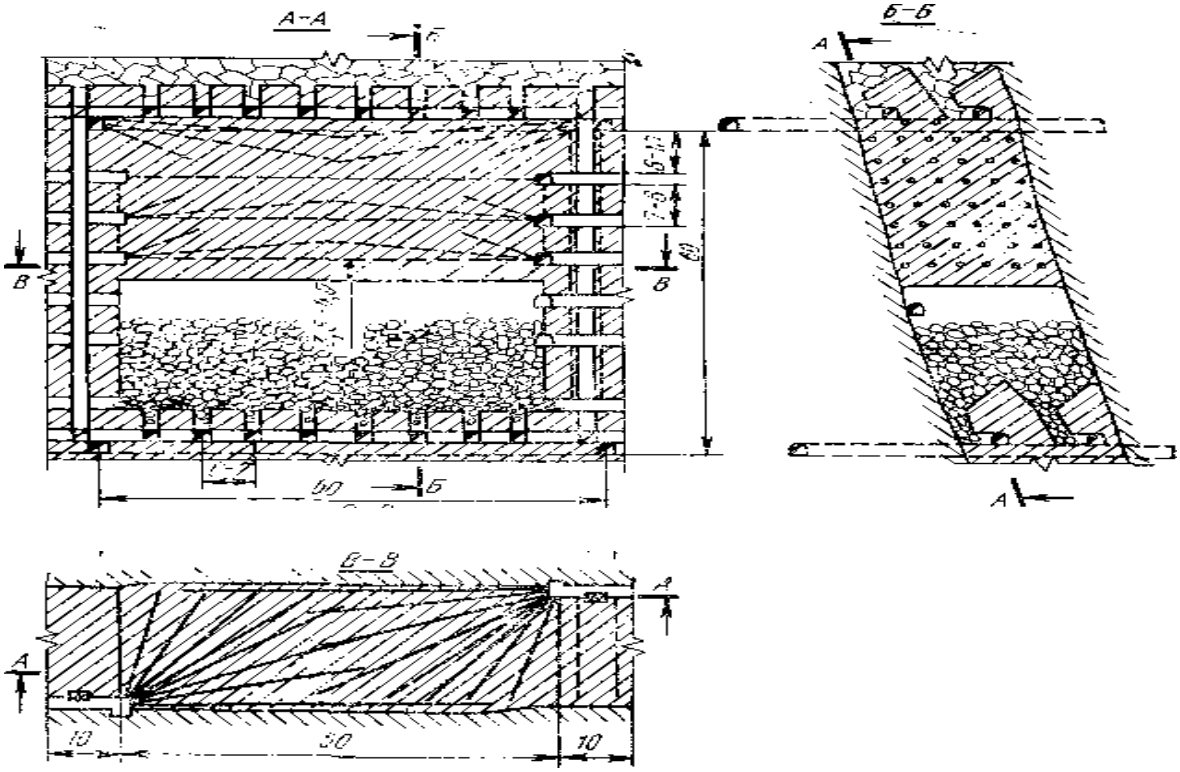


Рис. 1. Система разработки с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами

Отбойку и доставку руды ведут так же, как при этажно-камерных системах. Отбойка слоя несколькими веерами скважин (см. рис. 1) позволяет увеличить толщину слоя и уменьшить объем буровых выработок.

Иногда буровые камеры устраивают не в междукамерном целике, а в конце магазина. Станок при этом устанавливается на поверхности отбитой руды.

Показатели систем с магазинированием и отбойкой глубокими скважинами практически не отличаются от показателей этажно-камерных систем.

При замене шпуровой отбойки глубокими скважинами в мощных рудных телах увеличиваются производительность труда забойного рабочего, снижаются расходы по очистной выемке, повышается безопасность труда, так как рабочие не находятся под обнаженной кровлей в камере, уменьшается пылеобразование.

Одним из существенных недостатков этой отбойки при системе с магазинированием, так же как и при других системах, являются повышенные потери и разубоживание руды в тех случаях, когда контакт рудного тела с вмещающими породами неровный, прочный и резко меняется мощность рудного тела.

ОЦЕНКА СИСТЕМ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ

Поскольку системы с магазинированием руды в мощных и весьма мощных рудных телах применяют редко, остановимся на оценке этих систем для разработки крутопадающих жил мощностью 0,5-5 м, где они и получили широкое применение. К числу основных **достоинств** систем с магазинированием относятся:

1. небольшой объем подготовительных и нарезных работ, особенно для вариантов без оставления целиков над откаточным штреком и около восстающих. Исключение в этом составляют системы с магазинированием и отбойкой из специальных выработок;
2. благоприятные условия для работы бурильщиков и высокая эффективность буровзрывных работ и наряду с этим минимальный объем работ по креплению очистного пространства и доставке руды;
3. простота системы, легкость изменения размеров конструктивных элементов с учетом горно-геологических условий, возможность перехода на другую систему разработки.

Эти достоинства обеспечивают высокую производительность труда, низкую себестоимость добычи и высокую интенсивность выемки блока. По сравнению с выемкой с распорной крепью и открытым очистным пространством интенсивность очистной выемки выше примерно в 2-2,5 раза, а по сравнению с выемкой с закладкой - в 3-4 раза.

Постоянный надзор за кровлей забоя и правильное ведение выпуска руды обеспечивают безопасность работающих на очистной выемке. Улучшение проветривания очистных забоев создает благоприятные гигиенические условия для забойных рабочих.

Существенными **недостатками** системы являются:

- довольно ограниченные условия применения: угол падения не менее 55-60°, отсутствие резких раздувов и пережимов, а также ответвлений от рудного тела, включений и прослоев пустых пород, недопустимость слеживания, возгорания и окисления руды.
- необходимость тщательного наблюдения за поверхностью отбитой руды с целью выявления и устранения скрытых полостей, зависаний руды, обрушение которых может вызвать несчастные случаи с бурильщиками.
- невозможность выдачи руды из блока по сортам.

При недостаточно устойчивых боковых породах, наличии породных включений в рудном теле и мощности его меньше 0,7-0,8 м происходит большое разубоживание руды, так как отбирать пустую породу и оставлять в очистном пространстве или выдавать из блока раздельно от руды невозможно.

Одним из направлений дальнейшего совершенствования разработки весьма топких жил является уменьшение выемочной мощности. При этом увеличивается себестоимость добычи 1 т рудной массы, но уменьшается себестоимость добычи 1 т балансовой руды, снижаются затраты на переработку (обогащение).

Эффективность систем с магазинированием может быть достигнута за счет совершенствования выпуска и погрузки руды. Перспективным в этом отношении является выпуск руды на почву откаточного горизонта с последующей ее погрузкой.

Техника безопасности

Основные меры безопасности сводятся к своевременной оборке кровли и боков и предупреждению образования пустот внутри замагазинированной руды. Для безопасной оборки заколов расстояние от кровли до навала руды не должно превышать 2,5 м. Кровле забоя рекомендуется придавать сводчатую форму.

Работы по отбойке руды и ее частичному выпуску постоянно чередуются. Отбойку руды продолжают слоями снизу вверх до тех пор, пока камера не будет отработана до уровня потолочины.

Под вентиляционным штреком оставляют потолочину толщиной в несколько метров. Заключительная стадия работ сводится к окончательному выпуску руды, оставленной в камере. В это время руду можно выпускать с любой интенсивностью и в любой последовательности из каких-угодно погрузочных пунктов в пределах блока.

После отработки камеры и окончательного выпуска руды приступают к выемке междукамерных и междуэтажных целиков. Выемку производят теми же способами, что и при камерных системах.

Управление горным давлением осуществляют путем поддержания вмещающих пород междукамерными и междуэтажными целиками. Магазинированная руда является временным средством поддержания выработанного пространства. После отработки блока ее выпускают и таким образом создается свободная, незаполненная камера. При недостаточно устойчивых породах их крепят штанговой крепью. Устанавливают ее из магазина в каждом слое.

Вентиляция блока. Свежая струя воздуха поступает по откаточному штреку, подымается по восстающему к отрабатываемому слою, омывает его и по восстающему, расположенному на другом конце блока, загрязненный воздух выходит на вентиляционный горизонт.

Правила безопасности. Бурильщики находятся в очистном забое, кровля которого постоянно обновляется, поэтому особенно важно регулярно в начале каждой смены производить оборку кровли и боков забоя. В период выпуска руды возможно образование полостей в отбитой руде, неожиданное обрушение и образование воронок, в которые могут попасть люди, находящиеся в камере. Поэтому, в период выпуска руды находиться в блоке запрещено.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ ПО СИСТЕМАМ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

Системы разработки с магазинированием руды уже многие годы применяют для разработки жильных месторождений, причем это основная система разработки месторождений этого типа. Однако каких-либо существенных изменений она не претерпела. Отметим лишь следующие новшества, возникшие в последние годы:

1. Погрузка руды в вагонетки машинами взамен устройства люков.
2. Выпуск руды на уровень откаточного горизонта и погрузка скреперами. Это избавляет от сооружения люков, но требует проходки еще одной транспортной выработки или оборудования скреперного штрека на уровне кровли откаточного.
3. Применение бетонной крепи откаточного штрека и металлических люков, установленных через 1 м, при разработке залежи мощностью 1-2 м.
4. Испытаны вибрационные устройства для интенсификации выпуска руды из блоков.

Наиболее существенным и получившим достаточное распространение является применение машин для погрузки руды.

Производительность труда забойного рабочего колеблется от 0,7 до 6 $м^3$ в смену.

Некоторые технико-экономические показатели приведены в таблице 1.

Таблица 1.

Технико-экономические показатели при системе разработки с магазинированием руды

1	Ширина очистного пространства, м	1,1
2	Засорение, %	34
3	Потери, %	9
4	Производит. труда забойного рабочего, $м^3$/смену	2,3
	Расход материалов на 1 $м^3$:	
5	крепежного леса, $м^3$	0,06
6	ВВ, кг	2,1

Достоинством системы является наличие запаса отбитой руды.

На руднике всегда находится некоторое количество блоков в стадии отбойки и некоторое количество в стадии окончательного выпуска руды. В этих блоках руда хранится как в бункере и может быть выпущена в случае затруднений в других блоках. Правда, запас отбитой руды ведет к некоторой консервации затраченных средств. Однако, наличие резервов в процессе работы более значительное достоинство, чем некоторая консервация средств.

Системы с магазинированием руды просты и требуют очень небольшого объема подготовительных и нарезных работ. При добыче руды этими системами при очистных работах почти не расходуется лес, производительность труда выше, чем при других системах.

К **недостаткам** систем с магазинированием, прежде всего, следует отнести довольно жесткие условия применения: устойчивые вмещения породы, обязательно крутой угол падения. При неустойчивых породах возможно

разубоживание руды. Затруднена сортировка отбитой руды. Но все эти недостатки невелики и система с магазинированием получила широкое применение.

Рассмотрим организацию работ в следующих условиях:

длина блока - 60 м, мощность залежи - 3 м, шпуры для отбойки руды бурят по сетке 1х1 м. Количество шпуров в блоке 4х60 = 240 шт.

Глубина каждого шпура - 2,2 м, при этом отбивается слой толщиной 2 м. В пределах одного слоя нужно пробурить 240х2,2 = 530 шпурометров. За один цикл отбивается 2х60х3 = 360 $м^3$, или 900 т.

Примем норму на бурильщика 30 м шпуров в смену. Для бурения шпуров в одном слое потребуется 540 : 30 = 18 чел.-смен. Предположим, что в блоке одновременно работают 3 бурильщика. При этом на бурение руды в одном слое будет затрачено 18 : 3 = 6 чел.-смен. После отбойки в каждом слое 50 % ее выпускают. Это составит 450 т.

Руду, выпущенную на почвуоткаточного штрека, грузят в вагонетки машинами. Производительность на погрузке руды можно принять равной 225 т/смену. Следовательно, на погрузку 450 т потребуется 2 смены. Итак, для отбойки руды в пределах одного слоя потребуется затратить 6 чел.-смен. Можно принять, что зарядка шпуров и производство взрывов потребует еще 2 чел.-смены.

Частичный выпуск руды требует 2 чел.-смены. Следовательно, весь цикл работ по отбойке руды в пределах одного слоя и частичном выпуске ее займет 10 чел.-смен. Причем будет затрачено: бурильщиками -18, взрывниками - 6, рабочими на выпуске - 4 чел.-смены, всего 26 чел.-смен. Окончательный выпуск 450 т руды потребует еще 2 чел.-смены. Следовательно, общие затраты труда с учетом окончательного выпуска руды составляют 28 чел.-смен на один слой.

Производительность труда рабочих забойной группы составляет 900 : 28 = 32 т/смену.

ЛЕКЦИЯ № 9

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

В отличие от систем с открытым очистным пространством, где крепь применяется в качестве вспомогательного средства поддержания или как рабочая площадка, системы с креплением характеризуются регулярным возведением крепи для поддержания руды и вмещающих пород. Одновременно крепь является и основанием рабочей площадки.

По условиям применения системы с креплением и системы следующего класса с креплением и закладкой наряду со сходством имеют и существенное различие.

Как те, так и другие пригодны для разработки месторождений любой формы, мощности и с любыми углами падения, но системы с креплением без закладки применяют в месторождениях мощностью до 4 м, редко больше. Это объясняется тем, что поддержание очистного пространства крепью без закладки с увеличением мощности усложняется, а при слабых боковых породах становится практически невозможным.

Имеется много переходных разновидностей между системами с открытым очистным пространством и системами с креплением. Постепенно усиливая распорную крепь, применяемую при потолкоуступной системе с открытым очистным пространством, последнюю превращают в систему с креплением. Если же пространственная решетка из крепи не может противостоять горному давлению, то вместе с крепью применяют закладку.

Неустойчивую руду со слабыми прослоями также нельзя разрабатывать системами с открытым очистным пространством или с закладкой, даже с крепкими боковыми породами.

Очистная выемка с креплением без закладки производится, как правило, горизонтальными слоями или потолкоуступно, с последовательной выемкой слоев снизу вверх, а каждого слоя или уступа - по простиранию.

Основным видом крепи является усиленная распорная крепь (рис. 1). Станковая крепь применяется при разработке мощных и весьма мощных месторождений, как правило, в сочетании с закладкой. Схему (рис. 1, б) применяют для неустойчивых пород лежачего бока, схему (рис. 2, в) - для неустойчивых пород висячего бока. Как бока, так и кровля при необходимости затягиваются накатником или досками. Концы распорок помещают в лунки глубиной 5-10 см.

Расстояния между рядами распорок и между распорками в ряду зависят от давления пород, размеров поддерживаемого пространства, мощности рудного тела, конструкции и толщины крепи. Часто при определении расстояния между распорками исходят из толщины имеющегося леса. Иногда в основу принимают необходимое по условиям работ расстояние между распорками и по нему подбирают толщину крепи.

При крутом падении расстояние между распорками в ряду по горизонтали составляет 1-2 м и по вертикали - между рядами 1,8-2,5 м; диаметр распорок 150-250 мм, иногда больше.

Вместо одиночных распорок иногда применяют кустовое крепление, представляющее собой несколько установленных рядом распорок.

Обычно крепь устанавливают сразу вслед за выемкой. Руда по крыльчатым скатам поступает к рудоспускам, наращиваемым через 8-10 м. Иногда в центре каждого рудоспуска сооружают лестничное отделение. Технология отбойки и транспортировки видоизменяется в зависимости от физико-механических свойств руды и вмещающих пород, а также от элементов залегания рудного тела

Высота уступов 2-2,5 м, длина от 6-8 м до размеров длины блока (сплошной забой). Размеры блока показаны на схеме. Увеличение высоты этажа свыше 40-45 м нецелесообразно вследствие возрастания давления на крепь и затрат на ее возведение.

В очистных выработках с большим первичным давлением распорная крепь должна быть податливой. Для этого в конструкцию крепи вводят элементы, работающие на сжатие поперек волокон (подкладки, подхваты), или заостряют один из концов распорки.

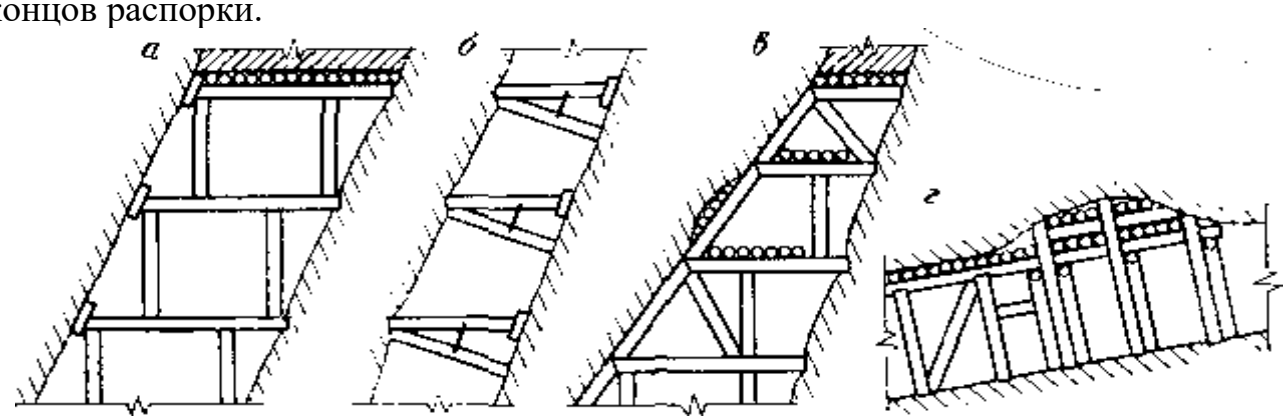


Рис. 1. Конструкции усиленной распорной крепи при крутом (а, б, в) и пологом (г) залегании

При системе с усиленной распорной крепью очистная выемка ведется уступами по простиранию (рис. 2).

Разработка пологопадающих месторождений этой системой очень сходна с технологией отработки сплошными системами и отличается от последних регулярным возведением крепи. Очистной забой, имеющий сплошную форму, перемещается по простиранию, падению или восстанию.

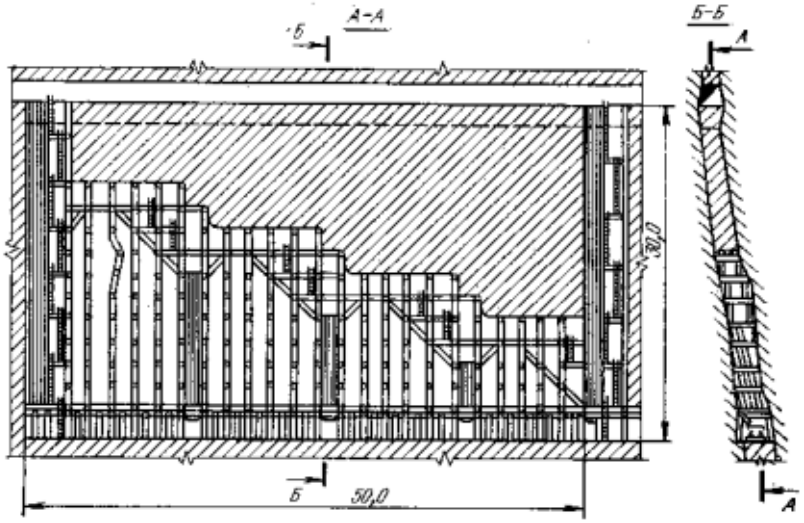


Рис. 2. Система разработки с усиленной распорной крепью

Транспортирование руды - преимущественно скреперами. В качестве крепи применяют крепежные рамы, костры, стойки, каменную кладку, бетонные столбы.

Станковую крепь применяют в сочетании с закладкой, так как в широких забоях станковая крепь без закладки неспособна выдерживать большое горное давление.

Недостатки систем с креплением - большой расход крепежных материалов (0,1-0,2 $м^3$ на 1 $м^3$ руды) и значительная трудоемкость работ по креплению. Производительность труда забойного рабочего составляет 0,5-2 $м^3$/смену.

Сравнительная безопасность работ, возможность благодаря гибкости системы отрабатывать рудные тела в очень сложных горно-геологических условиях с малыми потерями и разубоживанием являются основными достоинствами систем с креплением, оправдывающими их применение.

Условия применения систем с креплением

1. В мощных залежах системы с креплением применяются только при неустойчивой руде, так как в иных случаях могут быть использованы более дешевые системы, в частности системы с закладкой, которые также обеспечивают полную и чистую выемку руды. Вмещающие породы могут быть любой устойчивости.
2. В маломощных залежах, где крепление применяется без закладки, системы с креплением встречаются и при устойчивой руде, если боковые породы слабые.
3. Мощность и угол падения залежи могут быть любыми.
4. Системы с креплением используются только при ценной руде, так как в ином случае применение их будет нерентабельным.

В мощных залежах системы с креплением и нетвердеющей закладкой применяются, как правило, только в тех случаях, когда необходимо сохранить дневную поверхность над месторождением. В иных случаях, когда выгоднее использовать более дешевые системы с креплением и последующим обрушением, которые не требуют закладки выработанного пространства.

Технико-экономическая характеристика систем с креплением

В мощных месторождениях (при разработке с креплением и закладкой) производительность блока составляет от 800 до 1500-2000 *т/месяц;* производительность труда забойного рабочего 2-4 *т/смену;* расход крепежного леса 0,03-0,05 $м^3/т$ (около 15% выработанного пространства заполняют крепью); потери руды (при плотном настиле на закладке) 1-5%, разубоживание руды 1-3%.

Настил должен быть плотным, иначе просыпается в закладку обогащенная рудная мелочь и потери металла по этой причине достигают 20% и больше.

Сравнительная оценка систем с креплением

Эти системы позволяют отрабатывать рудные залежи в наиболее сложных горнотехнических условиях: при слабой руде и слабых боковых породах; неправильных контактах залежи и необходимости сохранения дневной поверхности. И даже в этих особенно сложных условиях системы с креплением могут обеспечить небольшие потери и разубоживание руды.

Системам с креплением присущи следующие **недостатки**:

1. Самые низкие производительность труда и интенсивность выемки и

самая дорогая себестоимость добычи руды, так как применяется крепление, а в мощных и средней мощности залежах крепление применяется вместе с закладкой; отбойка руды мелкошпуровая; доставка руды механизируется не полностью и только с помощью малопроизводительного оборудования, работающего в стесненных условиях - в узком пространстве между элементами крепи.

2. Большой расход крепежного леса, отсюда загрязнение рудничной атмосферы при гниении крепи; усложняется шахтное хозяйство в связи с заготовкой и доставкой больших количеств крепи; опасность в пожарном отношении. (Пожароопасность снижается при плотной закладке инертным материалом; причем закладка должна быть полной, включая восстающие, рудоспуски и т.п., чтобы полностью исключить проникновение воздушной струи в закладочный массив.)

3. Затрудняется механизация работ в забое, в связи с тесным пространством между элементами крепи и наличием крепежных работ, которые пока еще удается выполнять только вручную.

4. Малая производительность забоев приводит к разбросанности горных работ с вытекающими отсюда отрицательными последствиями.

Системы с креплением применяют только в цветной металлургии. В условиях мощных залежей заведомо дороже систем с закладкой, так как предусматривают и крепление и закладку. Но в маломощных залежах экономическое сравнение систем с креплением и систем с закладкой может потребоваться. Чаще эти системы будут равноценны с точки зрения потерь и разубоживания руды, поэтому сравнение может основываться на минимизации себестоимости добычи по условию.

При этих системах разработки очистное пространство систематически поддерживается крепью. Очень часто работа в очистных забоях производится с крепи, которая устанавливается по мере выемки полезного ископаемого. Системы с креплениями по этой причине отличаются относительной трудоемкостью и большой стоимостью добычи.

Как правило, системы с креплением применяются для разработки жильных месторождений мощностью до 3-4 м с неустойчивой рудой и слабыми вмещающими породами, т.е. в самых неблагоприятных горнотехнических условиях. Однако наиболее благоприятными условиями для применения систем с креплением являются жильные месторождения мощностью до 4 м. При большей мощности поддержание выработанного пространства только одной крепью становится весьма сложным. Наиболее распространенным вариантом рассматриваемого класса систем является вариант с усиленной распорной крепью (рис. 3).

Подготовительные работы заключаются в проходке по рудному телу откаточного штрека, двух восстающих на флангах и одного в центре блока. Очистную выемку производят в обе стороны от восстающего. Отбойку руды осуществляют с помощью шпуров. Шпуры бурят с настила, укладываемого на крепь. Отбитая руда падает на специальный наклонный настил, а затем скатывается в рудоспуски. Боковые стенки, а иногда и кровлю забоя поддерживают с помощью усиленной распорной крепи.

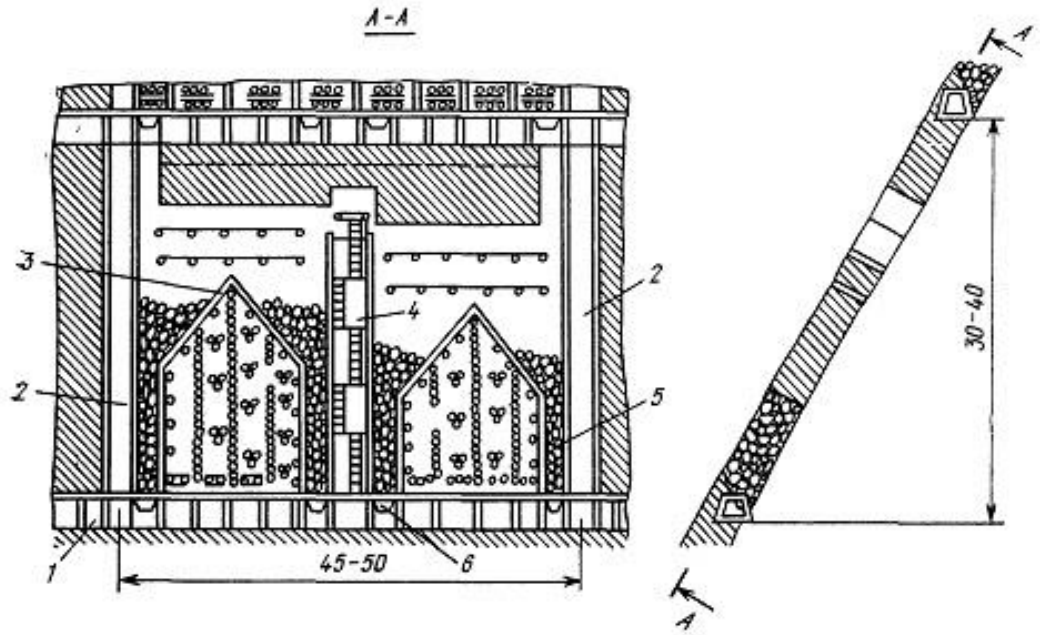


Рис. 3. Система разработки с усиленной распорной крепью: *1 - откаточный штрек; 2 - блоковые восстающие; 3 - наклонный настил; 4 - ходовой восстающий; 5 - рудоспуск; 6 - выпускной люк*

Основные недостатки этой системы сводятся к следующему: высокий расход крепежного материала, низкая производительность труда рабочих вследствие значительных затрат времени на возведение крепи, ограниченные возможности в применении буровзрывных работ *(отбойка значительных объемов руды может привести к разрушению крепи)*, повышенная пожароопасность и др. Все это привело к тому, что системы только с креплением очистного пространства имеют ограниченное применение.

Системы разработки с креплением очистного пространства

Отличительные особенности этих систем:

1) применение крепи, поддерживающей породы извне и, следовательно, размещаемой в выработанном пространстве (в отличие от штанговой крепи, размещаемой в массиве поддерживаемых пород);

2) оставление крепи на месте ее установки в выработанном пространстве и после выемки руды, чем определяется использование только деревянной крепи.

Применяют эти системы при неустойчивой руде. Вынимают блок сравнительно небольшими частями шириной до 1,5-3,5 м и вслед за выемкой регулярно устанавливают крепь - распорную (в маломощных залежах), в виде крепежных рам или, реже, станковую. В месторождениях мощных и средней мощности вместе с крепью необходимо применять закладку, иначе пространственная решетка из крепи не может противостоять горному давлению.

Условия применения. В мощных и средней мощности залежах системы с креплением применяются только при неустойчивой руде, так как в иных случаях могут быть использованы системы с закладкой, которые также обеспечивают полную выемку руды. Вмещающие породы могут быть любой устойчивости. В маломощных залежах, где возможна распорная крепь, системы с креплением могут применяться и

при устойчивой руде, если боковые породы слабые. Мощность и угол падения залежи могут быть любыми. Ценность руды высокая. Системы с креплением обеспечивают малые потери и разубоживание руды даже в сложных горнотехнических условиях.

В отличие от систем с открытым очистным пространством, где крепь применяется в качестве вспомогательного средства поддержания или как рабочая площадка, системы с креплением характеризуются регулярным возведением крепи для поддержания руды и вмещающих пород. Одновременно крепь является и основанием рабочей площадки.

По условиям применения системы с креплением и системы следующего класса с креплением и закладкой наряду со сходством имеют и существенное различие.

Как те, так и другие пригодны для разработки месторождений любой формы, мощности и с любыми углами падения, но системы с креплением без закладки применяют в месторождениях мощностью до 4 м, редко больше. Это объясняется тем, что поддержание очистного пространства крепью без закладки с увеличением мощности усложняется, а при слабых боковых породах становится практически невозможным.

Условия применения

Группа	Мощность(m), м	Угол падения, (α),град.	Ценность	Устойчивость	
				руда	вмещающие породы
Системы разработки с усиленной распорной и станковой крепью	Маломощные ср. мощн. (до 4 м)	От пологого до крутого	Средней ценности - ценные	Способны отслаиваться и отваливаться	

Имеется много переходных разновидностей между системами с открытым очистным пространством и системами с креплением. Постепенно усиливая распорную крепь, применяемую при потолкоуступной системе с открытым очистным пространством, последнюю превращают в систему с креплением. Если же пространственная решетка из крепи не может противостоять горному давлению, то вместе с крепью применяют закладку.

Неустойчивую руду со слабыми прослоями также нельзя разрабатывать системами с открытым очистным пространством или с закладкой, даже с крепкими боковыми породами.

Очистная выемка с креплением без закладки производится, как правило, горизонтальными слоями или потолкоуступно, с последовательной выемкой слоев снизу вверх, а каждого слоя или уступа - по простиранию.

Расстояния между рядами распорок и между распорками в ряду зависят от давления пород, размеров поддерживаемого пространства, мощности рудного тела, конструкции и толщины крепи. Часто при определении расстояния между распорками исходят из толщины имеющегося леса. Иногда в основу принимают необходимое по условиям работ расстояние между распорками и по нему подбирают толщину крепи.

При крутом падении расстояние между распорками в ряду по горизонтали составляет 1-2 м и по вертикали - между рядами 1,8-2,5 м; диаметр распорок 150-250 мм, иногда больше.

Вместо одиночных распорок иногда применяют кустовое крепление, представляющее собой несколько установленных рядом распорок.

Нормативные показатели параметров выемочных участков

Система разработки	Мощность рудного тела, м	Угол падения рудного тела, град	Длина блока по простиранию (ширина панели), м	Высота блока (этажа) длина (панели), м	Примечание
С усиленной распорной крепью	1,5-3	45-90	30-60	30-60	
Со станковой крепью	2-4	50-90	30-60	30 -60	
С крепежны-ми рамами	1,5-2, до 4	50-90	30-60	30 - 60	

При системе с усиленной распорной крепью очистная выемка ведется уступами по простиранию (рис. 29).

Высота уступов 2-2,5 м, длина от 6-8 м до размеров длины блока (сплошной забой). Размеры блока показаны на схеме. Увеличение высоты этажа свыше 40-45 м нецелесообразно вследствие возрастания давления на крепь и затрат на ее возведение.

ТЭП системы разработки

Система разработки	Показатели			
	Производительность труда рабочего, т/см	Себестоимость добычи, руб/т	Потери %	Разубожи-вание, %
С усиленной распорной крепью	6-8	1,86 -1,59	3 - 5	1 -5
С крепежными рамами	7	1,7	3 - 5	1 -5
Со станковой крепью	6-8	1,86 -1 59	3 - 5	1 -5

Разработка пологопадающих месторождений этой системой очень сходна с технологией отработки сплошными системами и отличается от последних регулярным возведением крепи. Очистной забой, имеющий сплошную форму, перемещается по простиранию, падению или восстанию.

В качестве крепи применяют крепежные рамы, костры, стойки, каменную кладку, бетонные столбы.

Станковую крепь применяют в сочетании с закладкой, так как в широких забоях станковая крепь без закладки неспособна выдерживать большое горное давление.

ЛЕКЦИЯ № 10

СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С УСИЛЕННОЙ РАСПОРНОЙ КРЕПЬЮ

Усиленной распорной крепью поддерживаются неустойчивая руда или неустойчивые боковые породы, или то и другое вместе. Усиленную распорную крепь применяют в крутопадающих залежах при мощности до 3-4 м, а в пологих и наклонных залежах - до 4-6 м, что определяется максимальной длиной распорок, практически приемлемой для транспортирования по шахте и установки в забое.

Варианты системы с усиленной распорной крепью наиболее существенно различаются в зависимости от того, применяются ли они в крутопадающих залежах или в пологих и наклонных залежах.

Вариант системы с усиленной распорной крепью для разработки крутопадающих залежей

Отбивают руду шпурами, доставляют самотеком по рештакам и рудоспускам, выкрепленным в очистном пространстве.

Этот вариант (рис. 1) отличается от потолкоуступной системы с простой распорной крепью тем, что крепь служит не только платформой для размещения рабочих, но и для подпора боков. Поэтому крепь усиливают дополнительными элементами, а при слабой руде поддерживают крепью и кровлю забоя. Распорки чаще устанавливаются горизонтально, что удобнее для последующих работ и становится возможным в связи с наличием дополнительных элементов крепи - подкосов и т. п.

При очень слабых боковых породах вместе с креплением применяют закладку.

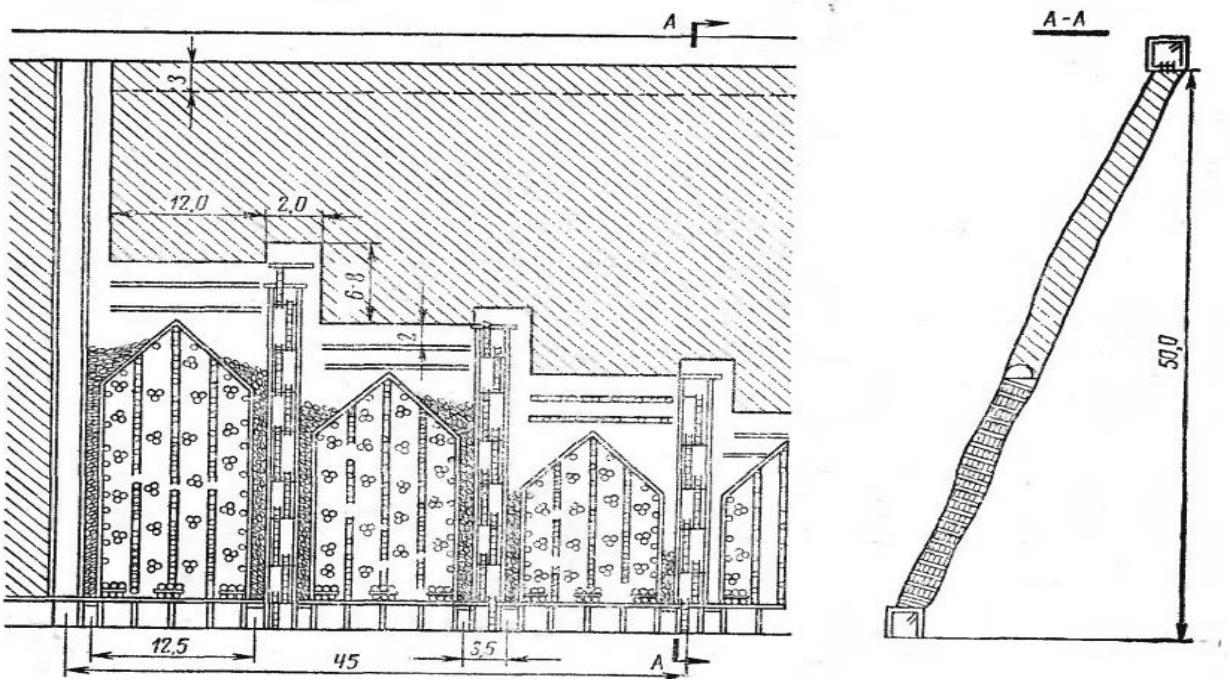


Рис. 1. Система с усиленной распорной крепью для разработки крутопадающих залежей

Вариант системы с усиленной распорной крепью для разработки пологих и наклонных залежей

В этом варианте (рис. 2) все работы производятся с подошвы залежи. Отбивают руду шпурами, доставляют механизированным способом, обычно скреперованием.

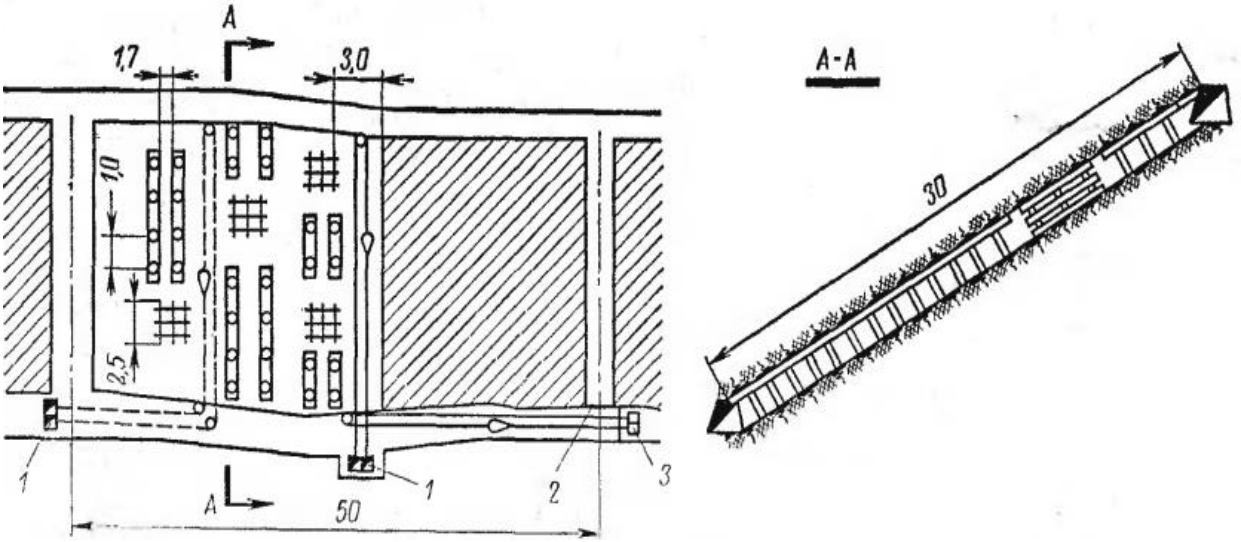


Рис. 2. Система с усиленной распорной крепью для разработки пологих и наклонных залежей

В пологих залежах усиленную распорную крепь применяют при средней устойчивости кровли, так как при прочной кровле можно использовать сплошную или камерно-столбовую систему, а при слабой кровле лучше применить столбовую систему разработки с креплением и последующим обрушением кровли, снижающим давление на крепь.

Устойчивость руды может быть любой.

В пологих залежах, как и всегда, разделяют шахтное поле на панели, в наклонных - на этажи; этаж или панель отрабатывают блоками.

Ширина панели (или наклонная высота этажа в наклонных залежах) составляет 40-60 м, тот же приблизительно размер имеет и длина блока (по длине панели или этажа).

Отрабатывают блок по простиранию или по восстанию. Выемка по простиранию дает возможность доставлять руду одинарным скреперованием (по падению), но при этом пункт погрузки вагонеток в откаточном штреке постоянно перемещается по мере продвижения забоя. Выемка по восстанию дает возможность иметь стационарный пункт погрузки вагонеток, но скреперование приходится вести двойное: сперва по простиранию вдоль забоя, а затем по падению к пункту погрузки вагонеток.

Крепь устанавливают в виде рам, а при значительной мощности залежи (порядка 3-6 м*)* применяют так называемые батареи, состоящие из группы стоек с подхватами (рис. 3).

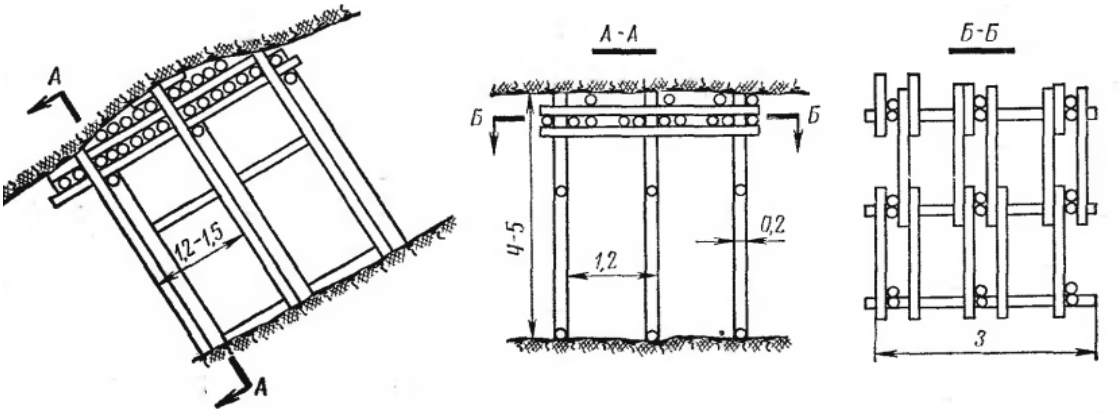


Рис. 3. Усиленная распорная крепь в пологой залежи мощностью 3-6 *м*

СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ СО СТАНКОВОЙ КРЕПЬЮ

Особенность этой системы (см. рис. 4) состоит в использовании станковой крепи. Высота этажа применяется сравнительно небольшая - 30-50 м.

Этаж разделяют на блоки, блоки отрабатывают слоями в восходящем или реже в нисходящем порядке в зависимости от условий, охарактеризованных выше.

В слоях вынимают руду небольшими секциями, равными по объему одному станку, и сразу вслед за выемкой устанавливают станок. В крепи отшивают досками вертикальные ходки и рудоспуски, устраивают рабочие полки. Вместе с креплением обязательно применяют закладку (за исключением отработки небольших рудных тел площадью до 50 *м*^{2} при высоте до 25 *м).* Высота незаложенного пространства никогда не должна превышать двух станков.

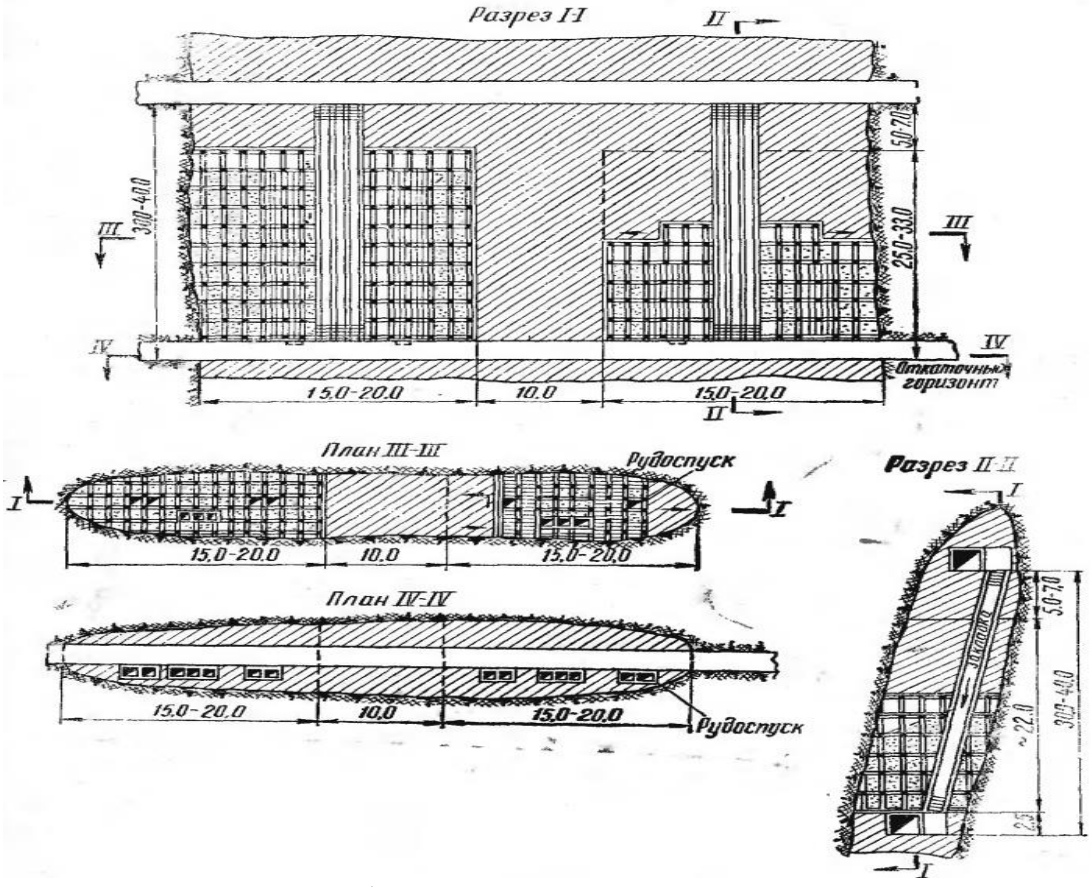


Рис. 4. Системы разработки с креплением станковой крепью

Станки используют стандартные, заготовляют их на дневной поверхности. Около висячего и лежачего боков устанавливают нестандартные элементы, которые точно подгоняют по месту и расклинивают. Это относится к числу самых сложных и ответственных операций, выполняемых наиболее квалифицированными крепильщиками.

Выемка со станковой крепью применяется не только как основной, но и как вспомогательный способ работ в других системах разработки, например для образования аккумулирующих траншей при слоевом обрушении, для выемки целиков и т.п.

Из всех применяемых видов крепи станковая крепь является наиболее совершенной в условиях мощных залежей: крепь получается устойчивой; наибольшее свободное пространство остается для работы людей и оборудования; выемку руды можно вести в любых направлениях. Однако, станковая крепь сложна по конструкции, требует специального крепезаделочного хозяйства и длительного освоения. Поэтому ее целесообразно применять лишь при больших масштабах работ. Но там, где эту крепь уже освоили, ее нередко продолжают применять даже и при других системах разработки, где с успехом могли бы служить более простые виды крепи.

Если же отрабатывают с креплением только отдельные блоки или небольшие залежи, то выгоднее применять крепежные рамы.

Варианты системы разработки со станковой крепью

Выемка производится длинными и короткими блоками или вертикальными прирезками. Эти варианты различаются между собой главным образом горизонтальными размерами блока, которые определяются допустимой площадью обнажения при данной устойчивости руды. Поэтому и выбор варианта зависит от устойчивости руды.

Выемку длинными блоками со станковой крепью применяют при более устойчивой руде. При разработке вкрест простирания блоки имеют длину, равную мощности залежи; ширина их составляет 8-12 м. Между блоками оставляют целики шириной также 8-12 м, погашаемые во вторую стадию. В менее мощных залежах, разрабатываемых по простиранию, длина блоков достигает 15-20 м (см. рис. 1).

Подготовку осуществляют этажным штреком, обычно полевым, откаточными ортами по осям блоков и целиков и восстающими, по одному на блок. Восстающие проходят посередине блоков или у одного из боков рудного тела.

Очистную выемку начинают с уровня кровли откаточных выработок. На почву первого, нижнего, слоя укладывают прочный настил, который должен поддерживать закладку при отработке нижележащего этажа. Далее отрабатывают блок в восходящем порядке горизонтальными слоями или реже потолкоуступным забоем, так как это менее удобно для механизации доставки руды и закладочного материала.

Закладка отстает на один слой от выемки руды, что дает возможность закладывать данный слой из вышележащего. Этим исключается необходимость закладки под самую кровлю, что было бы связано с повышенной трудоемкостью работ и не обеспечивало бы достаточно полной закладки. Поверх закладки устраивают настил, на который отбивают руду. После уборки руды настил разбирают.

Стенки очистного пространства напротив целиков обшивают досками со стороны блока (чтобы доски затем могли удерживать закладку).

Целики отрабатывают короткими блоками или вертикальными прирезками.

Выемку короткими блоками со станковой крепью применяют, если устойчивость руды недостаточна для предыдущего варианта.

Этаж разделяют на блоки размером в плане 4х6 или 4х8 станков. Длинная сторона блоков расположена вкрест простирания. Блоки в этаже вынимают от середины его к флангам и от лежачего бока к висячему (или, наоборот, от висячего к лежачему боку).

Блок отрабатывают горизонтальными слоями начиная с нижнего слоя. Если руда при этом может отваливаться крупными глыбами по трещинам, изменяют порядок выемки на нисходящий. Закладочные работы при этом становятся более трудоемкими, да и расход крепежного леса возрастает за счет устройства постоянных прочных настилов в каждом слое для поддержания закладки.

Выемка вертикальными прирезками со станковой крепью отличается наименьшим обнажением руды и применяется при слабой руде.

Этаж делят по простиранию на прирезки шириной в 1-3 станка в зависимости от устойчивости руды и отрабатывают их в направлении от середины к флангам рудного тела.

В прирезке вынимают руду горизонтальными слоями начиная с нижнего слоя или, реже, потолкоуступным забоем.

Опережение работ по соседним прирезкам должно быть не менее 4-6 станков.

Вариант системы разработки с крепежными рамами

Слои в блоке вынимают обычно заходками (короткими штрекообразными выработками), заходки крепят рамами всплошную или реже, в разбежку. После выемки руды заходку заполняют закладкой. В остальном эта система не отличается от системы со станковой крепью.

Система разработки с крепежными рамами относительно проста, но наиболее трудоемка. Применяется при относительно небольших объемах работ, ради которых не имеет смысла осваивать станковую крепь. Но при разработке слабых руд с креплением и твердеющей закладкой эта система является основной.

Станковая крепь – это горная крепь очистных выработок рудных шахт в виде объёмных прямоугольных деревянных конструкций (станков). Станки, образующие пространственную решётку, состоят из сопряжённых под прямым углом горизонтал ьных и вертикальных элементов бревен или брусьев толщиной 18 см и более, жёстко связанных между собой замками (рис.5). В случае повышенного горного давления станок усиливают дополнительными элементами: вспомогательными стойками, диагональными распорками, кострами и др. часто применяют в сочетании с заклад-кой.

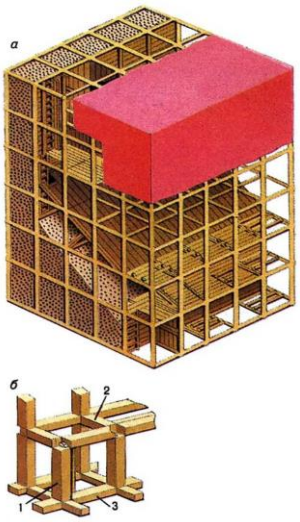


Рис. 5. Станковая крепь: *б - станок крепи;*
1 - стойка, 2 - верхняк, 3 - распорка.

ОСОБЕННОСТИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ И ПОСЛЕДУЮЩИМ ОБРУШЕНИЕМ

При этих системах (рис. 6) выработанное пространство регулярно закрепляют вслед за выемкой руды, но в отличие от систем с креплением по мере продвижения работ крепь разрушают (или извлекают, или передвигают), и выработанное пространство заполняется обрушенными вмещающими породами.

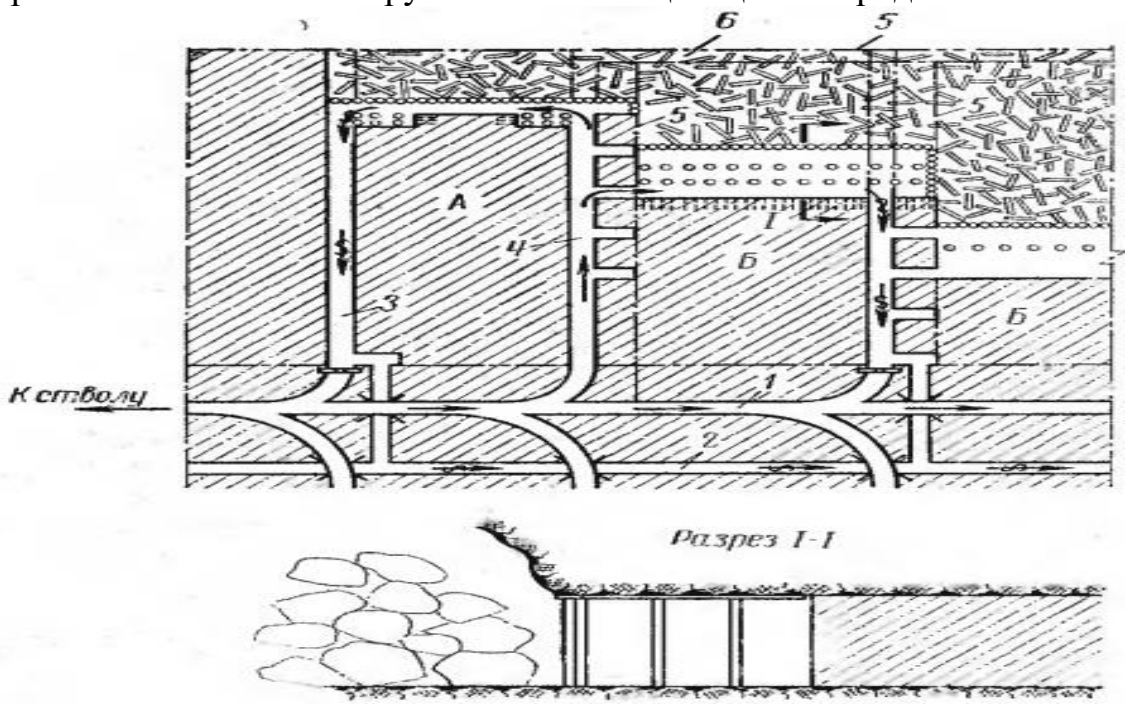


Рис. 6. Столбовая система разработки с обрушением: *1-основной штрек;*
2-основной вентиляционный штрек; 3-выемочные штреки; 4-вентиляционно-ходовые сбойки; 5-границы стволов; 6-разрезной штрек; —> - направление движения свежего воздуха; —> - направление движения загрязненного воздуха;
А -выемка заходками; Б - выемка лавами

Обрушением пород преследуется цель снизить давление на призабойную крепь и предотвратить возможность внезапных самообрушений больших масс пород, подработанных на обширных площадях.

В связи с креплением очистного пространства выемку руды ведут небольшими частями, поэтому отбойка руды шпуровая.

Применяются эти системы, очевидно, лишь в том случае, если можно обрушать дневную поверхность над месторождением.

В связи с обрушением пород этажи при крутом падении месторождения отрабатываются только в нисходящем порядке. Если блоки вынимаются по высоте послойно, то и слои отрабатываются подряд в нисходящем порядке.

Как и все системы с искусственным поддержанием очистного пространства, эти системы относятся к числу дорогих и трудоемких. Однако, в условиях мощных залежей они являются менее дорогими и трудоемкими, чем системы с креплением, которые, помимо крепления, требуют в этих условиях еще и закладки выработанного пространства.

Потери и разубоживание руды при правильном ведении работ сводятся к минимуму, так как извлекают отбитую руду под защитой крепи, а если блок погашают послойно, то рудная мелочь просыпается в нижележащие слои, вынимаемые позже.

Системы с креплением и последующим обрушением вмещающих пород применяют только для выемки ценных руд и лишь в тех случаях, когда по горнотехническим условиям эти руды не могут быть отработаны без больших потерь более производительными системами.

Если при отработке мощных залежей необходимо крепить очистное пространство, то системам с креплением и последующим обрушением вмещающих пород отдается предпочтение во всех тех случаях, в которых допускается обрушение дневной поверхности. И лишь в противном случае применяют системы с креплением, предусматривающие, помимо крепления, также и закладку выработанного пространства.

Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства хотя и имеют много общего с рассмотренными системами с закладкой и системами с креплением, все же отличаются от них тем, что в процессе разработки поддержание руды и вмещающих пород производится сначала крепью, а затем - с помощью закладки. Если в системах с закладкой крепь применяется лишь для временного поддержания призабойного пространства, то в системах с креплением и закладкой крепь возводится регулярно, и она навсегда остается в очистном пространстве. Системы разработки с креплением и закладкой применяются в месторождениях любой мощности с различными углами падения там, где требуется сохранить поверхность от обрушения. Несмотря на высокую себестоимость добычи, эти системы характеризуются незначительными потерями и разубоживанием руды и позволяют производить сортировку руды непосредственно в забое, что очень важно при разработке денных руд.

Так, как в последние годы системы этого класса применяются сравнительно редко, ограничимся рассмотрением только системы разработки горизонтальными слоями со станковой крепью и закладкой (рис. 7). Как следует из рисунка,

подготовительные работы сводятся к проходке откаточного штрека, центрального восстающего и боковых восстающих. Очистные работы начинаются у кровли откаточного штрека. Таким образом, выемка полезного ископаемого производится в направлении снизу вверх. Для крепления выработанного пространства применяют станковую крепь, ее используют и для крепления восстающих. Отбойку руды осуществляют горизонтальными шпурами. Руду отбивают на настил, уложенный непосредственно на крепь, а затем доставляют к рудоспускам. Закладочный материал подают через центральный восстающий. Из недостатков системы следует назвать большой расход крепежного материала, а также высокую трудоемкость работ

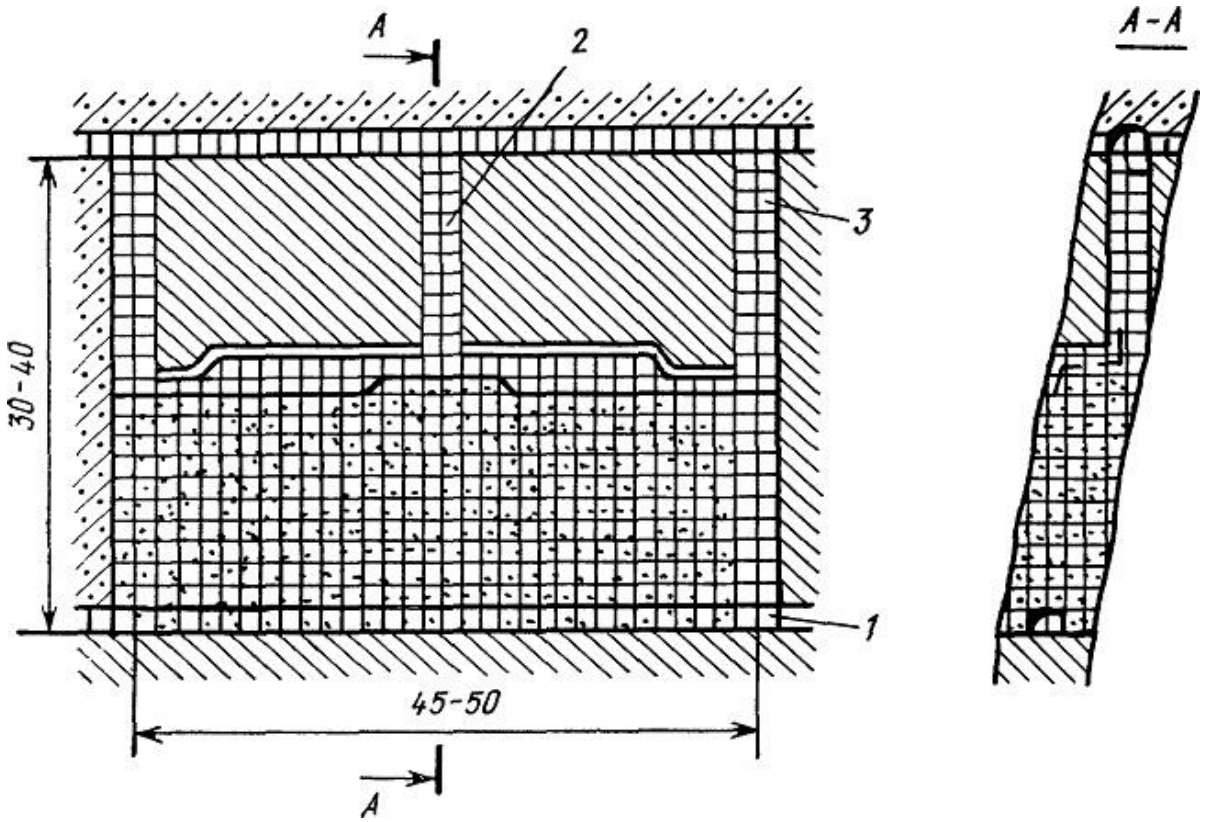


Рис. 7. Система разработки горизонтальными слоями со станковой крепью и закладкой

ЛЕКЦИЯ № 11

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

Системами с закладкой называют системы с заполнением выработанного пространства закладочным материалом вслед за продвиганием очистной выемки с временным сохранением свободным призабойного рабочего пространства.

Закладка служит как средство поддержания вмещающих пород, а при разработке крутопадающих месторождений используется и как рабочая площадка при очистной выемке.

Системы с закладкой находят широкое применение при разработке руд цветных, редких металлов и золота в неустойчивых вмещающих породах.

Распространение систем с закладкой в горнорудной практике объясняется возможностью наиболее полной отработки ценных руд в тяжелых горно-геологических условиях независимо от мощности, угла падения и глубины залегания, что особенно важно с переходом разработки на глубокие горизонты.

ХАРАКТЕРИСТИКА СИСТЕМ И УСЛОВИЯ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ

Отличительной особенностью систем разработки с закладкой является заполнение выработанного пространства закладочным материалом по мере подвигания очистной выемки. Операция закладки входит в цикл очистных работ уступа или слоя.

От систем разработки с закладкой следует отличать системы с последующей закладкой камер. Последующая закладка выработанного пространства применяется при системах разработки с открытым очистным пространством. Она служит для того, чтобы предотвратить сдвижение вмещающих пород после выемки блока, а иногда для создания благоприятных условий для выемки целиков. В последнем случае применяют твердеющую закладку, позволяющую до минимума сократить потери руды при выемке целиков.

Применение закладки выработанного пространства обеспечивает высокую полноту извлечения полезных ископаемых, безопасность работ в сложных горно-геологических условиях, исключает возможность самовозгорания руд, а при разработке глубоко залегающих месторождений является эффективным средством поддержания горных пород.

В настоящее время на рудниках цветной металлургии удельный вес подземной добычи руд системами с закладкой выработанного пространства составляет около 25 % и с каждым годом увеличивается. При применении самоходного оборудования, использовании дешевых закладочных материалов и освоении гидротранспорта их системы разработки с закладкой становятся наиболее эффективными.

Группы систем разработки с закладкой выработанного пространства отличаются друг от друга, направлением очистной выемки, способом получения закладочного материала и формой очистного забоя.

В зависимости от этих признаков различают:

1. Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой.

2. Системы разработки наклонными слоями с закладкой.

3. Потолкоуступные системы разработки тонких жил с раздельной выемкой и закладкой.

4. Нисходящие системы послойной разработки с закладкой.

5. Системы разработки со сплошной выемкой руды и закладкой.

Для систем с закладкой наиболее характерны следующие **условия применения**:

1. Небольшая мощность рудного тела - от нескольких сантиметров до 6 м. Это объясняется тем, что для закладки выработанного пространства небольшой ширины необходимое количество закладочного материала можно получить за счет проходки капитальных и подготовительных выработок, а также попутной подрывки боковых пород в очистном пространстве. Кроме того, для маломощных жил с неустойчивыми вмещающими породами систему с закладкой почти невозможно заменить какой-либо другой системой, тогда как мощные рудные тела в этих условиях можно разрабатывать системами с обрушением вмещающих пород, в частности слоевым обрушением. В мощных месторождениях системы с закладкой применяют в том случае, когда необходимо сохранить от сдвижения налегающие породы или земную поверхность.

2. Крутое падение рудных тел. Пологое падение затрудняет размещение в очистном пространстве закладочного материала, поэтому системы с закладкой в пологопадающих рудных телах применяют реже.

3. Устойчивые руды, так как в случае применения регулярной крепи система относится к классу систем с креплением и закладкой.

Как правило, неустойчивые вмещающие породы, так как крепкие руды при устойчивых вмещающих породах можно разрабатывать более производительными системами разработки с открытым очистным пространством и магазинированием. Однако устойчивость боковых пород не влияет на применение систем с закладкой; когда необходимость в них бывает связана с какими-либо обстоятельствами, например, необходимостью подрывки боков, наличием в рудном теле значительных включений или прослоев пустой породы, недопустимостью сдвижения вмещающих пород.

4. Высокая ценность руды вследствие значительной себестоимости добычи.

В отношении формы и постоянства элементов залегания рудного тела условия применения различных вариантов систем с закладкой неодинаковы. Некоторые из них, например системы разработки наклонными слоями, неприемлемы, если резко меняется мощность рудного тела, имеются тектонические нарушения, крупные включения и прослои пустой породы. Напротив, применение систем разработки горизонтальными слоями в таких условиях не вызывает затруднений.

Большинство вариантов систем с закладкой позволяет отделять отбитую вместе с рудой пустую породу и оставлять ее в очистном пространстве. Возможна раздельная отбойка руды и пустой породы, а также выдача из блока руды разных сортов. Эти достоинства систем с закладкой нередко играют решающую роль при выборе систем разработки.

ЗАКЛАДОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ, СПОСОБЫ ИХ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ

Закладочный материал должен удовлетворять ряду требований:

- быть дешевым и легко транспортабельным,
- не давать большой усадки,
- быть инертным в пожарном отношении.

Иногда к закладочному материалу предъявляются дополнительные требования. Например, когда предусматривается его перепуск с этажа на этаж по мере опускания выемки, закладка не должна слеживаться. Напротив, для отработки целиков между заложенными камерами закладочный материал должен уплотняться и обладать устойчивостью, для этой цели в него иногда добавляют цементирующие вещества. Если подача его ведется водой (гидравлическая закладка), то в закладочном материале не должно быть илистых частиц и после размещения он должен легко отдавать воду.

В качестве закладочных материалов применяют песок, дробленые горные породы, полученные в шахте или добытые на поверхности, породы от моек и сортировок, из отвалов на поверхности, хвосты обогатительных фабрик, котельные и металлургические шлаки.

В зависимости от способов транспортировки закладочных материалов в отработанное пространство камер и состояния закладки различают сухую самотечную, механическую, пневматическую, гидравлическую и твердеющую закладки.

Для самотечной сухой закладки рекомендуется дробленый материал в кусках смешанной крупности, песчанистый гравий, хвосты обогатительных фабрик, гранулированные шлаки. Добавка глины к такому закладочному материалу не должна превышать 15-20 %.

Для механической закладки используются породы от проходческих работ с крупностью кусков до 150-200 мм.

Для пневматической закладки используют дробленые малоабразивные породы крупностью от 5 до 60 мм с примесью глины до 10-15 %. Максимальные размеры отдельных кусков не должны быть более трети диаметра трубопровода.

Для гидравлической закладки наилучшие результаты дает использование крупнозернистых песков и обесшламленных хвостов обогатительных фабрик. Хорошими свойствами обладает закладочная шихта, состоящая из 60 % кварцевого песка и 40 % сланцевого щебня с крупностью кусков не более 20 мм. Общая усадка такого материала не превышает 69%.

В зависимости от материала закладки соотношение твердого к жидкому принимается: для песка от 1:0,75 до 1:1; для более крупного материала - от 1:1,5 до 1:2,5.

Увеличение крупности материала приводит к повышенным притокам воды в горные выработки и их заиливанию, а также к увеличению нагрузки на водоотливные установки.

Закладочный материал после размещения его в выработанном пространстве оседает.

Величина коэффициента усадки (%) колеблется в пределах:

при сухой самотечной закладке 20-25
при механической закладке 20-30
при пневматической закладке 10-15

при гидравлической закладке 5-10

Твердеющая закладка представляет собой смесь ряда компонентов - вяжущего заполнителя и воды. После укладки она затвердевает, образуя монолитный массив. В некоторых случаях для повышения пластичности и транспортабельности в ее состав вводят тонкомолотые инертные и слабоактивные добавки, так называемые микронаполнители, а также пластифицирующие добавки, обеспечивающие минимальные углы растекания смеси.

Твердеющая закладка применяется с целью отработки месторождений с минимальными потерями. Кроме того, она применяется при совместной открыто-подземной разработке месторождений, опережающей выемке ценных руд при сохранении более бедных для последующей повторной разработки, разработке месторождений на больших глубинах с повышенной опасностью горных ударов, отработке пожароопасных месторождений, а также месторождений, находящихся под охраняемыми объектами и водоемами.

Состав и стоимость твердеющей закладки зависят от наличия местных материалов необходимой прочности, принятой схемы ее приготовления и способа подачи закладочного материала в выработанное пространство (табл. 1).

Таблица 1.

Рудник	Вяжущие	Заполнители	Расход вяжущих, кг/м³	Водоцементное отношение	Прочность на сжатие, МПа	Площадь обнажения, м²		Себестоимость 1 м³ закладки, руб.
						вертикальная	горизонтальная	
«Текели»	Цемент $P_ц = 250$	Песчано-гравийная смесь	300	1,0	$P^*_{180} = 5—6$	1300	400	13,4
«Гайский»	Доменный гранулированный шлак с добавкой цемента	Песок	400	0,9	$P_{180} = 5—6$	2500	—	3,7
«Первомайский»	Доменный гранулированный шлак	Песок	400	0,9	$P_{180} = 9$	440	340	2,2
«Лениногорский»	Цемент $P_ц = 400$	Песок, хвосты, щебень	244	1,0	$P_{28} = 5—6$	—	—	12
«Алтын-Топканский»	Цемент $P_ц = 400$	Порода	160	0,7	$P_{60} = 3,6—6,2$	—	—	3—6
«Красногвардейский» (г. Красноуральск)	Цемент	Гранулированный шлак	40—120	—	$P_{180} = 4—6$	—	—	2,5—4,0
«Маяк»	Цемент	Песок, гравий, щебень, хвосты	350—400	1,1	$P_{180} = 5—13$	700	—	24—27
«Зыряновский»	Цемент $P_ц = 400$	Песчано-гравийная смесь	160	1,0	$P_{28} = 4—5$	270	32	13

* В индексе указан возраст закладки в сутках.

Из таблицы видно, что наиболее дешевая твердеющая закладка получается при использовании местных материалов и отходов производства для приготовления вяжущих вместо портландцемента.

Перспективным является применение упрочненной закладки. В качестве инертного заполнителя в этом случае используются породы от проходческих работ или перепущенные с верхних этажей из ранее заложенных камер. Закладку упрочняют методом инъекции цементным, цементно-шлаковым или другими

вяжущими растворами. Себестоимость 1 м^3 упрочненной закладки составляет 1,5-2,0 руб.

Прочность закладки изменяется с течением времени; сначала она возрастает, затем в течение длительного времени остается примерно постоянной.

ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ЗАКЛАДОЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ

В современной практике на горнодобывающих предприятиях оборудуются механизированные закладочные комплексы, позволяющие осуществлять добычу, дробление, хранение, транспортирование закладочных материалов и укладку их в выработанное пространство.

Сухие закладочные материалы в подземные выработки транспортируют по специальным породоспускам, а при большой глубине - по трубам, проложенными в шахтном стволе, или по скважинам. Трубы из марганцовистой стали имеют диаметр 400-600 мм и толщину стенок 8-10 мм. Износ стенок на 1 мм наступает после пропуска по трубам 25000 м^3 пород средней крепости. Под трубоспуском устраивают бункер вместимостью 25-30 м^3 с люковым затвором.

По горизонтальным выработкам закладочный материал транспортируют в вагонетках, конвейерами, а внутри блоков и камер самотеком, скреперами, реже конвейерами. Наиболее производительно перемещение закладочного материала по трубам с помощью сжатого воздуха или воды.

При механическом способе возведения закладки закладочный материал доставляется в выработанное пространство закладочной машиной или скрепером. Основные недостатки - сложная организация работ в забое, низкая плотность закладочного массива, громоздкость применяемого оборудования - ограничивают область применения этого способа.

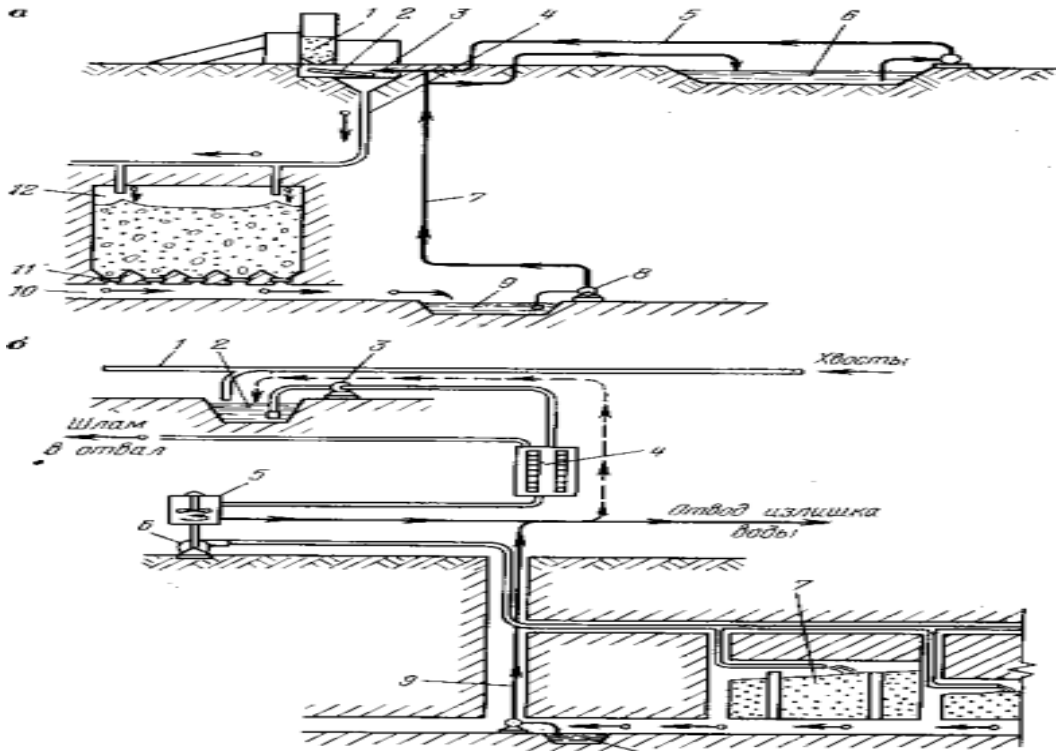


Рис. 1. Схемы гидрозакладочных комплексов

а - с использованием гравия, щебня и т.п. (смесительная установка на поверхности) *1- бункер; 2 - смесительный лоток; 3 - гидромонитор; 4 - закладочный трубопровод; 5 - трубопровод для подачи осветленной воды к гидромонитору; 6 - водоотстойник; 7 - водопровод; 8 - насос; 9 - водосборник; 10 - выработки с водоотводными канавками; 11 - фильтрующие перемычки; 12 - выработанное пространство;*

б - с использованием хвостов обогатительной фабрики: *1 - хвостопровод с обогатительной фабрики; 2 - зумпф; 3 - грязевый насос; 4 - классификатор; 5 – агитатор; 6 - песковой насос; 7 - гидрозакладка; 8 - водосборник; 9 - водопровод*

При гидравлическом транспорте смесительные устройства, из которых закладочный материал поступает в блок, располагают на поверхности (рис. 1,а) или в подземных выработках (рис. 1,б). Конструкции поверхностных установок зависят от гранулометрического состава поступающего материала. Из подземных просты по устройству смесительные установки для песчаного закладочного материала (рис. 2). Эти установки не требуют оборудования для дробления или размыва.

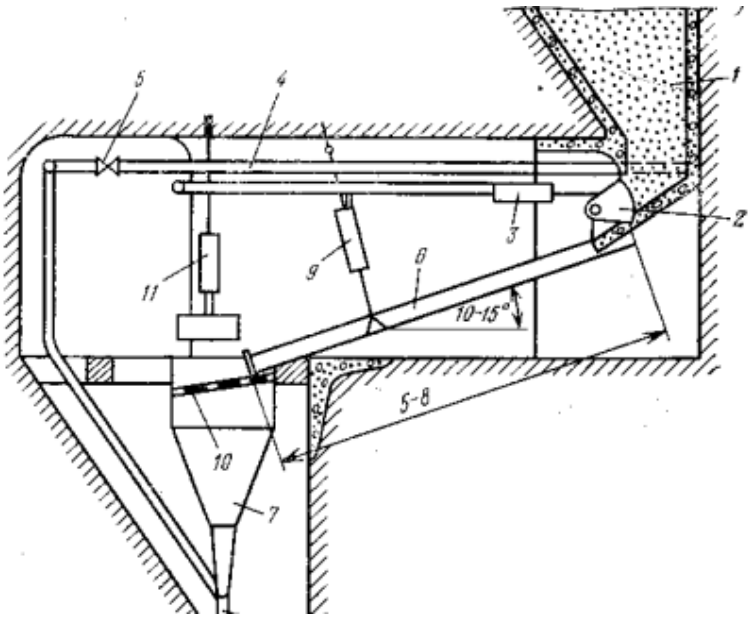


Рис. 2. Подземная смесительная установка

Измельченная порода с поверхности поступает в бункер 1 вместимостью несколько десятков кубометров, который перекрывается затвором 2, приводимым в действие от пневмоцилиндра 3. Вода по трубопроводу 4 при открывании вентиля 5 поступает в нижнюю часть бункера. При открытом затворе закладочная пульпа через лоток 6 и воронку 7 поступает в закладочный трубопровод 8. Консистенцию пульпы регулирует опера¬тор путем изменения количества подаваемой воды, высоты выпускного отверстия и наклона лотка. Подъем лотка осуществляется с помощью пневмоцилиндра 5. Не прошедшие через решетку 10 (с ячейками 65х65 мм; 90х90 мм) куски породы удаляются оператором в сторону с помощью механического скребка 11, установленного над решеткой.

Если в качестве закладочных материалов используют хвосты обогатительных фабрик, то их до подачи в смесительные устройства обесшламливают, т.е.

освобождают от тонкой илистой фракции, которая препятствует отдаче воды после размещения закладки в камере.

Хвосты обогатительных фабрик, содержащие небольшое количество шламов, а также природные крупнозернистые кварцевые пески используют для закладки без предварительной классификации и обесшламливания. Иногда ограничиваются простым обесшламливанием путем слива шламов с водой при перемешивании материала в баке.

Магистральные трубопроводы гидротранспорта собирают из стальных цельнотянутых труб длиной 5-6 м с толщиной стенки 9-12 мм.

На рудниках, применяющих для гидрозакладки гранулированный шлак, диаметр трубопровода 100-125 мм. Трубы соединяют вращающимися фланцами с резиновой прокладкой. Для удлинения срока службы магистральный трубопровод после пропуска 15-20 тыс. м^3 закладочного материала разворачивают на 1200. Применение труб, футерованных плавленым базальтом, удлиняет срок службы трубопровода примерно в два раза при работе на крупнокусковых материалах.

Разводящий трубопровод для облегчения сборки и разборки монтируют из труб длиной 2 м с толщиной стенки 3 мм с помощью быстроразъемных соединений.

Для транспортирования закладочных материалов по трубам сжатым воздухом применяют пневматические закладочные машины, позволяющие производить загрузку породы и трубопровод, находящийся под давлением сжатого воздуха. Они подразделяются на два вида: камерные, действующие периодически и барабанные, работающие непрерывно. Закладочные машины располагают на поверхности или вблизи от неё; в подготовительных выработках на небольшом расстоянии от очистных работ; в закладываемом очистном пространстве. В последнем случае машины служат только для выбрасывания материала.

В практике применяют пневматические закладочные машины камерного (ПЗМ-1; ДЗМ-2) и барабанного - (ПЗБ) типа, позволяющие транспортировать породу на расстояние до нескольких сот метров (рис. 3).

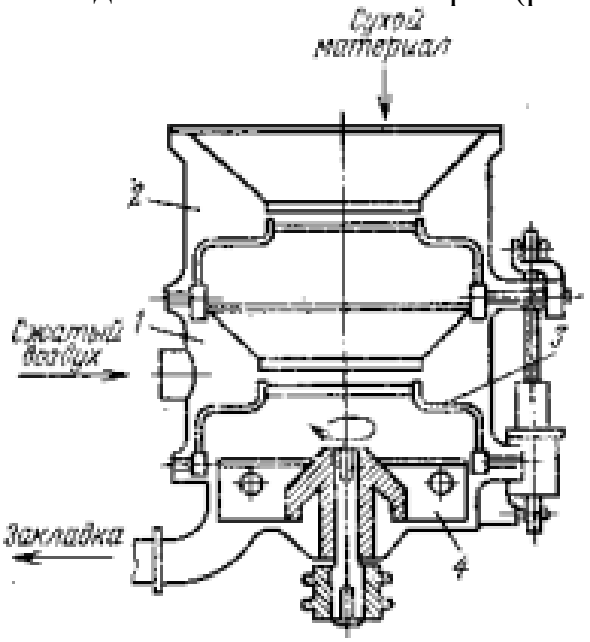


Рис. 3. Схема двухкамерной закладочной машины ДЗМ-2:
1,2 – камеры; 3 – затворы секторного типа; 4 – ячейковое колесо

Техническая характеристика машины ДЗМ-2

Производительность, $м^3/ч$	120
Дальность транспортирования материала по трубам, м	до 1500
Давление воздуха в закладочном трубопроводе, МПа	0,43
Давление воздуха, поступающего в машину, МПа	0,55
Средний расход воздуха на 1 $м^3$ закладоч. материала, м	100-110
Диаметр закладочного трубопровода, мм	175, 200

При пневматическом транспорте материал по трубам движется со скоростью 30-40 м/с и более. Абразивный закладочный материал в сочетании с большой скоростью вызывает быстрый износ трубопровода, особенно в местах закруглений, поэтому его арматура должна иметь максимальную износоустойчивость и небольшую массу, обеспечивать быструю замену изношенных деталей.

Магистральный трубопровод собирают из стальных труб длиной 5-6 м с толщиной стенки 8-10 мм. Забойный трубопровод для облегчения сборки и разборки собирают из коротких двухметровых труб с толщиной стенки 3-4 мм.

Необходимость мощной компрессорной установки, повышенные требования к качеству закладочного материала, быстрый износ трубопровода и сильное пылеобразование являются основными недостатками пневматической закладки, поэтому она редко применяется при разработке рудных месторождений.

Бетонную или другую твердеющую закладку в большинстве случаев транспортируют к закладываемым блокам от смесительных установок, расположенных на поверхности или на промежуточном горизонте под землей, по трубам. Перемещение закладочного материала происходит за счет давления, создаваемого силой тяжести самого бетона, находящегося в вертикальных трубопроводах. Такой способ перемещения твердеющей закладки называется самотечным.

Дальность перемещения смеси по горизонтали в 3-5 раз превышает высоту вертикального столба смеси. Скорость транспортирования не менее 0,3-0,7 м/с для предупреждения расслаивания смеси в трубах и не более 4 м/с для уменьшения износа труб.

При транспортировке твердеющей закладки самотечным способом используют толстостенные стальные трубы диаметром 150-200 мм.

На рис. 4 показана схема закладочного комплекса на подземном руднике для приготовления и подачи в отработанные камеры твердеющей закладки. Технологический процесс заключается в приготовлении вяжущего, инертных заполнителей и подаче этих материалов в определенных дозах в смеситель для смешивания их с водой. Одновременно с этим шнековым питателем в смеситель подаются активизирующие добавки (7-10% цемента от массы вяжущего).

Приготовленная смесь через питатель и приемные воронки по трубопроводу в закладочном стволе подается в отработанные камеры.

В тех случаях, когда твердеющие материалы необходимо подать на расстояние, превышающее длину самотечного участка, применяют самоточно-пневматический трубопроводный транспорт. Применение такого способа транспортировки позволяет перемещать твердеющую закладку на расстояние до 1500 м.

После окончания транспортирования материалов ставы труб промывают или продувают сжатым воздухом.

ТЕХНОЛОГИЯ ЗАКЛАДКИ

Гидравлическую закладку чаще применяют при разработке рудных месторождений горизонтальными слоями с закладкой.

Подготовка выработанного пространства блока для закладки сводится к возведению перемычек и отшивок для удержания закладочного массива, к устройству дренажных каналов для стока воды и тонких шламов.

Для предотвращения выноса мелочи на подошве первого закладываемого слоя укладывают плотный настил. Наружные стенки восстающих и рудоспусков обшивают тесом. Все неплотности и щели законопачивают сеном или паклей.

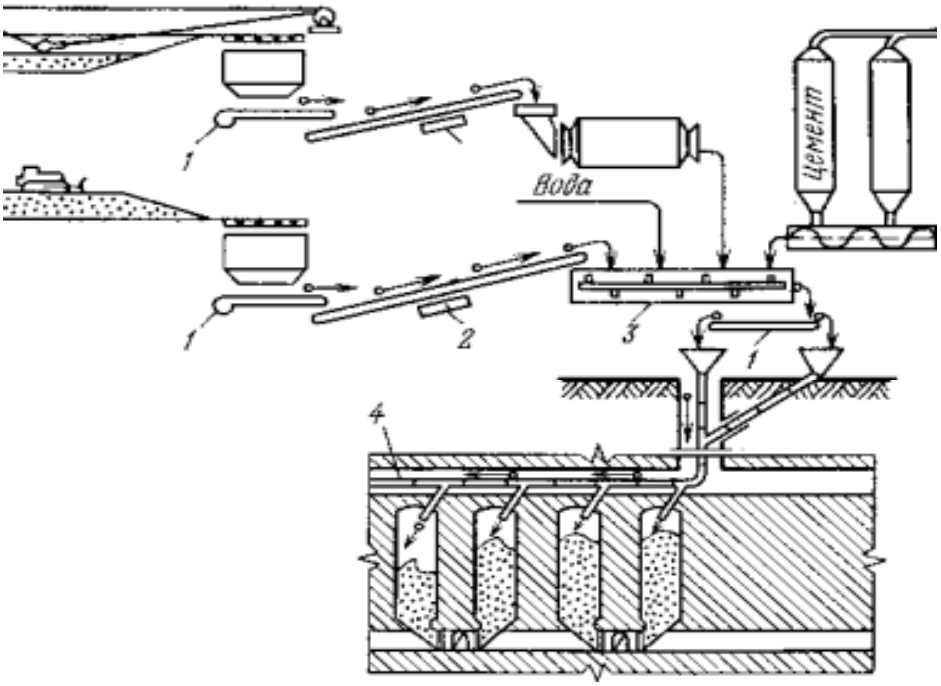


Рис. 4. Схема закладочного комплекса: *1- питатель; 2 - автоматические весы; 3 – смеситель; 4 – закладочный трубопровод*

Закладочный трубопровод прокладывают на полную длину блока (камеры), а затем по мере возведения закладочного массива укорачивают.

Если закладочный материал плохо отдает воду, то в месте стока гидросмеси (обычно на одном из флангов закладываемого блока) собирается вода со взвешенными в ней частицами глинистого материала, образуя «прудок». Эту воду необходимо удалять, для чего в закладочном массиве по всей его высоте, там, где образуется «прудок», прокладывают дренажные трубы (рис. 5), обычно деревянные с отверстиями в стенках, обтянутые сверху мешковиной. Вынос мелочи и ила в зависимости от качества закладочного материала составляет 2-5 % от общей массы закладочного материала.

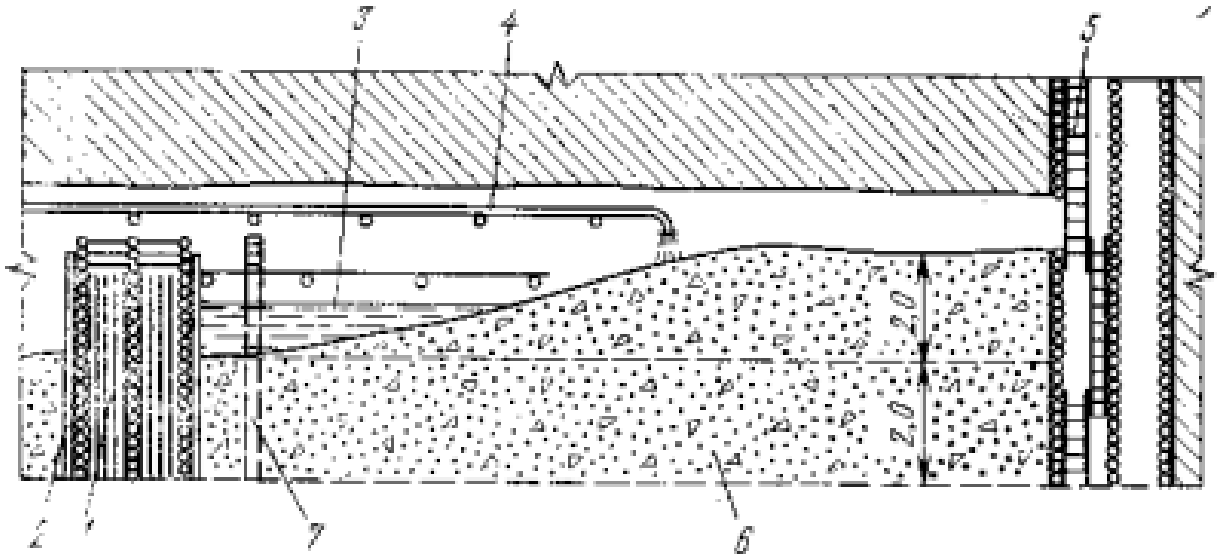


Рис. 5. Схема гидрозакладки горизонтального слоя и дренажа воды из «прудка»:
1 - рудоспуск; 2 - обшивка рудоспуска; 3 - «прудок» воды; 4 - пульпопровод;
5 - восстающий; 6 - закладочный массив; 7 - деревянная дренажная труба

Процесс возведения закладочного массива начинается после сообщения о готовности забоя к приему закладочного материала. Оператор открывает вентиль основного става водоподающего трубопровода и в течение 3-4 мин промывает рабочий трубопровод. После этого в смесительную установку подают закладочный материал и воду. Образовавшаяся гидросмесь начинает поступать через лоток на решетку смесительной воронки. Оператор доводит плотность гидросмеси до требуемой и одновременно наблюдает за решеткой смесительной воронки, устраняя скопление материала и удаляя крупные куски породы.

Вода вместе с мелкими фракциями закладочного материала, фильтруясь через закладочный массив, поступает на откаточный горизонт в водоотливную канаву, по которой вместе с шахтной водой стекает в водосборник.

По сравнению с сухой закладкой гидравлическая позволяет значительно увеличить производительность труда, обеспечить полную механизацию, хорошую плотность закладочного массива и снизить себестоимость 1 т добычи.

Существенными **недостатками** гидравлической закладки являются высокие капитальные затраты и заиливание горных выработок.

В процессе гидравлической закладки наиболее трудоемкой операцией является подготовка к приему закладочного материала (в себестоимости закладки эта операция составляет 47-64 %). Поэтому заслуживает внимания способ использования для закладки всей массы хвостов обогатительных фабрик без их обесшламливания с поглощением воды компонентами, входящими в состав закладочного материала.

Такой способ закладки в последние годы все более широко применяется на золотодобывающих предприятиях.

Возведение закладочного массива при использовании твердеющих смесей включает в себя следующие операции:

1. Изоляцию закладываемых камер от примыкающих горных выработок.
2. Монтаж закладочных трубопроводов.
3. Укладку твердеющего материала в массив.

Подвижные закладочные смеси, транспортируемые с поверхности по трубопроводам, подают в выработанное пространство непосредственно без трубопровода через закладочные выработки и скважины. При разработке крутопадающих рудных тел заполнение камер не представляет затруднений и закладочная смесь полностью заполняет выработанное пространство.

При отработке пологопадающих и горизонтальных залежей закладка камер усложняется, так как в этом случае существенное значение приобретает дозакладка пологих участков. Наиболее эффективным в этом отношении является вариант подачи закладочной смеси через специальные скважины, из которых одна является подающей, другая воздухоотводящей. Диаметр скважин составляет 150-300 мм.

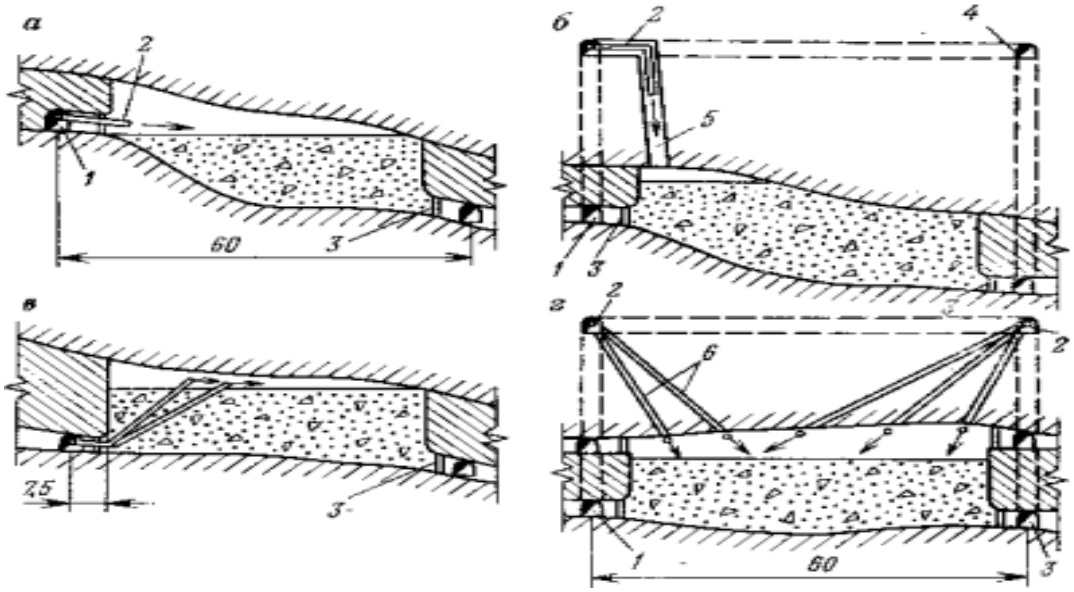


Рис. 6. Схемы подачи твердеющей закладки при выемке пологопадающих рудных тел: а, в - по трубопроводам; б - по закладочному восстающему; г - по скважинам: *1 - панельные штреки; 2 - закладочный трубопровод; 3 - изолирующие перемычки; 4 - вентиляционно-закладочные штреки; 5 - вспомогательные закладочные выработки; 6 – скважины*

В зависимости от горнотехнических условий применяют и другие схемы подачи закладки в выработанные камеры (рис. 6). Контроль за полнотой заполнения камер твердеющими смесями осуществляется визуальными наблюдениями, с помощью контрольных скважин и специальных горных выработок. Наиболее эффективным способом контроля является дистанционный контроль за положением закладки с помощью уровнемеров.

Оценка систем разработки с закладкой

Закладка подземных выработок является одним из важнейших технологических процессов при разработке рудных месторождений на больших глубинах. Объемы применения систем разработки с закладкой в современном исполнении в мировой практике постоянно возрастают, хотя эти геотехнологии характеризуются более высокими затратами на тонну добытой руды, чем системы разработки других классов.

Высокие затраты в условиях этих геотехнологий компенсируются следующими преимуществами перед другими способами разработки.

1. Эффективность управления горно-механическими процессами, создание безопасных условий труда, в том числе в массивах, склонных к горным ударам. Системы с закладкой способны хорошо адаптироваться к сложным геомеханическим условиям разработок.

Поддержание подработанного массива закладкой постоянно развивается. Выполненные замеры в искусственном массиве показали, что закладочный массив находится в условиях неполного сжатия, его действие ограничивают деформации и резкие разрушения окружающего массива, обеспечивая релаксацию напряжений в нем.

2. Высокие показатели полноты и качества извлечения запасов. Учитывая невозобновляемость и истощимость месторождений минерального сырья, особенно рудных ископаемых, значимость этого преимущества постоянно возрастает. Как видно, уровень потерь руды по основным вариантам систем разработки колеблется в пределах 1-2%. Лишь при сплошной камерной выемке этот показатель возрастает до 4-5%. Разубоживание руды, при весьма сложных контактных условиях руда - порода, изменяется по вариантам от 8 до 13%. Столь высокие показатели извлечения по сравнению с другими геотехнологиями, имеют особенно важное значение при отработке ценных и весьма ценных руд. Важным достоинством слоевых систем разработки является возможность выделить и оставить в недрах значительную часть породных включений.

3. Удовлетворительные затратные показатели по системе разработки и интенсивность очистной выемки. С освоением на рудниках гидравлической доставки литых твердеющих смесей в выработанное пространство резко повысились технико-экономические показатели этого класса систем разработки. Область их применения распространилась на отработку месторождений сравнительно небогатых руд.

Трудоемкость по вариантам выемки с закладкой находится в пределах 23-40 чел.-смен/1000т. На некоторых рудниках, разрабатывающих весьма мощные залежи железных руд одностадийной системой этажного обрушения, этот показатель составляет 39-57 чел.-смен./1000 т.

4. Охрана земной поверхности, сооружений, природных и социальных объектов от вредного влияния подземных горных работ. Закладка выработанного пространства предотвращает опасные сдвижения и нарушения земной поверхности. Заполнение отработанного пространства твердеющими или гидравлическими смесями позволяет исключить опасные деформации земной коры при отработке рудных тел под водоносными, промышленными и гражданскими объектами, парковыми зонами и т.д.

5. Возможность утилизировать отходы горно-обогатительного производства. Для приготовления закладочных смесей широко используются «хвосты» обогатительных фабрик, отвальные породы от вскрышных и проходческих работ, гранулированные шлаки металлургического производства, золы ТЭЦ и т.д. Применение систем разработки с закладкой позволяет создавать безотходную геотехнологию подземной добычи руд, отказаться от размещения отвалов и хвостохранилищ на земной поверхности.

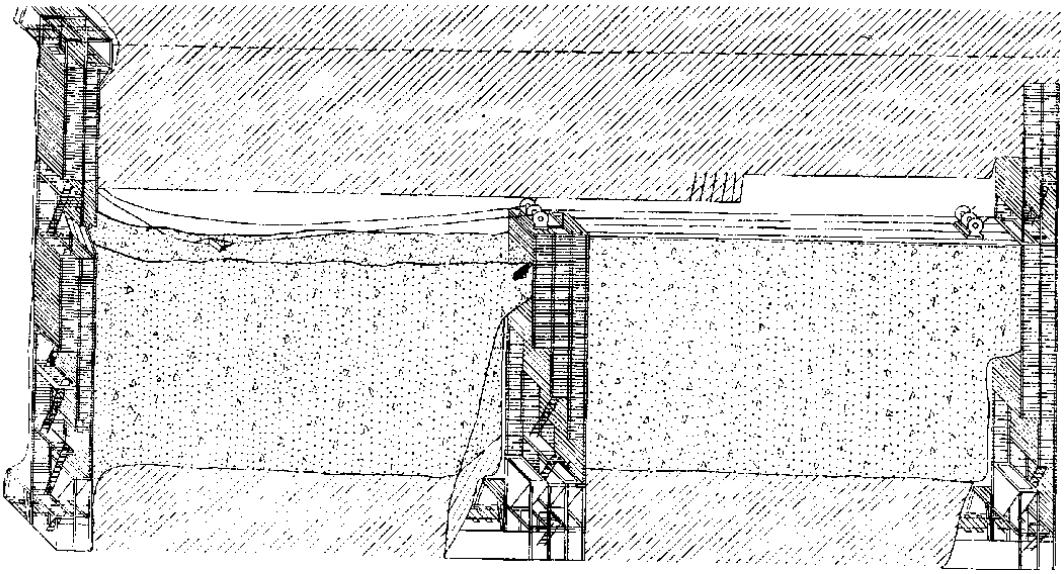


Рис. 7. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой слоя

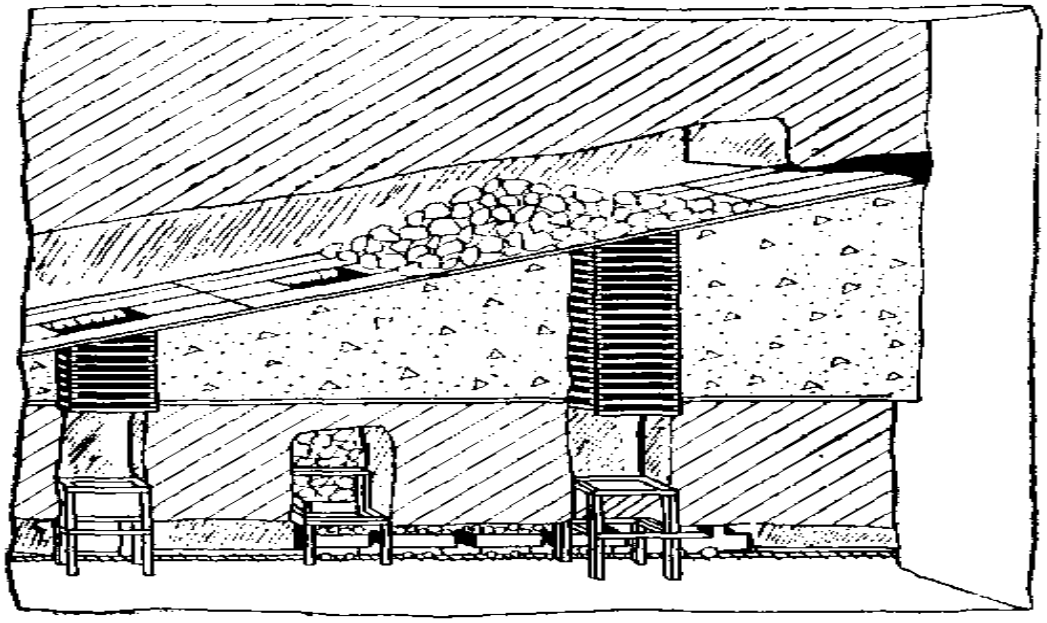


Рис. 8. Система разработки наклонными слоями с закладкой

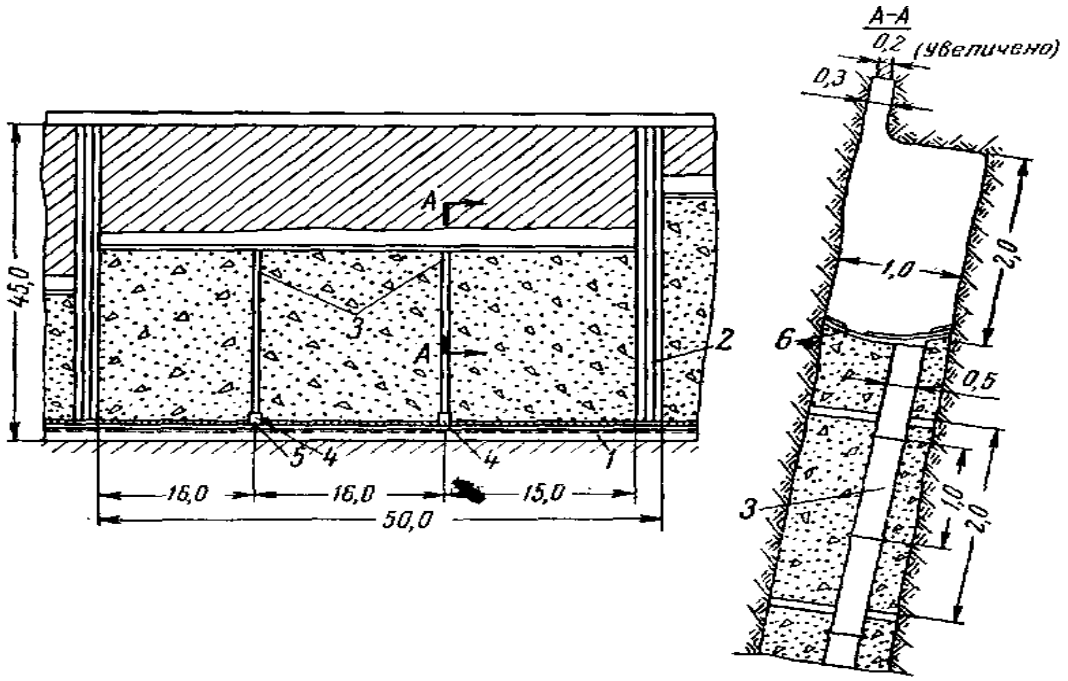


Рис. 9. Система разработки с раздельной выемкой и закладкой подрываемыми породами: *1 - откаточный штрек; 2 - блоковый восстающий; 3 - трубы для перепуска руды; 4 - бункер; 5 - люки; 6 - настил*

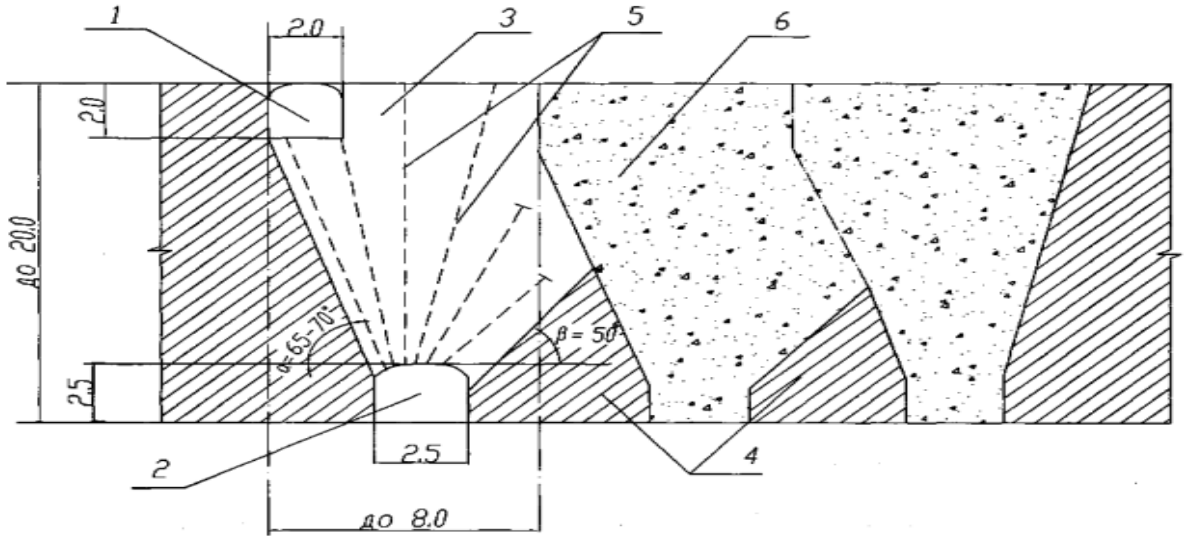


Рис. 10. Сплошная камерная система разработки:
1 - вентиляционный штрек; 2 - траншейно-буровой штрек;3 - камеры;
4 - рудные откосы; 5 - взрывные скважины; 6 - твердеющая закладка

ЛЕКЦИЯ № 12

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ СЛОЯМИ С ЗАКЛАДКОЙ

Для применения систем этой группы наиболее характерны:

- тонкие и средней мощности крутопадающие рудные тела с рудой от средней крепости до крепкой, неустойчивые боковые породы, непостоянные элементы залегания, наличие тектонических нарушений;

- ценная руда с включениями пустой породы, которые необходимо отбирать и оставлять в очистном пространстве. От указанных условий возможны различные отклонения. Так, например, боковые породы могут быть крепкими и устойчивыми, элементы залегания выдержанными, а руда может не содержать включений пустой породы.

В этих случаях сохранение поверхности от сдвижения и сокращение потерь полезного ископаемого определяют область применения этих систем. В зависимости от направления очистной выемки можно выделить два варианта системы разработки горизонтальными слоями с закладкой: по простиранию рудной залежи и вкрест простирания.

Длина блоков 30-60 м, в отдельных случаях 100-120 м. Высота этажа от 35-40 до 50-60 м. При отработке залежей вкрест простирания размеры камер и междукамерных целиков по ширине могут быть одинаковыми и составлять 5-10 м.

Подготовительные работы в блоке заключаются в проведении рудного откаточного штрека, а при большой мощности - двух рудных штреков и соединяющих их ортов. На фланге блока или в центре его проходится восстающий (рис. 1).

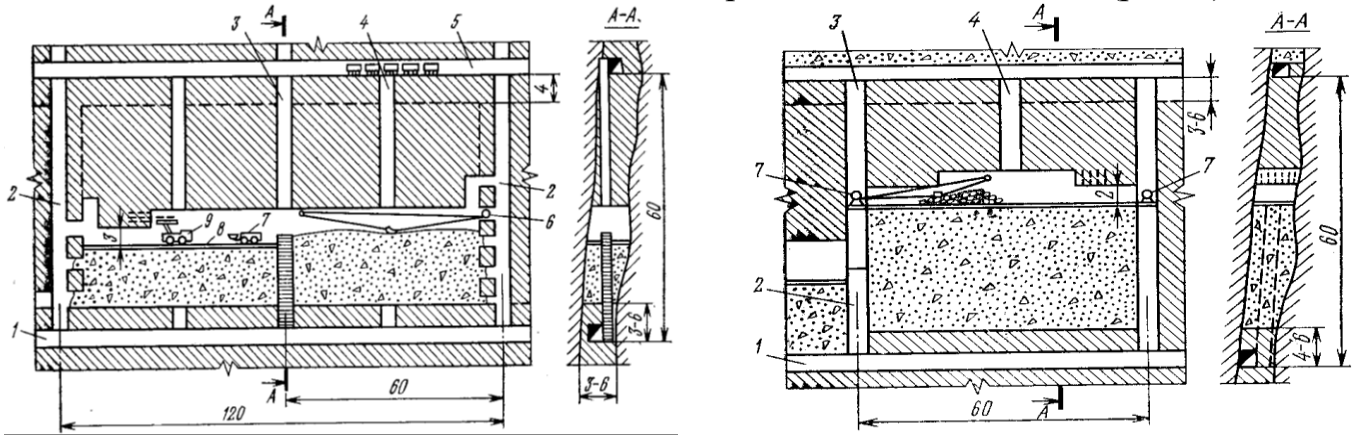


Рис. 1. Варианты системы разработки горизонтальными слоями с сухой закладкой: *а - с доставкой руды самоходными машинами; б - с доставкой руды скрепером; 1 - откаточный штрек; 2 - блоковый восстающий; 3 - вентиляционный восстающий; 4 - закладочный восстающий; 5 - вентиляционно-закладочный штрек; 6 - скреперная установка; 7 - ПДМ; 8 - бетонный настил; 9 - самоходная буровая установка*

Очистные работы начинаются с уровня кровли откаточного штрека или над ним оставляют небольшой надштрековый целик толщиной 3-4 м. Выемку руды в блоке

ведут слоями высокой 2-3 м. Увеличение высоты слоев повышает производительность труда рабочих, но снижает безопасность работ

Отбойка - мелкошпуровая горизонтальными или вертикальными шпурами, транспортирование руды до рудоспусков - механизированное: скреперными лебедками или погрузочно-доставочными машинами. После отработки первого слоя на крепь штрека или целик укладывается прочный настил и в местах, намеченных для образования рудоспусков, сооружают люки. Вслед за отработкой второго слоя выработанное пространство первого слоя заполняют закладочным материалом, а над люками предварительно возводят рудоспуски, закрепляя их деревом, бетоном, стальными трубами большого диаметра (500-1200 мм) или железобетонными кольцами. Отработанный блок отшивается по вертикали на всю мощность с целью предотвращения разубоживания руды.

Во избежание потерь рудной мелочи поверхность закладки покрывают прочным деревянным или металлическим настилом. В случаях отработки особо ценных руд, настил может быть выполнен из старых конвейерных лент. Иногда настил покрывают брезентом. Наиболее эффективным средством борьбы с потерями и разубоживанием при системах горизонтальных слоев с закладкой является упрочнение закладочного массива или поверхности его слоев, т.е. применение бетонных настилов толщиной 15-20 см. Применение таких настилов позволяет устранить проникновение рудной мелочи в закладку; улучшить проветривание блока, увеличить устойчивость закладочного массива и использовать самоходное оборудование для бурения и доставки руды.

Для этого поверхность закладки разравнивают и торкретируют ее жидким раствором быстросхватывающего бетона (рис. 2).

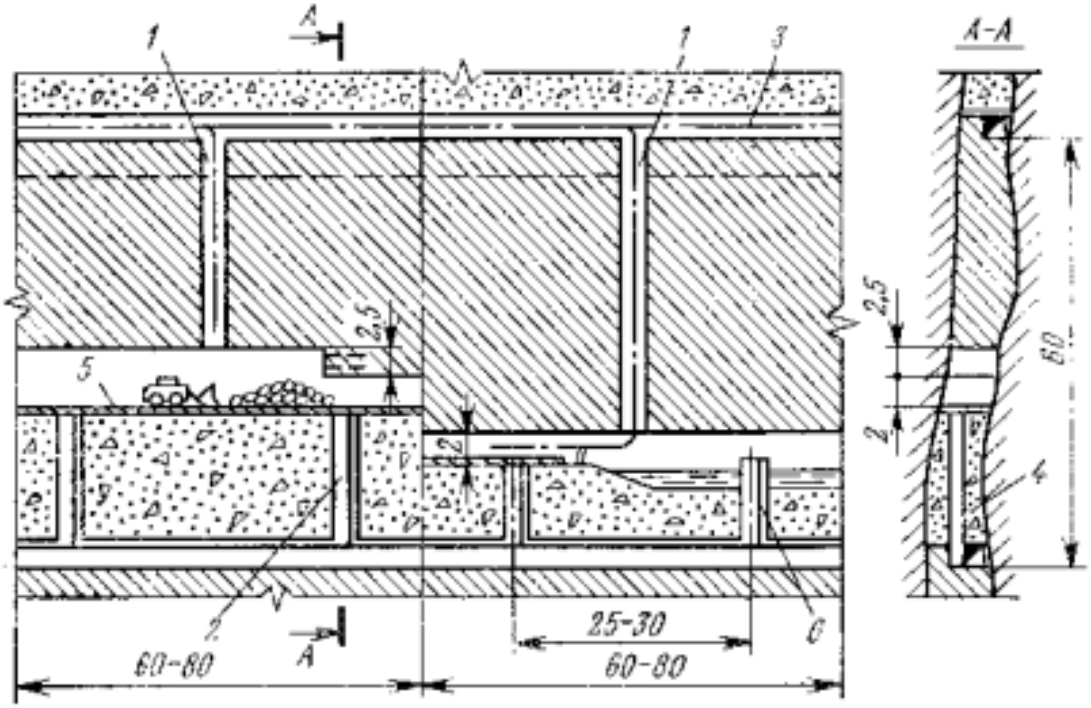


Рис. 2. Система разработки горизонтальными слоями с гидрозакладкой и бетонным настилом: *1 - блоковые восстающие; 2 - рудоспуски и ходовые восстающие в два отделения; 3 - пульпопровод; 4 - гидрозакладка; 5 - бетонный настил; 6 - дренажная труба*

Для улучшения организации работ выемочный блок длиной 100-120 м делят на два полублока, работы в которых чередуют. В одном полублоке ведут отбойку руды и транспортирование ее до рудоспуска скреперными установками или малогабаритными погрузочно-доставочными машинами. В другом полублоке наращивают рудоспуски, производят их изоляцию, укладывают закладку и бетонное покрытие. Твердеющая смесь для бетонного настила подается в блок по обычным закладочным трубопроводам. Время твердения настила - около двух суток.

Системы разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой применяют для отработки мощных крутопадающих и горизонтально залегающих месторождений, представленных ценной рудой высокой устойчивости. При этом широко используют самоходное оборудование, которое применяется как для подготовки блоков, так и в процессе очистной выемки (рис. 3).

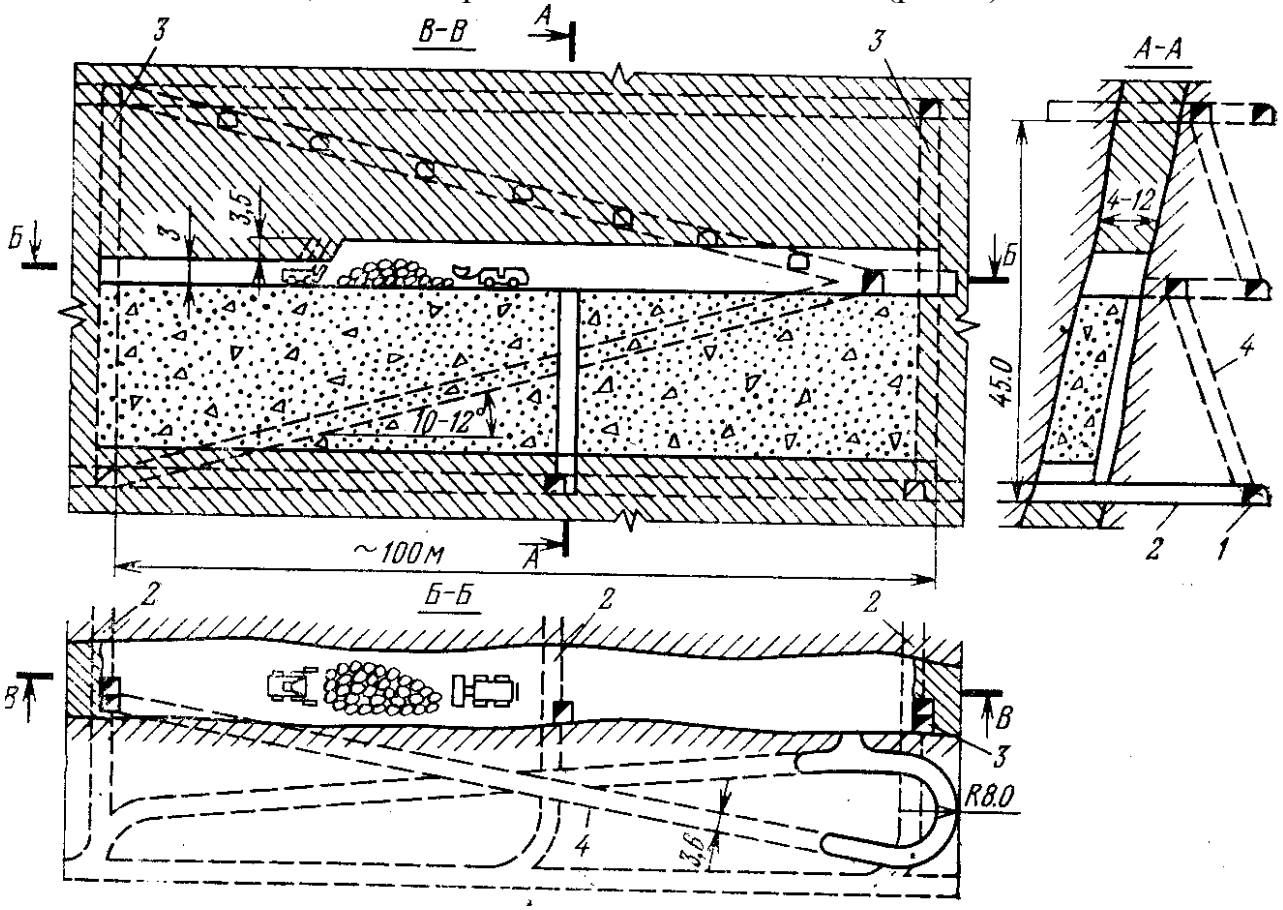


Рис. 3. Система разработки горизонтальными слоями по простиранию с твердеющей закладкой

Подготовка осуществляется транспортным штреком 1, ортами-заездами 2, фланговыми вентиляционно-ходовыми и закладочными восстающими 3 и наклонным петлевым съездом 4, проведенным по диагонали блока в лежачем боку залежи под углом 10-12°. Использование наклонного съезда позволяет механизировать все основные и вспомогательные работы в блоке, осуществлять обслуживание и ремонт самоходных машин

Выемку ведут горизонтальными слоями высотой 4,5 м от центра к флангам блока, начиная ее от сбойки слоя с наклонным съездом. При отбойке руды

восходящими шпурами высота призабойного пространства составляет 3 м; при отбойке горизонтальными шпурами она может быть уменьшена до 2-2,5 м. На очистных работах используются дизельные пневмоколесные самоходные буровые установки на 2-3 перфоратора, мощные погрузочно-доставочные машины с ковшом вместимостью 2-4 $м^3$ и производительностью 500-600 т/смену, машины для заряжания шпуров, осмотра и крепления кровли и другие.

Использование комплексов самоходных машин позволяет обеспечить высокую интенсивность очистной выемки. Так, при ширине камеры 8-12 м и высоте отрабатываемого слоя 3,5-4,5 м суточное подвигание очистного забоя достигает до 3,5 м. Производительность труда рабочих забойной группы составляет 70-80 т/смену. Применение упрочненной или твердеющей закладки, мощного самоходного оборудования обеспечивает резкое повышение производительности, но требует увеличения затрат на закладку. Поэтому системы оправдывают себя только при разработке ценных руд.

Производительность блока при использовании самоходного оборудования от 1500 до 6500 т/мес. Расход крепежных материалов 0,01-0,02 $м^3/м^3$. Величина потерь при наиболее благоприятных условиях эксплуатации от 0,5 до 1,5%. Разубоживание при правильном ведении работ не превышает 3%.

Объем подготовительно-нарезных работ в зависимости от параметров блока составляет от 12-15 до 25 $м^3$/1000 т.

Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой и расположением камер вкрест простирания в практике применяют редко. При этой системе руда должна быть устойчивой, так как рабочие находятся в незакрепленном очистном забое. Вмещающие породы обнажают на высоту от 3 до 5 м, т.е. устойчивость вмещающих пород должна позволять иметь обнажение в указанных пределах. В некоторых случаях можно прибегнуть к креплению вмещающих пород штанговой крепью. Однако, такая мера целесообразна как исключение.

Руда богата и требуется вести разработку с минимальными потерями.

При **подготовительных работах** (рис. 4) по рудному телу проходят откаточный штрек 1 и блоковые восстающие 2. Если применяют сухую закладку, то эти восстающие имеют по три отделения, два из которых служат для подачи закладки, а третье, центральное, является ходовым. Если применяют гидравлическую закладку, можно ограничиться двумя отделениями: одно будет ходовым, а другое служить для вентиляции и прокладки закладочного трубопровода. В центре блока по мере продвижения работ возводят еще один восстающий 3, имеющий три отделения. Два крайних отделения являются рудоспусками, и к ним руду доставляют с одного и другого флангов блока. Центральное отделение - ходовое и вентиляционное. Восстающие крепят сплошной венцовой деревянной крепью.

Иногда рудоспуски в закладке создают креплением их металлическими трубами. Наиболее распространена деревянная крепь.

Откаточный штрек крепят либо деревянной крепью (неполными крепежными рамами), либо металлической крепью из специального профиля с затяжкой боков и кровли бетонными пластинами.

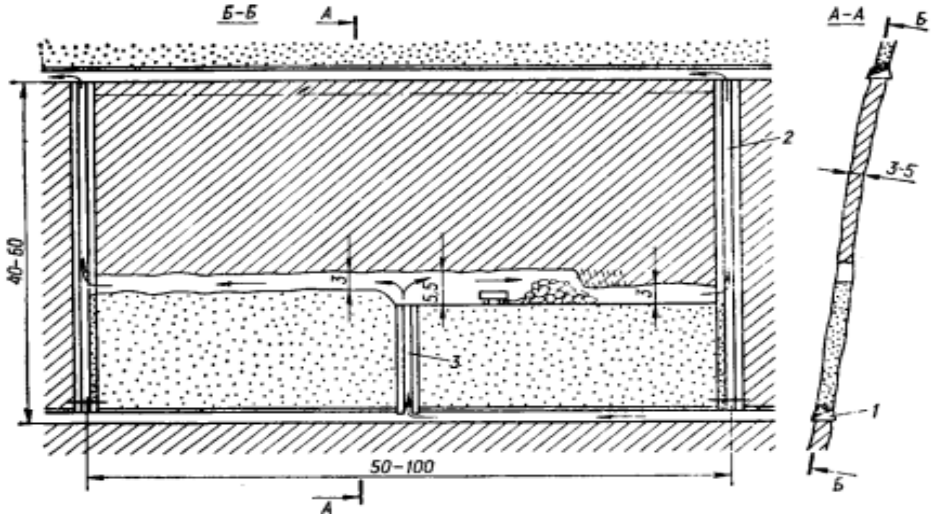


Рис. 4. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой*:*
1 - откаточный штрек, 2 - восстающий, 3 - восстающий с рудоспусками

Общий порядок продвижения **очистных работ** в блоке слоями снизу вверх. После выемки каждого слоя в блок подают закладку. Высота слоя составляет 2-3 м.

Первый слой отрабатывают на уровне кровли откаточного штрека.

Способы выемки могут быть различными. Простейший заключается в том, что первый слой отрабатывают подобно проведению горизонтальной выработки, но высотой 4-5 м. После отработки первого слоя восстанавливают крепь в откаточном штреке, если она была нарушена.

На почву слоя укладывают прочный настил, например из двух слоев бревен. Этот настил нужен для сохранения откаточного штрека, кроме того, в будущем, когда будет разрабатываться нижележащий слой, нужно предохранить руду в этом этаже от засорения ее закладкой, находящейся выше.

После укладки настила, в центре блока на высоту первого слоя возводят восстающий в три отделения, в рудоспускных отделениях которого оборудуют два люка.

После этого первый слой заполняют закладкой, подаваемой с таким расчетом, чтобы между ее поверхностью и поверхностью забоя остался промежуток, высота которого достаточна для дальнейшего продвижения работ (2-3 м). На поверхности закладки укладывают настил.

Наиболее распространен настил из досок, плотно пригнанных одна к другой и даже притесанных к неровностям вмещающих пород. Доски укладывают на лежни и крепят к ним гвоздями. Чтобы доски не поломались при ведении в последующем взрывных работ и при доставке руды, лежни углубляют в закладку. Сооружение такого настила трудоемко и требует большого расхода леса. Поэтому велись изыскания по созданию других настилов. Применяли настилы из металлических листов, из старых транспортерных лент. Однако все эти конструкции распространения не получили. В последнее время появилась тенденция заменить настилы слоем бетона. На поверхность закладки укладывают слой бетона толщиной около 15 см. Для приготовления бетона применяют быстросхватывающий цемент. Устройство бетонного слоя позволяет создать поверхность, надежно предохраняющую закладку от попадания в нее отбитой

руды, это чрезвычайно важно, поскольку через неплотность в настиле мелкие фракции отбитой руды попадают в закладку и теряются.

На медных рудниках отбойку руды производили через 3-4 дня после укладки бетонного слоя. При доставке руды скрепером непосредственно по поверхности гидравлической закладки приходилось слой закладки толщиной 0,15-0,5 м зачищать скрепером и направлять вместе с рудой на обогатительную фабрику, так как этот слой оказывался обогащенным рудной мелочью до промышленного содержания металла. Укладка бетонного слоя оказалась экономически выгодной.

После устройства настила начинают отбойку следующего слоя руды, которую производят шпурами, направленными вверх. Шпуры можно бурить телескопными перфораторами, но более производительным является применение самоходных буровых кареток. Целесообразно пробурить шпуры полностью в одной половине блока и потом взорвать все в один прием. Можно совместить бурение шпуров с доставкой руды (рис. 4). В этом случае шпуры бурят, а потом заряжают и взрывают на небольших участках. Это менее удобно, так как увеличивается количество взрывов.

Доставку руды производят различными способами. При наиболее простом, по мере продвижения работ в блоке, сооружают не один восстающий в центре, а целый ряд рудоспусков, расположенных на расстоянии 8-10 м один от другого. К ним руду перелопачивают вручную.

В то же время возможна сортировка руды. Наибольшим распространением сейчас пользуется скреперная доставка руды. В этом случае длина блоков составляет около 50 м, а максимальная длина скреперования не превышает 25 м. Скреперную лебедку устанавливают в центре блока возле рудоспусков. Первоначально доставляют руду с одной стороны блока, затем той же лебедкой - с другой стороны. Для этого требуются некоторые переделки в лебедке: переносят рукояти управления с одной стороны лебедки на другую, переносят тросы и скрепер. В последнее время все более широкое распространение получает доставка с помощью самоходных погрузочно-доставочных машин. Процесс погрузки и доставки осуществляется одним рабочим, управляющим этой машиной. Наиболее высокие технико-экономические показатели достигнуты именно при применении погрузочно-доставочных машин. При этом длину блока нужно увеличить примерно до 100 м и сделать наклонные съезды для доставки самоходного оборудования.

После отбойки руды и уборки ее в пределах одной половины блока приступают к закладочным работам. Если поверхность закладки покрыта настилом, то его убирают, чтобы в последующем использовать повторно.

Сухую закладку подают по восстающим, расположенным на флангах блока, и распределяют в пределах блока скрепером. В пределах блока ее можно транспортировать пневматическими или механическими машинами. Наконец, можно применить гидравлическую закладку. Это наиболее совершенный способ механизации закладочных работ.

До подачи закладки восстающие обшивают досками, иногда брезентом, чтобы вода дренировалась, а твердые части закладки оставались в блоке.

Закладкой заполняют один слой с таким расчетом, чтобы между поверхностью закладки и забоем осталось пространство высотой 2-3 м. После этого операции

повторяются. Вновь укладывают настил или сооружают бетонную подушку и начинают отбойку руды в очередном слое.

Потери руды при такой системе разработки невелики и при правильном ведении горных работ составляют 3-5 %. Потери руды могут быть значительно выше, если настил на закладке неплотен и сквозь него проникают мелкие фракции руды. Известны случаи, когда закладка настолько обогащалась рудой, что в последующем ее извлекали и использовали как руду.

Рассмотрим **организацию работ** в следующих условиях:

мощность залежи - 4 м, длина блока - 100 м, высота блока - 40 м. Отбойку руды ведут шпурами глубиной 2,6 м. Отбивается слой высотой 2,5 м. Шпуры бурят по сетке 0,7х0,7 м. Вкрест простирания бурят 5 шпуров, а по простиранию по половине блока в одном ряду -70 шнуров. Всего 350 шпуров общей длиной 350х2,6=910 м.

Все численные данные округлены до целых чисел.

Один бурильщик бурит в смену 80 м шпуров. Для бурения требуется 910:80 = 11 смен. Зарядка шпуров и взрыв потребуют 2 смены.

Эту работу также выполняют бурильщики.

Закладка гидравлическая. В одну половину блока за цикл требуется подать 2,5•50•4 = 500 м^3 закладки. Производительность закладочной установки 70 м^3 в смену. Обслуживают ее три человека. Для закладки половины блока потребуется 500:70=7 смен. Подготовка блока к закладке (устройство перемычек, наращивание рудоспуска) требует 2 смены и 3 рабочих. Поверхность закладки покрывается бетоном толщиной 15 см. Требуется бетона 4•50•0,15 = 30 м^3. Бетонирование проводят 3 рабочих в течение 2 смен. Срок схватывания бетона - 2 смены.

Отбитую руду доставляют к рудоспуску погрузочно-доставочной машиной. Объем отбитой руды в массиве - 500 м^3, или около 1250 т.

На доставку руды отводится 9 смен.

На отработку одного слоя руды затрачивается (смен): бурильщиком - 11, машинистом погрузочно-доставочной машины - 9, рабочими на закладке - 21, бетонщиками - 6. Всего - 53 чел.-смен.

Производительность труда рабочих забойной группы составит 1250:53=23,5 т/смену. Для отработки слоя в одной половине блока требуется 26 смен. Средняя производительность блока 1250:26=48 т/смену. При двухмесячной работе это составит 48•22•2=2112 т/мес., или 25344 т/г.

Отметим, что бурение и доставку руды производят одновременно, но в разных частях блока.

Управление горным давлением сводится к поддержанию вмещающих пород закладкой.

Вентиляция блока. Свежая струя воздуха поступает по откаточному штреку, затем по восстающему, расположенному в центре блока, подымается к слою, где ведутся очистные работы, омывает его и далее загрязненная струя по фланговым восстающим попадает на вентиляционный штрек. Очистной забой хорошо проветривается свежей струей воздуха.

Правила безопасности. При этой системе рабочие находятся в пределах очистного забоя, поэтому особенно важно вести регулярное и тщательное

наблюдение за состоянием кровли и боков забоя и регулярно обирать их в начале каждой смены. Высота слоя по правилам безопасности не должна превышать 2,5 м. Если предполагается вести отбойку слоя большей высоты, требуется согласовать это с органами технадзора. Необходимо рудоспуски перекрывать грохотами, чтобы рабочие не попали в них. На почве первого слоя необходим настил, так как без этого настила работы о выемке ниже расположенного этажа могут быть опасными.

Достоинства системы - малые потери руды, предохранение поверхности от обрушения, возможность ведения очистных работ на нескольких этажах одновременно.

Недостаток систем - высокая себестоимость и большая трудоемкость работ по закладке выработанного пространства.

Применение самоходного оборудования для бурения шпуров, доставки руды и закладки, а также замена деревянного настила бетонным существенно повышают производительность труда при системах с закладкой и приближает ее к показателям, достигнутым при наиболее эффективных системах с обрушением вмещающих пород.

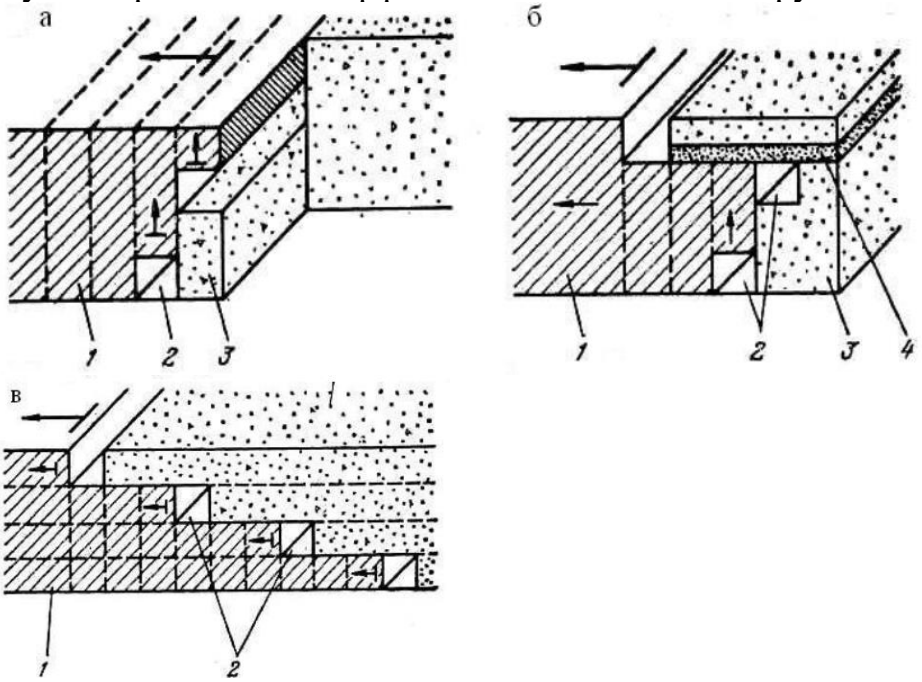


Рис. 5. Варианты систем разработки горизонтальными слоями: а – выемка горизонтальными слоями снизу вверх; б – выемка с опережающей надработкой; в – нисходящая выемка. *1 – рудное тело; 2 – очистные выработки; 3 – закладочный массив; 4 – искусственная кровля*

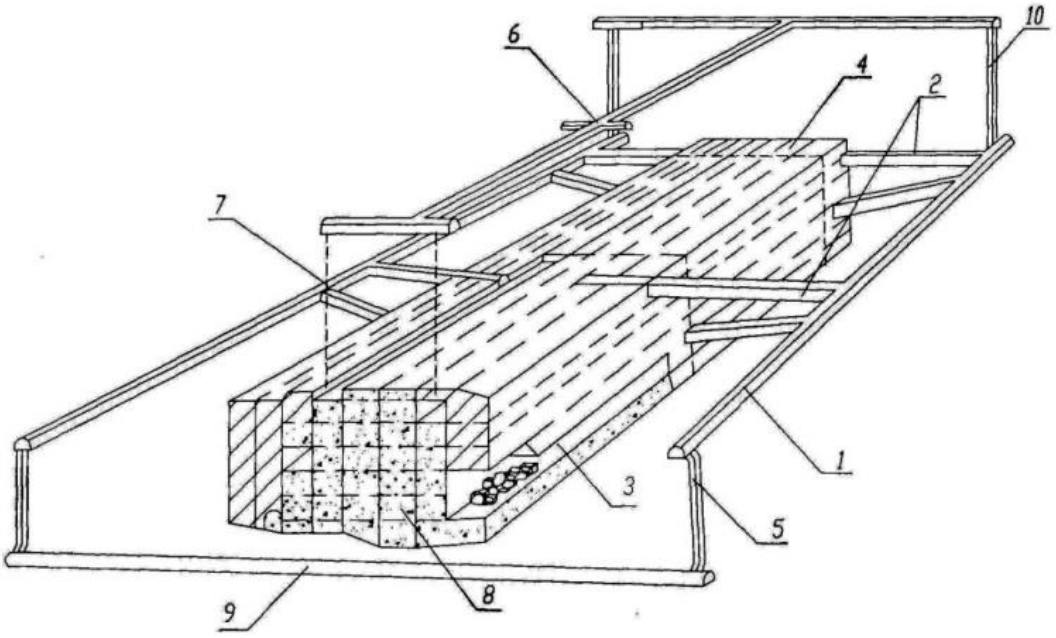


Рис. 6. Выемка горизонтальными слоями снизу вверх:
1 – фланговый уклон; 2 – слоевые заезды; 3 – слой; 4 – панельный целик;
5 – рудоспуск; 6 – вентиляционно-закладочный горизонт;
7 – закладочная скважина; 8 – закладка; 9 – откаточный квершлаг;
10 – вентиляционный восстающий.

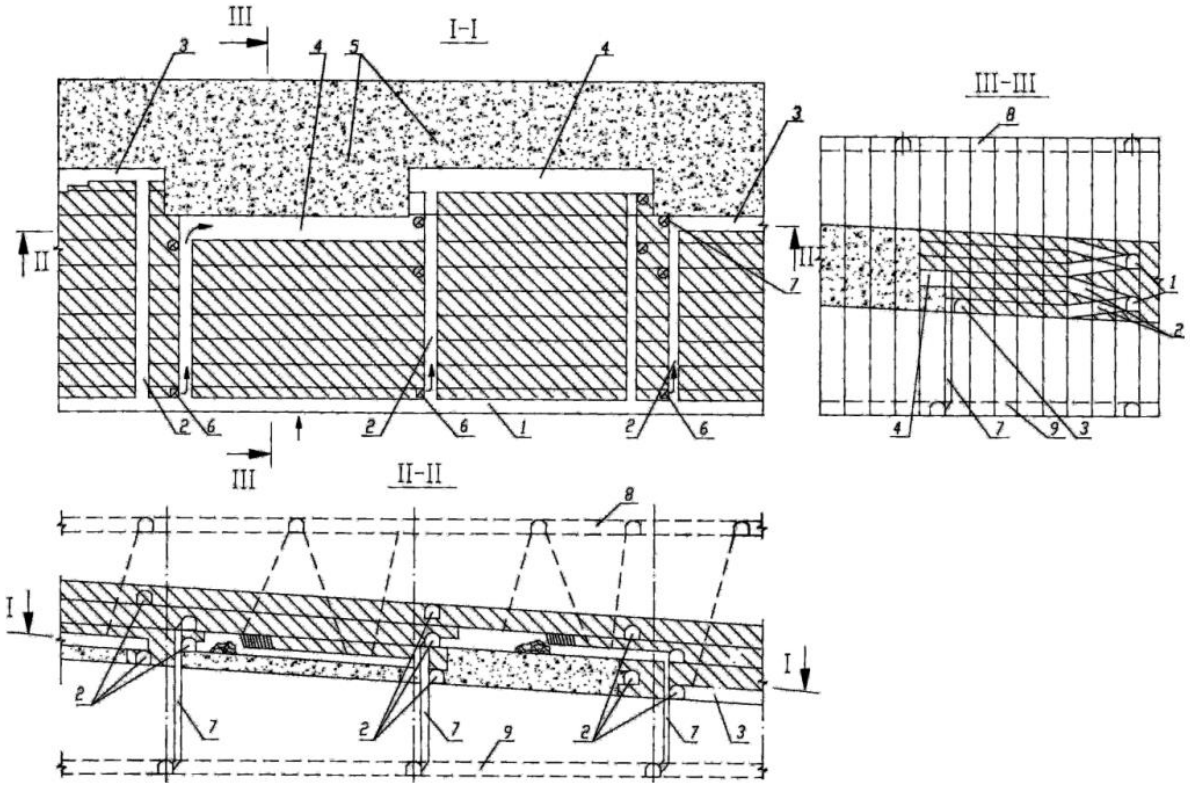


Рис. 7. Схема подготовки транспортным штреком*:*
1 – транспортные штреки; 2 – слоевые заезды; 3 – разрезные штреки;
4 – слои; 5 – закладочный массив; 6 – вентиляционные восстающие;
7 - рудоспуски; 8 – выработки вентиляционно-закладочного горизонта;
9 – выработки откаточного горизонта

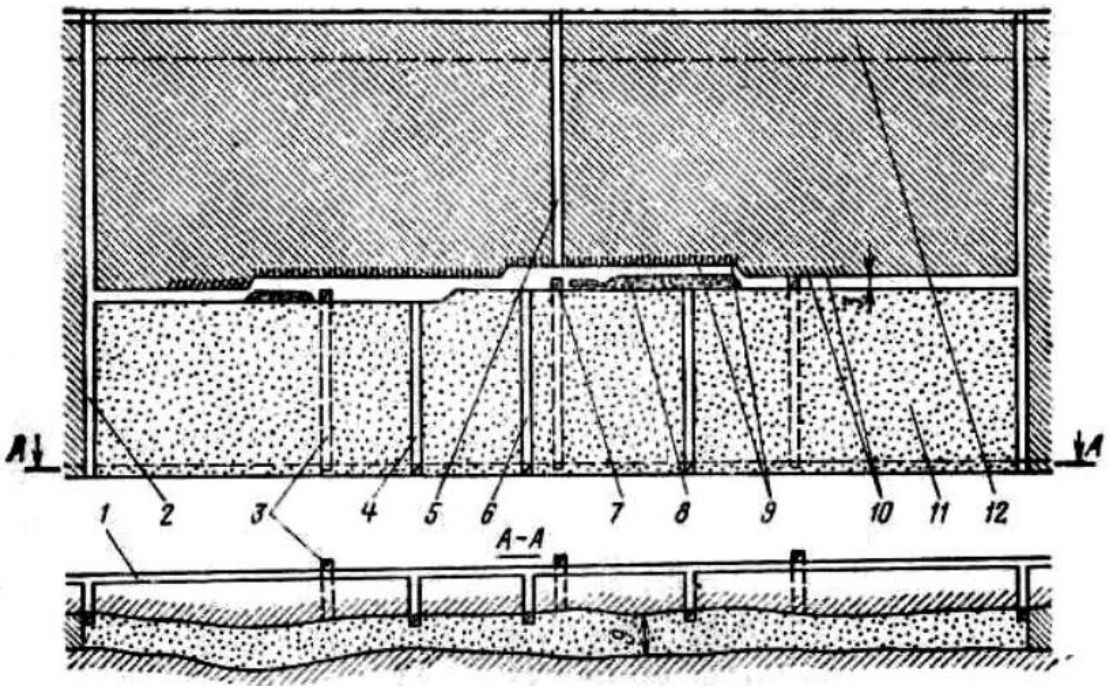


Рис. 8. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой:
1 – полевой откаточный штрек; 2 – вентиляционно-ходовой восстающий; 3 – рудоспуск; 4 – ходок; 5 – закладочный восстающий; 6 – восстающий для доставки самоходных машин; 7 – сбойка; 8 – отбитая руда; 9 – анкеры; 10 – восстающие шпуры; 11 – закладочный массив; 12 – междуэтажный целик

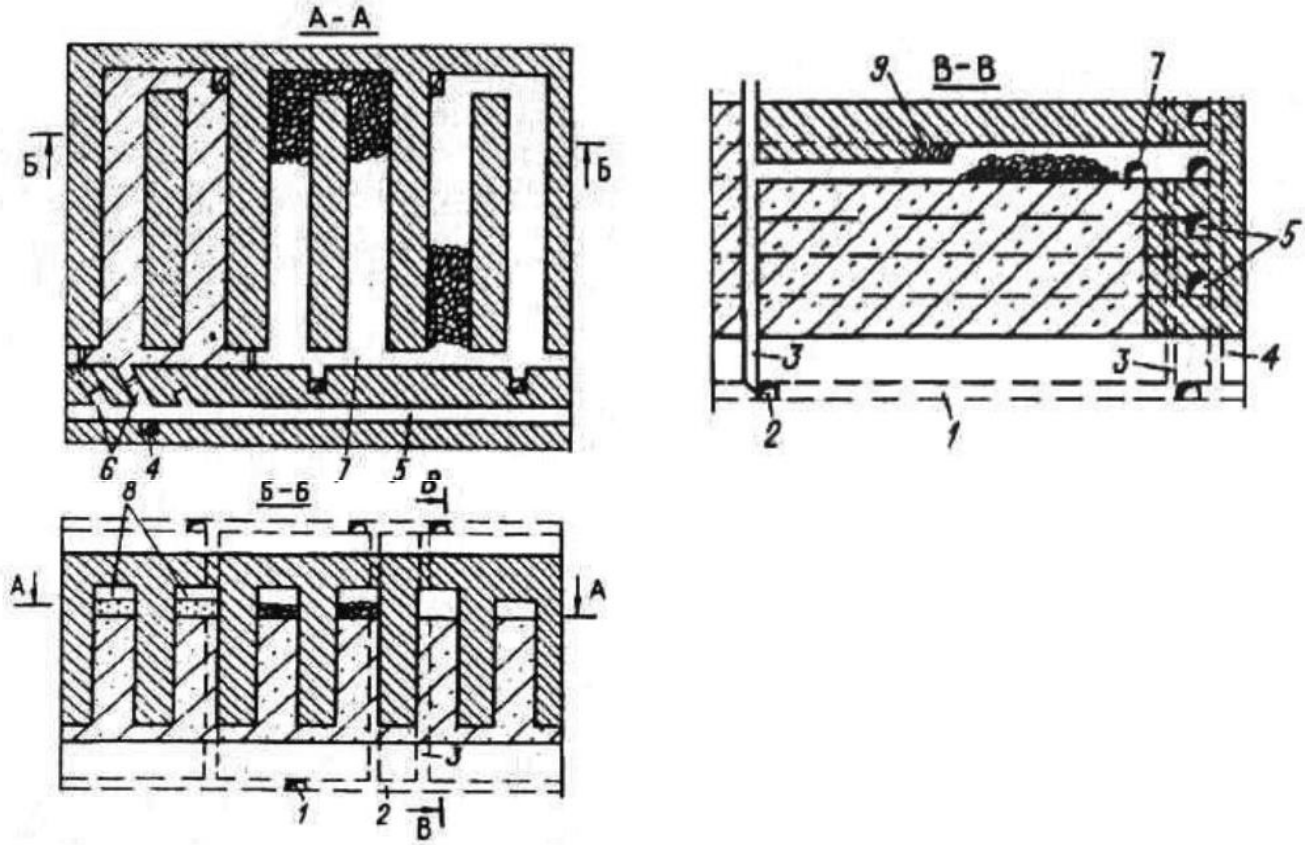


Рис. 9. Вариант камерно-слоевой системы разработки с закладкой:
1 – квершлаг; 2 – откаточный штрек; 3 – рудоспуск; 4 – вентиляционные восстающие; 5 – транспортные штреки; 6 – слоевые заезды; 7 – слоевой штрек; 8 – очистное пространство слоя; 9 – шпуры.

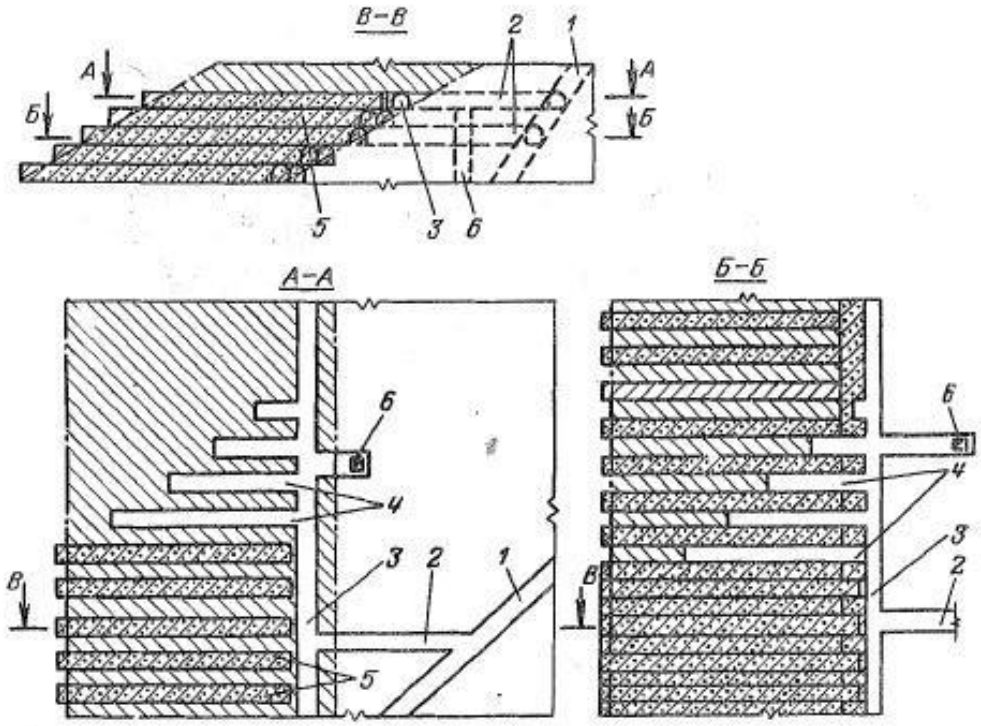


Рис. 10. Система разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой: *1 – наклонный съезд; 2 – откаточные орты; 3 – слоевой штрек; 4 – заходки при отбойке руды;5 – заходки, заложенные твердеющей закладкой; 6 – рудоспуск*

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ НАКЛОННЫМИ СЛОЯМИ С ЗАКЛАДКОЙ

Особенность этих систем состоит в выемке руды слоями, наклоненными к горизонтальному на 30-40°, благодаря чему транспортирование руды до рудоспусков и размещение закладочного материала в очистном пространстве происходят под действием силы тяжести.

Различие в условиях применения этой системы по сравнению с системой разработки горизонтальными слоями является существенным вследствие наклонного положения кровли и подошвы очистного пространства.

Выемку наклонными слоями обычно применяют при мощности рудного тела менее 3-4 м, так как в широком наклонном забое трудно следить за состоянием кровли. С другой стороны, невозможность сортировки руды на наклонном настиле и оставления в забое пустой породы не позволяет применять эту систему в рудных телах мощностью менее 0,7-0,8 м.

Резкое изменение мощности, наличие геологических нарушений, прожилков и оруденений в боках, а также больших включений в руде пустой породы исключают возможность применения системы.

При угле падения менее 60° закладочный материал и руда задерживаются на лежачем боку и на их перелопачивание затрачивается дополнительный труд. Поэтому применение данной системы при этом условии нецелесообразно.

Разработка наклонными слоями целесообразна только при устойчивой руде и невозможна при слабых боковых породах.

По сравнению с системой разработки горизонтальными слоями область

применения рассматриваемой системы значительно уже. В типичном варианте этой системы рудный откаточный штрек 1 (рис. 11) располагают посередине блока. Восстающие *2,* имеющие три отделения - два закладочных и лестничное между ними, - проходят по контакту с висячим боком.

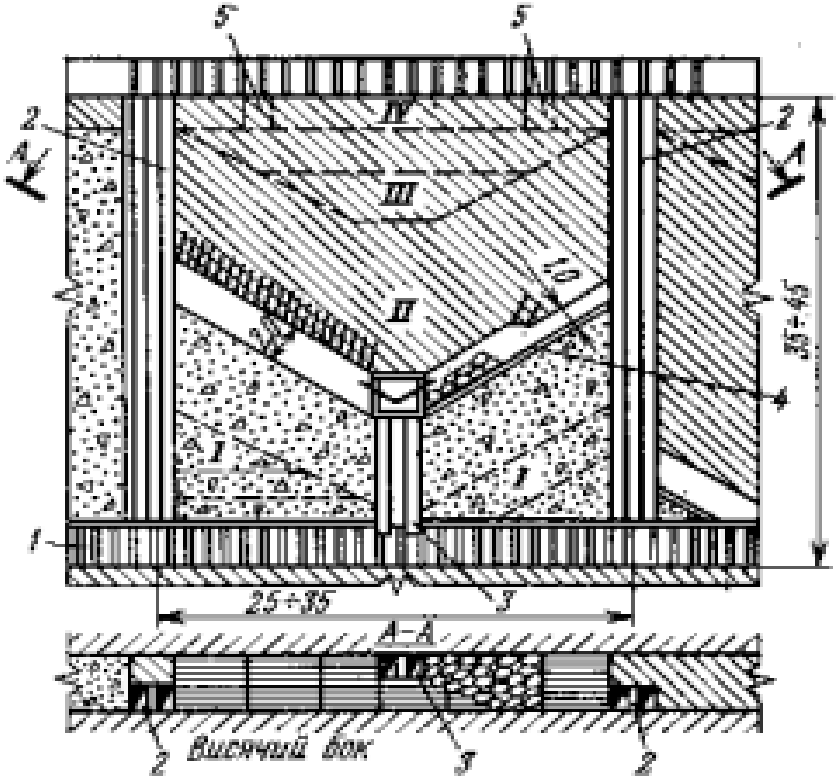


Рис. 11. Система разработки наклонными слоями с закладкой

Выемка блока включает четыре стадии: начальную, состоящую в выемке наклонными или горизонтальными слоями треугольников I руды; нормальную для отработки основного массива блока II; доработку треугольника III горизонтальными слоями; отработку потолочины (подштрекового целика) IV.

Первые три стадии выполняются последовательно, без перерыва во времени. Выемку потолочины осуществляют после того, как отпадает необходимость в сохранении верхнего штрека.

В нормальной стадии отбойку руды целесообразно вести восходящими шпурами глубиной 1,5-1,8 м, взрываемыми в два-три приема (см. левую часть блока на рис. 11). Отбитая руда скатывается по настилу к перекрытому грохотом рудоспускному отделению восстающего. Настил очищают от рудной мелочи и убирают. После наращивания рудоспуска *3* выработанное пространство заполняют слоем закладочного материала толщиной 1,5-1,8 м и вновь покрывают настилом. Перед закладкой высота очистного пространства составляет 3,5-4 м, что возможно только при устойчивых боковых породах.

При выдержанных элементах залегания боковых и устойчивых породах щиты настила после выпуска руды поднимают и укрепляют на высоте наращиваемого слоя закладки. Затем закладочный материал подается самотеком, заполняя все пространство под настилом. Между закладочным материалом и массивом руды смежного блока так же, как и при отработке горизонтальными слоями, делается отшивка.

В правом крыле блока (см. рис. 11) показано бурение с временно

замагазинированной на настиле *4* рудой при максимальной высоте очистного пространства 3 м. При неустойчивых боковых породах закладочный материал подводят под самую кровлю, оставляя свободным расстояние в 20-30 см для подачи воздуха.

Иногда обуривание слоя ведут нисходящими шпурами, параллельными кровле. Такая выемка слоя сверху вниз хотя и позволяет создать ровную кровлю, но опасна для бурильщика из-за обрушающихся сзади него кусков породы.

Если руда имеет отчетливо выраженную слоистость, разработка с двухсторонним наклоном слоев становится опасной, так как в том крыле блока, где наклон совпадает с направлением слоистости, могут отслаиваться и обрушаться куски руд.

В этом случае слоям придают односторонний наклон - от одного блокового восстающего к другому. Начальная стадия состоит в выемке наклонными (в правой части блока) или горизонтальными слоями (в левой части блока) треугольников I руды над штреком. В первом случае закладку подают в выработанное пространство из восстающего, и она располагается под углом естественного откоса, а руду выдают на штрек черед отверстия, образуемые путем снятия затяжки в кровле штрека. Во втором случае закладку подают только после выемки всего треугольника, а отбойку в верхней его части ведут с распорок или с временно замагазинированной руды. Второй способ предпочтительней при небольшой мощности месторождения и устойчивых боках.

Рудный треугольник III дорабатывается горизонтальными слоями, так как подача закладочного материала под действием силы тяжести из восстающих невозможна. Закладочный материал подают через закладочные печи *5*.

Широкое внедрение в практику подземной разработки самоходного оборудования, совершенствование способов транспортирования закладочного материала и создание твердеющих смесей позволили отказаться от традиционных блоковых способов разработки и применить сплошную выемку наклонными слоями.

Возможность использования только сухой закладки, ограниченные условия применения, сложная организация очистной выемки, повышенная опасность работ на наклонной плоскости, большие потери и разубоживание руды ограничивают область применения систем наклонными слоями с закладкой.

Разработку наклонными слоями применяют, если характер трещиноватости руды таков, что кровля неустойчива при горизонтальном забое и более устойчива при наклонном расположении забоя. Обычно это бывает, если руда имеет четко выраженную горизонтальную слоистость.

Второе обстоятельство, которое иногда диктует применение систем разработки наклонными слоями, заключается в том, что при наклонном расположении слоя руда под действием силы тяжести может самотеком доставляться к рудоспускам, а закладка также самотеком может подаваться в выработанное пространство. Однако для этого нужно иметь наклон слоя не менее 45-50°. Работать, стоя на таком уклоне, неудобно, а порой и опасно, так как возможно скатывание кусков руды или породы и травмирование ими рабочих.

Подготовительные работы заключаются в проведении рудного откаточного штрека 2 и блоковых восстающих 1 (рис. 12).

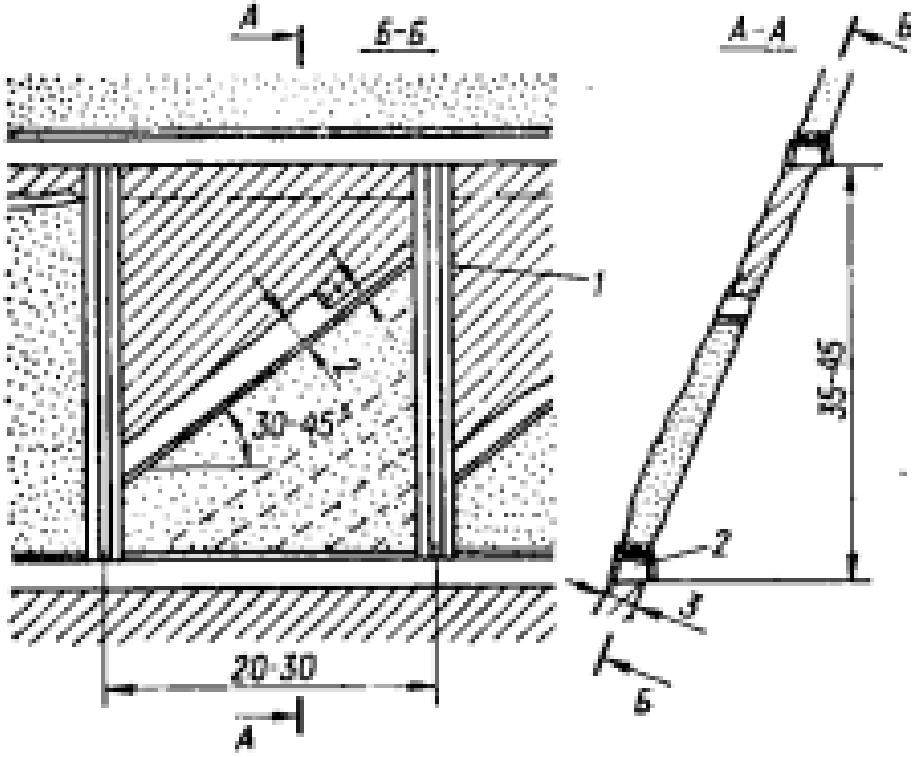


Рис. 12. Система разработки наклонными слоями с закладкой

Очистные работы начинают на уровне кровли откаточного штрека у одного из восстающих. Постепенно образуют наклонный слой. На рисунке развитие наклонного слоя показано пунктирной линией.

Отбойку руды в наклонном слое ведут шпурами, направленными вверх. Бурят их ручными перфораторами с пневмоподдержкой. Руду отбивают в пределах всего слоя и доставляют вниз к рудоспуску по настилу, уложенному на наклонную поверхность закладки. После уборки всей отбитой в пределах слоя руды настил снимают. В выработанное пространство подают закладку с таким расчетом, чтобы между поверхностью закладки и забоем оставался промежуток высотой 1-1,5 м. Закладку подают по закладочному отделению восстающего, расположенного в правой части блока. В выработанном пространстве она может распределяться самотеком под действием силы тяжести, либо с помощью скрепера, если угол наклона недостаточно крутой.

На поверхность закладки вновь укладывают настил и производят отбойку руды в следующем слое.

Достоинством разработки наклонными слоями является возможность производить доставку руды и закладки либо самотеком, либо по наклонной плоскости.

Недостаток, по сравнению с разработкой горизонтальными слоями, сводится к более тяжелым условиям работы на наклонной поверхности, нежели на горизонтальной. Так же, как и при всех других системах с закладкой, недостатком этого варианта является трудоемкость закладочных работ и их высокая себестоимость.

Разработка наклонными слоями широко практиковалась при разработке некоторых жильных месторождений. Но в общем, разработка наклонными слоями

проектируется редко, особенно в последнее время, когда созданы высокопроизводительные средства для доставки руды и закладки.

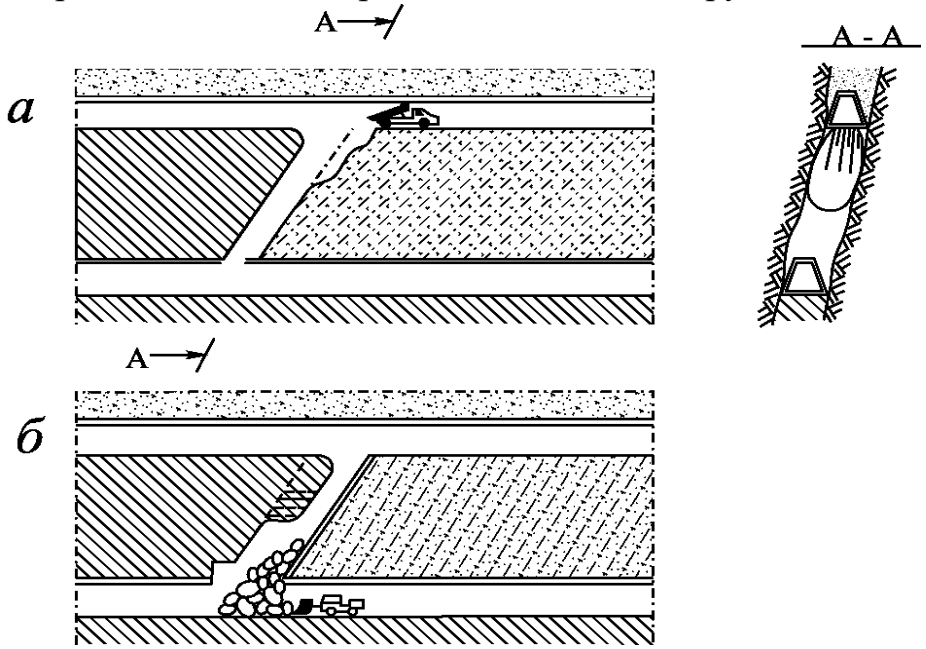


Рис. 13. Система разработки наклонными слоями с закладкой*:*
а – схема процесса закладки; б – схема процесса погрузки и доставки руды

Система применяется при разработке ценных и устойчивых руд с углом падения не менее 60-70^0 и правильных контурах залежи. Мощность залежи может быть любой, а боковые породы малоустойчивыми. Сочетание этих условий встречается относительно редко, а работы по устройству настила на наклонной поверхности менее удобны, чем на горизонтальной. Поэтому преимущества наклонного расположения слоев все более теряют свое значение по мере совершенствования механизации работ при выемке горизонтальными слоями с закладкой.

ЛЕКЦИЯ № 13

ПОТОЛКОУСТУПНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ТОНКИХ ЖИЛ С РАЗДЕЛЬНОЙ ВЫЕМКОЙ И ЗАКЛАДКОЙ

Эти системы разработки применяют в весьма тонких (0,3-0,4 м) крутопадающих жилах, когда достаточное количество закладочного материала получается от подрывки боковых пород. Руду отбивают отдельно от пустых пород или совместно с ними (рис.1). В последнем случае отбитую рудную массу сортируют в очистном забое, оставляя пустую породу в закладке. Забою придают сплошную форму, что обеспечивает удобные условия производства работ и более высокую производительность труда. Применение этой системы оправдывает себя только при добыче очень ценной руды. Система имеет ограниченное применение в связи с тем, что во многих случаях оказывается более выгодной валовая разработка жилы (с магазинированием руды). При прочих равных условиях по сравнению с системой с магазинированием рассматриваемый вариант имеет меньшую производительность и высокую себестоимость 1 т добычи.

Рудную массу отбивают восходящими шпурами небольшого диаметра. В первую очередь обуривают и отбивают на металлический настил жилу. Вмещающие породы подрывают во вторую очередь, после уборки настила. В результате отбойки жилы вдоль всей линии забоя образуется щель глубиной 0,8-1,2 м.

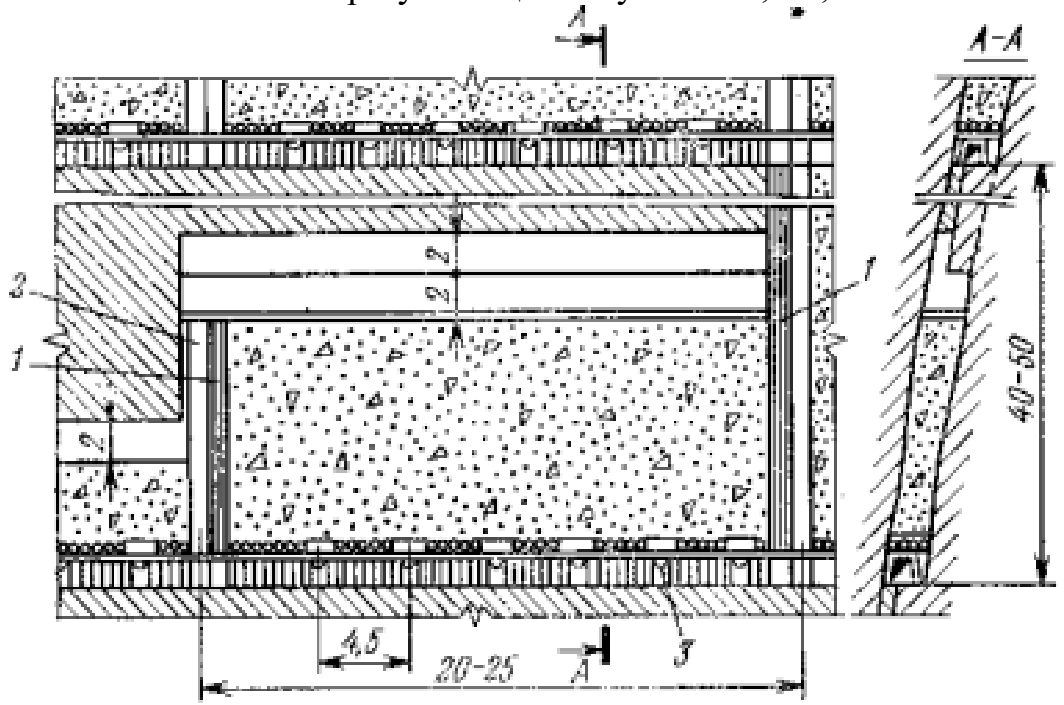


Рис. 1. Система разработки с раздельной выемкой руды и закладкой подрываемыми породами

Руду по настилу скреперуют до рудоспускных отделений *1* восстающих *2*. Избыток закладочного материала, не вмещающийся в выработанное пространство, выпускают через люки *3* или удаляют из блока скрепером.

Установлено, что потери рудной мелочи через металлический настил не

превышают 1,5-2%, а полные потери металла в закладочном материале составляют от 2,5 до 4 %.

Для сокращения затрат труда в качестве настила успешно применяют старую конвейерную ленту или бетонирование поверхности закладки с последующим гидросмывом рудной мелочи в рудоспуск.

Отбойка вмещающих пород осуществляется также восходящими шпурами с разряженной сеткой их расположения.

При ширине выработанного пространства 0,9-1,2 м руду доставляют скреперными лебедками небольшой мощности с вместимостью скрепера 0,12-0,15 м^3. Рудоспуски оборудуют металлическими или деревянными трубами диаметром 500-700 мм.

Системы разработки с раздельной выемкой руды в настоящее время применяются редко. Это связано со значительными потерями металла в закладке, крайне низкой производительностью забойных рабочих, высокой себестоимостью добычи.

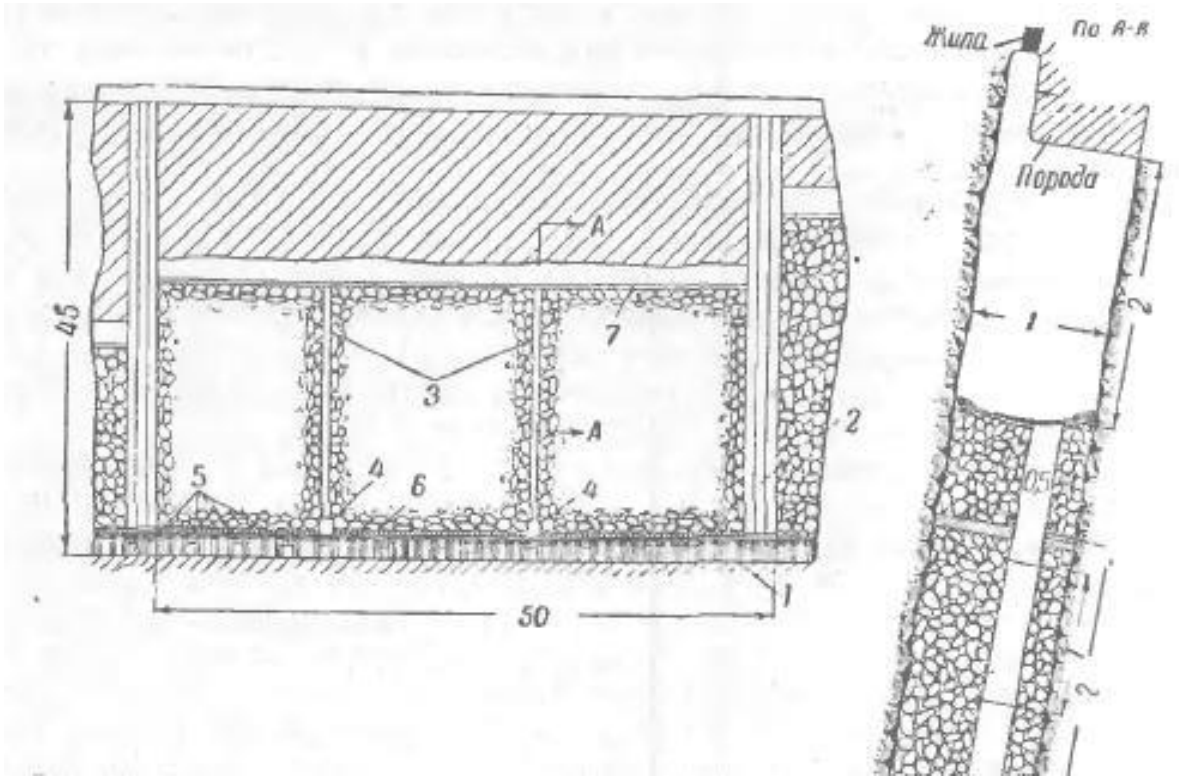


Рис. 2. Система разработки жильного месторождения с подработкой боковых пород

Систему применяют для разработки жильных месторождений мощностью несколько десятков сантиметров. В этом случае приходится производить выемку жилы и затем подработку боковых пород для того, чтобы создать такую ширину выработанного пространства, в которой мог бы поместиться рабочий. Минимальная ширина очистного пространства при крутом падении составляет 60 см, при пологом - 80 см.

Однако и при крутом падении выработанному пространству редко придают ширину менее 80-100 см.

Подготовительные работы. Проходят откаточный штрек 2 по рудному телу и метров через 20-25 блоковые восстающие 1. Штрек и восстающие крепят деревянной крепью (рис. 3).

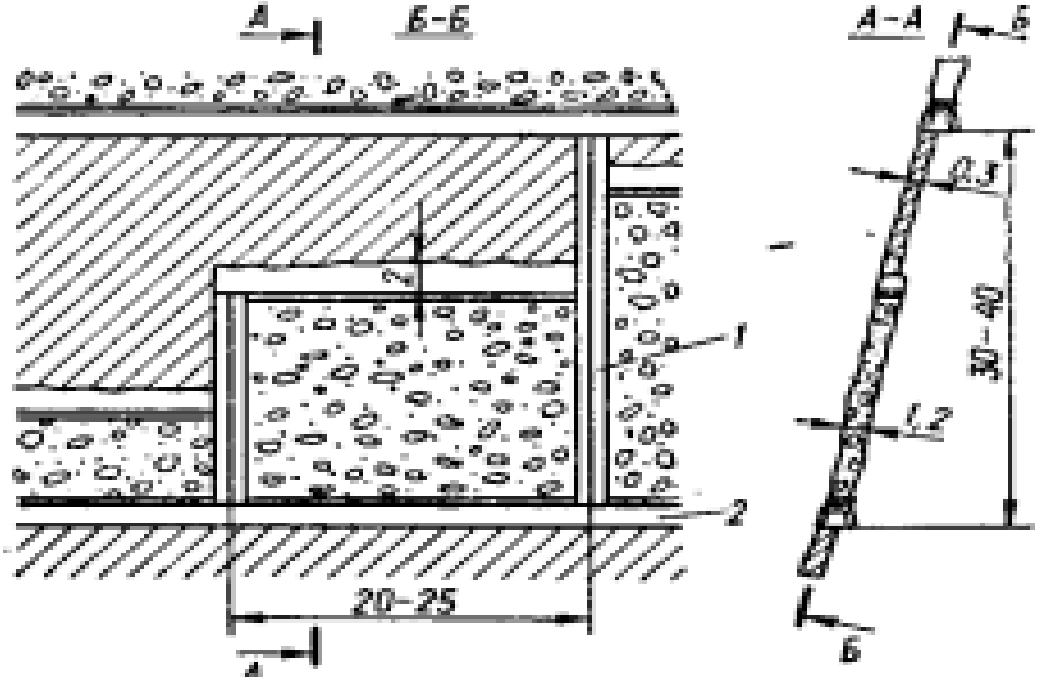


Рис. 3. Система разработки тонкого жильного месторождения с подработкой боковых пород и раздельной выемкой руды и породы

При очистных работах отработку блока ведут слоями в направлении снизу вверх. Первый слой вынимают на уровне кровли откаточного штрека. Отбойку руды производят вертикальными шпурами в пределах только жилы. Такая щель может составить несколько десятков сантиметров.

Последовательность работ по выемке первого слоя: первоначально отбивают жильную массу на глубину в 1 м, затем углубляют эту щель до 2 м и после этого производят отбойку породы, чтобы расширить очистное пространство до 0,6-1,2 м, т.е. до размера, достаточного для размещения рабочего и продолжения работ в следующих слоях. Отбитую породу оставляют в очистном пространстве в качестве закладки. Вмещающие породы стремятся подработать так, чтобы их было достаточно для заполнения выработанного пространства.

После отбойки породы в первом слое крепят откаточный штрек, устраивают люки для выпуска руды, наращивают крепь рудоспусков и укладывают настил из бревен на крепь штрека. Все последующие слои отрабатывают так же, как и первый, но перед отбойкой руды на поверхность закладки укладывают слой бетона толщиной 10 см. Бетон приготавливают на штреке вентиляционного горизонта и по трубе диаметром 15 см, проложенной в восстающем, подают к отработанному слою. Слой бетона нужен, чтобы отбитая руда не смешивалась с закладкой.

После скреперной уборки руды оставшуюся на поверхности бетонного слоя рудную мелочь струей воды смывают в рудоспуск. Последовательность работ по отработке слоя показана на рис. 4.а, а расположение шпуров - на рис. 4.б.

В одном из опытных блоков на руднике при разработке жилы мощностью 0,3 м получены следующие показатели: ширина очистного пространства 0,6 м; засорение 50%, потери руды 0,6 %.

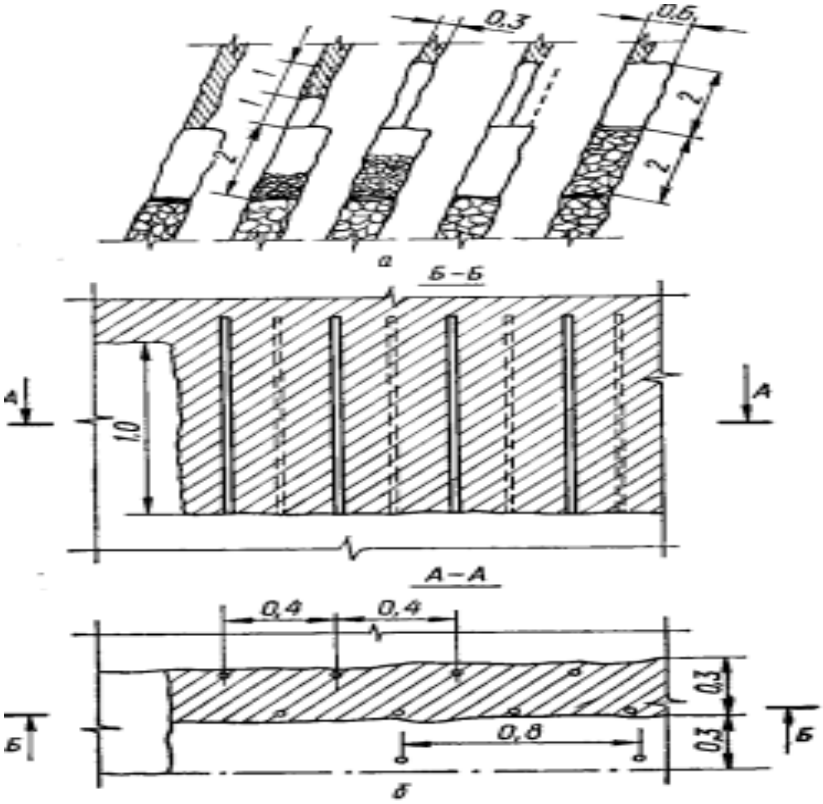


Рис. 4. Последовательность отработки слоя

Достоинства раздельной выемки по сравнению с системой разработки с распорной крепью: снизились потери и засорение руды, повысилась производительность труда при расчете ее по металлу.

Недостатком является более сложная организация работ, чем при других системах разработки. Успешное применение раздельной выемки требует такой организации труда, при которой руководящий и рабочий состав заинтересованы в минимальной подработке боковых пород.

НИСХОДЯЩИЕ СИСТЕМЫ ПОСЛОЙНОЙ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

Системы разработки данной группы получили довольно широкое распространение в связи с интенсивным применением твердеющей закладки. Особенностью систем этой группы является то, что очистные работы ведутся под искусственной кровлей, образованной закладкой вышележащего слоя.

Другой особенностью является нисходящий порядок отработки горизонтальными, а чаще слабонаклонными слоями.

Системы применяются при отработке неустойчивых, сильно раздробленных и трещиноватых руд высокой ценности при любой устойчивости вмещающих пород. Системы с нисходящей послойной выемкой применяются, когда недопустимо

сдвижение покрывающих пород и поверхности, в особенности при комбинированном открыто-подземном способе разработки месторождений, а также в целях повышения безопасности горных работ, особенно на больших глубинах. Залежи с крутым углом падения могут быть любой мощности, а пологие должны иметь мощность не ниже средней.

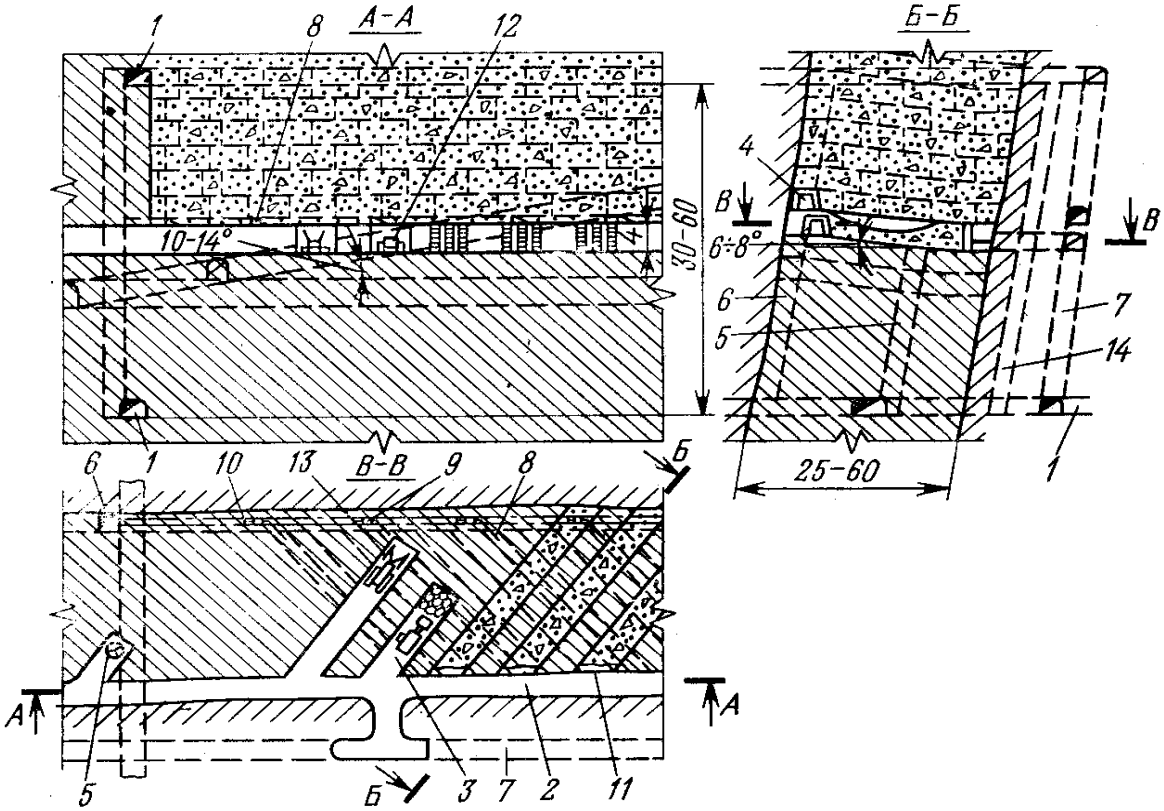


Рис. 5. Система разработки горизонтальными нисходящими слоями с твердеющей закладкой: *1 - орт; 2 - слоеной штрек; 3 - очистная заходка; 4 - закладочный и вентиляционный штрек; 5 - рудоспуск; 6 - вентиляционно-закладочный восстающий; 7 - наклонный съезд; 8 – вентиляционный канал; 9 - вентиляционный трубопровод; 10 – закладочный трубопровод; 11 - бетонная перемычка; 12 - ПДМ; 13 - СБУ; 14 - вентиляционный восстающий*

На рис. 5 представлена система горизонтальных нисходящих слоев для мощной крутопадающей залежи. Длина блока принимается равной высоте этажа 30-75 м. Отработку его ведут заходками, располагаемыми под углом 45-60° к его простиранию; размеры заходок: ширина 4-6 м, высота 3-4 м. Угол наклона заходок к горизонту 6-8°, выемка их ведется через одну. После затвердевания закладки в заходках отрабатывают целик между ними. В двух смежных слоях заходки располагаются под углом друг к другу. Для бурения горизонтальных шпуров применяют самоходные буровые установки на 2-3 перфоратора.

Отбитую руду из заходок до рудоспуска транспортируют погрузочно-доставочной машиной. После выемки руды в устье заходки возводится перемычка и выработанное пространство закладывается твердеющей смесью.

В процессе закладки у почвы каждой третьей заходки оставляют незаложенными вентиляционный канал, обеспечивающий проветривание при отработке нижнего слоя.

Для подачи закладочной смеси и проветривания выработок у висячего бока рудного тела выкрепляют вентиляционно-закладочный штрек. Самоходное оборудование доставляют по наклонному съезду, проведенному в породах лежачего бока залежи и соединенного со слоевым штреком заездом.

При применении нисходящей слоевой выемки с двухсторонней отработкой слоя заходки располагают по простиранию блока с уклоном до 6-10° (рис. 6). Закладочный материал подают через орт, располагаемый в закладке вышележащего отработанного слоя, что обеспечивает более полное заполнение заходок. Для увеличения прочности искусственной кровли в заходках перед закладкой укладывают металлическую сетку или металлические прогоны.

Нисходящая слоевая выемка применяется при разработке мощных крутопадающих залежей.

Для наклонно залегающих месторождений сконструированы варианты слоевой нисходящей выемки (рис. 7), использование которых вместо применяемой в настоящее время системы слоевого обрушения обеспечивает более безопасные условия труда, увеличение производительности труда и интенсивности отработки, уменьшение расхода крепежных материалов. Кроме того, создание искусственной кровли из закладки изменяет характер горного давления и уменьшает возможность возникновения динамических нагрузок на крепь, что особенно важно с увеличением глубины горных работ и появлением угрозы возникновения горных ударов.

Технико-экономические показатели системы с нисходящей слоевой выемкой руды характеризуются следующими данными:

Удельный объем подготовительных работ, м^3/1000 т…..... 4-22
Производительность труда забойного рабочего, м^3/смену….7,6
Суточная производительность блока, т …… 100-600
Удельный расход крепежного леса, м^3/м^3 ……..0,03
Потери, % …… 2-4
Разубоживание, %..... …….. 2-6

Оценка систем разработки с закладкой. По условиям применения и эффективности системы с закладкой занимают промежуточное положение между системами с открытым очистным пространством и системами с креплением и закладкой. Поэтому, если позволяет устойчивость боковых пород и руды, предпочитают производить разработку более дешевыми системами - с открытым очистным пространством. Напротив, при слишком неустойчивых породах и рудах применяют наименее эффективные системы - с креплением и закладкой.

Достоинства системы:

· Гибкость систем с закладкой, позволяющая вести разработку месторождений, нарушенных сбросами и трещинами, ветвящихся, содержащих прослои и включения пустой породы, с непостоянным характером оруденения и меняющимися элементами залегания,

· Возможность разработки на больших глубинах при большом горном давлении.

· Высокое извлечение руды при условии устранения потерь рудной мелочи в закладочном материале, незначительное разубоживание руды, возможность

сортировки и оставления пустой породы в выработанном пространстве, выдача руды по сортам;

· Безопасность работ в очистном забое; безопасность системы в пожарном отношении, что особенно существенно при добыче руд, склонных к возгоранию;

· Возможность одновременной разработки нескольких этажей или подэтажей, что обеспечивает значительную добычу при малой рудной площади.

Недостатки:

· высокая стоимость закладочного материала;

· значительные расходы по его транспорту и размещению;

· большие потери обычно богатой рудной мелочи в закладочном материале при недостаточно тщательном настиле.

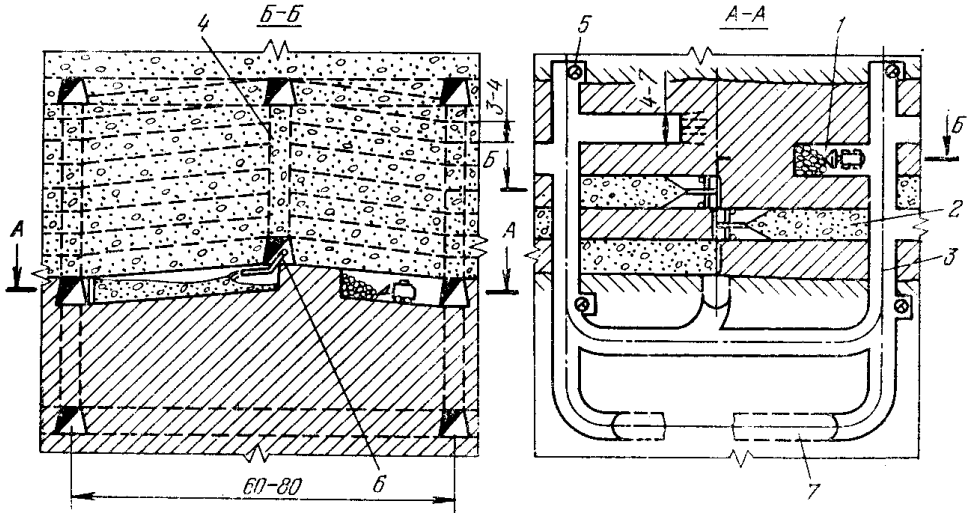


Рис. 6. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой:
1 - отрабатываемая заходка; 2 - закладываемая заходка; 3 - достаточный орт; 4 - закладочный восстающий; 5 - рудоспуски; 6 - пульпопровод; 7 – наклонный съезд

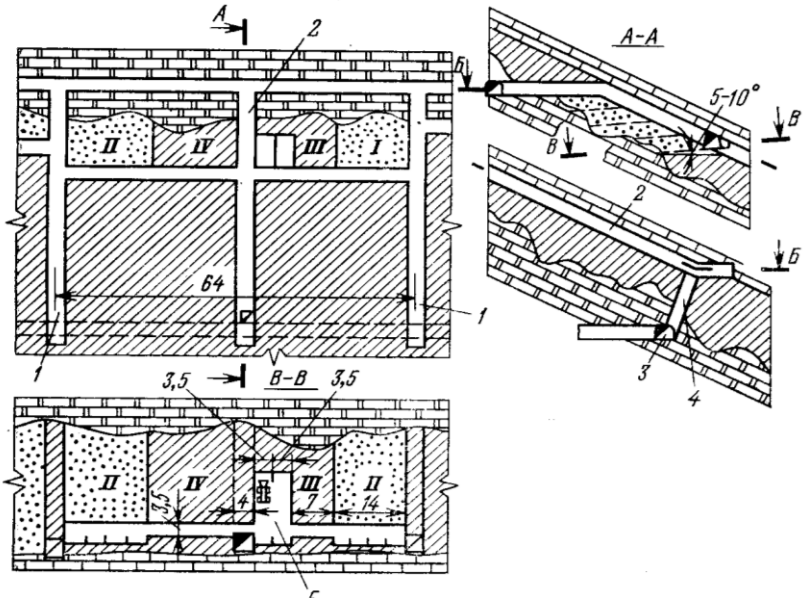


Рис. 7. Вариант системы слоевой нисходящей выемки для наклонно залегающих месторождений: *1 - вентиляционно-ходовые восстающие; 2 - блоковый восстающий; 3 - полевой откаточный штрек; 4 - рудоспуск; 5 - отрабатываемые спаренные заходки; I, II, III, IV - очередность отработки слоя*

Таблица 1

<table>
<tr><th colspan="6">Группировка систем разработки с закладкой очистного пространства</th></tr>
<tr><td colspan="3">1. С закладкой очистного пространства в едином цикле с отбойкой и доставкой руды
и с созданием рабочего очистного пространства</td><td colspan="3">2. С последующей закладкой и
без создания рабочего очистного пространства</td></tr>
<tr><td colspan="2">А. Без разделения рудного тела на слои и со слоевым типом рабочего очистного пространства</td><td>Б. С разделением рудного тела на слои, камерным типом рабочего очистного пространства или в виде прирезок на основе искусственного массива, обладающего устойчивостью</td><td>А. С использованием дискрет-ного закладочного материала, работающим лишь при объемном сжатии</td><td colspan="2">Б. С использованием твердеющего закладочного материала, обладающего устойчивостью</td></tr>
<tr><td colspan="3">а) со сплошной или б) блоковой /столбовой /панельной подготовкой выемочного участка, с очистной выемкой в восходящем, нисходящем порядке или по простиранию</td><td colspan="3">а) с подэтажной или б) этажной масштабностью отработки блока.
С камерным типом очистного пространства.</td></tr>
<tr><td colspan="6">* 2А – используются в комбинированных системах в качестве первых структурных элементов;
** 1Б и 2Б – являются структурной основой одностадийных и многостадийных систем с твердеющей закладкой.</td></tr>
<tr><td rowspan="3">Угол залегания рудных тел</td><td>Крутопадающие</td><td>1А</td><td>1Б</td><td>1Б; 2А; 2Б</td><td>1Б; 2А; 2Б</td></tr>
<tr><td>Наклонные</td><td>1А</td><td>1Б</td><td>1Б; 2А; 2Б</td><td>1Б; 2А; 2Б</td></tr>
<tr><td>Пологие</td><td>1А</td><td>1Б</td><td>1Б; 2А; 2Б</td><td>1Б; 2А; 2Б</td></tr>
<tr><td></td><td>Благоприятные условия применения</td><td colspan="2">Тонкие и малой мощности (<3 м)</td><td>Средней мощности (3…20 м)</td><td>Мощные (>20 м)</td></tr>
<tr><td></td><td>Неблагоприятные условия применения</td><td colspan="4">Нормальная мощность рудных тел</td></tr>
</table>

ЛЕКЦИЯ № 14

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ СО СПЛОШНОЙ ОДНОСЛОЙНОЙ ВЫЕМКОЙ РУДЫ И ЗАКЛАДКОЙ

Системы разработки этой группы находят ограниченное применение при выемке горизонтальных или пологопадающих месторождений мощностью - до 3-4 м.

Крепость и устойчивость руд могут быть любыми, вмещающие породы висячего бока сравнительно устойчивые; обрушение поверхности недопустимо.

Размеры блоков зависят от физико-механических свойств руды и вмещающих пород, способа транспортирования руды. Длина блоков 50-100 м. Размеры блоков по восстанию зависят от угла наклона месторождения и принятой высоты этажа.

Отбойка руды осуществляется буровзрывным способом. При транспортировании руды используют скреперы, конвейеры или погрузочно-доставочные машины. При использовании сухой или гидравлической закладки выемку ведут широким забоем-лавой, а при твердеющей закладке - заходками.

В качестве временной крепи используются металлические стойки. На ряде рудников проведены испытания варианта системы со сплошной выемкой, передвижной механизированной крепью и гидравлической закладкой выработанного пространства (рис. 1).

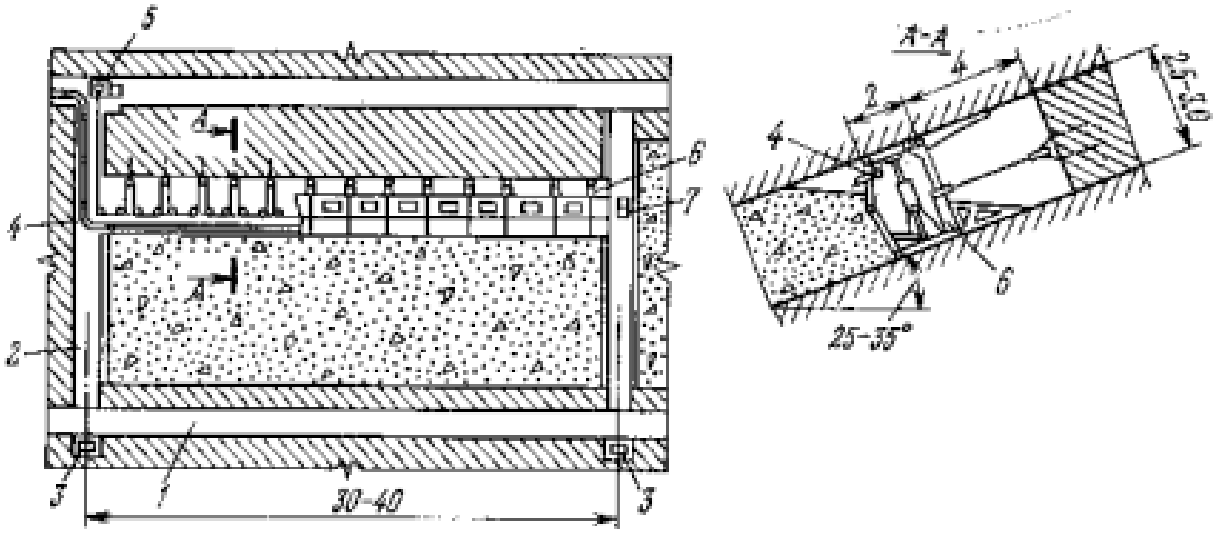


Рис. 1. Вариант системы разработки лавой по восстанию механизированным комплексом с гидрозакладкой: *1 - откаточный штрек; 2 - блоковые вентиляционно-ходовые восстающие; 3 - скреперные установки; 4 - закладочный трубопровод; 5 - лебедка для передвижения механизированного комплекса; 6 - механизированная передвижная крепь; 7 - передвижная скреперная установка*

При отработке блоков лавами закладочную смесь подают в выработанное пространство вслед за очистной выемкой с отставанием от забоя на 4-6 м с предварительным возведением изолирующей передвижной опалубки.

Достоинствами этой системы являются широкий фронт очистных работ, возможность раздельной выемки и сортировки руды и одностадийность отработки блока.

Оценка систем разработки с закладкой. По условиям применения и эффективности системы с закладкой занимают промежуточное положение между системами с открытым очистным пространством и системами с креплением и закладкой. Поэтому, если позволяет устойчивость боковых пород и руды, предпочитают производить разработку более дешевыми системами - с открытым очистным пространством. Напротив, при слишком неустойчивых породах и рудах применяют наименее эффективные системы - с креплением и закладкой.

В мощных месторождениях, когда не требуется сохранять земную поверхность, предпочтение отдают, как правило, системам с обрушением.

Гибкость систем с закладкой, позволяющая вести разработку месторождений, нарушенных сбросами и трещинами, ветвящихся, содержащих прослои и включения пустой породы, с непостоянным характером оруденения и меняющимися элементами залегания, является основным достоинством, благодаря которому эти системы получили широкое распространение при разработке жил цветных, редких металлов и золота.

Особое значение системы с закладкой приобретают для разработки на больших глубинах при большом горном давлении.

К числу других **достоинств** систем относятся:

- высокое извлечение руды при условии устранения потерь рудной мелочи в закладочном материале,
- незначительное разубоживание руды,
- возможность сортировки и оставления пустой породы в выработанном пространстве,
- выдача руды по сортам;
- безопасность работ в очистном забое;
- безопасность системы в пожарном отношении, что особенно существенно при добыче руд, склонных к возгоранию;
- возможность одновременной разработки нескольких этажей или подэтажей, что обеспечивает значительную добычу при малой рудной площади.

Из **недостатков** особенно существенны:

- высокая стоимость закладочного материала, когда его добывают вне очистного пространства;
- значительные расходы по его транспортированию и размещению в очистном пространстве и, как результат этого, низкая производительность труда рабочих забойной и подземной группы;
- большие потери обычно богатой рудной мелочи в закладочном материале при недостаточно тщательном настиле.

Системами разработки сплошной и длинными слоями с однослойной выемкой и с закладкой называются системы без разделения (сплошная) или с разделением шахтного поля этажа на длинные столбы (система длинных столбов), с отработкой их в один слой на всю мощность рудного тела и закладкой выработанного пространства (полной или частичной) в целях поддержания кровли. Выемку руды производят лавами и реже узкими забоями (заходками). Отбитая в очистных забоях руда доставляется до панельных или главных штреков для погрузки ее в рудничные

вагонетки. При необходимости призабойное пространство поддерживают в лаве распорной крепью и металлическими раздвижными стойками. По мере выемки столбов или участков (при сплошной системе) заполняют выработанное пространство закладочным материалом.

Условиями для применения систем являются:

- горизонтальные и полого залегающие месторождения небольшом мощности (до 2-3 м),
- руда различной устойчивости и устойчивые покрывающие породы,
- необходимость поддержания выработанного пространства закладкой (разработка на больших глубинах в условиях значительного горного давления, невозможность обрушения поверхности, экономическая целесообразность оставления в выработанном пространстве отсортированной в очистных забоях породы).

Подготовительные и очистные работы

При системе разработки длинными столбами этажи или шахтные поля (безэтажная разработка) нарезают на панели и длинные столбы путем проведения главных, панельных и выемочных штреков. Беспанельная схема подготовки требует проведения только главных и выемочных штреков. В сплошной системе разработки исключена нарезка столбов. При панельной схеме ведется подготовка панелей, а при беспанельной схеме - участков и крыльев шахтного поля обычно с незначительным опережением подготовительными выработками линии очистных работ (рис. 2). При пологом залегании в выемочном участке проводят восстающий и по падению разделяют участок на панели с проведением панельных штреков через интервалы, принимаемые в зависимости от способа доставки руды в лаве.

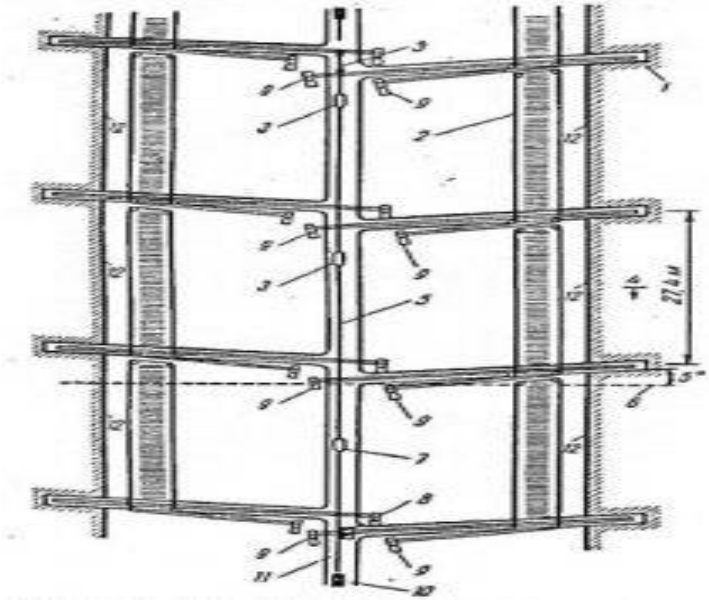


Рис. 2. Сплошная система разработки с однослойной выемкой и закладкой:

1 – штрек, опережающий забой лавы не более чем 6 м; 2 – скреперный канат диаметром 15,9 мм; 3 – скрепер емкостью 2 м^3; 4 – направление падения; 5 – канат диаметром 22,0-25,4 мм; 6 – направление простирания; 7 – скрепер емкостью 4 м^3; 8 – рудоспуск; 9 – скреперная лебедка мощностью 22 кВт; 10 – лебедка мощностью 40-45 кВт с зажимным шкивом; 11 – восстающий; 12 – забой лавы

Участок отрабатывают в обе стороны от восстающего лавами длиной 25-60 м и более с продвиганием линии очистных работ по простиранию. Забой обуривают шпурами, располагая и заряжая их из расчета образования при взрывных работах кучного навала руды на расстоянии 2-5 м от забоя лавы. Осуществляют также частичное магазинирование руды с помощью направленного отброса ее при взрывании шпуров.

Руду доставляют в лаве и панельном штреке скреперными лебедками мощностью 22 квт, а в восстающем до этажного откаточного штрека - лебедками большей мощности (40-45 квт). Применяют двудействующее скреперование в лавах - скрепер тяговой ветви, расположенной в призабойном пространстве, доставляет руду, а скрепер хвостовой ветви, находящейся за навалом руды, производит зачистку подошвы и доставляет отсортированную породу для выкладки бутовых полос или столбиков, поддерживающих кровлю.

В некоторых случаях при сплошной системе ведут выемку лавами в направлении по восстанию, а отбитая руда отбрасывается силой взрыва шпуров в аккумулирующие траншеи, расположенные по падению в почве рудных тел. При этом исключается доставка руды в лавах и ее скреперуют в траншеях до откаточной выработки. Большое развитие выемка по восстанию получила в системе длинных столбов с доставкой руды по желобам, уложенным в рудоспусках или восстающих.

Временное поддержание кровли в лавах ведут кострами и стойками. Рудные целики при разработке на больших глубинах для избежания горных ударов не оставляют или, оставляя их, извлекают по мере продвигания забоев.

Технико-экономическая характеристика систем

В рассматриваемых системах чаще всего выемку руды ведут лавами. Более высокими показателями отличается сплошная система с закладкой благодаря меньшему объему подготовительных работ по сравнению с системой разработки длинными столбами.

При выемке участков длинными лавами с многостадийной скреперной доставкой руды производительность труда на одного рабочего по лаве значительно выше, чем в коротких лавах с комбинированной доставкой (ручной в лавах, вагонетками в панельных штреках и скреперной в восстающих). Кроме того, повышается интенсивность отработки участков на 40-50%.

К **достоинствам** систем относятся:

- сравнительно высокая производительность труда забойных рабочих при выемке лавами с механизированной доставкой руды;

- использование отсортированной породы для закладки выработанного пространства и предотвращение значительного развития горного давления и возникновения горных ударов при разработке на больших глубинах при условии соблюдения требований в отношении тщательности закладочных работ;

- недопустимость оставления целиков в выработанном пространстве и проведения мероприятий по разгрузке пород от напряжений.

Недостатками систем являются высокая стоимость добычи в связи с расходами на закладочные заботы и небольшая производительность труда на забойного рабочего при недостаточной механизации процессов очистной выемки.

В связи с большой трудоемкостью доставки руды на месторождениях с небольшими углами падения системы разработки сплошная и длинными столбами с однослойной выемкой и закладкой совершенствуются путем:

- использования энергии взрыва для образования кучного навала руды при ее отбойке шпурами и направленного отброса руды на скреперные дорожки, конвейеры, в аккумулирующие выработки;
- полной механизации доставки руды и закладочных работ с повышением эффективности скреперной доставки с помощью многоковшового и двудействующего скреперования;
- снижения потерь отбитой руды с помощью устройства барьеров для исключения разброса рудной мелочи при взрывах и зачистки с подошвы рудной мелочи гидравлическим способом;
- внедрения отбойки руды в маломощных жилах шпурами малого диаметра.

СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ И ЗАКЛАДКОЙ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

В отличие от систем с креплением, которые применяют для отработки маломощных месторождений, системы с креплением и закладкой применяются на месторождениях любой мощности.

Поддержание выработанного пространства при этих системах осуществляется регулярно возводимой крепью и закладкой. Системы применяют при слабых неустойчивых рудах и вмещающих породах, непостоянной форме, мощности и углах падения, при наличии крупных включений и прослоек пустых пород в руде, высокой ее ценности и необходимости сохранения поверхности от обрушения.

Системы разработки с креплением и закладкой применяют главным образом на медных и полиметаллических рудниках. В настоящее время удельный вес этих систем резко снизился за счет применения других, более производительных и эффективных систем.

Признаками для классификации систем с креплением и закладкой являются направление подвигания забоя и способ очистной выемки. По этим признакам выделяют три основные группы систем:

1. Системы разработки горизонтальными слоями по простиранию.
2. Системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками.
3. Сплошные системы разработки.

Условия применения систем каждой группы имеют существенные различия, но, учитывая их малое распространение, рассмотрим только одну из них.

При выемке по простиранию применяют как усиленную распорную крепь (при мощности до 3-4 м), так и станковую крепь (при мощности до 10-12 м).

Крепь изготовляют из круглого леса диаметром 20-30 см. Высота станка 2,0-2,25 м. Размеры станка в плане 1,5Х1,5; 1,8Х1,8; 2х2 м. Элементы крепи заготовляются на поверхности специальными машинами.

Общий вид системы разработки горизонтальными слоями по простиранию со станковой крепью и закладкой показан на рис. 3.

Подготовка блока состоит в проведении откаточного штрека и проходке восстающего в центре блока. Откаточный штрек крепят крепежными рамами, а восстающий - срубовой крепью с внутренней обшивкой закладочного отделения. Два других отделения восстающего используются как вентиляционно-ходовые и для доставки крепи.

Очистную выемку начинают от восстающего на уровне кровли или почвы откаточного штрека. Почву первого отработанного слоя покрывают плотным настилом.

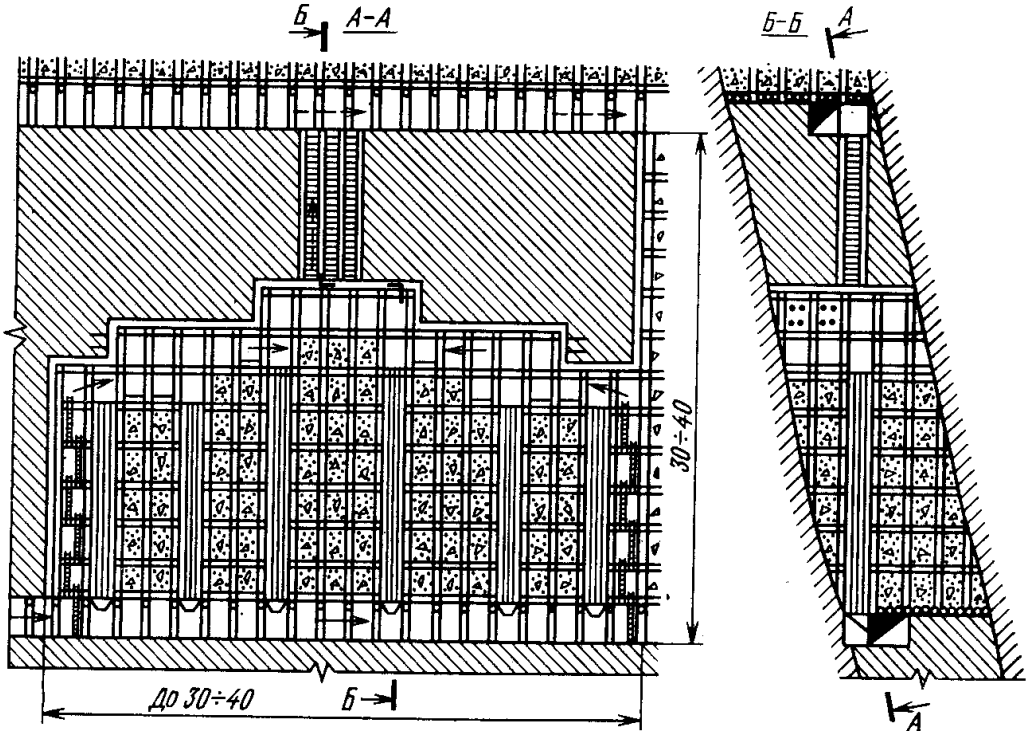


Рис. 3. Система разработки горизонтальными слоями по простиранию с креплением и закладкой

При полном развитии работ закладка отстает от кровли забоя на один-два станка. Способ размещения закладки в блоке определяется формой забоя. При небольшом числе длинных уступов (8-12 м) закладочный материал скреперуют; если же устойчивость руды позволяет вести отработку короткими уступами, создается возможность наклонного расположения закладки под действием силы тяжести.

Наличие крепи в забое позволяет совмещать закладку с другими операциями: бурением, креплением.

Через каждые два-четыре станка устраивают рудоспуски путем обшивки станков изнутри досками. Поверхность закладки покрывают настилом. Руду отбивают неглубокими горизонтальными шпурами с небольшими зарядами.

Для предохранения крепи от поломок при взрывании шпуров необходима тщательная прочная расклинка ее. Неправильное расположение шпуров или недостаточная расклинка являются причиной поломок как отдельных элементов крепи, так и массового ее разрушения.

При мощности рудных залежей более 12 м разработку ведут вкрест простирания вертикальными прирезками или короткими блоками.

Большая трудоемкость работ по креплению и закладке, низкая

производительность труда забойных рабочих, большой расход лесоматериалов, слабая механизация работ и высокая стоимость добычи позволяют применять системы с креплением и закладкой только в особо неблагоприятных горно-геологических условиях.

Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства хотя и имеют много общего с рассмотренными системами с закладкой и системами с креплением, все же отличаются от них тем, что в процессе разработки поддержание руды и вмещающих пород производится сначала крепью, а затем - с помощью закладки.

Если в системах с закладкой крепь применяется лишь для временного поддержания призабойного пространства, то в системах с креплением и закладкой крепь возводится регулярно и она навсегда остается в очистном пространстве.

Системы разработки с креплением и закладкой применяются в месторождениях любой мощности с различными углами падения там, где требуется сохранить поверхность от обрушения.

Несмотря на высокую себестоимость добычи, эти системы характеризуются незначительными потерями и разубоживанием руды и позволяют производить сортировку руды непосредственно в забое, что очень важно при разработке дорогих руд.

Так как в последние годы системы этого класса применяются сравнительно редко, ограничимся рассмотрением только системы разработки горизонтальными слоями со станковой крепью и закладкой (рис. 4).

Как следует из рисунка, подготовительные работы сводятся к проходке откаточного штрека 7, центрального восстающего 2 и боковых восстающих 3.

Очистные работы начинаются у кровли откаточного штрека. Таким образом, выемка полезного ископаемого производится в направлении снизу вверх.

Для крепления выработанного пространства применяют станковую крепь, ее используют и для крепления восстающих. Отбойку руды осуществляют горизонтальными шпурами. Руду отбивают на настил, уложенный непосредственно на крепь, а затем доставляют к рудоспускам. Закладочный материал подают через центральный восстающий 2.

Из недостатков системы следует назвать большой расход крепежного материала, а также высокую трудоемкость работ.

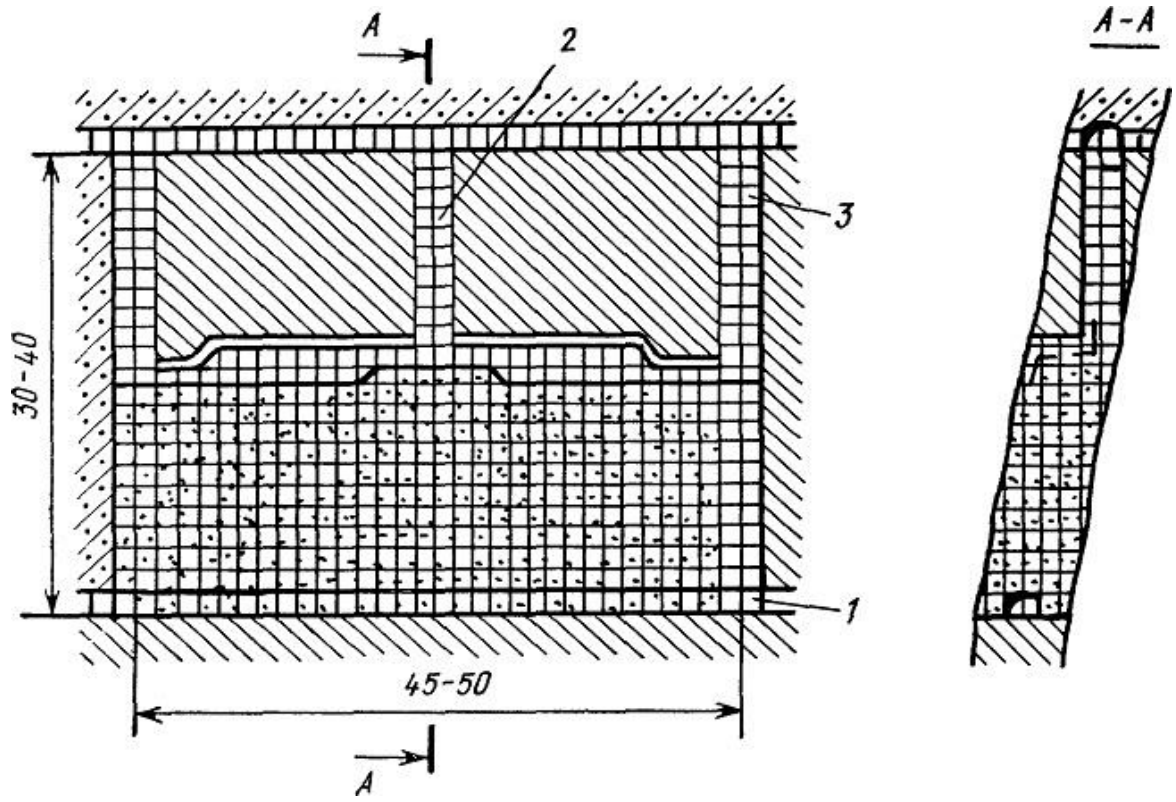


Рис. 4. Система разработки горизонтальными слоями со станковой крепью и закладкой

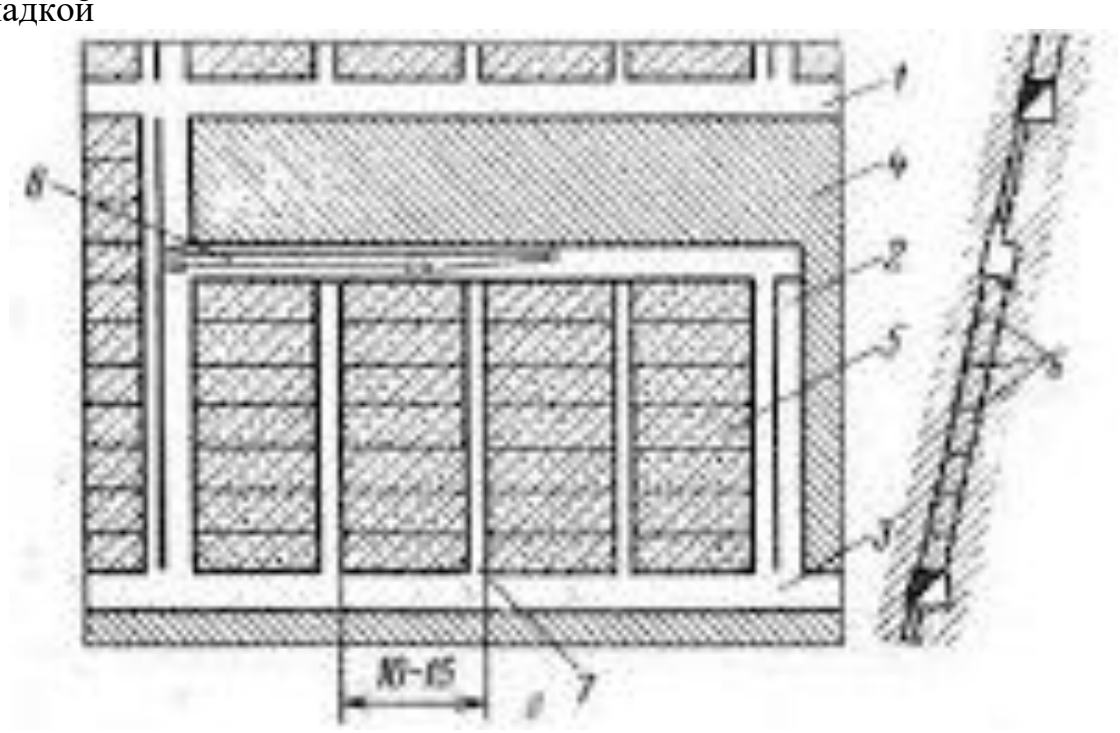


Рис. 5. Вариант системы разработки с раздельной выемкой и закладкой подрываемыми вмещающими породами (с сооружением бетонных настилов):

1 и 3 - вентиляционный и откаточный штреки; 2 - блоковый восстающий; 4 - руда в целике; 5 - закладка отработанных слоев; 6 - бетонные настилы; 7 - выкрепленные рудоспуски; 8 - скреперная лебедка на уборке руды и укладке настила

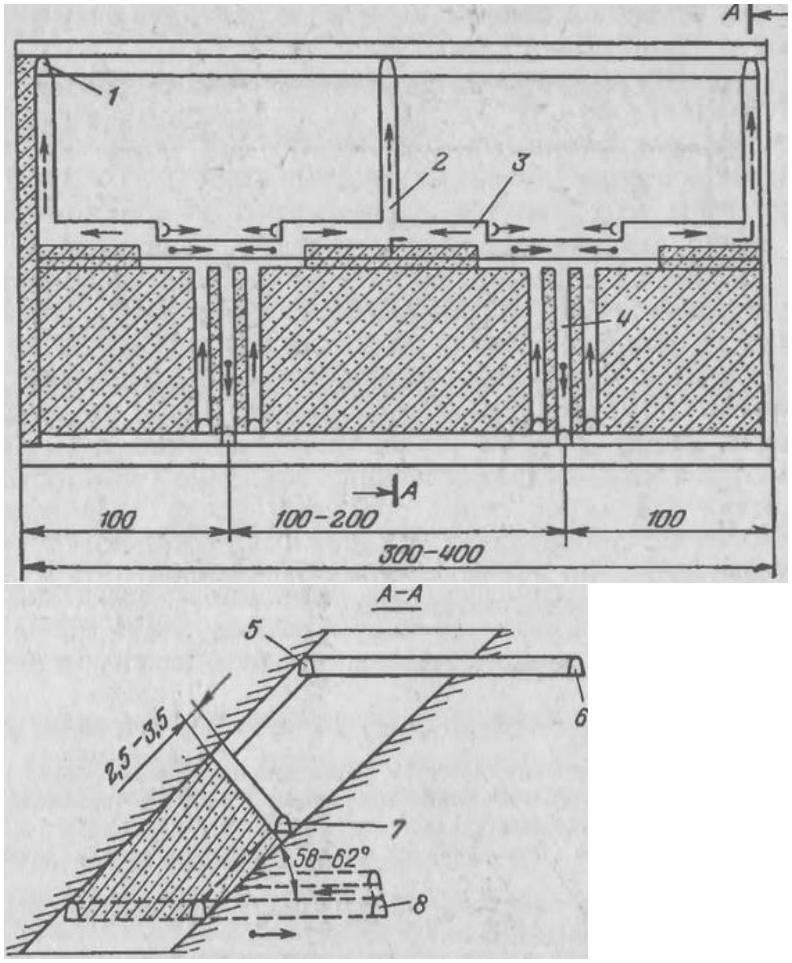


Рис. 6. Схема отработки мощного пласта поперечно-наклонными слоями с закладкой выработанного пространства*: 1 - вентиляционный квершлаг; 2 - вентиляционный скат; 3 - очистной забой; 4 - углеспускной скат; 5,6 - пластовый и полевой вентиляционные штреки; 7 - слоевой транспортный штрек; 8 - полевой откаточный штрек*

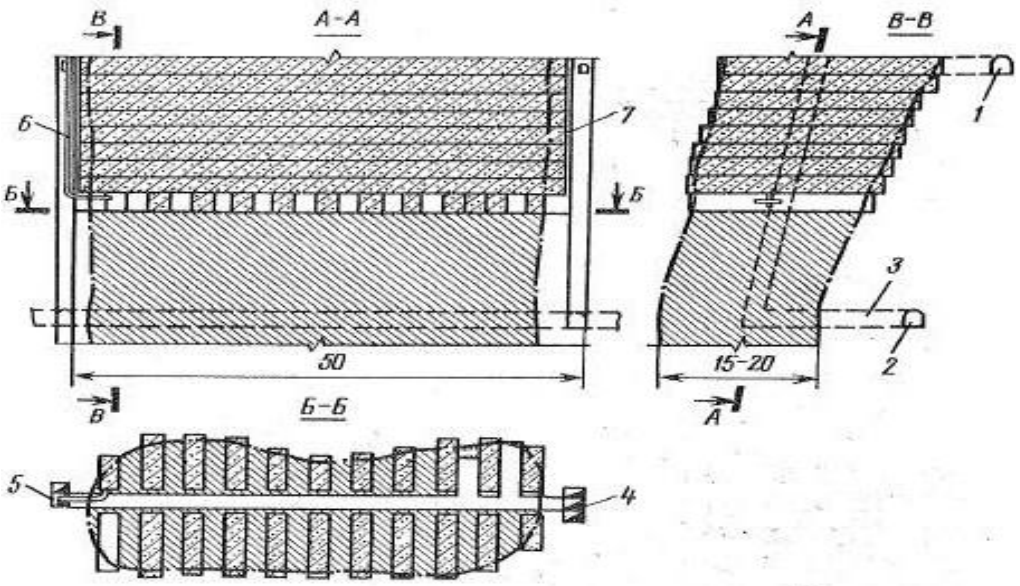


Рис. 7. Система разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой и нисходящей выемкой:*1 и 2 – вентиляционный и откаточный штреки; 3 – этажный квершлаг (орт); 4 – ходовой блоковый восстающий; 5 – закладочный восстающий; 6 – закладочный трубопровод; 7 – дренажная перемычка*

Технико-экономические показатели систем разработки

Мощность рудных тел	Система разработки	Показатели				
		Производительность забойного рабочего, $м^3$/смен	Потери руды, %	Разубоживания, %	Расход ВВ, $кг/м^3$	Расход лесоматериалов, $м^3/м^3$
		Крутонаклонные жилы				
Тонкие	С открытым очистным пространством	2,1 / -	12,6 / -	6,2 / -	- / 1	- / 0,09
	С магазинированием руды	2,73 / 2	9 / -	56,5 / 54	- / 1,4	- / 0,05
	С закладкой очистного пространства	1,9 / 1	2,9 / 1,04	72,2 / 50	- / 1,47	- / 0,065
Маломощные	С открытым очистным пространством	2,56 / -	6,02 / -	59,1 / -	- / 1	- / 0,09
	С магазинированием руды	3,85 / 2,2	6,6 / -	30,4 / 54	- / 1,4	- / 0,05
	С закладкой очистного пространства	1,74 / 1,03	7,9 / 1,04	31,8 / 50	- / 1,4	- / 0,05
		Пологие и наклонные жилы				
Тонкие	С открытым очистным пространством	2,09 / 2,1	10,1 / 20	64,6 / 40	- / 2	- / 0,05
Маломощные		2,92 / -	11,7 / -	20,5 / -	- / 1,5	- / 0,04

ЛЕКЦИЯ № 15

ПОКАЗАТЕЛИ ЭФФЕКТИВНОСТИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИИ

Технико-экономические результаты разработки и составляющих ее операций принято выражать большим числом показателей. Среди них можно выделить пять основных групп:

- показатели производительности труда;
- показатели расхода материалов, энергии и оборудования, применяемых в процессе добычи;
- экономические показатели;
- показатели качества и полноты извлечения руды;
- показатели интенсивности разработки.

Показатели производительности груда. Для оценки применяемой системы и технологии разработки в отношении производительности труда пользуются несколькими показателями. Среди них наиболее важными являются следующие.

Производительность труда забойного рабочего на очистной выемке и производительность труда забойного рабочего по системе разработки, включая очистную выемку, нарезные и подготовительные работы. Ее выражают обычно в тоннах или кубических метрах за смену.

Производительность труда рабочих по отдельным рабочим специальностям, занятых на очистной выемке, нарезке и подготовке. Этот показатель используется реже, так как он характеризует только некоторые элементы системы и технологии разработки, а не систему в целом.

Производительность труда подземного рабочего, включая сюда все производственные процессы, выполняемые под землей. Этим показателем не будем пользоваться, поскольку мы рассматриваем не все производственные процессы, выполняемые под землей.

Показатели расхода материалов и энергии. Для сравнительной оценки различных систем разработки и разной технологии и добычи необходимо знать расход различных материалов и энергий на 1 т (или 1 $м^3$) добытой руды.

Принято учитывать расход следующих основных материалов:

- взрывчатые материалы, кг;
- крепежный лес, $м^3$;
- буровая сталь, кг;
- твердые сплавы, г.

В полной стоимости материалов, расходуемых в процессе добычи, эти три вида составляют до 80-90 %, поэтому расход других материалов отдельно обычно не показывают.

Расход энергии принято выражать в кВт-ч на 1 т (1 $м^3$) добытой руды. Сюда включается расход электроэнергии работающими под землей электрическими горными машинами и устройствами, а также расход электроэнергии, затрачиваемой на выработку сжатого воздуха; потребляемого пневматическими горными машинами. В процессе добычи руды применяемые горные машины изнашиваются и их

стоимость погашается отнесением на себестоимость 1 т. добытой руды.

Основные экономические показатели разработки. Себестоимость добычи 1т руды по системе разработки. В себестоимость входят в качестве составных элементов: заработная плата с начислениями на нее, стоимость израсходованных материалов и энергии и амортизация оборудования. Между себестоимостью добычи и приведенными показателями по производительности труда, расходу материалов и энергии имеется прямая зависимость. Поскольку доля заработной платы в себестоимости добычи руды часто превосходит 60%, то производительность труда забойного рабочего в значительной мере определяет себестоимость добычи.

Себестоимость добычи по руднику (шахте) включает, кроме указанных выше, расходы по другим, производственным процессам - транспорту, подъему, водоотливу и другим, а также услуги вспомогательных цехов, расходы на текущий ремонт, содержание основных средств, общерудничные и административно-управленческие расходы.

Затраты на транспорт и переработку 1т руды до получения готовой продукции (концентрат, чистый минерал или металл).

Чистый доход (прибыль) на 1т руды представляет собой разницу между ценой готовой продукции и полной себестоимостью добычи, транспорта и переработки 1т руды.

Экономический эффект разработки месторождения или деятельности рудника выражают также показателем «рентабельность», который означает отношение суммы прибыли за год к полной стоимости основных и оборотных фондов предприятия.

ОСНОВНЫЕ ОПРЕДЕЛЕНИЯ И ТРЕБОВАНИЯ, ПРЕДЪЯВЛЯЕМЫЕ К ПОДГОТОВКЕ

Подготовка шахтного поля к очистной выемке заключается в разделении его на этажи выработками основного горизонта - откаточными штреками и ортами, а также в разделении этажа на выемочные участки - блоки с помощью восстающих выработок. Подготовительные выработки служат для передвижения людей, транспортирования горной массы, доставки оборудования и материалов, проветривания и других целей.

При пологом залегании месторождения шахтное поле делится подготовительными выработками - главными и панельными штреками - на панели и столбы.

В особую группу выделяют **нарезные** выработки, проводимые в пределах блоков, панелей и столбов непосредственно для очистной выемки.

К нарезным выработкам относятся:

- подэтажные и слоевые горизонтальные выработки, разделяющие блок на отдельные выемочные подэтажи или слои;
- выработки горизонта скреперования - штреки или орты, служащие для скреперной доставки отбитой руды до выработок основного горизонта, а также для вторичного дробления руды;
- выработки горизонта грохочения - камеры, штреки, орты, служащие для

вторичного дробления отбитой руды и перепуска ее на основной горизонт;

- выработки горизонта подсечки, служащие для отделения добываемого массива руды от днища блока;

- отрезные восстающие и щели, горизонтальные и вертикальные ходки, вентиляционные сбойки и ряд других выработок, рассмотрение которых вследствие их тесной связи с очистной выемкой возможно только при изучении отдельных систем разработки.

В условиях значительного притока воды проведение подготовительных выработок должно обеспечивать своевременный дренаж.

Для характеристики объема подготовительных работ пользуются показателем удельный объем подготовительных работ, который выражает процентное отношение объема подготовительных выработок к объему руды в этаже или блоке. В зависимости от системы разработки и характера месторождения удельный объем подготовительных работ изменяется от 2 до 15%, иногда достигает 25%. Нередко удельный объем подготовки определяют, как отношение объема добычи руды из подготовительных выработок к извлекаемым запасам блока. Однако этот показатель не отражает объема полевой подготовки.

Объем подготовительных работ характеризуется также числом погонных метров подготовительных выработок, приходящихся на 1000 т готовых к выемке запасов руды.

Требования, предъявляемые к подготовке. Принятый способ подготовки, расположение и размеры подготовительных выработок должны обеспечивать:

- безопасное производство очистных работ;
- нормальное проветривание очистных забоев;
- своевременную подготовку этажей и блоков для сохранения постоянного резерва подготовленных и готовых к выемке запасов руды с определенным средним содержанием полезных компонентов;
- удобные и безопасные условия передвижения людей, доставки материалов и оборудования по выработкам;
- минимальные потери руды в целиках;
- предохраняющих подготовительные выработки;
- производительные способы доставки руды, погрузки и откатки;
- минимальные расходы на поддержание выработок и ремонт крепи.

СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ ОСНОВНОГО ГОРИЗОНТА

Способы подготовки, основного горизонта зависят от мощности и угла падения рудного тела, от физико-механических свойств руды и вмещающих пород; порядка очистной выемки в этаже, от способа транспортирования полезного ископаемого. Из технологических операций очистной выемки наибольшее влияние на расположение выработок откаточного горизонта оказывает доставка и погрузка руды. Нередко изменение того или иного элемента технологической операции вызывает изменение схемы расположения откаточных штреков и ортов. Например, переход от скреперной доставки к вибровыпуску меняет как схему, так и параметры выработок основного горизонта.

РАСПОЛОЖЕНИЕ ВОССТАЮЩИХ И ОБЩИЙ ПОРЯДОК ПОДГОТОВКИ

По условиям проходки восстающие можно разделить на два типа:

- восстающие, которые должны быть пройдены до начала очистных работ в блоке

- восстающие, которые наращивают по мере подвигания вверх очистной выемки в открытом очистном пространстве, в закладке или в отбитой руде.

Восстающие первого типа более распространены, применяются при любой системе разработки. Восстающие второго типа применяют только при некоторых системах и используют для разных целей - спуска руды из очистного забоя, для сообщения, доставки материалов. Соответственно назначению их называют рудоспусками или ходками. Восстающие первого типа в большинстве случаев служат одновременно для нескольких целей: сообщения с очистным забоем, доставки материалов, проведения подэтажных и слоевых выработок, вентиляции, прокладки труб, силовых кабелей и др.

Размеры восстающего в свету и число отделений в нем зависят от его назначения. Восстающие с одним отделением - это обычно наращиваемые в очистном пространстве ходки или рудоспуски. При небольшой мощности рудного тела и крепких боковых породах крепление их производят распорками с дощатой обшивкой, а в менее устойчивых рудах - срубовой крепью из круглого леса или брусьев. В восстающих с несколькими отделениями одно из них обычно служит лестничным ходком, а другие предназначаются для спуска руды на нижний откаточный горизонт, спуска закладки с верхнего горизонта, доставки материалов, проветривания.

Восстающие с лестничным и рудоспускным отделениями, закрепленные распорной крепью, распространены при разработке маломощных жил, а также в крепких боковых породах.

Размеры лестничного отделения определяют исходя из требований техники безопасности; размер сечения рудоспуска должен превышать размер наиболее крупных кусков руды в 4-5 раз.

Восстающие могут быть наклонными и вертикальными (рис. 1). Вертикальные восстающие целесообразнее вследствие меньшего износа крепи в рудоспускном отделении, более удобного перемещения-людей, меньшей длины. Однако, пройти вертикальный восстающий, не выходя за пределы рудного тела, можно только при значительной его мощности.

В большинстве случаев восстающие примыкают не к кровле или почве откаточных выработок, а к их бокам, что уменьшает опасность падения в восстающие людей и делает более безопасным выход людей в откаточную выработку нижнего горизонта. Устье восстающего должно быть перекрыто лядой иди решеткой и хорошо освещено.

Расположение восстающих должно обеспечивать удобство и безопасность доступа в очистной забой, минимальную стоимость их проходки и ремонта и хорошее проветривание очистных забоев.

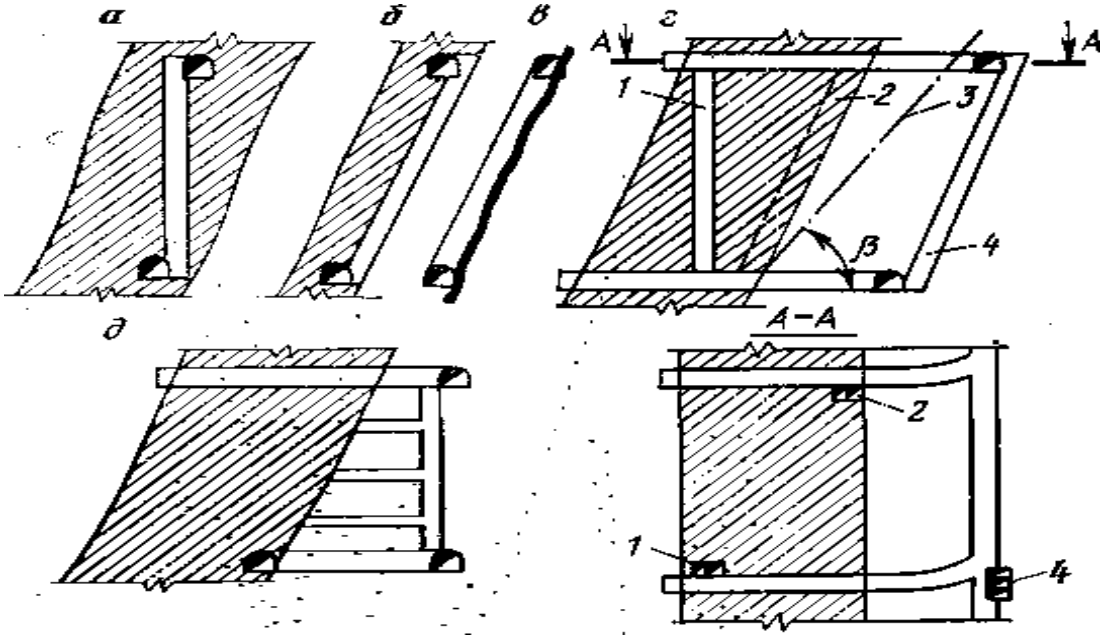


Рис. 1. Схема расположения восстающих:
а — вертикальный рудный восстающий; б —наклонный рудный восстающий;
в — наклонный восстающий, пройденный в висячем боку тонкой жилы;
г — рудный вертикальный 1 и рудный наклонный 2 восстающие;
З — граница зоны сдвижения; 4 — полевой наклонный;
д — полевой восстающий с подэтажными выработками

Если восстающий необходимо сохранять в течение длительного времени (например, для проветривания ряда блоков), его располагают за пределами зоны сдвижения на уровне данного этажа (см. рис. 1, г). Это требование относится и к откаточным выработкам, если они должны быть вентиляционными для нижележащего этажа.

Величина угла β зависит от горно-геологических условий (крепость пород, строение и т.п.) и лежит в пределах 45-75°. Если восстающий служит рудоспуском, угол его наклона должен быть не менее 60°.

Большое влияние на порядок подготовки оказывает число этажей, одновременно находящихся в очистной выемке.

Целесообразным считается производство очистной выемки одновременно не более чем на двух-трех этажах, т.к. многоэтажная разработка усложняет проветривание, удлиняет срок отработки этажа и тем самым увеличивает затраты на поддержание выработок, откаточных путей, воздухопроводов. В условиях повышенного горного давления осложняется очистная выемка, увеличиваются потери и разубоживание руды.

При многоэтажной разработке отработка этажа осуществляется в течение 10-12 лет вместо положенных 3-5 лет, увеличиваются затраты на поддержание выработок основного горизонта и скреперование.

Различают две основные схемы подготовки этажей: последовательную и параллельную.

Последовательная подготовка применяется при разработке мощных рудных тел, когда большие запасы руды на этаже обусловливают отработку его в течение

продолжительного времени. Для ускорения подготовки этажа выработки иногда проводят из временных слепых стволов, располагаемых в породах лежачего бока или по месторождению. Такой способ ускорения подготовки применяют в исключительных случаях.

При параллельной подготовке одновременно ведется проведение подготовительных выработок на нескольких этажах. По сравнению с последовательной подготовкой она имеет следующие преимущества: - меньшая стоимость проходки главного ствола сразу на несколько этажей;

- детальная разведка рудного тела на значительную глубину упрощает планирование горных работ;

- создаются хорошие условия для ведения очистной выемки благодаря опережающему дренажу.

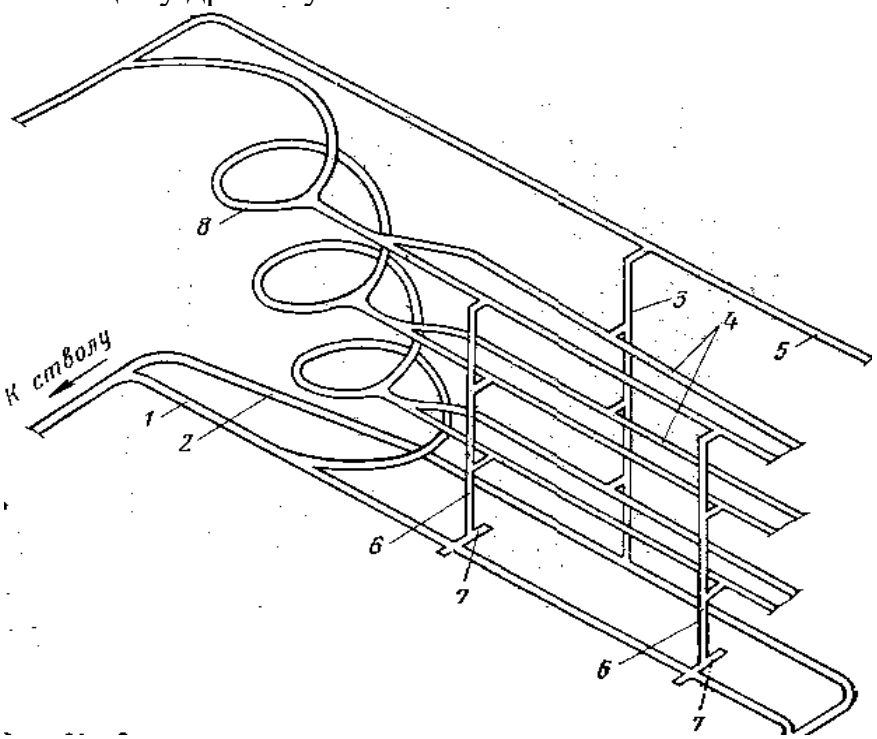


Рис. 2. Схема подготовки этажа при подэтажной выемке с применением самоходного оборудования

На рис. 2 показан вариант подготовки блока при подэтажной выемке с применением самоходного оборудования. По откаточному горизонту проводят главный откаточный 1 и вспомогательный 2 штреки. Последний вентиляционным восстающим *3* соединяется с подэтажными штреками *4* и вентиляционным штреком *5* вышележащего горизонта. Руда с подэтажей поступает через капитальные рудоспуски 6 и погрузочные камеры 7 на главный откаточный штрек. Для перемещения самоходного оборудования с горизонта на горизонт служит спиральный заезд *8*.

ЛЕКЦИЯ № 16

ОСНОВНЫЕ ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ

Очистная выемка при любой системе разработки включает три основных процесса:

- отбойку руды, т.е. отделение ее от массива и дробление;
- доставку руды - перемещение отбитой руды от забоя до откаточного горизонта, составной частью этого процесса являются выпуск и погрузка руды;
- поддержание выработанного пространства.

На эти процессы приходится 75-90% от общей суммы расходов по очистной выемке. Последние в свою очередь составляют 35-50% полной себестоимости добычи руды. Доля каждого процесса в общей сумме расходов колеблется в значительных пределах. Так, при разработке маломощных месторождений крепких руд *(системы с магазинированием и мелкошпуровой отбойкой)* наибольшая доля приходится на отбойку; в системах с креплением и закладкой - на поддержание выработанного пространства.

Распределение затрат по процессам при системах с массовым обрушением выражается в следующих цифрах (%).

Подготовительно-нарезные работы ……. 24,5
Отбойка *(бурение скважин и взрывные работы)*..... 21,0
Выпуск и доставка ……41,6
Прочие работы *(доставка материалов и оборудования, ремонт оборудования и др.)* …… 12,9

ОТБОЙКА РУДЫ

Производственные процессы взаимосвязаны между собой. Так, снижение затрат на отбойку руды за счет увеличения расстояния между взрывными скважинами приводит к ухудшению дробления руды, а это вызывает увеличение затрат на выпуск ее. Применение высокопроизводительного погрузочного оборудования позволяет снизить не только затраты на выпуск и погрузку, но и приводит к снижению затрат па кропление благодаря интенсивному перемещению очистного забоя.

Основной способ отбойки при подземной разработке рудных и нерудных месторождений - буровзрывной. При разработке мягких марганцевых руд, калийной соли, огнеупорных глин выемку осуществляют комбайнами. В порядке промышленного эксперимента применяли гидравлическую отбойку руд, получившую широкое распространение при открытой разработке.

Различают три метода буровзрывной отбойки: шпурами, скважинами и камерными зарядами. Термин «шпур» применяют при глубине его до 5 м, а термин «скважина» - при большей глубине. Скважины глубиной 6-10 м, пробуренные колонковыми или телескопными перфораторами с помощью свинчивающихся штанг, называют «штанговыми шпурами». Диаметр обычных шпуров равен 30-50 мм, штанговых - 50-80 мм.

Эффективность отбойки характеризуется сменной производительностью труда

бурильщика, точностью отбойки *(отклонением от проектных направлений контуров и т.д.)* и качеством дробления руды.

Сменная производительность труда бурильщика *P* выражается в кубических метрах или тоннах отбитой за смену руды и определяется по формуле:

$$P = X * L, \qquad (1)$$

где X - выход руды с 1 м шпура (скважины), $м^3$ или т;

L - сменная производительность труда бурильщика в метрах шпура (скважины).

Точность отбойки зависит от длины и диаметра заряда. Чем короче заряд и меньше его диаметр, тем меньше отклоняется контур отбойки руды от заданного. Если при шпуровом способе отклонения измеряются десятками сантиметров, то при отбойке скважинами они достигают в неблагоприятных условиях нескольких метров.

От точности отбойки во многом зависят потери и разубоживание руды.

Качество дробления руды выражается выходом негабарита. Последний определяют в процентах как отношение общего объема кусков, имеющих размеры выше допустимых, ко всему объему отбитой горной массы.

Выход негабарита зависит от параметров буровзрывных работ и принятого размера кондиционного куска. Его определяют непосредственными замерами, а также по удельному расходу ВВ на вторичное дробление.

Эффективность отбойки зависит от крепости руды, ее трещиноватости, мощности залежи, числа обнаженных плоскостей, мощности ВВ, расположения зарядов во взрываемом массиве, технологии взрывных работ. Густая сеть трещин в рудном массиве облегчает дробление, а редкие трещины увеличивают выход негабаритов. Наличие двух или трех обнаженных плоскостей уменьшает расход ВВ, но ухудшает качество дробления.

Удельные значения элементов затрат на взрывную отбойку в крепких рудах составляют:

на бурение 60-70%,

на ВВ – 20-30%,

на заряжание и взрывание 10-20%.

В рудах средней крепости основные затраты приходятся на ВВ. Доля ВВ в затратах на взрывную отбойку возрастает также с увеличением диаметра скважин.

Шпуровая отбойка. Бурение шпуров в очистном забое осуществляется перфораторами и самоходными бурильными установками. Бурение перфораторами - ручными, колонковыми, телескопными - применяется в забоях небольших размеров, обычно в рудных телах малой мощности. Низкая производительность труда бурильщиков, большое пылеобразование требуют замены ручного перфораторного бурения более производительным бурением с помощью бурильных установок.

В настоящее время бурильные установки для очистных работ выпускаются нескольких типоразмеров с двумя или тремя мощными перфораторами на пневмоколесном ходу с пневматическим или дизельным приводом. Установки предназначены для бурения шпуров диаметром 40-60 мм, глубиной до 3-4 м.

Хорошее дробление руды, минимальные потери и разубоживание её вследствие возможности точно следовать за контурами рудного тела, незначительный

сейсмический эффект являются основными достоинствами шпуровой отбойки.

При отсутствии негабаритов отпадает необходимость в проведении выработок вторичного дробления; упрощается подготовка блоков.

Шпуровая отбойка применяется при мощности залежей до 6-10 м, при невозможности одновременного взрывания больших зарядов из-за опасности нарушения рудных целиков или крепления и при необходимости нахождения людей в очистном пространстве.

Выход горной массы и удельный расход ВВ зависят от коэффициента крепости руды, мощности рудного тела, глубины и диаметра шпуров и изменяются соответственно от 0,3 до 1,5 $м^3$/м и от 0,7 до 2,5 кг/$м^3$. Производительность труда бурильщика составляет 5-40 $м^3$/смену при бурении перфораторами и до 400-500 $м^3$/смену при применении самоходных буровых кареток. В последнем случае она приближается к производительности труда при скважинной отбойке.

Эффективность шпуровой отбойки зависит также от уровня механизации заряжания шпуров. Заряжание гранулированными ВВ производят пневматическими зарядчиками.

Перспективным является применение для бурения шпуров гидравлических перфораторов, обеспечивающих большую скорость бурения, меньший расход энергии и более благоприятные санитарно-гигиенические условия труда - отсутствие пыли и малый шум.

Скважинная отбойка. Подземная отбойка взрывными скважинами получила широкое распространение при разработке мощных месторождений. Она обеспечивает высокую производительность труда буровых рабочих, более безопасные и здоровые условия их труда, так как бурение скважин осуществляется из выработок небольших размеров и при бурении образуется значительно меньше пыли, чем при перфораторном бурении. Применение глубоких скважин позволяет уменьшить объем подготовительно-нарезных работ и снизить себестоимость добычи.

Недостатки: неравномерное дробление и повышенный выход негабарита, более высокий сейсмический эффект, большие потери и разубоживание руды. Поэтому для скважинной отбойки благоприятны невысокая ценность руд, правильные элементы залегания рудного тела, применение мощного погрузочно-транспортного оборудования и сейсмически прочных конструкций.

Скважины для отбойки бурят глубиной от 5 до 60 м, диаметром от 30 до 250 мм.

Схемы отбойки и расположения скважин. Руду отбивают горизонтальными или вертикальными, реже наклонными слоями. Толщина отбиваемого слоя колеблется от 1,5 до 10-15 м и зависит от диаметра скважин, мощности ВВ и числа рядов скважин в слое. Обычно скважины располагают в плоскостях, параллельных поверхности отбиваемого массива. В слое скважины располагают параллельно, веерообразно или пучками. Пучки скважин бывают веерообразные или параллельные.

По направлению различают скважины вертикальные (восходящие и нисходящие), горизонтальные и наклонные (восходящие и нисходящие). Размеры обуриваемого слоя зависят от принятых параметров выемочного блока и

оптимальной глубины бурения станка, а также от характера контактов рудного тела.

При отбойке вертикальными параллельными нисходящими скважинами (рис. 3,а*)* бурение осуществляется из буровых ортов *1,* пройденных из штрека 2 на расстоянии, равном толщине отбиваемого слоя *m.*

Веерные нисходящие комплекты буровых скважин (рис. 3,б) бурят из штрека 2. Вследствие значительного сокращения длины буровых выработок, возможности бурения нескольких скважин с одной установки бурового станка веерное расположение получило широкое распространение, несмотря на большую (в 1,5-2 раза) глубину скважин в слое и неравномерное дробление руды. При веерном расположении расстояние между комплектами скважин (а) можно принимать любым. При параллельных скважинах оно ограничивается устойчивостью междуортовых целиков *Ц,* толщину которых нельзя принимать менее 2 м. Отбойку слоев в обоих случаях можно вести последовательно или одновременно с миллисекундным замедлением на открытые камеры или на ранее отбитую руду.

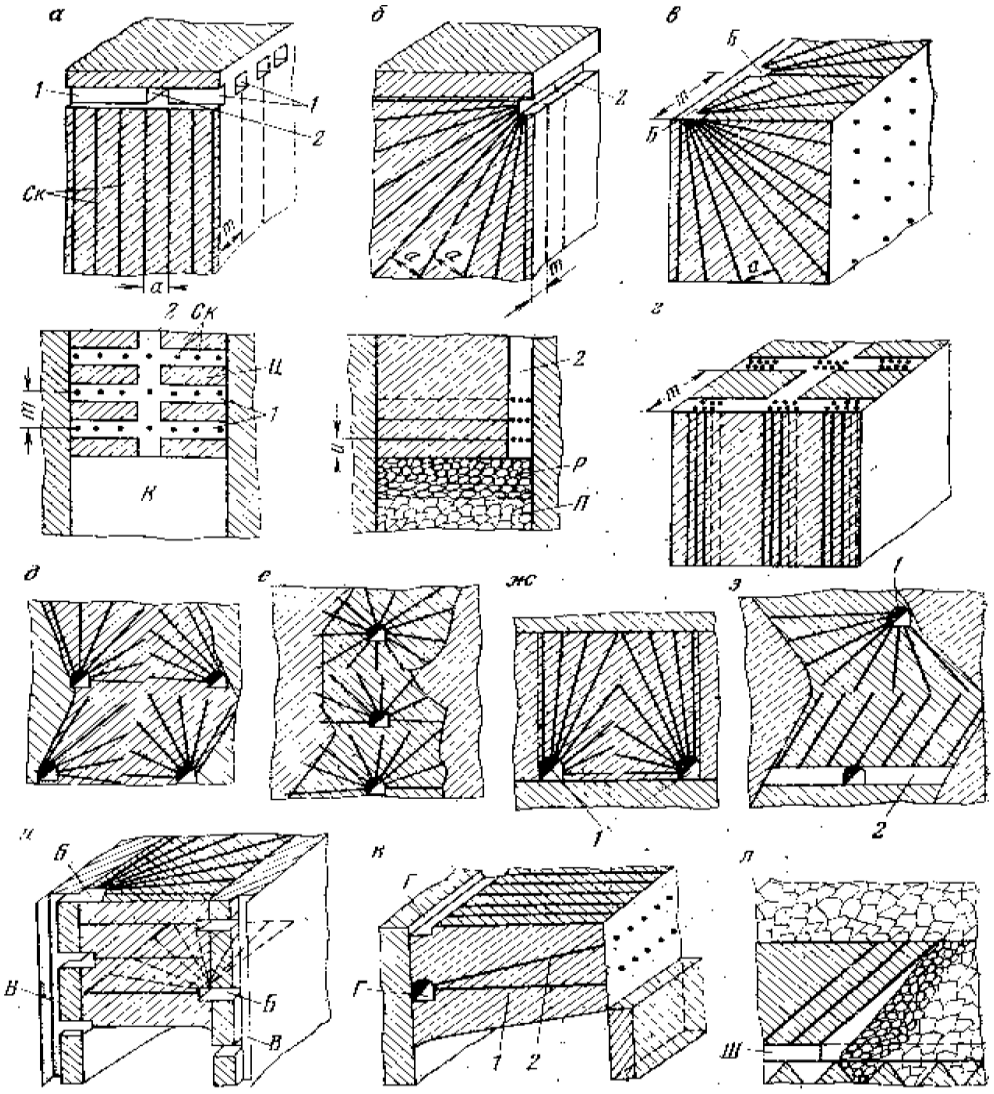


Рис. 3. Схемы отбойки и расположения скважин:
а,б,д,е,ж,з - вертикальными слоями при веерном и параллельном расположении скважин; в,г - вертикальными слоями при пучковом расположении скважин; и,к - горизонтальными слоями; л - наклонными слоями

Отбойка в зажиме

При отбойке в зажиме необходимое при дроблении руды взрывом увеличение ее объема достигается за счет уплотнения ранее раздробленной (и частично выпущенной) руды или породы *П.* При одновременном взрывании 4-5 рядов максимальное смещение зажимающего материала достигает 3 м. Взрывание в зажиме требует увеличенного расхода ВВ, но значительно улучшает дробление руды. Для одновременного взрывания большого числа комплектов скважин образуют открытую компенсационную камеру.

При веерном расположении для оконтуривания слоя с противоположной стороны также проводят буровую выработку.

На рис. 3,ж показана отбойка встречными восходящими веерами скважин из буровых выработок *1,* проведенных по почве пласта. Отбиваемый слой оконтуривается скважинами с трех сторон. Для оконтуривания слоя с четырех сторон буровые выработки должны быть расположены в противоположных углах слоя.

Число буровых выработок, их взаимное расположение определяются физико-механическими свойствами руд и пород, характером контактов рудного тела. В рудных телах неправильной формы буровые выработки располагают чаще, глубина скважин уменьшается.

Обуривание слоя восходящими и круговым комплектами веерных скважин показано на рис. 3,*д* и *е.* В целях полноты выемки руды при прочных контактах концы скважин углубляют во вмещающие породы на 0,5-1,5 м (см. рис. 3,*е),* при неустойчивых контактах, наоборот, недобуривают их на 0,2-0,5 м.

На рис. 3,з изображено обуривание слоя нисходящим веерным комплектом скважин из штрека *1* и параллельными восходящими наклонными скважинами из бурового орта *2.* Следует отметить, что при отбойке нисходящими веерами скважин буровая выработка для последующего бурения более устойчива, чем при восходящих веерах.

Для отбойки руды горизонтальными слоями скважины бурят из камер *Б* (рис. 3,и) или горизонтальных выработок *Г* (рис. 3,к). Эти буровые выработки проводят из восстающих *В.* Скважины в слое располагают параллельно или (чаще) веером.

Для того, чтобы целик между буровыми выработками был мощнее, их располагают с противоположных сторон на разных уровнях (в шахматном порядке), как показано на рис. 3,и. Если буровые выработки расположены с одной стороны одна над другой (рис. 3,*к),* то из каждой выработки бурят два ряда скважин: горизонтальный *1* и слегка наклонный 2; взрывают их с миллисекундным замедлением.

В последние годы большое распространение получила отбойка вертикальными слоями, так как при ней упрощается перемещение буровых станков по горизонтальным выработкам. При отбойке горизонтальными слоями, кроме частого демонтажа станков с доставкой их по вертикальным выработкам, увеличивается число восстающих, усложняется проведение и оборудование буровых камер.

На рис. 3,*л* показана отбойка наклонными слоями комплектом веерных скважин, пробуренных из подсечного штрека *Ш.*

При пучковом веерном расположении скважин из буровой камеры *Б* (рис. 3,в) бурят несколько (нисходящих или восходящих) комплектов веерообразно

расположенных скважин. Это позволяет увеличить толщину *m* отбиваемого слоя до 10-20 м. При пучковом веерном расположении скважин из одной буровой выработки можно обурить большой массив руды, по сравнению с параллельно расположенными комплектами взрывных скважин (рис. 3,б) примерно в 1,5 раза возрастает суммарная глубина скважин. В настоящее время эту схему применяют редко (в основном для обрушения целиков руды), но она целесообразна при большой скорости бурения скважин.

С целью увеличения толщины отбиваемого слоя и уменьшения объема нарезных работ, а также повышения производительности бурения в последние годы получает распространение пучковое параллельное расположение скважин (рис. 3,*г).* Комплекты скважин бурят на расстоянии 20-30 см один от другого. В комплекте бывает от 4 до 25-30 скважин. Иногда 9-10 скважин бурят с одной установки станка, поворачивая его вокруг оси. Скважины диаметром 900 мм равномерно располагаются по окружности. Во избежание большого выхода негабаритов в этом случае породы должны хорошо дробиться, иметь густую сеть трещин. Успешный опыт ряда рудников свидетельствует о целесообразности применения в соответствующих условиях концентрированных зарядов в скважинах большого (250-350 мм) диаметра; для этого необходимо производство соответствующих буровых станков.

В большинстве случаев в монолитной руде, в особенности при редкой сети трещин, предпочтение отдают скважинам малого диаметра (менее 100 мм); в этих условиях они намного эффективнее вследствие лучшего дробления и повышения производительности выпуска и доставки руды. При коэффициенте крепости руды *f*=10-18 переход на отбойку скважинами диаметром 46-65 мм позволил увеличить производительность труда забойных рабочих, снизить затраты на добычу тонны руды, уменьшить потери ее и на значительный период поддерживать в рабочем состоянии нарезные и подготовительные выработки.

Бурение скважин. Для бурения скважин применяются станки вращательного бурения твердосплавными и алмазными коронками, ударно-вращательного действия перфораторами различных типов, пневмоударного и шарошечного бурения.

Вращательное бурение твердосплавными коронками применяют при коэффициенте крепости пород до 6-8. Станками с колонковыми электросверлами бурят скважины диаметром 50-100 мм и глубиной 10-40 м. Производительность станков - от 20 до 100 м в смену.

Алмазное бурение взрывных скважин диаметром 30-50 мм имело широкое распространение за рубежом, потом было вытеснено ударно-вращательным бурением. Алмазное бурение может быть эффективным при снижении себестоимости синтетических алмазов. Производительность алмазного станка в породах крепостью 13-17 составляла 7-25 м/смену.

Вращательно-ударное бурение в настоящее время является основным способом бурения скважин небольшого диаметра (45-90 мм), глубиной до 30 м в крепких и средней крепости породах. Перфораторы имеют обычно независимое вращение бура.

Для установки таких буровых машин требуются выработки шириной 2-2,3 м и высотой до 2,3 м. Сменная производительность машин 10-50 м.

К примеру, станок БСМ-1 для бурения веерообразных комплектов наклонных

скважин диаметром 45-56 мм имеет следующие показатели:

Диаметр скважины, мм	56	45
Сменная производительностьбурильщика, м/т	70/350	86/430
Сменная производительностьскрепериста, т	190	220
Выход негабарита, %	10	3
Затраты на бурение, руб/т	1,56	1,42

Пневмоударное бурение является наиболее распространенным в крепких и весьма крепких породах при глубине скважин более 12-15 м, диаметр скважин может доходить до 130 мм. Для бурения скважин большего диаметра разработаны пневмоударные расширители (до 212 мм). При этом средняя производительность труда на расширении составила 11,6 м/чел-смену, максимальная - 18 м/чел-смену.

На производительность бурения пневмоударниками влияют следующие факторы:

1. Угол наклона скважины. Скорость бурения восходящих или горизонтальных скважин несколько выше, чем нисходящих. Это связано с тем, что из восходящих скважин буровая мелочь удаляется легко и не происходит ее переизмельчения.

2. Глубина скважины. С увеличением глубины возрастает сила тяжести столба шлама в скважине, увеличивается аэродинамическое сопротивление движению его по скважине, что приводит к росту противодавления на выхлопе сжатого воздуха и снижению энергии удара. Кроме того, возрастают затраты времени на вспомогательные спуско-подъемные операции.

3. Скорость вращения бурового снаряда также выдерживается в определенных пределах. Чем ниже крепость, тем больше должна быть скорость вращения. В крепких скальных породах скорость бурения начинает уменьшаться при увеличении частоты вращения бурового снаряда свыше 60-80 мин$^{-1}$.

4. Расход воды. Опыты показывают, что максимальная скорость бурения наблюдается при относительно небольшом расходе воды (2—6 л/мин). Увеличение подачи воды (до 10-14 л/мин) снижает скорость бурения. Однако с уменьшением расхода воды возрастает запыленность воздуха.

Для нормального режима бурения между корпусом пневмоударника и стенкой скважины должен быть зазор 7-10 мм. Вследствие износа долота диаметр скважины с увеличением глубины уменьшается. Поэтому в зависимости от крепости пород и глубины бурения необходимо правильно выбрать начальный диаметр скважины (мм).

$$Д_н = d + E + \Delta d*L \qquad (2)$$

где d - диаметр корпуса пневмоударника, мм;

E - минимальный зазор между корпусом пневмоударника и стенкой скважины, мм;

Δd - средний износ долота по диаметру на 1 м скважины; мм;

L- глубина скважины, м.

Величина Δd для трехперого долота с опережающим лезвием составляет 0,122-0,152 мм/м.

Минимальные размеры буровых камер для бурения горизонтальных скважин: высота 2 м, ширина 2,5 м, длина 3-3,5 м. При бурении восходящих или нисходящих скважин высота камеры должна быть 3-3,5 м, ширина не менее 2,5 м.

Режим бурения оказывает влияние на искривление скважины и отклонение ее от

заданного направления. Для устранения значительного искривления давление на забой скважины должно быть 1300-2000 Па. Уменьшение отклонения скважины достигается за счет точной установки станка после забуривания ее на 0,3-0,5 м и применения направляющих фонарей в нижней части колонны штанг. Запрещается работать на станках с большим люфтом шпинделя и значительным износом зажимных плашек.

Производительность установок (двух- и трехперфораторных) достигает 300-500 м/смену или 1000-1500 т/смену.

ЛЕКЦИЯ № 17

ВЫПУСК И ДОСТАВКА РУДЫ

Доставкой руды принято называть перемещение ее в пределах, выемочного участка от места отбойки до места погрузки в основные транспортные средства.

Различают два основных вида доставки: под действием силы тяжести и механизированную.

Доставка под действием силы тяжести осуществляется по выработанному пространству, по настилам, рудоспускам, желобам, трубам.

Механизированная доставка производится скреперами, конвейерами, самоходными вагонетками, погрузочно- доставочными машинами.

Иногда доставку осуществляют силой взрыва или струей воды (гидравлическая доставка). Ценные полезные ископаемые во избежание потерь доставляют в плотно закрывающихся металлических сосудах - контейнерах.

С процессом доставки связаны следующие операции:

- выпуск руды из рудоспусков на почву выработок, обычно сопровождаемый вторичным дроблением руды. Вторичное дробление руды может выполняться и на другом этапе доставки, непосредственно вблизи забоя;

- выпуск руды в откаточные сосуды через люки, вибропитатели и другие устройства;

- машинная погрузка руды в поставочные агрегаты или непосредственно в откаточные сосуды.

Доставка под действием силы тяжести. Минимальный угол наклона для передвижения руды под действием силы тяжести составляет от 35 до 50° в зависимости от размера кусков, наличия в руде пылеобразного и липкого материала, влажности руды, шероховатости и неровности поверхности, по которой происходит передвижение. Слегка влажная руда, содержащая тонкоизмельченный или липкий материал, по неровной поверхности может перемещаться под действием силы тяжести при угле наклона не менее 50°, Сухая крепкая руда с равномерной кусковатостью по гладкой поверхности скатывается под углом свыше 35°. Для некоторых систем характерна доставка почти всей руды под действием силы тяжести (рис. 1), например для систем с магазинированием руды, с отбойкой из подэтажных штреков.

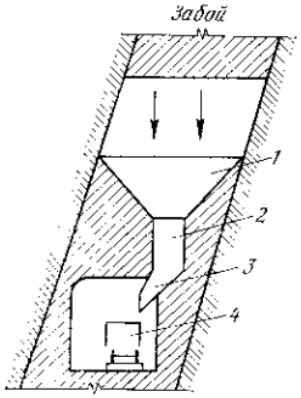


Рис. 1. Схема доставки под действием силы тяжести:
1 - воронка; 2 - рудоспуск; 3 - диск; 4 - вагонетка

При многих системах отбитая руда поступает в воронки и рудоспуски и через люки или питатели грузится в откаточные сосуды.

Для свободного истечения руды через рудоспуск ширина его должна быть в четыре-пять раз больше размера пропускаемых кусков. Практически ширина рудоспусков бывает от 1 до 2 м, редко больше.

Доставка под действием силы тяжести производительна, поэтому при выборе системы разработки и ее конструктивных элементов стремятся по возможности использовать этот способ доставки на протяжении всего пути движения руды от места ее отбойки до откаточного горизонта.

Погрузочные люки и питатели. Погрузочные люки по их устройству подразделяют на две группы: с затворами и вибрационные. В люках первой группы движение руды при загрузке ее в транспортные сосуды происходит под действием силы тяжести при открывании затвора. В вибролюках руда движется под влиянием механических колебательных перемещений основания люка.

Люки бывают с плоскими поперечными задвижками (рис. 2, а), с секторным (рис. 2, б), пальцевым (рис. 2, *в),* лотковым (рис. 2, г), цепным затворами (рис. 2, д), а также с комбинированным затвором (рис. 2, е).

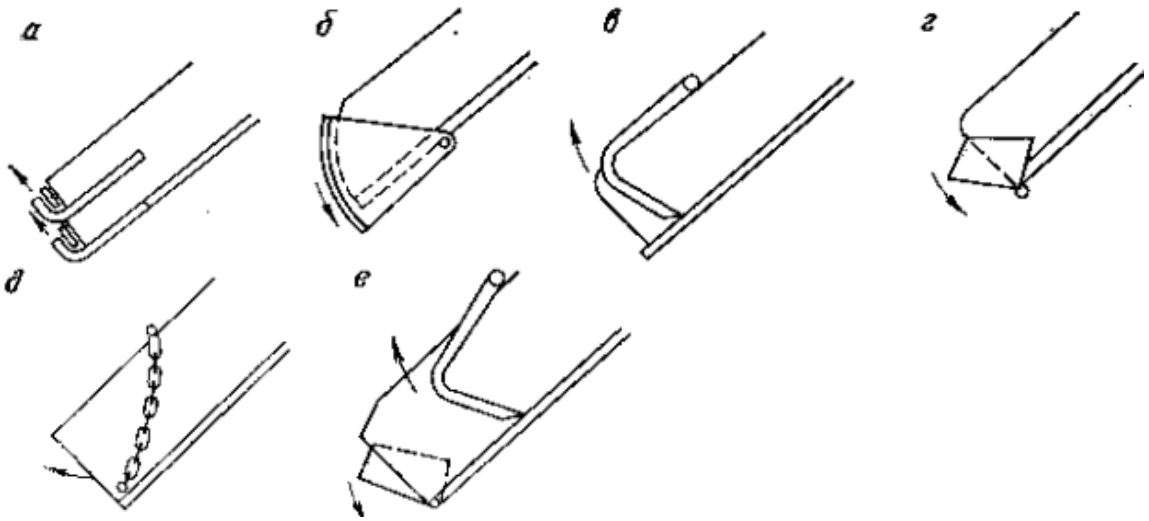


Рис. 2. Схемы основных типов люковых затворов

Выбор типа люка зависит:

- от количества руды, которое должно быть выпущено через него;
- необходимого срока его службы;
- гранулометрического состава выгружаемой руды;
- размеров откаточной выработки и способа ее крепления;
- вместимости и размеров откаточного сосуда.

Люки с поперечными задвижками применяют при разработке маломощных жил, хорошем дроблении руды и невысокой производительности блока. Затвор в люках такого типа состоит из одной или двух поперечных досок, удерживаемых железными стержнями.

Люки с одно- или двухсекторными затворами наиболее распространены, так как надежны в работе и могут применяться при мелкой и крупнокусковой руде (до 300-400 мм).

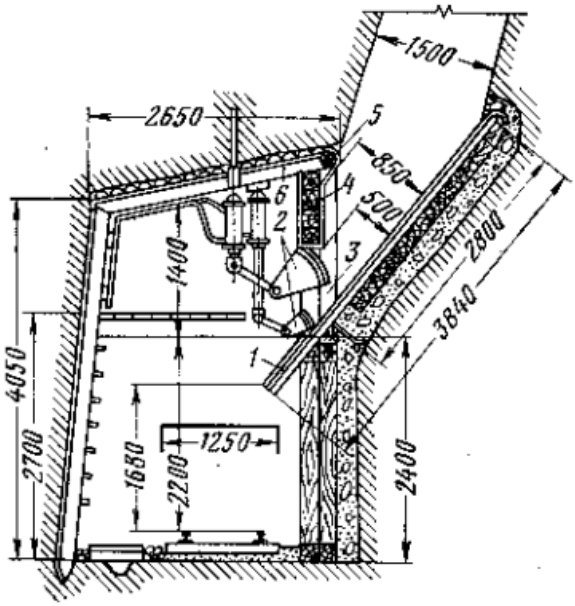


Рис. 3. Люк с двухсекторным затвором

Люк (рис. 3) состоит из днища 1, люковых затворов 2, бортов 3, лобовины 4, отбойника 5, рамы 6 и привода открывания люковых затворов.

Днище воспринимает большую нагрузку, поэтому изготовляется из прочного материала: рельсов, заделанных в бетон; стальных полос (листов) толщиной 5-25 мм на деревянном или бетонном основании. Иногда применяют стальные броневые плиты толщиной 50-80 мм.

Лобовину и отбойник, подверженные сильному износу, также изготовляют из рельсов, железобетона, а деревянные покрывают стальными полосами.

Люк с лотковым затвором применяют для мелкой руды. Затвор у этих люков представлен подвесным лотком, опускаемым вниз время погрузки.

Цепной затвор состоит из пяти-семи якорных цепей, свободно подвешенных к стержню и снабженных грузами снизу. Подъем цепей осуществляется пневмоцилиндром.

Комбинированные затворы (лотково-секторные, лотково-пальцевые, лотково-цепные) применяются для выпуска руд неравномерной кусковатости.

Люковая погрузка через затворы имеет следующие недостатки: относительно малую сменную производительность (20-250, редко 500-600 т), сложность и опасность ликвидации зависаний руды. Поэтому значительно перспективнее вибролюки и питатели.

На рис. 4 показана установка вибролюка ЛВО-2, применяемого при относительно небольшой производительности блоков. Вибролюк представляет собой сварной лоток 1 с двумя мотор-вибраторами 2 с электрическим или пневматическим приводом мощностью 1,2 кВт. Лоток опирается на резиновые амортизаторы 3, установленные на элементы рудничной крепи. Для устранения просыпания руды устанавливаются деревянные борта 4, обшитые металлическим листом. Выпускное отверстие перекрывается деревянным затвором, предотвращающим самопроизвольное выпадение отдельных кусков руды после окончания погрузки состава.

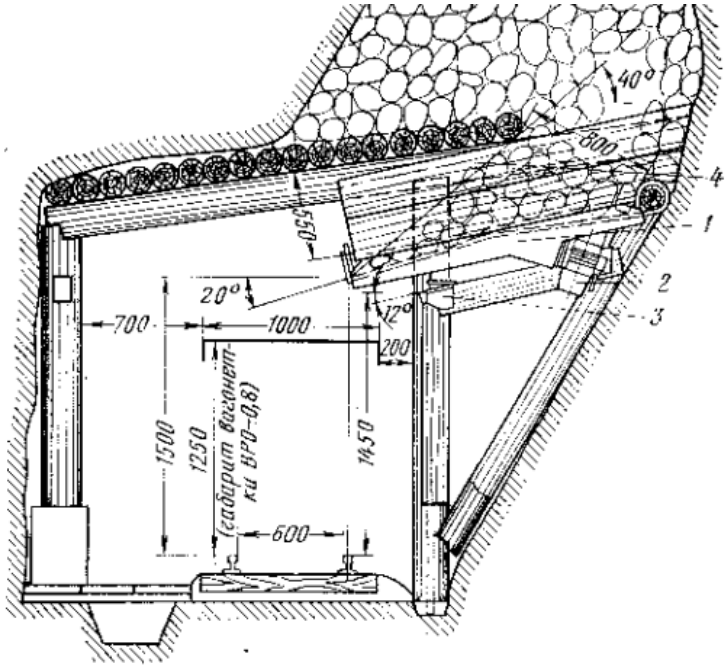


Рис. 4. Установка вибролюка в откаточной выработке

При включении вибраторов лоток совершает 2800 колебаний в минуту при амплитуде 0,4-0,6 мм. Вследствие этого руда на лотке приходит в движение при угле наклона его от 5 до 20°.

Среднесменная производительность вибролюка 150-250 т. Небольшие размеры и масса (250 кг) вибролюка обеспечивают простоту его в монтаже. Малогабаритный подвесной вибролюк (питатель) типа ПВМ предназначен для выпуска горной массы крупностью до 0,5 м. Техническая производительность его 150-250 т/ч, масса 320 кг.

Вибролюки надежны в эксплуатации, обеспечивают безопасность работ, повышают производительность труда; время на ликвидацию зависаний сокращается в 4-10 раз.

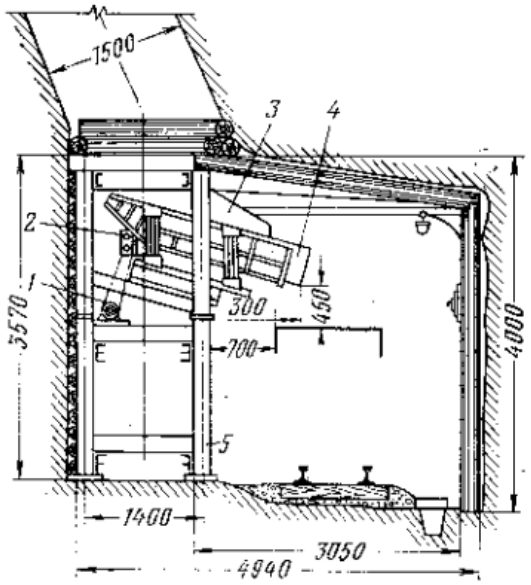


Рис. 5. Автоматический шахтный люк (АШЛ): 1- *электродвигатель; 2 - вибратор; 3 - приемник-бункер; 4 - лоток; 5 - рама*

Установка более мощного автоматического шахтного люка (АШЛ) в откаточной выработке показана на рис. 5. Вибролюк состоит из вибрационного питателя, установленного в специальной металлической раме. В настоящее время выпускается модернизированная конструкция этого люка 1АШЛ.

Техническая характеристика вибролюка 1АШЛ

Производительность при угле установки не более 10°, т/ч	1000-1600
Установленная мощность, кВт	10
Максимальный размер транспортируемого куска, мм	1000
Частота колебаний в минуту	2900
Амплитуда колебаний, мм	0,6-0,8
Габариты, мм:	
длина	3450
ширина.....	1850
высота	1200
Масса, кг	2700

Для установки вибролюка 1АШЛ требуется проведение заходки объемом 32 м^3. Трудовые затраты на доставку и монтаж вибролюка - 22-23 чел-смены. Эксплуатация вибролюков 1АШЛ на предприятиях показала их стабильную работу независимо от свойств руды.

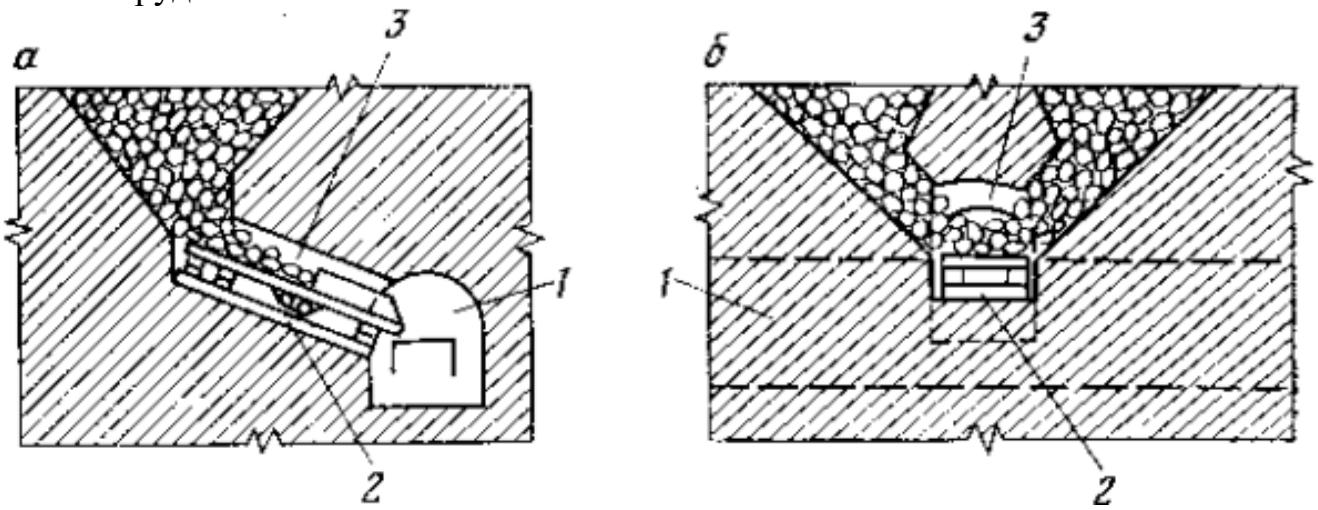


Рис. 6. Установка вибропитателей:

1 - откаточная выработка; 2 - вибропитатель; 3 – ниша

Виброустановки большой длины, имеющие значительную массу и высокую производительность, называют вибропитателями. Их устанавливают в специальных нишах, на почву выпускной выработки. Поступление руды па вибропитатель может быть торцовое (рис. 6, а*)* или боковое одностороннее и двухстороннее (рис. 6, б).

Вибропитатели бывают двух типов: направленного и ненаправленного действия.

В виброустановках ненаправленного действия колебания грузонесущего органа совершаются только в поперечном направлении. Они представляют собой изготовленные из рельсов или стальных листов площадки, укладываемые на почву выпускной выработки под углом 12-20°. Вибрация площадок служит

вспомогательным средством для снижения действия сил внутреннего трения. Чем больше наклон, тем выше производительность, но при наклоне более 20° возможно самопроизвольное движение отдельных кусков руды по окончании загрузки вагонов.

Виброплощадки таких питателей крепятся якорными цепями или тросом диаметром 15-20 мм к удерживающему расстрелу, установленному в верхней части ниши.

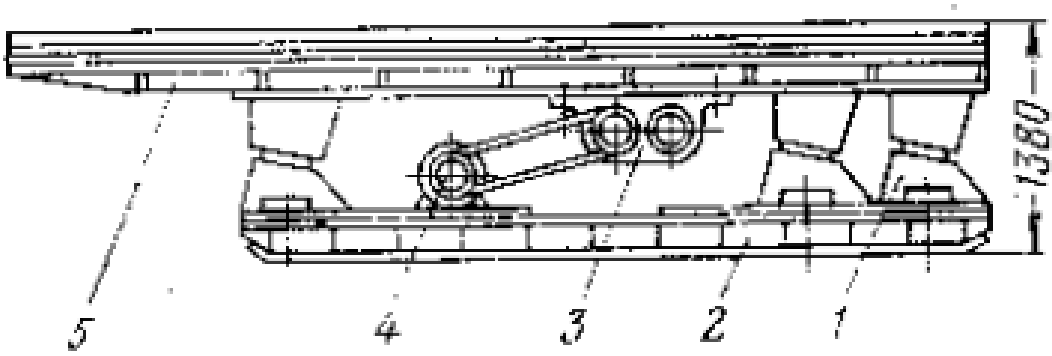


Рис. 7. Вибропитатель ВВДР-5

Вибропитатель направленного действия ВВДР-5 (рис. 7) состоит из упругих опор (амортизаторов) 1, опорной рамы 2, инерционного вибратора 3, привода 4 и грузонесущего рабочего органа 5. Грузонесущий орган представляет собой мощную сварную конструкцию, выдерживающую большие статические и динамические нагрузки. Амортизаторы обеспечивают направленность колебаний не только в вертикальной, но и в горизонтальной плоскости, вследствие чего облегчается движение руды. Вибропитатели направленного действия устанавливаются под небольшим углом (0-10°), что исключает самопроизвольное движение кусков руды и упрощает ликвидацию зависаний руды.

Опорная рама вибропитателя крепится анкерами к почве выпускаемой выработки.

Вибропитатели направленного действия обеспечивают устойчивую производительность и надежны в работе.

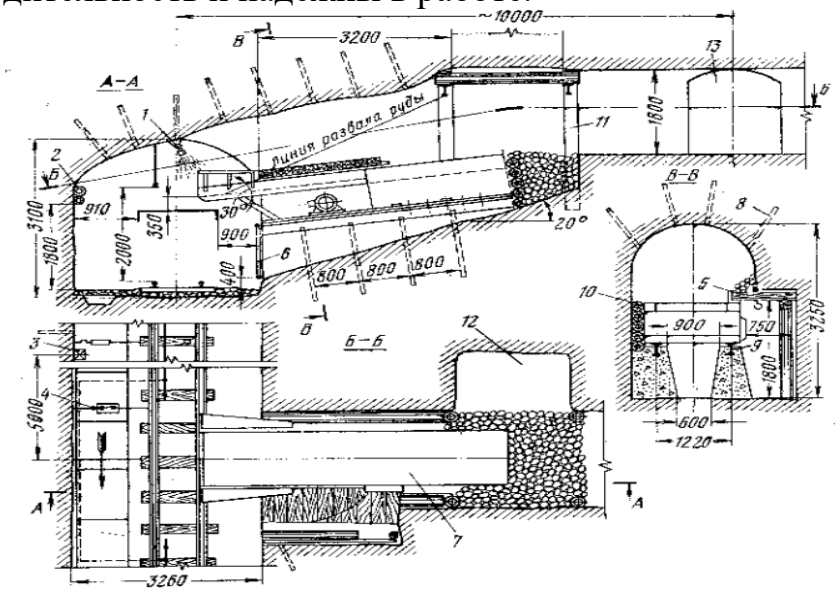


Рис. 8. Установка питателя ПВУ:

1 - ороситель; 2 - трубопроводы; 3 - пульт управления; 4 - секционный

разъединитель; 5 - полок; 6 - ограждение; 7 - питатель ПВУ; 8 - анкерное крепление выработки; 9 - фундамент; 10 - закладочные бревна; 11 - крепь устья дучки; 12 - выпускная дучка; 13 - вентиляционная выработка

На рис. 8 показана установка вибропитателя марки ПВУ (питатель вибрационный унифицированный) при одностороннем боковом выпуске руды Большинство вибропитателей способно производить погрузку руды крупностью до 1000 мм. Негабариты дробят накладными зарядами непосредственно на рабочем органе.

Техническая характеристика вибропитателей:

Вибропитатели	**ВДПУ-4**	**ВВДР-5**	**ПВУ**
Габариты, мм:			
длина	6300	6000	5000
ширина рабочего органа	1240	1700	1200
высота	715	1380	1105
Установленная мощность, кВт	22	22	21
Угол установки вибропитателя, град	15-20	0-15	0-10
Величина возмущающего усилия, кН	3,7	15	10-15
Частота колебаний, $с^{-1}$	25	16-25	24
Масса, т	4,8	6,0	4,5

В целях выявления эффективности проведены испытания вибропитателей при системе этажного принудительного обрушения. Результаты этих испытаний приведены ниже:

Вибропитатели	**ВДПУ-4**	**ВВДР-5**	**ПВУ**
Объем ниш для машин, $м^3$	23	60	40
Общие затраты па проведение ниш, руб	1172	2071	1435
Время на загрузку вагона вместимостью 4,5 $м^3$, с	52,4	37,3	25,4
Число зависаний на 1000 т погруженной руды, шт	6,4	9,2	6,3
Расход ВВ па вторичное дробление, кг/т	0,10	0,11	0,06
Техническая производительность, $м^3$/ч	275	324	453
Среднечасовая производительность, $м^3$	120,8	95	171

Наиболее благоприятные санитарно-гигиенические условия (запыленность, шум) установлены при работе вибропитателей ПВУ. По результатам испытаний этот вибропитатель рекомендован к серийному производству и по всем параметрам пре-восходит известные отечественные и зарубежные образцы.

Возможности совершенствования вибровыпуска далеко не исчерпаны. В настоящее время проводятся работы по повышению их качества и эффективности применения. В частности, выпущен модернизированный вибропитатель ВДПУ-4

направленного действия.

Одним из недостатков вибровыпуска являются большие затраты на их монтаж. Рекомендован к серийному производству вибрационный питатель колесный ВПК-3М. Он отличается мобильностью использования и низкими трудовыми затратами при установке, выдерживает большие динамические нагрузки при взрывных работах по ликвидации зависаний руды. Производительность его 250-500 т/ч, мощность электродвигателя 13 кВт, масса 4500 кг. Параметры: длина 3635 мм, ширина 1480 мм, высота 1900 мм.

На железорудных шахтах испытана рудопогрузочная установка РПУ, позволяющая осуществлять движение руды по всей длине рабочего органа, заглубленного в рудную массу. Ее применение позволяет в несколько раз снизить количество зависаний руды, производить ее выпуск крупностью до 1800 мм. Производительность очистного забоя, оснащенного установкой РПУ, составила 1500-2000 т/смену.

Машинная погрузка и доставка руды

Погрузочные машины при очистной выемке используют для погрузки руды:

- в откаточные сосуды, подаваемые к очистному забою *(этот способ погрузки применяется при разработке горизонтальных и пологопадающих месторождений);*
- выпущенной через рудоспуск на почву откаточного горизонта;
- в доставочные агрегаты (*самоходные вагонетки, конвейеры и другие, транспортирующие руду до откаточных выработок или рудоспусков).*

По принципу действия самоходные погрузочные машины характеризуются способами захвата, перемещения и разгрузки горной массы в откаточный сосуд или на конвейер.

Погрузочный орган всякой машины захватывает материал, подает его на передаточный конвейер или поднимает на некоторую высоту, перемещает к месту разгрузки и высыпает в транспортные сосуды.

По способу захвата погрузочные машины разделяют на две группы: с нижним захватом - ковшовые и с боковым захватом - с загребающими лапами. У первых разгрузка ковша может осуществляться опрокидыванием его или поворотом вместе с платформой к откаточному сосуду с последующим откидыванием днища (подземные экскаваторы).

Погрузочные машины выпускаются на рельсовом, гусеничном или пневмоколесном ходу; их технические характеристики приведены ниже.

Часто погрузочные машины работают в сочетании с пневмоколесными самоходными вагонами или автосамосвалами. Применяются они при расстояниях транспортирования от 40-50 до 500-800 м, т.е. пригодны не только для доставки руды, но и для основного транспорта по откаточным выработкам. Они имеют электрический (питаемый от аккумуляторов или сети через кабель), дизельный и дизель-электрический привод.

Самоходные вагоны от автосамосвалов отличаются способом разгрузки и загрузки. Дно их кузова оборудовано скребковым конвейером, который в процессе загрузки разравнивает, а затем выгружает транспортируемую горную массу. Возвратно-поступательное (челночное) движение вагона между забоем и местом разгрузки

позволяет применять их в выработках небольшого поперечного сечения.

Вагоны с конвейерной разгрузкой менее надежны в работе и имеют меньший срок службы по сравнению с автосамосвалами.

Самоходный вагон 5ВС15М имеет пневмоколесный ход, электрический привод на каждые два колеса, кузов вместимостью 8,6 $м^3$, оборудованный скребковым конвейером. Грузоподъемность вагона 15 т, скорость передвижения с грузом 8 км/ч. Вагон предназначен для доставки калийных руд от забоя к рудоспуску на расстояние до 200 м.

Вагон-самосвал ВС-5П1 работает в комплексе с погрузочной машиной ППН-2Г-1. Вагон может использоваться не только для перевозки горной массы, но также для доставки металлических конструкций, леса и других материалов на подэтажах.

На рудниках для доставки руды от забоя до капитальных рудоспусков на расстояние 400-800 м применяют 20-тонные автосамосвалы Могилевского завода МОАЗ. Руда в них загружается экскаваторами ЭП-1 с ковшом вместимостью 1 $м^3$. Модель автосамосвала КТМОАЗ-7405 имеет грузоподъемность 22 т.

При расстоянии транспортировки по трассе с уклоном от 0 до 10° средняя скорость груженого автосамосвала составляет 10 км/ч, а порожнего - 12 км/ч. Время загрузки автосамосвала 225 с; техническая производительность - 92 т/ч.

Из зарубежного оборудования наиболее известны подземные автосамосвалы, выпускаемые фирмами «Кируна Трак» и «Хэгглунд» (Швеция), «Вагнер» и «Эймко» (США), «Гуте-хоффнунгсхютте» (ФРГ). Грузоподъемность автосамосвалов от 3,5 до 75 т, мощность дизельных двигателей 33-490 кВт, высота при разгрузке 3,5-7,5 м. Один из наиболее распространенных в Швеции автосамосвалов марки 412Т грузоподъемностью 18 т может эксплуатироваться в выработках сечением не менее 3,2х3,5 $м^2$ при уклоне до 10°. При работе в комплексе с колесным погрузчиком с ковшом вместимостью 2,6 $м^3$ загрузка кузова производится за 4 мин. На разгрузку затрачивается 13 с.

Производительность самоходных вагонов, кроме конструктивных данных и способа загрузки, зависит и от расстояния доставки.

В настоящее время широкое распространение получили погрузочно-доставочные (транспортно-доставочные) машины, которые подразделяются на ковшовые (ПД), транспортирующие горную массу в ковше и машины с ковшом и кузовом (ПТ), транспортирующие горную массу в кузове. Создано пять типоразмеров ковшовых машин грузоподъемностью 2, 3, 5, 8 и 12 т (соответственно ПД-2, ПД-3 и т. д.) и пяти с ковшом и кузовом грузоподъемностью 2,5; 4; 6; 10 и 16 т (соответственно ПТ-2,5; ПТ-4 и т. д.). Привод у машин может быть дизельный, дизель-электрический, электрический, пневматический.

Выпуск большинства указанных типоразмеров машин освоен. Их техническая характеристика приведена в табл. 1.

У погрузочно-транспортных машин с кузовом вместимостью 1-2,5 $м^3$ максимальная производительность достигается при транспортировании руды на расстоянии 30-50 м. Мощные машины применяют при расстояниях транспортирования до 300 м.

Ковшовые погрузочно-транспортные машины иногда используются для загрузки транспортных средств, подаваемых непосредственно к забою. В этом случае они

выполняют роль колесных ковшовых погрузчиков, заменяя погрузочные машины и экскаваторы.

При подземной разработке для транспортирования руды на небольшое расстояние и зачистки почвы применяют также бульдозеры на гусеничном или пневматическом ходу, с дизельным или электрическим приводом. На рудниках для транспортирования руды при отработке пологих и наклонных рудных тел на участках, где пребывание людей было небезопасно, применяли подземный бульдозер БПДУ-2 с дистанционным управлением. При транспортировании руды на расстояние 60 м производительность его при уклоне 25° составила 50 т/ч, по горизонтали - 30 т/ч.

Таблица 1.

Показатели	Ковшовые					С ковшом и кузовом		
	ПД-2	ПД-3	ПД-5	ПД-8	ПД-12	ПТ-4	ПТ-6	ПТ-10
Грузоподъемность, т	2	3	5	8	12	4	6,0	10
Вместимость кузова, м³	—	—	—	—	—	1,5	2,5	4
Вместимость ковша, м³:								
основного	1,0	1,5	2,5	4	6	0,2	0,5	1
сменного	0,8	1,0	2 и 3	3 и 4,5	4 и 8	—	—	—
Габариты, мм:								
длина	5950	7300	7850	9000	9500	3350	3600	8500
ширина	1320	1600	1900	2500	2500	1800	2010	2500
высота	1860	2120	2240	2500	2650	2120	2120	2500
Высота разгрузки ковша, мм	1200	1600	1800	2200	2300	—	—	—
Наибольшая высота при погрузке и разгрузке, мм	—	—	—	—	—	2240	2600	3250
Радиус поворота, мм	4350	4700	5500	7500	7100	4000	5600	8000
Дорожный просвет, мм	200	260	330	350	435	200	250	400
Преодолеваемый подъем, град	25	18	18	18	18	8	12	5
Привод	Дизельный					Пневматический		Дизельный
Максимальная скорость, км/ч	10	20	20	20	30	4,8	4,5	30
Установленная мощность, кВт	50	85	110	300	250	90	130	200
Масса, т	7	11	13,5	22,4	28	7,1	10	16

Производительность ковшовых погрузочно-транспортных машин при различных расстояниях транспортирования приведена ниже:

Погрузочно-транспортные машины	ПД-5	ПД-8	ПД-12
Расстояние транспортирования, м	100	100	45
Производительность, т/смену:			
средняя	240	400	600
максимальная	—	600	1050
Скорость движения, км/ч:			
с грузом	—	—	3,0
без груза	—	—	3,4

Из зарубежных погрузочно-доставочных агрегатов можно отметить машины фирмы «Эймко» и «Джой» (США), «Тамрок» (Финляндия), «Шопф Машиненбау» (ФРГ). Вместимость ковшей от 0,8 до 10 $м^3$, мощность дизельных двигателей от 33 до 400 кВт.

Доставка конвейерами и скреперами. Конвейерная доставка весьма перспективна, так как обеспечивает высокую производительность и в сочетании с вибропитателями позволяет вести поточную технологию добычи с перемещением полезного ископаемого от забоя непосредственно до поверхности.

По конструкции и принципу действия конвейеры бывают ленточные, скребковые, пластинчатые и вибрационные.

Обычные ленточные конвейеры целесообразно применять при малоабразивной мелкокусковатой руде (крупностью кусков не более 200-300 мм). Их чаще используют при механической отбойке.

Для транспортирования крупнокусковатых руд созданы специальные ленточные конвейеры. Одним из них является ленточно-тележечный конвейер (КЛТ), у которого верхняя грузовая ветвь ленты не перекатывается по стационарным роликоопорам, а свободно лежит на дугообразных траверсах-тележках и увлекает их в движение силой трения. Траверсы на роликах перемещаются по рельсовым направляющим и соединены между собой неприводной бесконечной цепью, фиксирующей их взаимное расположение.

Техническая характеристика конвейера КЛТ-160

Техническая производительность, т/ч	2500
Ширина ленты, мм	1600
Тип лепты	ТК-300 (пять прокладок)
Скорость движения, м/с	1
Опорный орган верхней ветви -	Ходовая тележка
Расстояние между траверсами, мм	1400
Максимальный размер транспортируемого куска, мм	1500
Длина конвейера, м	150
Мощность электропривода, кВт	160
Масса конвейера, т	121

Конвейерный комплекс (рис. 9) включает вибропитатели 1 (ПВРА-4,5/1,4 или ПВУ), установленные в нишах 2 под выпускными дучками, конвейер 3, установленный на почве орта 4, перегрузочный пункт 5, состоящий из двух спаренных питателей того же типа, магистральный конвейер 6 (КЛТ-160), транспортирующий руду до рудоперепускного ствола. Рудный массив представлен рудами с коэффициентом крепости 6-8. Выход кусков крупнее 1000 мм составил 3,3 %.

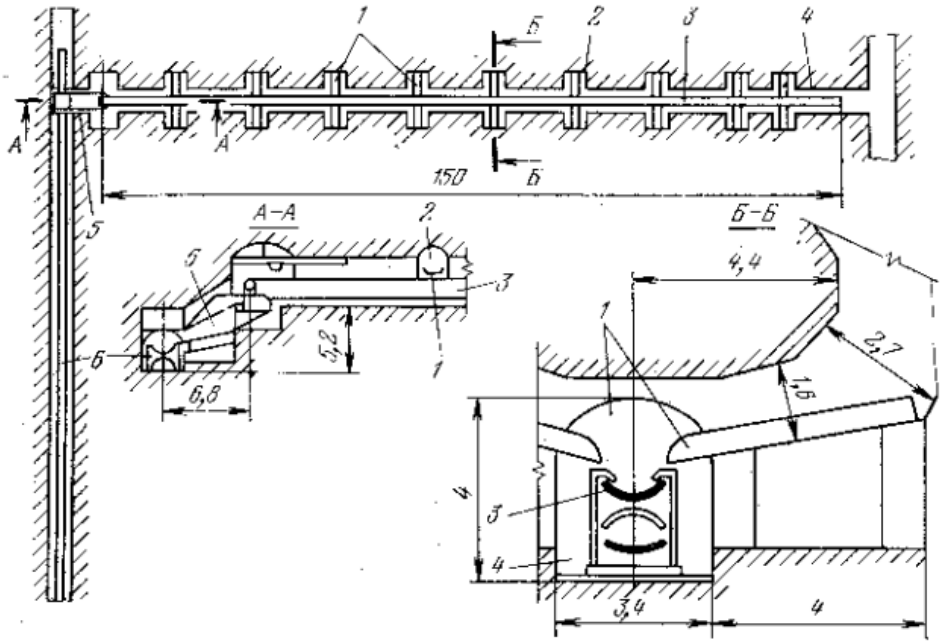


Рис. 9. Схема установки конвейерного комплекса для поточной выдачи руды

Руду вибропитателями выпускают непосредственно на ленту конвейера. В одновременной работе находилось 2-3 питателя. Дробление негабаритов производили непосредственно на лотке питателя. При работе конвейера получены следующие показатели.

Производительность комплекса, т/смену: средняя	3757
максимальная	5700
Производительность труда рабочего на выпуске и транспортировании, т/чел-смену	750
Время чистой работы комплекса в течение смены, %	40
Вторичное дробление и проветривание, %	25
Простои, %	35

Ускорение монтажных работ и снижение трудовых затрат возможно при замене стационарных конвейеров передвижными. При этом отсутствует необходимость предварительной установки всех вибропитателей. Ленточный конвейер КЛЗД с шириной ленты 1200 мм, длиной 52 м используется при транспортировании руды с f = 8-l2. Максимальный размер куска, транспортируемого без остановки конвейера, - 1200 мм. Руда выпускается вибропитателями ПВУ на самоходный перегружатель ПЛК, изменяющий направление потока руды в соответствии с направлением установки конвейера. С конвейера руда поступает в этажный аккумулирующий восстающий, оборудованный в основании вибролюком 1 АШЛ. Среднесменная производительность составила 657 т, а максимальная 1010 т.

Виброконвейеры по принципу действия и устройству аналогичны вибропитателям, но имеют большую длину. Они собираются из секций с общим или индивидуальным приводом и работают, как правило, в комплексе с вибропитателями.

Для транспортирования абразивных крупнокусковых руд применяют пластинчатые конвейеры. Один из них КИС (конвейер изгибающий самоходный) длиной 73 м предназначен для транспортирования руды крупностью до 800 мм в погрузочно-доставочном агрегате (ПДА) с двухковшовым погрузчиком П2К и

разгрузочным устройством, позволяющим вести разгрузку с любого участка конвейера. Техническая производительность 4—5 $м^3$/мин.

Виброконвейер ВР-80 длиной 32 м состоит из 16 секций и обеспечивает транспортирование руды крупностью 0,8 м. Производительность его составила 300-700 т/смену.

Виброконвейер ВУР-80М1 при работе с двумя-тремя вибропитателями транспортирует 350-800 т руды в смену на расстояние 30 м.

Скребковые конвейеры в настоящее время применяются редко.

Скреперная доставка, являвшаяся основным способом механизированной доставки на протяжении последних трех десятилетий, все еще занимает значительное место, хотя удельный вес ее в последние годы уменьшается. Например, на рудниках скреперными лебедками доставляется и погружается около 50 % всей горной массы.

Простота устройства, небольшая стоимость скреперного оборудования, легкость его перестановки, надежность в работе, небольшие расходы на ремонт, разнообразные условия применения, возможность совмещения транспортирования с погрузкой являются достоинствами скреперной доставки, благодаря которым она широко используется при многих системах разработки.

В зависимости от физико-механических свойств скреперуемых пород и необходимой производительности применяют скреперы различных форм и вместимости. В настоящее время распространены литые скреперы и шарнирно-складывающиеся гребкового типа.

Наиболее распространены скреперы вместимостью от 0,2 до 0,5 $м^3$, реже от 0,6 до 1,0 $м^3$. Мощность скреперных лебедок 25-100 кВт. Скреперные установки используются для транспортирования руды непосредственно в очистном пространстве от забоя до рудоспуска или погрузочного полка; на горизонте скреперования от рудоспусков до погрузочных полков.

Скреперы используют также для транспортирования в очистное пространство закладочного материала.

Обычно применяют одинарное скреперование руды по прямой в одном направлении, реже - по выработкам, расположенным под углом одна к другой. В последнем случае применяют две скреперные лебедки или скреперуют одной лебедкой «под углом» сначала в одном направлении, затем, после переноса головного блока - в другом.

В широких очистных забоях, во избежание частого переноса скреперного блока, применяют трехбарабанные скреперные лебедки.

Схемы скреперования тесно связаны с конструкцией системы разработки и рассматриваются при их описании.

Длина скреперования колеблется от 8 до 40 м и редко достигает 80-100 м. Чем меньше вместимость скрепера, тем меньше должно быть среднее расстояние транспортирования.

ЛЕКЦИЯ № 18

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

В системах этого класса очистное пространство вслед за выемкой руды заполняется обрушаемыми покрывающими или (и) боковыми породами. В наклонных и крутопадающих месторождениях между отрабатываемым слоем руды и обрушаемыми породами устраивается настил из дерева, металла или других материалов, препятствующий проникновению пустых пород в очистное пространство. Отработка горизонтальных и пологозалегающих маломощных месторождений одним слоем ведется без защитной толщи.

В процессе отработки слоя необрушенной остается только часть закрепленного пространства вблизи очистного забоя. При небольшой мощности крутопадающего рудного тела выемку слоев можно вести без установки крепи, под защитой прочного перекрытия (щита), который опускается после взрывания временно поддерживающих его целиков руды.

По конструктивным признакам и условиям применения системы разработки с обрушением вмещающих пород можно разделить на две группы:

- Системы слоевого обрушения, при которых отработка блока осуществляется сверху вниз слоями.
- Столбовые системы с выемкой руды на всю мощность рудного тела.

В противоположность ранее рассмотренным системам, когда неустойчивость вмещающих пород усложняет разработку, для систем данного класса склонность пород к обрушению, напротив, является благоприятным фактором.

При системе слоевого обрушения после добычи руды на почву слоя укладывается настил (*из дерева, металлической сетки, бетона*), под защитой которого будет отрабатываться нижележащий слой.

Условия применения системы слоевого обрушения разнообразны. Она наиболее удобна для месторождений мощностью свыше 4-5 м. Небольшая мощность (2-3 м) при крутом падении не ограничивает ее применение, но приводит к увеличению потерь и разубоживания руды и снижению производительности труда.

Правильная форма и крутое падение особенно благоприятны, хотя не исключается возможность применения слоевого обрушения в месторождениях неправильной формы и при наклонном падении. Хорошие результаты получаются при разработке руд от очень слабых до средней крепости. Большая крепость руды не препятствует применению, но снижает производительность труда.

Слоевое обрушение чаще используется для добычи руд богатых и выше средней ценности.

Правильная форма и крутое падение, неустойчивость покрывающих и боковых пород (способность их обрушиться и заполнять выработанное пространство) благоприятны для применения этой системы.

ЩИТОВАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

Разновидностью слоевого обрушения является щитовая система разработки,

которую стали применять в рудной промышленности с конца пятидесятых годов.

Очистные работы при этой системе ведут под заранее сооруженным сплошным перекрытием - щитом (чаще деревянным), отделяющим руду от налегающих обрушенных пород.

Система слоевого обрушения имеет ряд существенных недостатков, поэтому удельный вес её на рудниках цветной металлургии снижается за счет замены системами с закладкой.

Столбовые системы применяют в маломощных горизонтальных и пологих залежах с неустойчивыми покрывающими породами. По мере перемещения забоя крепь удаляется и покрывающие породы обрушаются на почву отработанного пласта. Если породы висячего бока устойчивы, их обрушают принудительным взрыванием пробуренных в кровле шпуров.

Широкое распространение столбовые системы разработки имеют на марганцевых рудниках, а также на калийных шахтах. За рубежом эту систему применяют при разработке пластовых залежей железных руд во Франции и ФРГ.

СЛОЕВОЕ ОБРУШЕНИЕ С ВЫЕМКОЙ РУДЫ ЗАХОДКАМИ

При этом варианте (рис. 1) этаж высотой 40-50 м подготавливают откаточным штреком 1, закрепленным рамами всплошь или вразбежку. Из штрека посередине блока проходят восстающие 2, закрепленные сплошной срубовой крепью с рудным, лестничным и материальным отделениями.

Очистную выемку каждого блока производят сверху вниз горизонтальными слоями I, II и т. д. К выемке нижележащего слоя приступают после полной отработки верхнего, укладки на почву отработанного слоя плотного древесного настила (мата) и обрушения на него покрывающих пород.

Перед началом отработки каждого слоя между поверхностью руды и обрушенными породами находится перекрытие, под защитой которого и ведется отработка нижележащего слоя.

Выемку слоя начинают с проведения из восстающего под защитой мата слоевого штрека 3 шириной 2,5-3 м и высотой, равной высоте слоя (2,8-3 м).

Очистная выемка состоит в отработке слоя от границ блока к центру заходкам и 4 последовательно (по одной).

Цикл выемки заходки включает:

- обуривание забоя шпурами глубиной 1-1,5 м;
- заряжание и взрывание;
- проветривание вентиляторами частичного проветривания, подающими воздух из откаточного штрека в заходки по трубам;
- скреперную уборку руды;
- крепление заходки рамами вразбежку.

Руду скреперуют дважды - сначала вдоль заходки до слоевого штрека, затем по слоевому штреку до рудоспускного отделения восстающего. Устье рудоспускного отделения восстающего расширяют и руду к нему скреперуют с двух сторон лебедками, установленными над рудоспуском или рядом с ним.

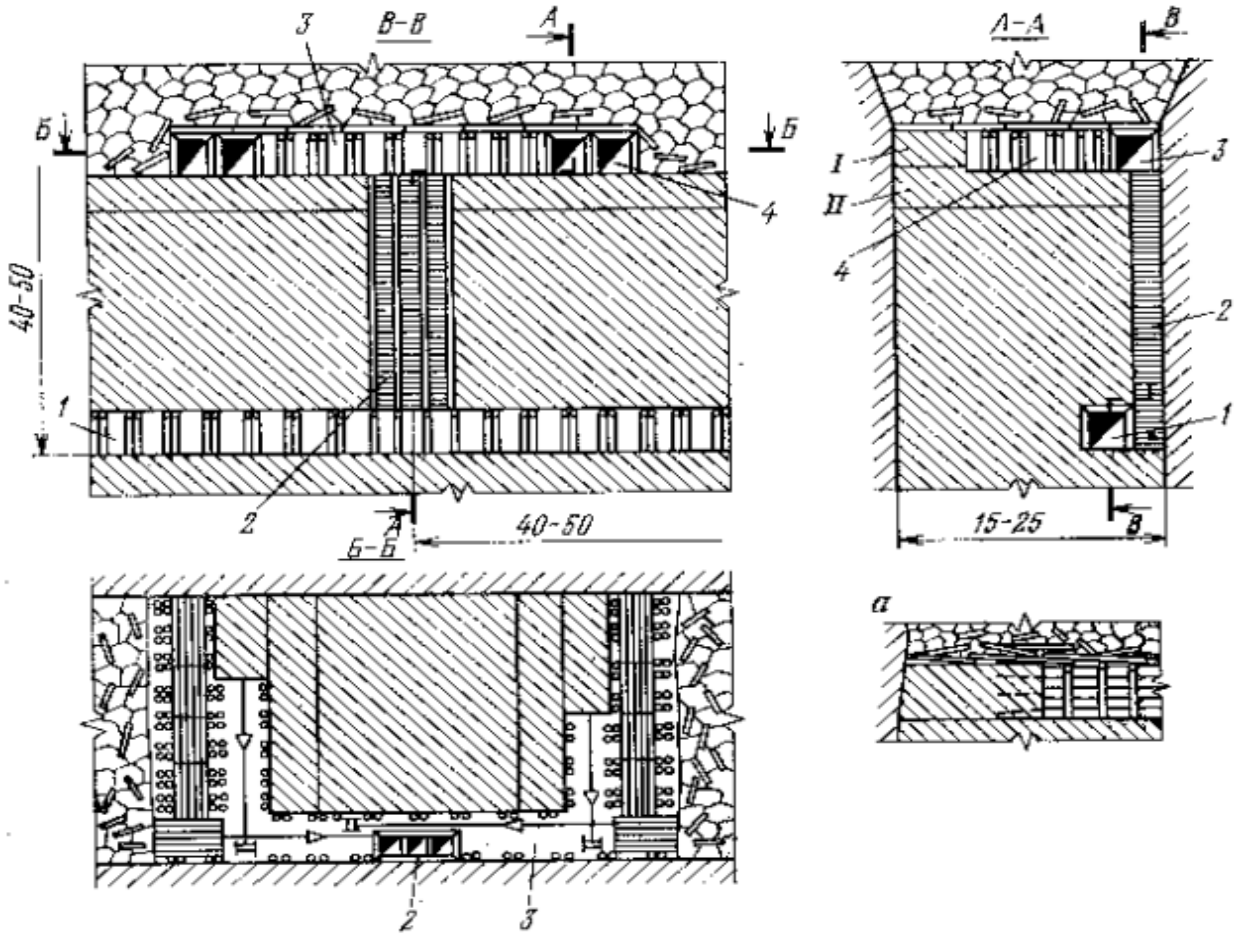


Рис. 1. Слоевое обрушение с выемкой руды заходками и скреперной доставкой руды: *а - продольный разрез через заходку*

Когда заходка достигла висячего бока, на почву ее укладывают настил из досок, горбылей или круглого леса, который вместе с ранее накопленным матом имеет два назначения: обеспечить безопасность проведения выработок в нижеследующем слое и предупредить разубоживание руды.

После укладки настила крепь в заходке обрушают небольшими зарядами или выбивают, в результате чего лежащий на крепи мат и налегающие пустые породы опускаются вниз, заполняя заходку.

По условиям безопасности между обрушенной и работающей заходками оставляют не менее одной и не более трех необрушенных заходок.

К моменту, когда очистные работы в блоке (этаже) опустятся до уровня кровли откаточного штрека, подготовка нового этажа должна быть закончена; откаточный штрек выработанного этажа может выполнять функции первого слоевого штрека нового этажа.

ДЕТАЛИ ПОДГОТОВКИ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ

Размеры и направление заходок оказывают большое влияние на подготовку и технологию очистной выемки.

Высота заходок (слоя) колеблется от 2,2 до 4 м. Увеличение высоты слоя сокращает объем подготовительных работ, но усложняет установку более длинной и тяжелой крепи.

Длина заходок зависит от мощности рудного тела и расположения слоевого штрека. При длине заходок 3-4 м руду скреперуют обычно только по слоевому штреку; из заходок до скреперной дорожки значительная часть руды отбрасывается взрывом. Свыше 20 м длину принимать не рекомендуется, так как помимо удорожания транспортирования это снижает интенсивность очистной выемки, увеличивает расходы по ремонту крепи штреков и заходок, ухудшает условия вентиляции.

Заходки чаще направлены вкрест простирания, реже по простиранию и совсем редко по диагонали. При выборе направления заходок следует иметь в виду, что отбойка облегчается при направлении заходок, перпендикулярном к слоистости или трещиноватости.

Крепление заходок и устройство мата. Наиболее сильному давлению подвергается крепь в заходках у висячего бока, особенно если они проведены по простиранию рудного тела. У лежачего бока, кроме того, накапливается более толстый мат.

Расстояние между крепежными рамами в заходках 0,5-1,5 м; кровлю, а иногда и бока заходки покрывают затяжкой.

Способы укладки настила на подошву заходок различны. В нижних слоях блока, где накоплен толстый мат, настил укладывают менее тщательно или совсем не укладывают. Применяются следующие способы укладки настила.

1. Подошву заходки и слоевого штрека покрывают сплошным продольным настилом из бревен или накатника длиной не менее 2 м. Звенья пастила укладывают обычно внахлестку (рис. 1, а). Этот способ обеспечивает высокую безопасность работ, но ведет к повышенному расходу леса.

2. Вдоль заходки укладывают несколько прогонов из круглого леса, а на них поперек короткий накатник, доски, горбыли. Прогоны такого настила подхватываются снизу стойками при проведении заходок в нижележащем слое (рис. 2). Переход от сплошного настила к укладке мата на четырех прогонах позволяет уменьшить расход леса с 0,1 до 0,07 $м^3$/т.

3. На некоторых рудниках применяли железобетонное межслоевое перекрытие. На почву заходок укладывались бывшие в употреблении трубы диаметром 50 мм, а на них металлическая сетка из проволоки диаметром 6 мм с ячейками 100х100 мм. На сетку и трубы наносился слой бетона толщиной до 0,4 м. Подача бетона осуществлялась пневматической нагнетательной установкой по трубопроводу диаметром 152 мм.

Применение железобетонного перекрытия по сравнению с деревянным позволило в 5 раз снизить расход леса и в 1,5 раза повысить производительность труда забойных рабочих.

4. При вертикальном (или близком к нему) падении рудного тела сооружают прочное связное перекрытие (щит), под защитой которого отрабатывается несколько слоев (рис. 3). В этом случае руда под щитом отрабатывается траншееобразными выработками. Щит в это время поддерживается опорными целиками у боков рудного тела. Для посадки щита взрывают шпуры, пробуренные в опорных целиках. Работы под щитом ведут до тех пор, пока его частичная поломка (от взрывов и давления обрушающихся пород) не нарушает безопасных условий труда. После этого работы

приостанавливают, заходками извлекают новый слой и на их почве монтируют новый щит. Экономичность этой системы определяется величиной опускания щита; под одним щитом отрабатывают не менее 4-5 слоев.

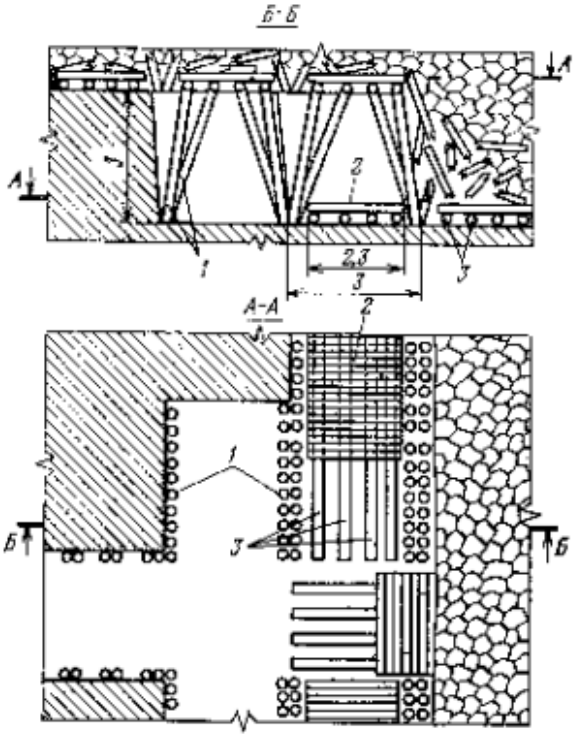


Рис. 2. Слоевое обрушение с выемкой руды под перекрытием на четырех прогонах: *1 - стойка; 2 - накатник; 3 – прогоны*

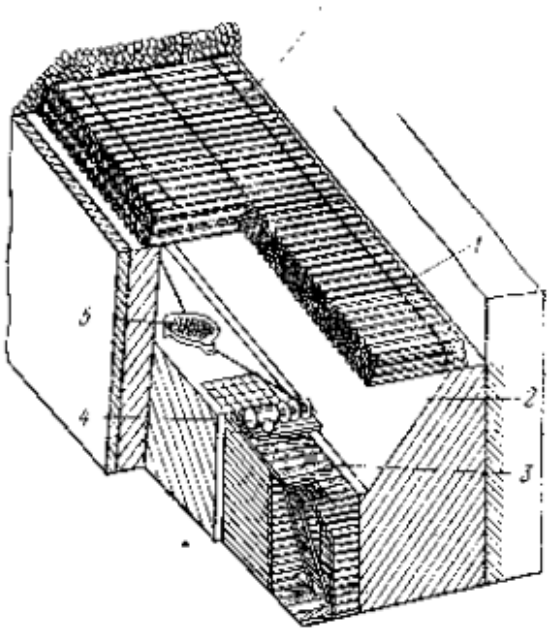


Рис. 3. Деталь щитовой системы: *1 - щит с канатной обвязкой; 2 - траншея: 3 - восстающий; 4 - скреперная лебедка; 5 - скрепер*

Отбойка руды. Благодаря наличию трех обнаженных плоскостей, постоянному и довольно большому сечению рабочего забоя, а также обычно некрепкой руде и легкости бурения шпуров условия отбойки очень благоприятны.

Для совмещения бурения с доставкой руды и креплением шпуры иногда бурят из соседней необрушенной заходки, располагая их параллельно плоскости забоя.

В отдельных случаях выемку руды ведут сплошным забоем - лавой длиной 15-30 м. Однако такой способ отбойки распространения не получил вследствие обнажения мата на большой площади и опасности его прорыва.

Доставка руды. Руду из заходки на слоевой штрек доставляют скреперами.

При пологом залегании (10-30°) рудных тел наклонный блоковый восстающий располагают в висячем боку залежи и поступающую в него из слоевого штрека руду также приходится скреперовать до откаточной выработки.

Транспортирование руды упрощается с применением погрузочно-доставочных машин (рис. 4). В этом случае для удобства выезда машины на слоевой штрек заходки располагают под углом 50-60° к слоевому штреку. Расстояние между рудоспусками принимается с учетом оптимальной длины транспортирования погрузочно-доставочными агрегатами – 40-60 м.

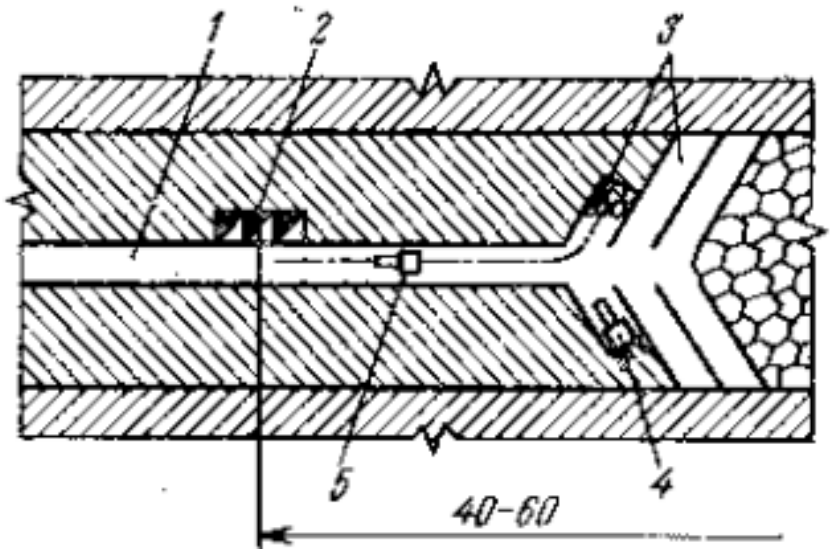


Рис. 4. Вариант слоевого обрушения с доставкой руды погрузочно-доставочными машинами: *1 - слоевой штрек; 2 - блоковый восстающий; 3 - заходки;4 – ПДМ с навесным оборудованием для бурения шпуров; 5 - ПДМ*

Небольшой объем подготовительных работ, высокая производительность транспортирования - основные достоинства этого перспективного варианта системы слоевого обрушения.

Замена на очистных и добычных работах скреперных установок малогабаритными погрузочно-доставочными машинами с навесными приспособлениями для бурения, возведения крепи и зачистки выработок позволяет существенно повысить эффективность слоевого обрушения.

Вентиляция. При слоевом обрушении условия вентиляции неблагоприятны по нескольким причинам.

Наличие продуктов гниения леса и нагревание воздуха требуют обособленного проветривания каждого блока нагнетательными вентиляторами. Загрязненный воздух и газы от взрывов из-за отсутствия вверху вентиляционного горизонта должны поступать вниз на основной горизонт работающего этажа.

Полевые восстающие улучшают условия вентиляции, каждая заходка омывается свежей струей, лес можно подавать через полевой штрек верхнего этажа.

Снижение пожароопасности системы является одним из важных достоинств полевой подготовки в условиях разработки сульфидных руд.

Для предупреждения самовозгорания потерянной в обрушенном пространстве рудной мелочи в смеси с древесным матом проводят профилактическое заиливание обрушенного пространства. Так, приготовленную глино-песчаную пульпу подают по пульповоду на вентиляционный горизонт, откуда выводят пульпопровод за бетонную перемычку, изолирующую выработанное пространство. Пульпа нагнетается под давлением 0,3-0,4 МПа. Её расход составляет 55-25 % от объема извлеченной руды.

Подготовка и размеры блока. Основной горизонт в зависимости от мощности месторождения и варианта системы может состоять из: рудного штрека, проведенного по контакту с лежачим боком, при мощности рудного тела 20-25 м;

штрека, проведенного посредине рудного тела, когда мощность превышает 25 м или меньше 8-10 м; рудного или полевого штрека и ортов; рудного штрека у висячего бока и полевого штрека, соединенных ортами.

Полевая подготовка позволяет сократить расходы по ремонту крепи штреков, обеспечить нормальную вентиляцию в находках, облегчить доставку крепежного леса и увеличить высоту этажа.

Высота этажа, как правило, не превышает 50-60 м ввиду трудности доставки большого количества леса по восстающим и по условиям проветривания.

Восстающие крепят срубовой крепью. Рудное отделение покрывают одинарной или двойной обшивкой из досок. В ходовом отделении прокладывают вентиляционные трубы; отделение для подъема леса устраивают в одном восстающем на блок. Сокращение числа восстающих в блоке, так же как и увеличение длины его, приводит к удорожанию транспортирования руды. Для безопасности устья восстающих в слоевых выработках смещают в сторону от выработки и перекрывают лядами и грохотами.

Длина блока принимается при односторонней выемке 25-30 м, при двусторонней - от 40 до 60 м.

Во избежание разрыва мата уровень выемки в этаже должен понижаться равномерно во всех блоках, поэтому очистная выемка в группе блоков начинается в одно время и ведется с одинаковой интенсивностью.

Показатели системы слоевого обрушения изменяются в довольно широких пределах в зависимости от физико-механиических свойств руды, мощности месторождения, способа доставки и других факторов. Слоевое обрушение характеризуется большим объемом ручного труда и его небольшой производительностью, высокой себестоимостью добычи, малой интенсивностью отработки месторождения, большим расходом крепежного леса - до 10-15 % от объема выработанного пространства.

Основные показатели системы:

производительность блока, т/мес .	*1000-3000*
средняя производительность забойного рабочего, т/смену	*3-8*
разубоживание, %	*3-8*
потери, %	*2-5*

ЛЕКЦИЯ № 19

СТОЛБОВЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ КРОВЛИ И ВЫЕМКОЙ СТОЛБОВ ЗАХОДКАМИ

Подготовка при данной системе (рис. 1) заключается в разделении шахтного ноля панельными *1* и выемочными *2* штреками на столбы шириной от 20 до 80 м и длиной от 200 до 800 м. На калийных шахтах столбы имеют длину до 1500 м. Рядом с панельными штреками, а при широких столбах и рядом с выемочными проводят вентиляционные штреки *3.*

Столбы отрабатывают заходками *4* или забоем-лавой в направлении от границ шахтного поля к панельным штрекам.

Заходка - горизонтальная выработка, по высоте соответствующая мощности рудного тела (до 4 м) и шириной 2,5-5 м в зависимости от устойчивости кровли.

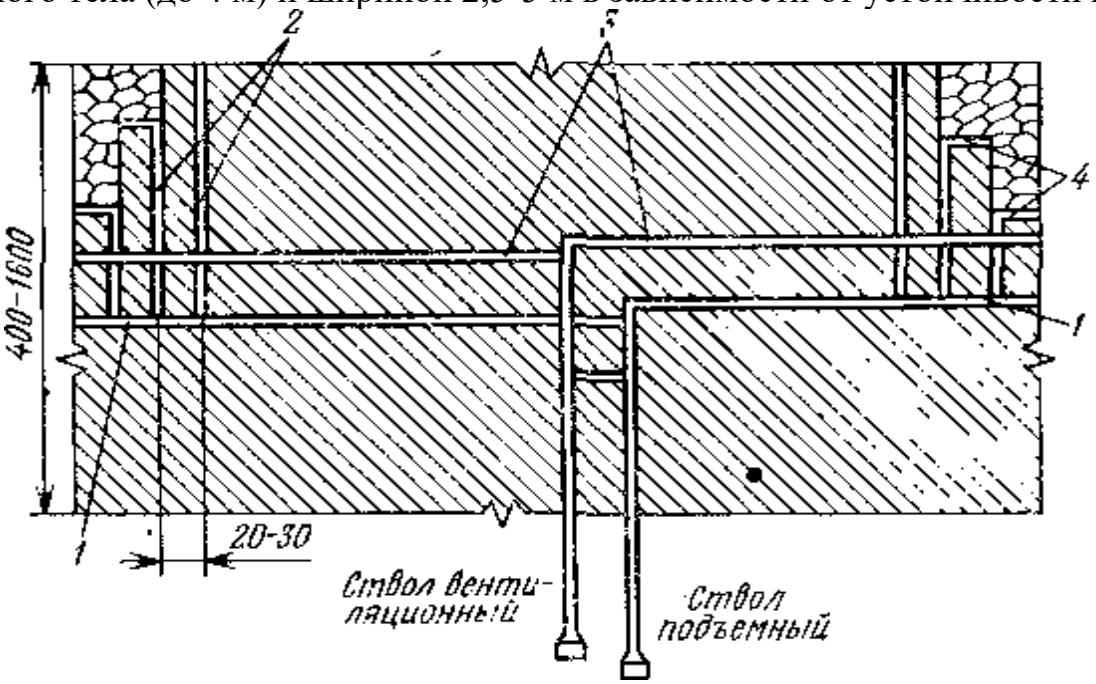


Рис.1. Вскрытие и подготовка шахтного поля при столбовой системе разработки

Различают два способа расположения заходок относительно выемочного штрека: одностороннее и двустороннее. Как правило, заходки проходят перпендикулярно к штреку, но возможно и диагональное их расположение.

При одностороннем расположении заходок их длина соответствует ширине столба, что приводит к увеличению числа выемочных штреков по сравнению с двусторонним расположением, при котором ширина столба равняется двойной длине заходок. Двусторонние заходки можно отрабатывать одновременно и последовательно (поочередно), сначала с одной, затем с другой стороны штрека. Поочередная отработка уменьшает концентрацию давления пород в устье заходок. Кроме того, наличие значительного разрыва времени между обрушением пород и проведением новой заходки - обеспечивает большую полноту посадки кровли. В отдельных случаях между одной-двумя заходками оставляют временный целик, который отрабатывают частично поперечными заходками ввиду высокого давления

на него. Руду в заходках отбивают отбойно-погрузочными машинами, а более крепкую - буровзрывным способом. Шпуры бурят электро- или пневмосверлами, а в крепких рудах - перфораторами.

На погрузке руды в заходках хорошо зарекомендовал себя малогабаритный барабанно-лопастный комбайн МБЛ (МБЛ-Д), обеспечивающий производительность до 80-90 т/смену.

Транспортирование отбитой руды по заходкам и выемочным штрекам производится скребковыми и ленточными конвейерами, погрузочно-доставочными машинами, самоходными вагонетками. В заходках применяют ленточный конвейер марки КЛЗС с шириной ленты 500 мм и производительностью 125 т/ч. Конструкция конвейера позволяет наращивать его через каждые 2 м. С забойных конвейеров руда поступает на конвейеры Л-65, установленные в выемочных штреках. Они обеспечивают производительность до 180 т/ч. При вскрытии рудника наклонным стволом, обеспечивается поточная доставка руды конвейерами до поверхности.

На железорудных рудниках Франции погрузочные машины с загребающими лапами работают в сочетании с самоходными вагонетками, доставляющими руду до главных откаточных штреков, где она перегружается в большегрузные вагонетки.

Заходки крепят деревянной, смешанной и металлической крепью. Деревянная крепь представляет собой неполные крепежные рамы, усиленные дополнительной стойкой при ширине заходки более 2,8-3 м. В смешанной крепи применяют металлические верхняки из сегментов кольцевой крепи профиля СВП или из двутавровых балок. Металлическая крепь для крепления заходок состоит из податливых арок (верхняка и двух стоек, стянутых хомутами), выполненных из профиля СВП-17. Крепежные рамы устанавливают сплошь или вразбежку с затяжкой. На некоторых зарубежных рудниках применяют штанговую крепь.

При погашении отработанных заходок элементы крепи извлекают лебедками или же разрушают деревянную крепь взрыванием зарядов.

Наиболее трудоемкой операцией является врезка заходок (ниш) из выемочного штрека; она связана с разборкой крепи выемочного штрека и требует ручного труда до тех пор, как станет возможной установка в заходке погрузочной машины.

Указанный недостаток частично устраняется при блочно-столбовой системе со сквозными заходками.

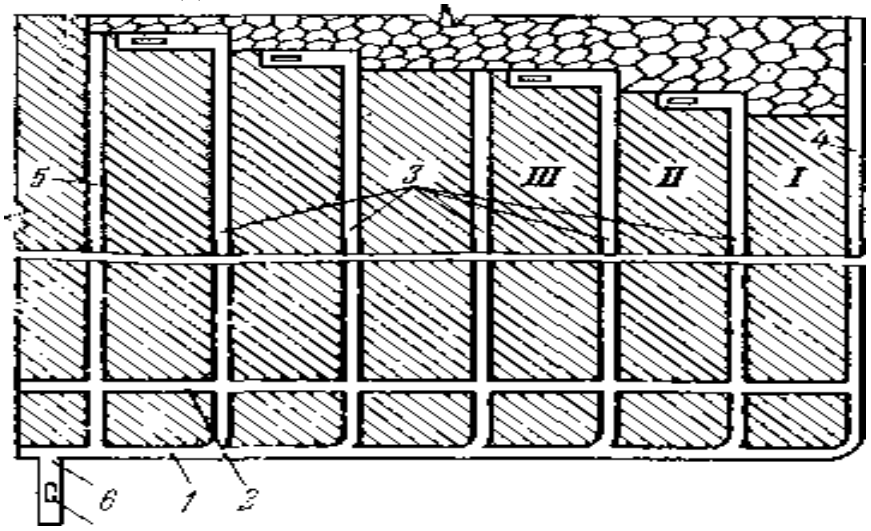


Рис. 2. Вариант блочно-столбовой системы разработки

При этом варианте (рис.2) отработка осуществляется блоками, включающими по нескольку столбов. Подготовительные работы состоят в проведении панельного откаточного *1* и вентиляционного 2 штреков; в пределах блока проводят выемочные штреки *3.* Из подготовленной ниши на фланговом выемочном штреке *4* комбайном МБЛД отрабатывается заходка столба *I,* после чего этот комбайн переходит на отработку заходки в столбе *II.* Комбайн, находившийся перед этим в столбе *II,* переходит на отработку столба *III.* Таким образом, каждый комбайн, не меняя направления, проходит по одной заходке во всех столбах до выхода его на фланговый транспортный штрек *5.* По этому штреку его на специальной тележке доставляют в камеру *6* для профилактического осмотра, а резервный комбайн 7, находившийся здесь ранее, перевозят во вновь подготовленную нишу на фланговом штреке, и цикл повторяется.

После отработки заходки каждого выемочного столба производится посадка кровли.

Таблица 1.

Показатели	Варианты разработки заходками				
	односторонними	двусторонними			сквозными
		одновременная выемка	поочередная выемка	поочередная диагональная выемка	
Объем проходческих работ, м/1000 т	6,9	4,3	4,3	4,3	4,5
Производительность комбайна, т/сут	174	161,5	260	271	270
Извлечение крепи, %	75—80	60—65	65—70	70—80	65—75
Скорость подвигания забоя, м/смену	5,3	6,8	7,9	7,9	8,1
Потери руды, %	9	9,2	9,2	9	9
Себестоимость очистной выемки, руб/т	2,7	2,4	2,2	2,05	2,04

В табл. 1 приведены сравнительные показатели по различным вариантам столбовой системы.

Варианты столбовых систем разработки состоят в разделении шахтного поля и выемочных панелей подготовительными выработками на прямоугольные выемочные участки - столбы с последующей однослойной отработкой их на всю мощность и обрушением кровли вслед за выемкой руды.

Их применяют для разработки пологопадающих, горизонтальных и редко - наклонных пластообразных залежей мощностью до 4-5 м, в неустойчивых покрывающих породах.

Столбы имеют ширину 15-60 м, длину до 150-200 м и располагаются по простиранию или восстанию. Такие столбы называют длинными, в отличие от коротких столбов, имеющих небольшие размеры (10-15 м) в ширину и в длину.

Выемка длинных столбов заходками

Выемка заходками менее эффективна по сравнению с выемкой лавами, поэтому применяется при слабой неустойчивой кровле или при доработке целиков.

Шахтное поле вскрывают центрально расположенными подъемными и вентиляционными стволами. Каждое крыло шахтного поля делят откаточным и вентиляционным штреками на панели шириной 120-150 м. Из этих штреков через 15-20 м до границ шахтного поля проходят выемочные штреки, разделяющие панель на столбы. Столбы вынимают заходками от границ шахтного поля с опережением одного столба относительно другого.

Варианты отработки заходок:

- после проходки одной-двух заходок из них убирают оборудование и частично извлекают крепь. Через некоторое время кровля обрушается. Рядом с обрушенным пространством проходят новую заходку. Во избежание попадания пустой породы во вновь проходимую заходку, обрушаемую обшивают досками;
- между пройденными заходками и обрушенным пространством оставляют целик, который извлекают короткими заходками в направлении выемочного штрека. Извлекают крепь из заходок и обрушают породы кровли.

Выемка длинных столбов забоем-лавой

По способу поддержания кровли различают варианты:

- с креплением деревянными или металлическими стойками;
- со щитовой механизированной крепью.

Вариант системы с выемкой столбов забоем-лавой, креплением стойками и скреперной доставкой является основным на марганцевых рудниках в пластах средней мощности при устойчивой кровле.

Подготовительные работы состоят в проходке откаточных и вентиляционных штреков, разделяющих рудное поле на широкие (20- 30 м) и узкие (10-12 м) столбы. Длина столбов 200-250 м. Штреки сбивают для образования сплошного забоя-лавы у границы выемочного участка. Выемку узких целиков ведут одновременно с основной лавой или с опережением ее на 10-15 м. Руду в лаве отбивают взрыванием зарядов ВВ в шпурах глубиной до 1,8 м. Стойки устанавливают на расстоянии 0,8 м при расстоянии между рядами 1,4 м. Максимальная ширина очистного пространства 8,2 м, минимальная - 5,2 м. Руда доставляется скрепером до погрузочного полка, где грузится в вагоны.

СТОЛБОВЫЕ СИСТЕМЫ С ВЫЕМКОЙ ЗАБОЕМ-ЛАВОЙ НА МАРГАНЦЕВЫХ РУДНИКАХ

Столбовые системы с выемкой руды сплошным забоем-лавой, как более производительные и имеющие лучшие условия для механизации, с каждым годом получают все большее распространение.

Отбойка руды в забое может быть буровзрывная и механическая - комбайнами; транспортирование ее скреперами или конвейерами. По способу поддержания выработанного пространства они разделяются на два варианта: с креплением стойками (деревянными или металлическими) и со щитовой механизированной крепью.

Вариант системы с выемкой столбов забоем-лавой, креплением стойками и скреперной доставкой много лет применяется в марганцевых пластах средней мощности при относительно устойчивой кровле. Но этот вариант не обеспечивает высокой производительности, поэтому переходят на отработку с применением щитовой механизированной крепи и конвейерной доставкой, с погрузкой руды и зачисткой кровли комбайнами.

Для крепких марганцевых руд, отбиваемых буровзрывным способом, был изготовлен специальный комплекс оборудования ОКМР, состоящий из щитовой передвижной крепи, скребкового забойного конвейера, очистного комбайна и ленточного перегружателя.

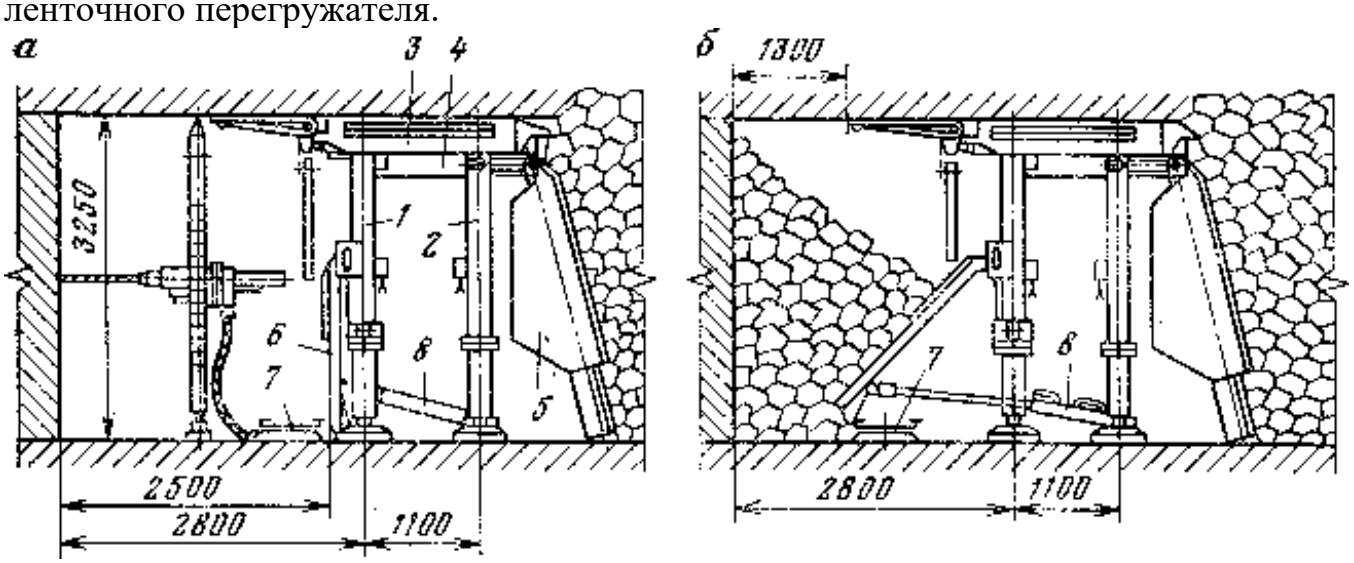


Рис. 3. Положение механизированной крепи в забое:
а - до передвижки (после уборки породы);
б - после передвижки (перед уборкой породы).

Механизированная крепь (рис. 3, *а)* состоит из отдельных секций, включающих забойную 1 и посадочную 2 гидравлические стойки, перекрытие *3,* гидродомкрат передвижения *4,* ограждение 5, управляемого оградительного щита 6, свободно подвешенного на забойной стойке. В щите имеются отверстия для гашения взрывной волны.

После обуривания забоя по всей длине лавы шпурами па глубину 1,3 м механизированную крепь перемещают вплотную к забою вместе со скребковым конвейером *7.* При этом, породы кровли за щитом обрушаются. Оградительные щиты с помощью домкрата *8* выдвигают вперед так, чтобы они перекрывали забойный конвейер (рис. 3,б). После отбойки руда остается вблизи забоя па почве и на оградительном щите; при последующем его подъеме руда поступает па забойный конвейер. Погрузка оставшейся на почве отбитой руды и окончательное оформление забоя осуществляются комбайном (рис. 4).

Скребковый конвейер, так же как и перегружатель, рассчитан на производительность 150 т/ч. К шахтному стволу руда транспортируется рельсовым транспортом.

Также успешно зарекомендовал себя выемочный механизированный комплекс, который включает в себя механизированную передвижную крепь, скребковый

конвейер *(для транспортирования руды вдоль лавы на конвейерный штрек),* одновременно служащий направляющей базой для комбайна. Поскольку руда мягкая, комбайн выполняет не только погрузку, но и отбойку руды. Комплекс работает в лавах длиной 50 м. Производительность очистного забоя 600-800 т/сут, т.е. примерно в три-четыре раза выше, чем при выемке комплексно-механизированными заходками. При этом на 30-40 % снижается себестоимость очистных работ.

Расчеты показывают, что при производительности лавы 1000 т/сут ее оптимальная длина должна составлять 70-150 м.

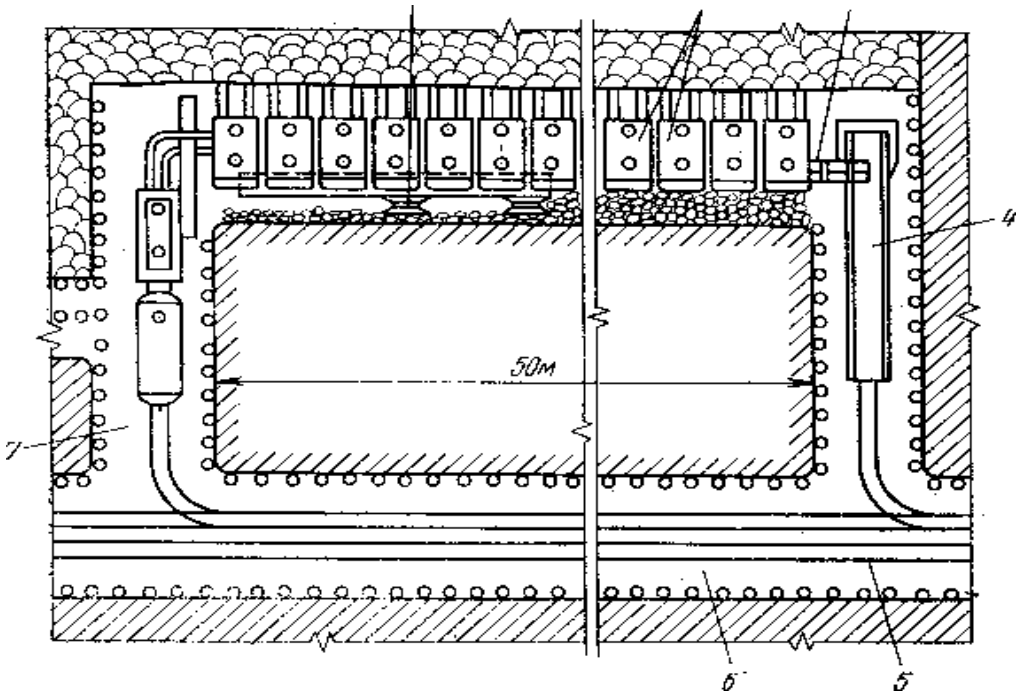


Рис. 4. Отбойка столба забоем-лавой с механизированной крепью:
1 - погрузочный комбайн; 2 - секции механизированной крепи;
3 - скребковый транспортер; 4 - перегружатель; 5 - рельсовый путь;
6 - панельный штрек; 7 - вентиляционный штрек.

СТОЛБОВЫЕ СИСТЕМЫ С ВЫЕМКОЙ ЗАБОЕМ-ЛАВОЙ НА КАЛИЙНЫХ РУДНИКАХ

Столбовая система с обрушением кровли успешно применяется при разработке и калийного месторождения. Применение этой системы возможно, если при обрушении будет исключено проникновение подземных вод в разрабатываемый пласт. Для этого толща пород между пластом и водоносным горизонтом должна превышать мощность отрабатываемого пласта не менее чем в 40 раз.

Подготовка (рис.5) заключается в проведении из главного конвейерного (панельного) и вентиляционных штреков конвейерного штрека 1, двух транспортных *2* и вентиляционных штреков *3.* Для защиты вентиляционного штрека от большого горного давления на расстоянии 3 м от него проводят разгрузочный штрек *4.* Для проведения выработок применяют комбайны, кровлю выработок крепят штангами. Транспортирование руды с забойных конвейеров осуществляется промежуточными скребковыми конвейерами 5, с которых руда поступает на ленточный конвейер *6.*

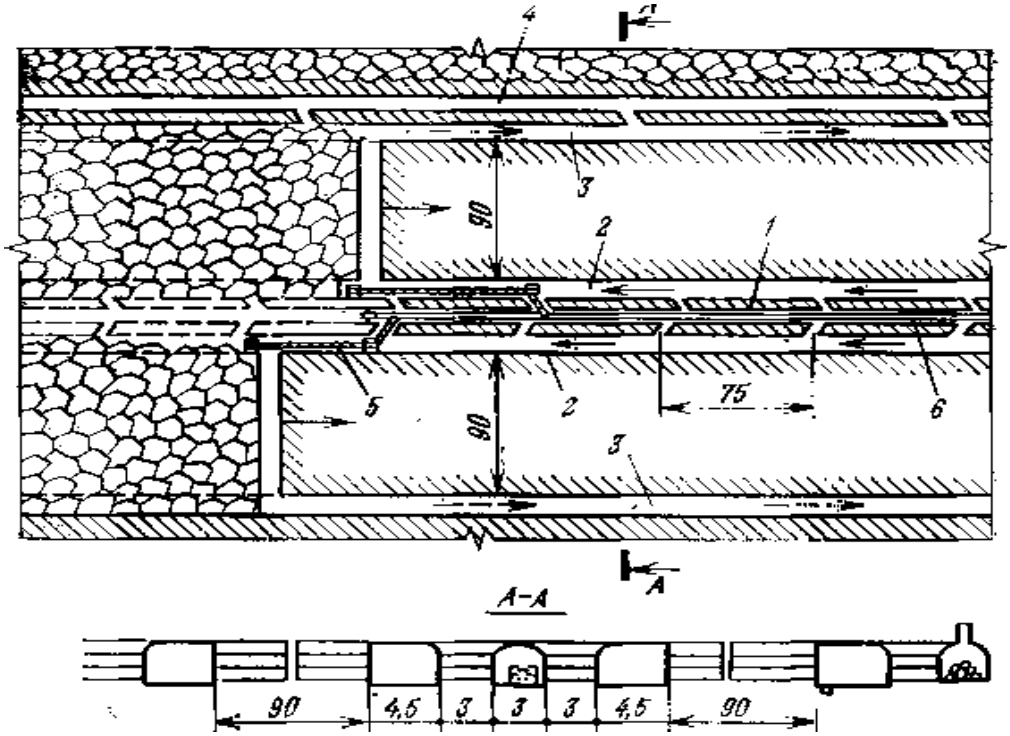


Рис. 5. Схема столбовой системы разработки забоем-лавой калийного месторождения

Длина столба 1200-1500 м, ширина (длина лавы) 90-120 м.

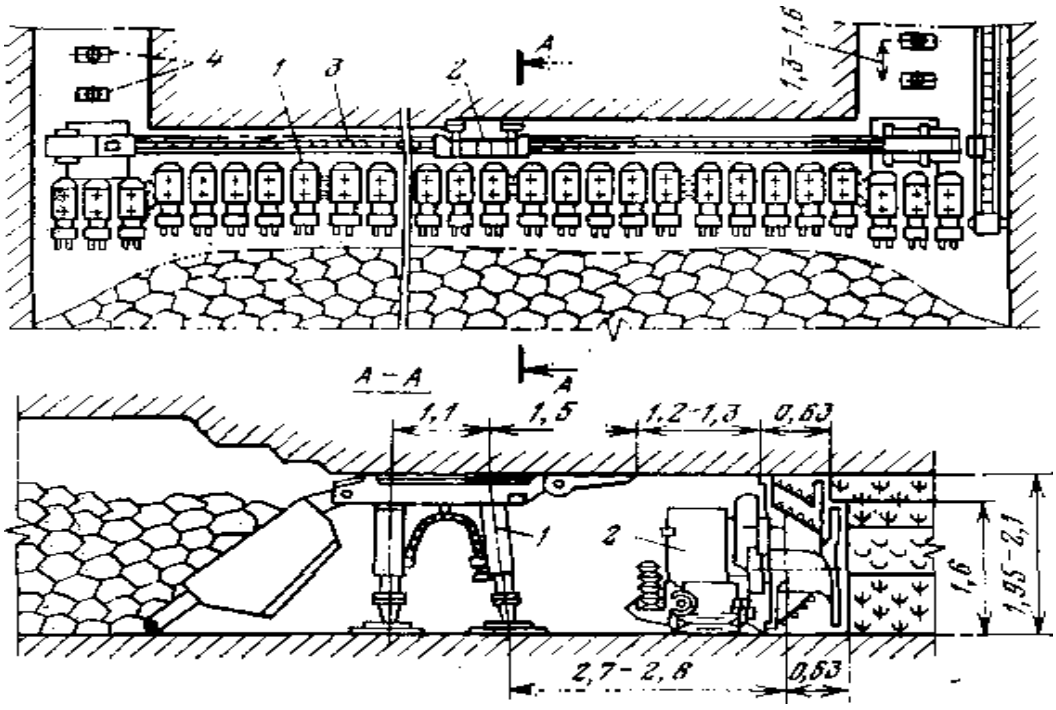


Рис. 6. Лава, оборудованная гидромеханизированным комплексом

На рис. 6 показана лава, оборудованная гидромеханизированным комплексом, предназначенным для выемки пологих пластов мощностью 1,9-3,2 м. В комплекс, кроме гидромеханизированной крепи *1* входит узкозахватный шнековый комбайн *2*, забойный конвейер 5 и насосная станция. В местах сопряжения лавы со штреками устанавливают гидростойки *4*.

Первоначально на границе столбов проводят разрезные штреки шириной 4,5 м, в которых монтируют комплекс оборудования. Выемку руды в лаве ведут от конвейерного штрека к вентиляционному. После выемки полосы руды шириной 0,63 м комбайн отгоняют в исходное положение и передвигают забойный конвейер и крепь. Производительность комбайна достигает 160-200 т/ч.

Производительность однокомбайновой лавы составляет *25*-30 тыс. т/мес, производительность забойного рабочего 60-90 т/смену. Производительность очистного комплекса можно повысить до 400 т/ч, если применять мощные комбайны.

Несмотря на то что себестоимость добычи и производительность труда на механизированных комплексах такие же, как при камерно-столбовых системах разработки, применяемых в аналогичных условиях, описанные системы дают значительный экономический эффект за счет увеличения качества добываемой руды и снижения потерь калийных солей в недрах. Так, при раздельной комбайновой выемке потери руды не превышают 15-20 % против 50-60 % при камерной системе. Поэтому предусматривается дальнейшее расширение области применения этих систем разработки.

Системы слоевого обрушения

При системе слоевого обрушения рудные блоки и этаж отрабатывают сверху вниз слоями с обрушением покрывающих и боковых пород, которые опускаются на расположенный внизу рудный массив, покрытый деревянным настилом. Каждый слой руды вынимается под защитой древесного мата, накопившегося в процессе выемки вышележащих слоев руды.

Слоевое обрушение используется для добычи богатых руд и выше средней ценности. Неустойчивость покрывающих и боковых пород, способность их обрушаться и заполнять выработанное пространство благоприятствуют применению системы.

Среди вариантов систем слоевого обрушения различают обрушение с выемкой руды заходками и обрушение с выемкой руды сплошным забоем - лавой.

Доставка руды по аккумулирующему штреку

Этаж высотой 40-50 м подготавливают откаточным штреком, закрепленным рамами. Из штрека по середине длины блока проходят восстающие, закрепленные сплошной срубовой крепью с рудным, лестничным и материальным отделениями. Очистную выемку ведут сверху вниз горизонтальными слоями. К выемке нижележащего слоя приступают после полной отработки верхнего слоя, укладки на почву отработанного слоя плотного древесного настила и обрушения на него пород. Перед началом отработки каждого слоя между поверхностью руды и обрушенными породами находится перекрытие, под защитой которого ведется отработка нижележащего слоя. Выемку слоя начинают с проходки из восстающего под защитой мата слоевого штрека шириной 2,5-3 м и высотой, равной высоте слоя - 2,8-3 м. Ниже слоевого штрека через два-три слоя проходят аккумулирующий штрек таких же размеров, как и слоевой. Из него до почвы слоевого штрека проходят короткие рудоспуски сечением 1-1,5 м^2. Расстояние между рудоспусками равно ширине двух заходок (5-6 м).

Аккумулирующий штрек в последующем используют как слоевой, а новый аккумулирующий проходят на два-три слоя ниже.

Очистная выемка состоит в отработке слоя от границ блока к центру заходками. Цикл выемки включает бурение шпуров глубиной 1-1,5 м, их заряжание и взрывание, проветривание, скреперную доставку руды и крепление заходки.

Руду доставляют дважды: сначала вдоль заходки до рудоспусков, затем по аккумулирующему штреку до восстающего. Устье действующего рудоспуска для возможности прямого скреперования руды расширяют в сторону заходок.

На аккумулирующем штреке устье рудоспускного отделения восстающего также расширяют и руду скреперуют к нему лебедками. Когда заходка достигает висячего бока, почву ее покрывают настилом, который вместе с ранее накопленным матом обеспечивает безопасность проходки выработок в нижеследующем слое и предупреждает разубоживание руды. После укладки настила крепь заходки обрушают, в результате чего лежащий на крепи мат и налегающие пустые породы заполняют заходку. Между обрушенной и работающей заходкой оставляют не менее 1-3 необрушенных заходок.

Доставка по наклонному восстающему

При пологом и наклонном падении рудных тел применяют вариант слоевого обрушения с механизированной доставкой по наклонному восстающему.

В вариантах слоевого обрушения с прямым скреперованием руды возрастает объем подготовительных работ. Руду доставляют в рудоспуски или в аккумулирующие траншеи. Особенностью этого варианта является проходка восстающих между откаточными и слоевыми штреками на расстоянии 8-9 м друг от друга. Каждый восстающий обслуживает три заходки: одну, расположенную против него, и две боковые. Ширина трех заходок равна расстоянию между восстающими. Устье восстающих расширяют в обе стороны для прямого скреперования руды из заходок.

Один из недостатков вариантов слоевого обрушения заключается в трудности совмещения нарезных и очистных работ. Обычно проходку слоевого штрека ведут после полной отработки и погашения вышележащего слоя, что препятствует добычным работам.

Прямое скреперование руды в этажные аккумулирующие траншеи

Блок готовят полевыми откаточными штреками, сбитыми между собой откаточными ортами. Из орта на высоту двух слоев (5-6 м) проходят рудоспуски, оборудованные люками. Из орта у лежачего бока проходят блоковый восстающий. На уровне третьего слоя рудоспуски расширяют и соединяют между собой, после чего на полную высоту и ширину блока над воронками проходят траншею шириной 1,6-1,8 м без крепления с магазинированием руды. Траншею сбивают по мере проходки с восстающим. По висячему боку в отбитой руде возводят восстающий с ходовым отделением. Очистную выемку ведут заходками из траншеи с доставкой скреперованием. Перед обрушением кровли над траншеей ее перекрывают круглым лесом диаметром 16-20 см и длиной до 4,5 м. Перед засечкой каждого нового слоя руду из траншеи выпускают до уровня нижележащего слоя.

Достоинства способа: высокая производительность труда при проходке траншеи, наличие готовых к выпуску запасов руды, быстрое развитие работ по добыче нового слоя и хорошие условия проветривания.

Вариант с аккумулирующей траншеей без крепления применим в устойчивых и средней устойчивости рудах. Этажные траншеи испытывают большое горное давление, поэтому в неустойчивых рудах их заменяют подэтажными аккумулирующими траншеями.

Слоевое обрушение с применением самоходного оборудования

Подготовка блока состоит в проходке откаточного штрека, слоевого штрека, а между ними - восстающих. Руду из заходок до рудоспускных отделений восстающих доставляют погрузочно-доставочными агрегатами. Для удобства выезда машины на слоевой штрек заходки располагают под углом 50-60° к слоевому штреку. Расстояние между рудоспусками принимается с учетом оптимальной длины транспортирования погрузочно-доставочными агрегатами 40-50 м.

Достоинства варианта: небольшой объем подготовительных работ, высокая производительность доставки.

Замена скреперных установок малогабаритными погрузочно-доставочными агрегатами с навесными приспособлениями для бурения, возведения крепи и зачистки выработок повышает эффективность варианта.

Слоевое обрушение забоем-лавой

Для увеличения фронта работ выемку руды ведут забоем-лавой по простиранию или вкрест простирания. Длина лавы 15-30 м. Забой-лаву обуривают по всей длине шпурами глубиной 1-1,5 м. Лаву крепят металлическими стойками на расстоянии 1-1,5 м одна от другой. Выемка лавой обеспечивает высокую скорость подвигания забоя, поэтому приоритетную роль играют производительность доставки руды и укладки мата.

Мат - конструкция, состоящая из металлической сетки, уложенной по почве.

Руда доставляется скреперами, конвейерами или доставочными машинами. Возможны варианты с устройством аккумулирующих выработок. Если доставка осуществляется погрузочно-доставочными машинами, линию забоя располагают под тупым углом к слоевому штреку.

Слоевое обрушение с гибким перекрытием

Блоки подготавливают полевыми восстающими, из которых проходят подэтажные орты через 25 м по высоте. Поперечно-гибкие и продольно-гибкие перекрытия собирают на почве выработки. Длина перекрытия 40 м, ширина 1,5 м. Над поперечно-гибким перекрытием из бывшего в употреблении леса создают «подушку». Над продольно-гибким перекрытием «подушку» не создают, а обрушение производят непосредственно на перекрытие. Производительность труда при монтаже перекрытий - 1,3-1,8 $м^2$/чел-см при шаге обрушения 1,7-2,0 м. Производительность забойного рабочего - до 3 $м^3$/чел-см.

Достоинство варианта: уменьшение величины разубоживания.

Недостатки: трудность управления перекрытием и повышенные требования технологии к характеру рудоносности *(при сплошной линии забоя технологически предопределена выемка породных включений, обусловливающая разубоживание).*

Столбовые системы разработки с обрушением кровли и выемкой забоем – лавой

Условия применения. Эта система применяется для отработки (рис. 7) рудных горизонтов, состоящих из двух пластов мощностью по 0,7-1,2м, разделенных прослоем каменной соли мощностью 0,4-0,8м. Коэффициент крепости f = 2–3. Углы падения – от слабонаклонных до горизонтальных.

Подготовка. Каждый столб подготавливается тремя штреками: вентиляционным (1), конвейерным (2) и транспортным (3). Выработки проходят с помощью комбайнов.

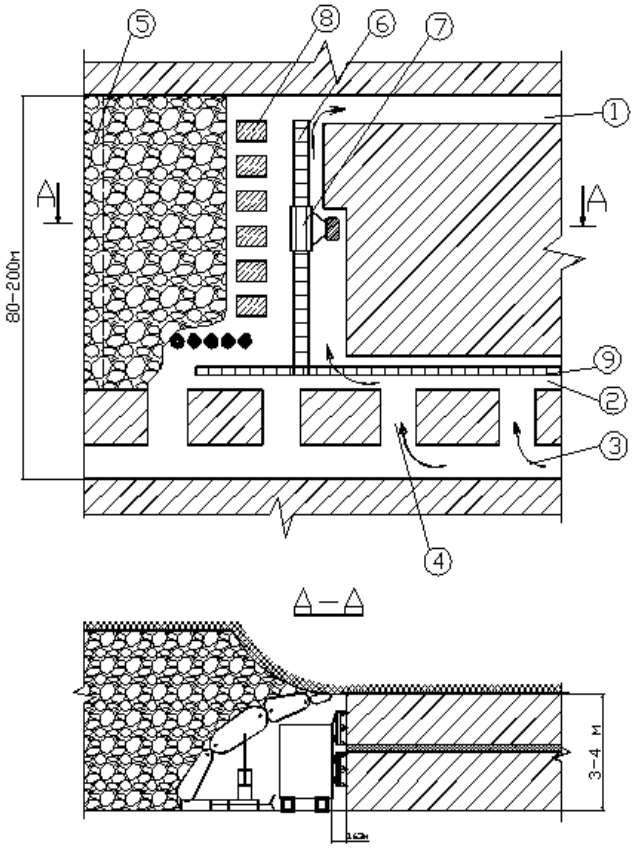


Рис. 7. Столбовая система разработки с обрушением кровли и выемкой забоем – лавой: *1-вентиляционный штрек; 2-конвейерный штрек; 3- транспортный штрек; 4- ходки; 5-разрезная ниша.*

Нарезка. Нарезные работы заключаются в соединении конвейерного и транспортного штреков ходками (4) и проходки на границе столба разрезной ниши (5), в которой производится монтаж очистного комплекса, включающего: скребковый конвейер (6); добычной комбайн флангового типа (7) и секций передвижной механизированной крепи (8).

Очистная выемка. Выемка пласта может быть как валовой, так и селективной. Это зависит от мощности пластов и прослоя. Комбайном вынимается лента шириной 63 см. Исполнительный орган комбайна - шнекового типа, что позволяет забрасывать отбитое полезное ископаемое непосредственно на забойный конвейер. Забойным скребковым конвейером руда доставляется на участковый скребковый конвейер (9) и с помощью его далее на магистральный шахтный конвейер ленточного типа.

Управление горным давлением осуществляется передвижной механизированной крепью (8), на которую обрушаются налегающие породы и которая предупреждает попадание их в очистной забой.

Вентиляция осуществляется за счет общешахтной депрессии. Свежий воздух через транспортный штрек и ходки попадает в лаву, а отработанный воздух через вентиляционный штрек направляется к вентиляционному стволу.

Оборудование. Очистной комплекс состоит из гидромеханизиро-ванной крепи, узкозахватного комбайна, скребкового конвейера, насосной станции и электрооборудования.

Технико-экономические показатели. В забое работает 3-4 человека. Производительность забойного рабочего 80-85т/см-чел, производительность лавы до 25000 т/мес. Потери - до 40% за счет оставления околоштрековых целиков. Разубоживание - 3 и 30% соответственно при раздельной и валовой выемке.

Слоевое обрушение с выемкой руды заходками

Сущность. Отработка запасов блока производится горизонтальными слоями в нисходящем порядке. При отработке каждого слоя налегающие породы обрушаются и очистной забой отделяется от обрушенных пород специальным перекрытием.

Условия применения. Месторождение должно быть с мощностью более 10 м, с любым углом залегания и рудой выше средней ценности. Руды неустойчивые. Устойчивость вмещающих пород малая или средняя. Боковые породы должны легко обрушаться. Должно допускаться обрушение земной поверхности (рис. 8).

Параметры блока. Высота этажа, как правило, не превышает 50-60м по причине повышенной трудоемкости при доставке большого количества крепежного леса по восстающим и по условиям проветривания. Длина блока принимается при односторонней выемке 25-30м, при двусторонней - от 40 до 60м.

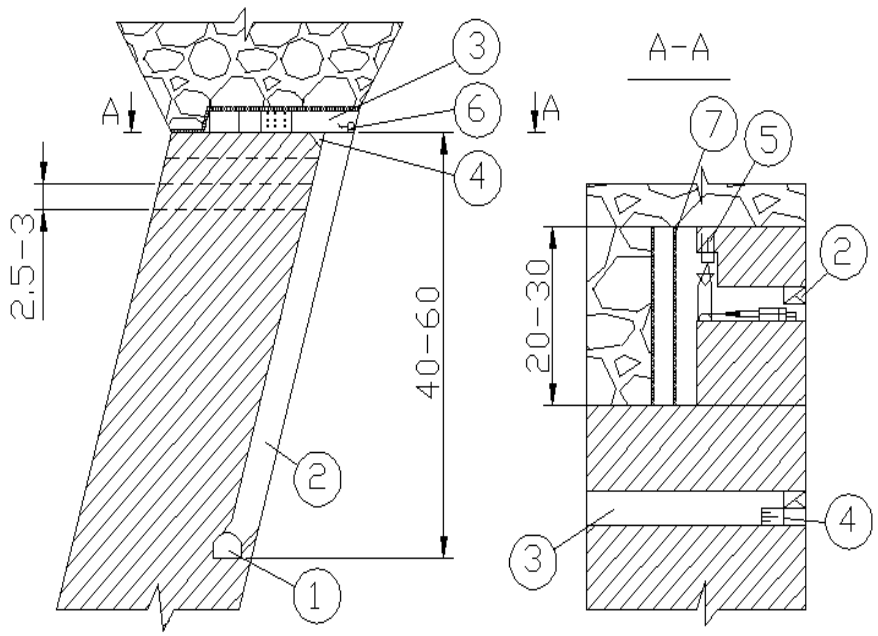


Рис. 8. Система слоевого обрушения с выемкой руды заходками*:*
1-откаточный штрек; 2-блоковый восстающий; 3-слоевой орт; 4-рудоскат; 5-заходка

Подготовка. Подготовительные работы заключаются в проведении откаточного штрека (1) и блокового восстающего (2), имеющего 2 отделения – ходовое и рудоперепускное.

Откаточный штрек может быть рудным, проведенным по контакту с лежачим боком, при мощности рудного тела 20-25м или посредине рудного тела, когда мощность превышает 25м или меньше 8-10м.

Применяют варианты подготовки рудным штреком у висячего бока и полевого штрека, соединенных ортами. Полевая подготовка позволяет сократить расходы по ремонту крепи штреков, обеспечить нормальную вентиляцию в заходках, облегчить доставку крепежного леса и увеличить высоту этажа.

Нарезные работы заключаются в проведении в каждом слое от блокового восстающего слоевого орта (3). На сопряжении слоевого орта с рудоперепускным отделением восстающего создается откос (4) для перепуска руды со слоя.

Очистная выемка. Отработка каждого слоя производится от центра к границам блока заходками шириной 2,5-3 м и высотой, равной высоте слоя (2,5-3м) (5) последовательно (по одной). Отбойка производится шпурами глубиной до 1,5м, которые бурятся ручными перфораторами. Отбитая руда доставляется к восстающему скреперными лебедками (6), которые устанавливаются над рудоперепускным отделением. Скреперование производится в 2 этапа: сначала из заходки на слоевой штрек, а затем, по слоевому штреку – в рудоспуск. Крепление заходки осуществляется стойками или деревянными рамами.

Управление горным давлением. Отработка каждого слоя осуществляется под защитой специально сооружаемого гибкого перекрытия (мата), представляющего собой набор нескольких слоев бревен, связанных между собой. Во избежание разрыва мата уровень выемки в этаже должен понижаться равномерно во всех блоках, поэтому очистная выемка в группе блоков начинается в одно время и ведется с одинаковой интенсивностью.

При отработке заходок гибкое перекрытие поддерживается стойками, которые при продвижении отработки слоя, как правило, разрушаются взрывом, и гибкое перекрытие и налегающие пустые породы опускаются на почву отработанного слоя.

По условиям безопасности между обрушенной и работающей заходками оставляют не менее одной и не более трех необрушенных заходок.

К моменту, когда очистные работы в блоке (этаже) опустятся до уровня кровли откаточного штрека, подготовка нового этажа должна быть закончена; откаточный штрек выработанного этажа может выполнять функции первого слоевого штрека нового этажа.

Проветривание. При слоевом обрушении условия вентиляции неблагоприятны. Наличие продуктов гниения крепежного леса и нагревание воздуха требуют обособленного проветривания каждого блока нагнетательными вентиляторами местного проветривания.

Вентилятор устанавливается в откаточном штреке и свежий воздух по вентиляционному рукаву, проложенному через ходовое отделение, подается в забой, а отработанный воздух по слоевому орту и ходовому отделению восстающего возвращается в откаточный штрек.

Полевые восстающие улучшают условия вентиляции, каждая заходка омывается свежей струей, лес можно подавать через полевой штрек верхнего этажа.

Снижение пожароопасности системы является одним из важных достоинств полевой подготовки в условиях разработки сульфидных руд.

Для предупреждения самовозгорания потерянной в обрушенном пространстве рудной мелочи в сочетании с древесным матом проводят профилактическое заиливание обрушенного пространства. Глинопесчаную пульпу подают по пульповоду на вентиляционный горизонт, откуда выводят пульпопровод за бетонную перемычку, изолирующую выработанное пространство.

Технико-экономические показатели. Производительность забойного рабочего от 6 до 12 т/см-чел, потери 2-5%, разубоживание 1-3%, расход леса 0,03-0,05м^3/т.

В последнее время часто заменяют нисходящей слоевой системой с твердеющей закладкой.

Охрана труда. Не допускается отставание крепи от забоя более определенной величины (при слабой кровле - 1,0-1,3м). При извлечении крепи в заходке могут находиться только специально обученные рабочие – «посадчики». В случае задержки в обрушении кровли работы в смежном забое запрещаются.

ЛЕКЦИЯ № 20

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

Отличительная особенность систем данного класса состоит в обрушении подсеченного снизу или сбоку массива руды в подэтаже или этаже, вслед за чем по мере выпуска обрушенной руды покрывающие ее пустые породы самообрушаются и заполняют выработанное пространство.

Выпуск основной массы обрушенной руды под опускающимися в процессе выпуска пустыми породами - наиболее характерная черта систем разработки этого класса, определяющая условия их применения, конструктивные элементы и технико-экономические показатели.

Системы данного класса - подэтажное обрушение, этажное принудительное обрушение, этажное самообрушение - благодаря многим достоинствам применяются для разработки мощных месторождений разнообразных типов.

СИСТЕМЫ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ

Наиболее широкое распространение подэтажное обрушение получило при разработке железных руд. На подземных рудниках удельный вес подэтажного обрушения в подземной добыче превышает 50%.

По характеру контакта отбитой руды с обрушенными породами можно выделить две разновидности системы:

- подэтажное обрушение с разделяющим перекрытием (матом);
- подэтажное обрушение без перекрытия, когда пустые породы находятся в непосредственном контакте с рудой. В качестве разделяющего перекрытия применяют древесный мат, металлическую сетку.

Первая система по условиям применения и в конструктивном отношении имеет много общего со слоевым обрушением, вторая ближе к этажному обрушению. Поэтому условия применения этих разновидностей неодинаковы.

Варианты подэтажного обрушения различают:

- по способу отбойки *(мелкими шпурами, штанговыми шпурами, скважинами);*
- по способу выпуска руды *(через дучки, на почву подэтажных выработок с торцовым выпуском);*
- по способу транспортирования *(скреперованием, виброустано-вками, самоходным оборудованием);*
- по способу подсечки и отрезки.

Вариант подэтажного обрушения «закрытый веер». Для уяснения сущности подэтажного обрушения рассмотрим вариант «закрытый веер», который долгое время являлся наиболее распространенным, но в н.в. его удельный вес заметно снизился.

Из откаточного штрека *1* (рис. 1) через 7-8 м проходят восстающие *2* и через 8-12 м по вертикали проводят подэтажные штреки *3*. Против каждого восстающего на уровне подэтажного штрека проводят подэтажные (скреперные) орты *4*. Длина блока 50-75 м, высота 50-70 м. Подэтажные выработки крепят неполными крепежными рамами через 0,5-1,5 м.

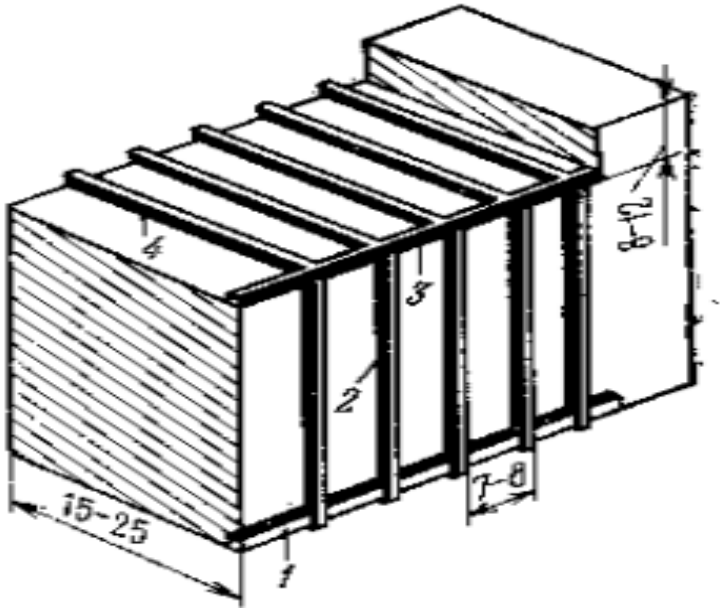


Рис. 1. Подготовка при подэтажном обрушении

Проведение заходок составляет стадию нарезки панели, т.е. участка, примыкающего к заходке с боков и сверху.

Очистная выемка состоит в отработке панели секциями в направлении от висячего бока к лежачему. Из подэтажного орта *1* через 4 м вдоль оси располагают дучки *2* (рис. 2), которые сбивают буровыми заходками *3*.

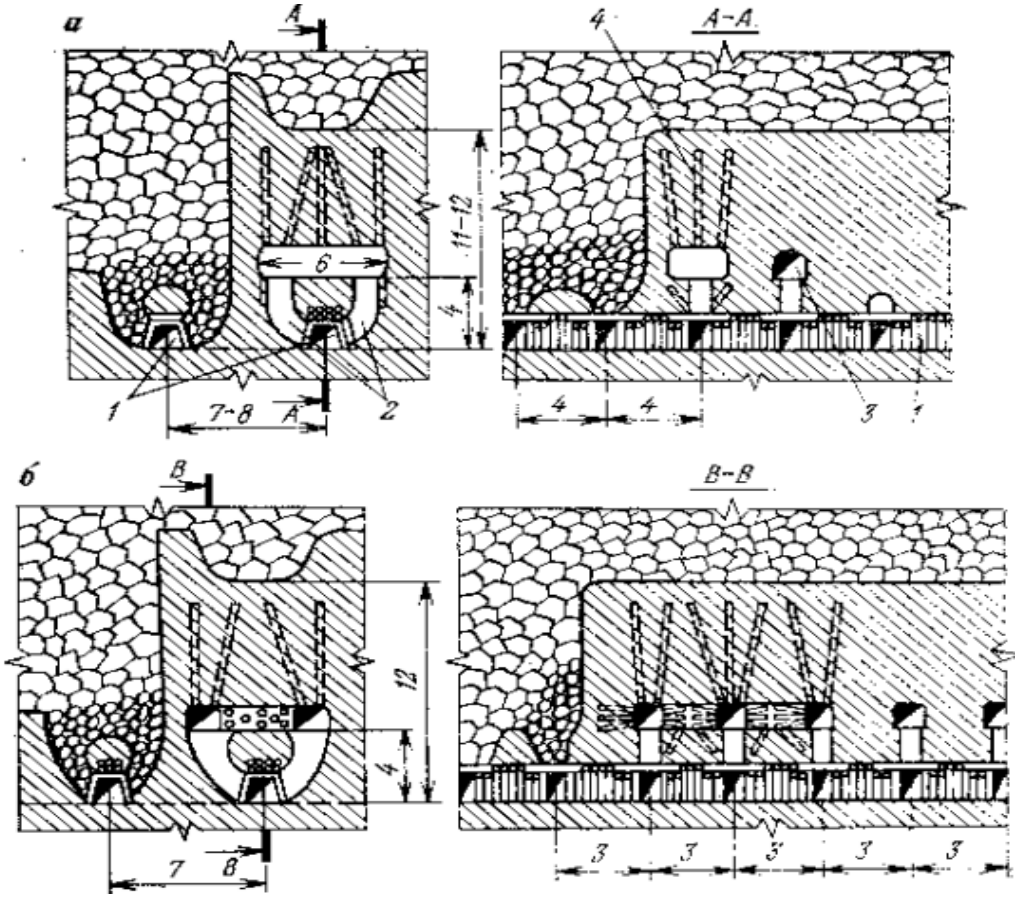


Рис. 2. Отработка панели вариантом «закрытый веер»

Заходки расширяют для обуривания секции шириной 4 м с последующим образованием в подошве их воронок. Из заходок в потолочину бурят три ряда штанговых скважин *4* глубиной 5-6 м. После взрывания их выпускают отбитую руду на подэтажный орт и скреперуют ее до восстающего. Следующую зону длиной 3-4 м обрушают аналогичным образом до окончания выпуска руды из предыдущей зоны. Соседние панели вынимают с опережением на две-три зоны.

Производительность труда бурильщика по обрушению в зависимости от характера руды составляет 120-150 т/смену, а по нарезным работам и обрушению 60-100 т.

Этот вариант подэтажного обрушения имеет много разновидностей, предназначенных для разработки руд с различными физическими свойствами и для рудных тел разной мощности и любых углов падения.

Описанный вариант системы с обрушением руды на одну пару дучек применяется в слабых, неустойчивых рудах. В более устойчивых рудах обрушение ведут сразу на две-три пары дучек (рис. 2,б).

Другой вариант (рис. 3) распространен при отработке руд слабых и средней устойчивости со слабыми боковыми породами. Подготовительные работы аналогичны подготовительным работам в рассмотренном варианте с отбойкой глубокими скважинами. В варианте «закрытый веер» высота подэтажа 10-12 м, ширина панели 7-8 м. Отработка панели ведется отдельными секциями длиной 4 м.

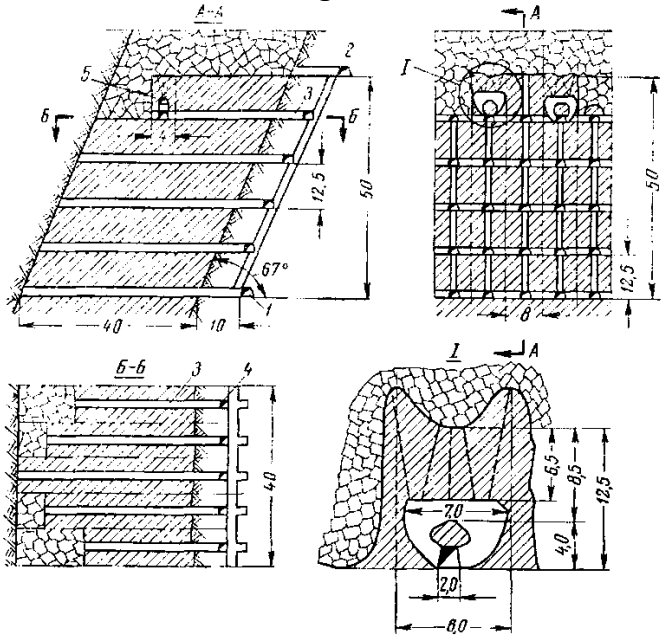


Рис. 3. Система разработки подэтажного обрушения «закрытый веер»:
1 - откаточный штрек; 2 - вентиляционный штрек;
3 - подэтажный орт; 4 - рудоспуск; 5 - отрабатываемая секция

В подэтаже по осям панелей проводят подэтажные панельные штреки или орты. С подошвы панельного подэтажного орта 3 через каждые 4 м проводят парные дучки на высоту 4 м, которые соединяют между собой поперечной выработкой длиной 6 м, шириной 3 м и высотой 2 м. Между этой выработкой и отработанной панелью оставляют целик руды шириной 1 м. В кровле этой выработки пробуривают три ряда штанговых скважин длиной 5—6 м. После взрывания шпуров руда обрушается и

через дучки выпускается на подэтажную выработку, по которой ее доставляют скреперами к рудоспуску. Одновременно к обрушению готовят следующую секцию панели. Целик руды, остающийся над подэтажной выработкой, отрабатывают с некоторым отставанием от выемки секций. Панели можно располагать п между подэтажными панельными выработками.

Система подэтажного обрушения является эффективной системой разработки, особенно вариант с отбойкой руды глубокими скважинами. При этом варианте месячная добыча руды из блока достигает 50 тыс. т.

Однако система характеризуется большими потерями и разубоживанием руды, достигающими 10-15% при отбойке глубокими скважинами и 20-25% при отбойке секциями.

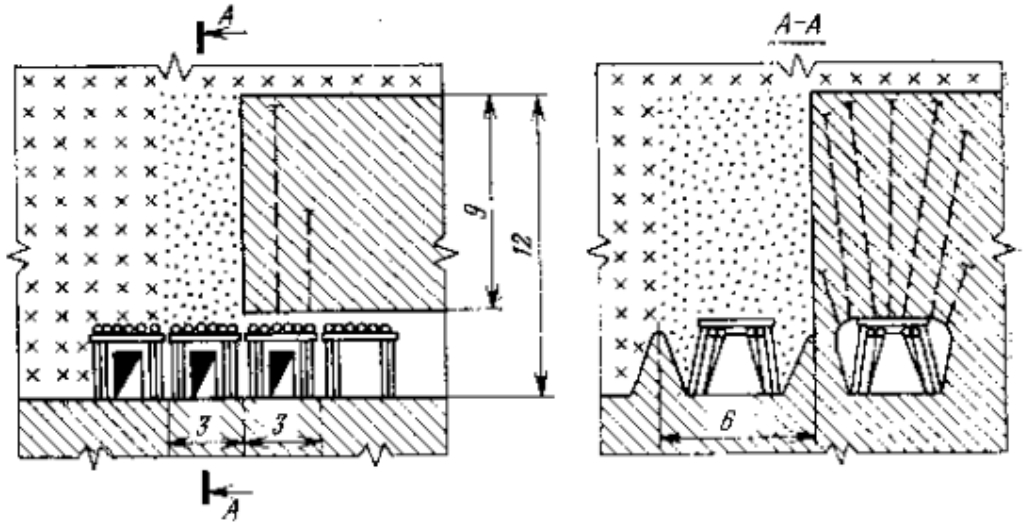


Рис. 4. Бесцеликовый вариант отработки панели

Также применяют вариант системы с отбойкой руды непосредственно на крепь подэтажной выработки без оставления надштрековых (надортовых) целиков (рис. 4).

Скважины диаметром 75 и 105 мм бурят из окон, проделанных в деревянной крепи. Сплошную крепь из неполных крепежных рам на участке взрыва усиливают двойными подхватами. На период взрыва устанавливают дополнительные стойки и распорки. Уменьшение нарезных работ позволило повысить производительность труда, а отсутствие целиков - снизить потери руды.

Способы подготовки при подэтажном обрушении

Несмотря на многообразие вариантов подэтажного обрушения, схемы подготовки блока сходны между собой. Так, этаж высотой 60-80 м делят на блоки длиной 30-75 м. Подэтаж высотой от 10 до 40 м разбивают на панели шириной 7-30 м, иногда до 40 м. Панели располагают как по простиранию, так и вкрест простирания. Вдоль панели проходят один, иногда два-три подэтажных штрека.

Основные различия в схемах подготовки определяются способом транспортирования и положением панели относительно простирания.

На рис. 5 показана подготовка блока при расположении панелей по простиранию с транспортированием руды прямым скреперованием. Так, на основном горизонте из полевого откаточного штрека *1* проводят орты 2, а из них через 10-12 м рудоспуски

3. По контакту с висячим боком располагают вентиляционно-ходовой восстающий *4.*

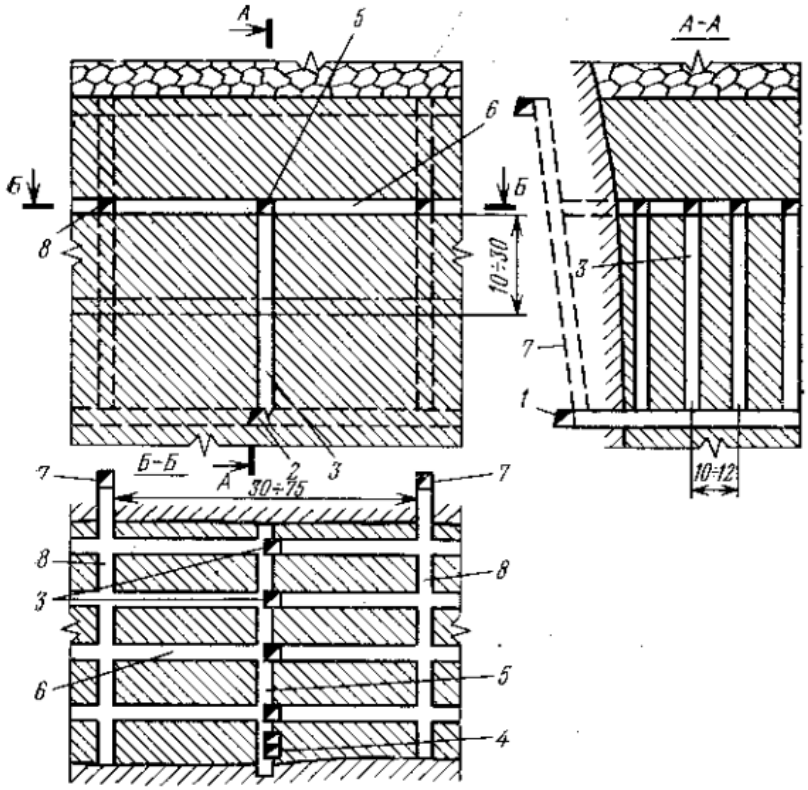


Рис. 5. Подготовка блока при подэтажном обрушении
с прямым скреперованием руды

Из подэтажного орта 5 против каждого рудоспуска проводят подэтажные штреки *6,* которые служат для скреперования руды. По границам блока подэтажные штреки сбивают с вентиляционными восстающими *7* ортами *8.* Недостаток такого способа подготовки, особенно при небольшой ширине панели - большое число рудоспусков. Чтобы избежать этого, применяют вариант с аккумулирующими выработками и двойным скреперованием руды (рис. 6).

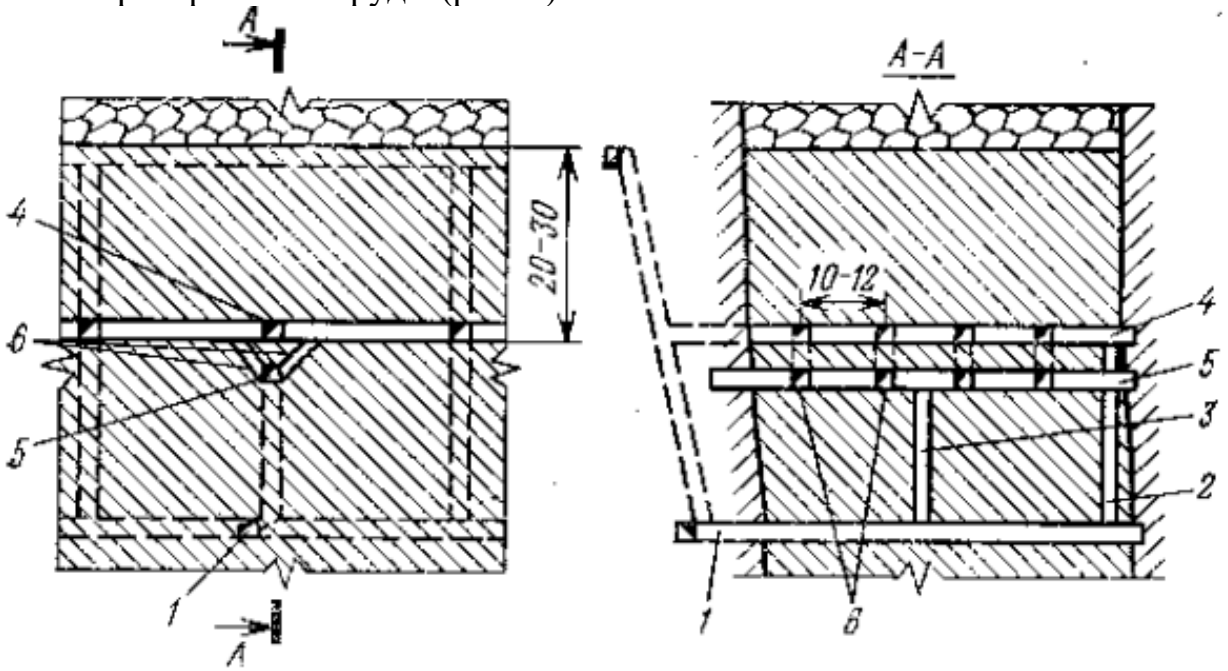


Рис. 6. Подготовка блока при подэтажном обрушении с аккумулированием руды

Из откаточного орта *1* проходят вентиляционно-ходовой восстающий *2* и один рудоспуск *3*. Ниже подэтажного орта *4* располагают аккумулирующий орт 5, который сбивают с подэтажными штреками короткими рудоспусками 6.

В аккумулирующих выработках устанавливают мощные скреперные установки, часто со спаренными скреперами вместимостью 0,2-0,35 м^3.

Уменьшение числа рудоспусков позволяет исключить многолюковую погрузку, что способствует повышению производительности труда рабочих внутришахтного транспорта.

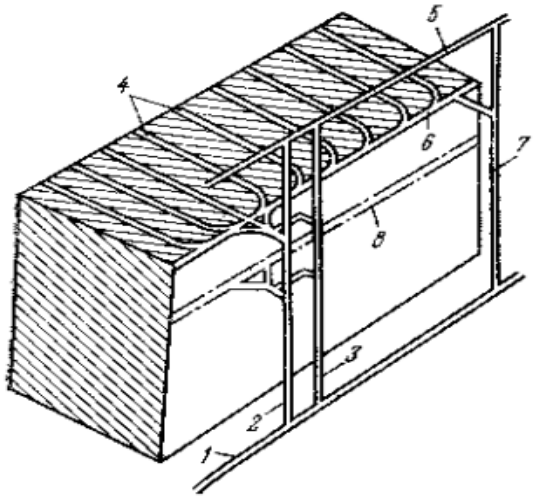


Рис. 7. Подготовка блока при доставке руды самоходным оборудованием:
1- полевой откаточный штрек; 2 - рудоспуск; 3 - блоковый восстающий;
4 - капельные орты; 5 - вентиляционный штрек; 6 - подэтажный штрек;
7- вентиляционный штрек; 8 - подэтажный штрек нижележащего подэтажа

Если транспортирование руды на подэтаже ведется в самоходных вагонетках или погрузочно-доставочными машинами, проходить рудоспуск для каждой панели нет необходимости и ограничиваются одним-двумя рудоспусками на блок (рис. 7).

Варианты подэтажного обрушения. Наиболее распространенными в настоящее время являются варианты с отбойкой глубокими скважинами. Удельный вес этих вариантов в системе подэтажного обрушения составляет свыше 90 % по добыче.

Вследствие высокой производительности, безопасности работ и разнообразных условий применения данный вариант системы имеет тенденцию к еще более широкому распространению.

Основные условия его применения: мощность залежи 15-20 м и более, коэффициент крепости руды от 3 до 12, вмещающие породы любой устойчивости. Как и другие варианты, он неприемлем для выемки ценных руд вследствие значительных потерь и разубоживания руды.

Этаж высотой 60-80 м разбивают на два-четыре подэтажа. Максимальную высоту подэтажа 30-40 м принимают в достаточно устойчивых рудах и вмещающих породах, при очень крутом падении залежи. Длина блока 50-60 м.

В панели шириной 16-30 м проводят два-три подэтажных штрека. В отдельных случаях в весьма мощных рудных телах ширина панели равняется мощности рудного тела (50-60 м).

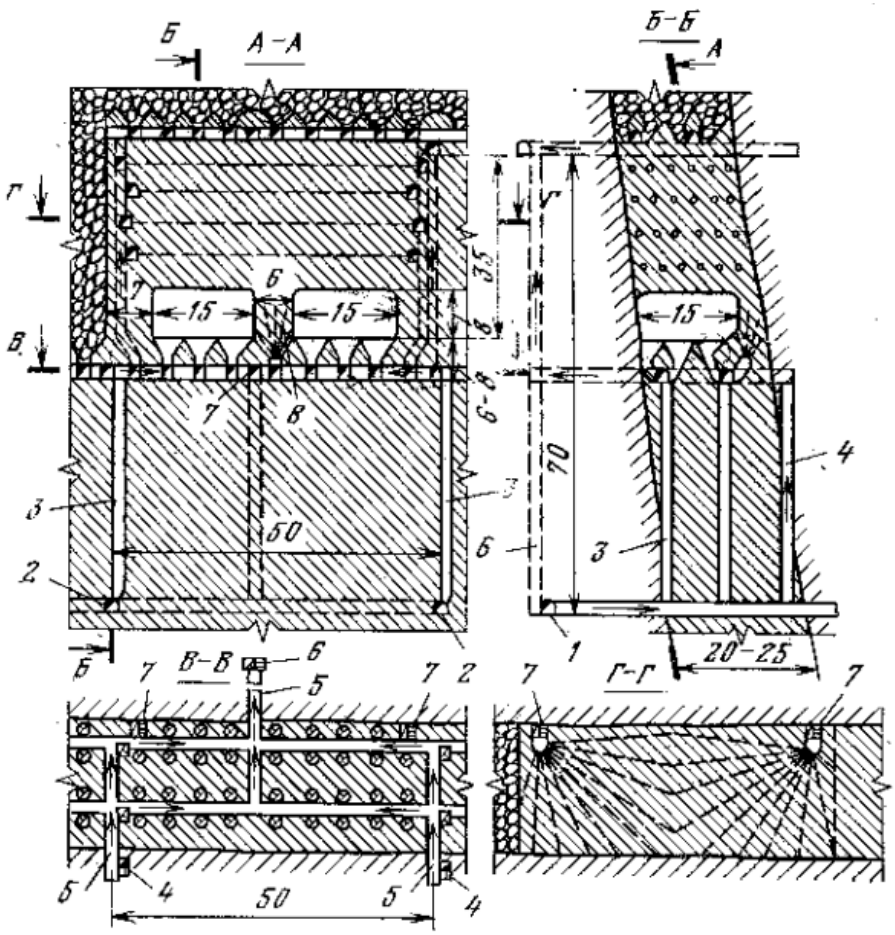


Рис. 8. Система подэтажного обрушения с отбойкой горизонтальными глубокими скважинами

На рис. 8 показан один из вариантов с отбойкой руды глубокими скважинами на горизонтальные компенсационные камеры. На основном горизонте располагают полевой штрек *1* и орты *2,* из которых через 8-12 м до верхнего подэтажа проходят рудоспуски 3 и вентиляционно-ходовые восстающие *4.*

Подэтажные штреки по границам и в центре блока сбивают ортами 5. Центральный орт соединен с полевым блоковым восстающим *6.*

Из подэтажных штреков через 5-5,5 м проходят дучки, а по границам блока - буровые восстающие *7.* Подэтажные штреки и орты крепят обычно металлической арочной крепью, а сопряжения с дучками — станками из двутавровых балок.

Выемка подэтажа заключается в подсечке, обрушении массива руды взрыванием глубоких скважин и последующем выпуске отбитой руды. Подсечку осуществляют из дучки мелкими или штанговыми шпурами глубиной 3-8 м. Применяют также траншейную подсечку. В крепких рудах и при значительной высоте подэтаж подсекают последовательным взрыванием веерных комплектов штанговых шпуров из специальных подсечных выработок, расположенных над воронками. Руду из подсечки выпускают до уровня гребней воронок.

Скважины бурят станками вращательного или ударно-вращательного бурения одновременно с производством подсечки. Толщина обрушаемых слоев 3-5 м. При отработке нижнего подэтажа под буровые восстающие оборудуют рудоспуски.

Скважины взрывают с замедлением в слоях от 0,05 до 2 с. Для уменьшения

потерь и разубоживания обрушенную руду выпускают из каждой пары дучек равными порциями. Процесс выпуска руды под обрушенными породами протекает иначе, чем из открытых камер.

Особенно важно уменьшить число зависаний руды в дучках что достигается установкой в них вибролент с пневматическими вибропобудителями. Вибролента *1* (рис. 9,а) монтируется на срубовом основании *2* и удерживается двумя тросами диаметром 16-18 мм, прикрепленными к штанговой крепи *3*. Вместо скреперования по подэтажному штреку доставку до рудоспуска можно осуществлять виброкомплексами.

При значительной высоте подэтажа для выпуска руды из дучек целесообразно применять вибропитатели *1*, установленные в рудоспуске (рис. 9,б). Увеличение числа последних в этом случае компенсируется более высокой производительностью труда рабочего на выпуске и доставке руды.

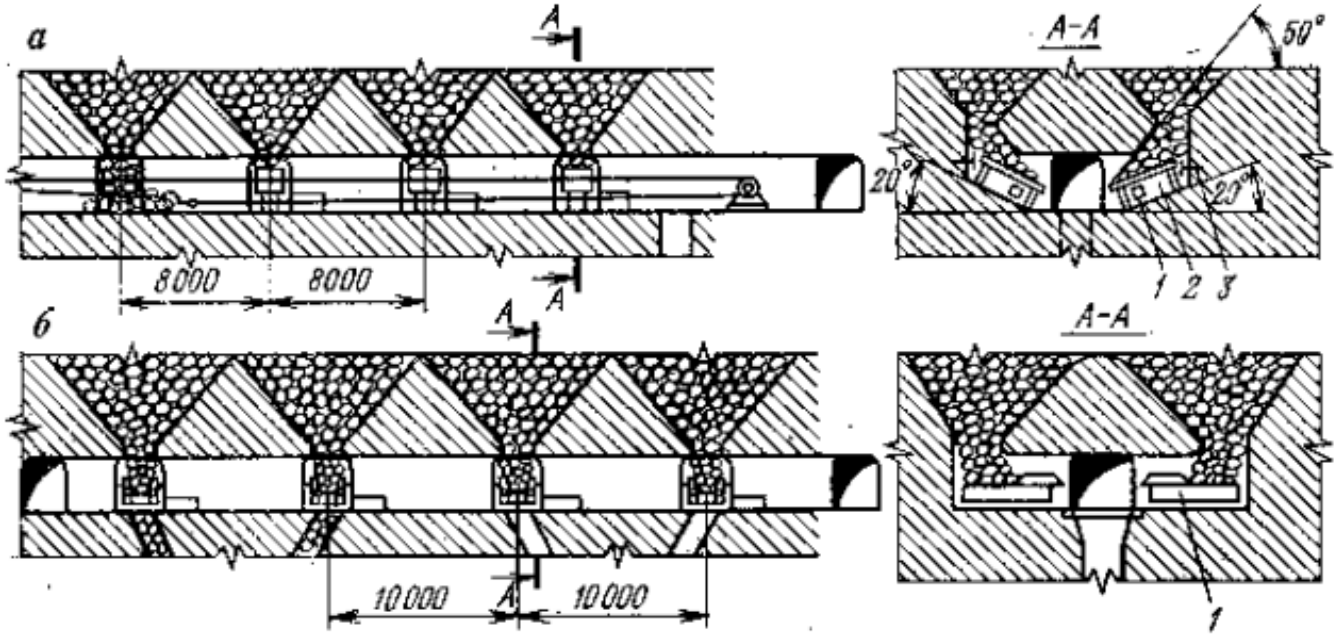


Рис. 9. Схемы выпуска и доставки руды до рудоспуска

На рис. 10,а показан вариант с отбойкой руды восходящими веерами глубоких скважин па вертикальные компенсационные щели. Этаж высотой 80 м отрабатывается двумя подэтажами. Вертикальную компенсационную камеру создают последовательным взрыванием восходящих вертикальных параллельных скважин, которые бурят из штрека, проведенного на высоте 8 м от почвы подэтажного (доставочного) штрека.

Массив руды у флангов и между отрезными щелями разбуривают из ортов веерными комплектами глубоких скважин. Скважины взрывают на компенсационную щель в один прием электродетонаторами короткозамедленного действия. Руду выпускают последовательно от лежачего бока к висячему на две-три доставочные выработки.

Значительную часть выработок горизонта выпуска можно проводить после обрушения массива, что способствует устойчивости этих выработок.

На некоторых рудниках применяют аналогичный вариант подэтажного обрушения, но с отбойкой руды нисходящими веерами глубоких скважин.

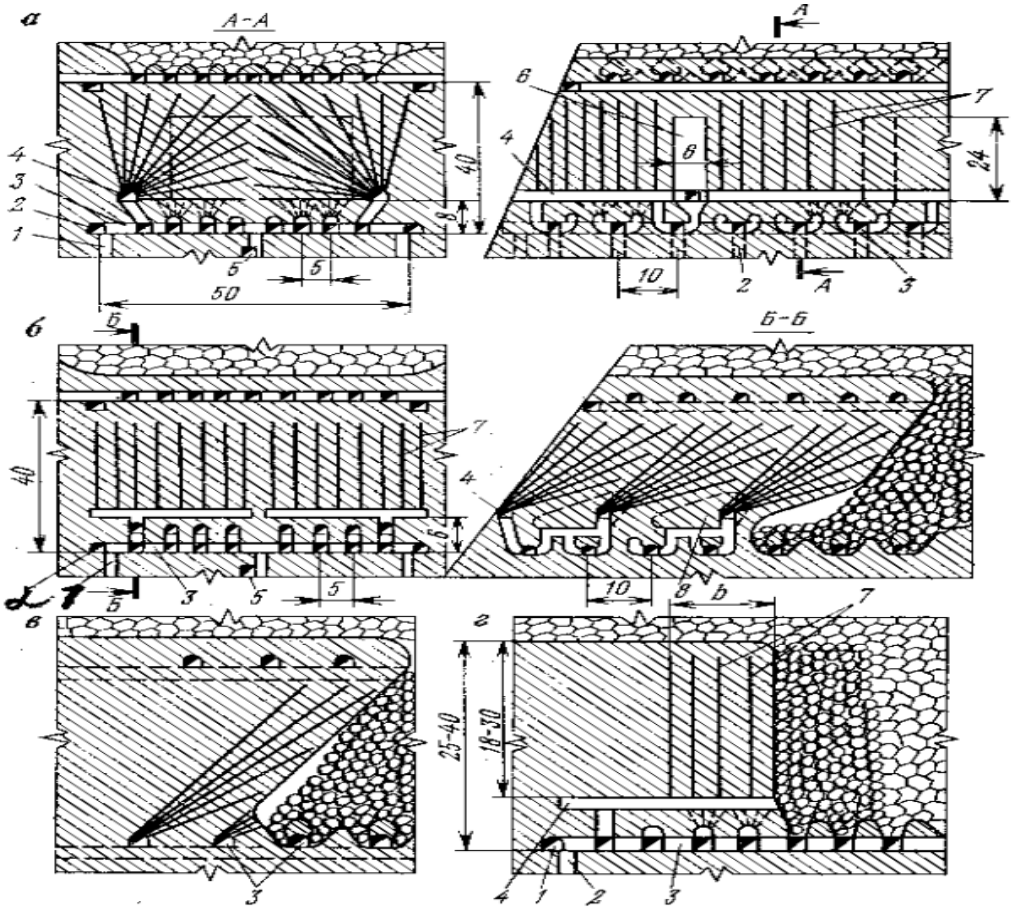


Рис. 10. Варианты подэтажного обрушения с отбойкой вертикальными и наклонными слоями: *1 - рудоспуск; 2- подэтажный орт; 3 - подэтажный (доставочный) штрек; 4 - буровой орт (штрек); 5 - вентиляционный орт; 6 – компенсационная камера; 7 - веера скважин; 8 - подсечное пространство*

При варианте с отбойкой наклонных слоев (рис. 10,б) восходящие веера скважин бурят из бурового орта. Число скважин (60-100 мм) в веере шесть-семь, расстояние между веерами 3-3,5 м, между концами скважин 3,5-4 м.

Подсечное пространство образуют взрыванием штанговых шпуров глубиной от 2 до 10 м, пробуренных из буровых сбоек, соединяющих дучки. Руду взрывом всех параллельных вееров обрушают зонами площадью 500 м^2 (на половину длины панели) на два штрека.

Иногда (рис. 10,в) параллельные веера восходящих скважин бурят непосредственно из штреков доставки *3*. Каждый последующий слой обрушают па штрек предыдущей зоны. Дучки и воронки проходят после обрушения очередного слоя. Сокращение нарезных работ и применение штангового бурения - основные преимущества этого способа отбойки. Однако глубина скважин при этом способе больше, и днище подэтажа нарушается от взрывания скважин.

Рассмотренный вариант практически относится к подэтажному обрушению (рис. 10,*г)* со взрыванием рудного массива без компенсационного пространства (в «зажиме»).

Восходящие веера скважин бурят из штреков *4*. Одновременно взрывают секцию панели *b* шириной 10-15 м, т.е. на два-три ряда дучек. Взрывание короткозамедленное. Исследованиями установлено, что отношение *b/h* (h - высота

слоя) должно быть в пределах 0,33-0,5. Уменьшение толщины секции хотя и способствует улучшению качества взрывных работ, но приводит к повышенным потерям.

Необходимое для размещения отбиваемой руды пространство создается вследствие уплотнения взрывом ранее обрушенной руды. Это уплотнение может произойти только под действием сильного взрыва, поэтому сетка скважин при взрывании в зажатой среде сгущается.

Практика ряда рудников показывает, что взрывание зарядов «в зажиме» улучшает качество дробления руды. В недостаточно же устойчивых рудах отбойка в зажатой среде может вызвать нарушение массива руды и пройденных в них выработок. Поэтому применение вариантов подэтажного обрушения без компенсационного пространства требует в каждом отдельном случае проведения опытных работ.

Отбойка восходящими (или нисходящими) скважинами из горизонтальных выработок в большинстве случаев эффективнее отбойки горизонтальными слоями из буровых камер, так как позволяет сократить нарезные работы и применять самоходные буровые станки.

При взрывании в зажиме руду часто отбивают на почву подэтажных (доставочных) выработок. Подобный вариант с торцовым выпуском руды показан на рис. 11,а.

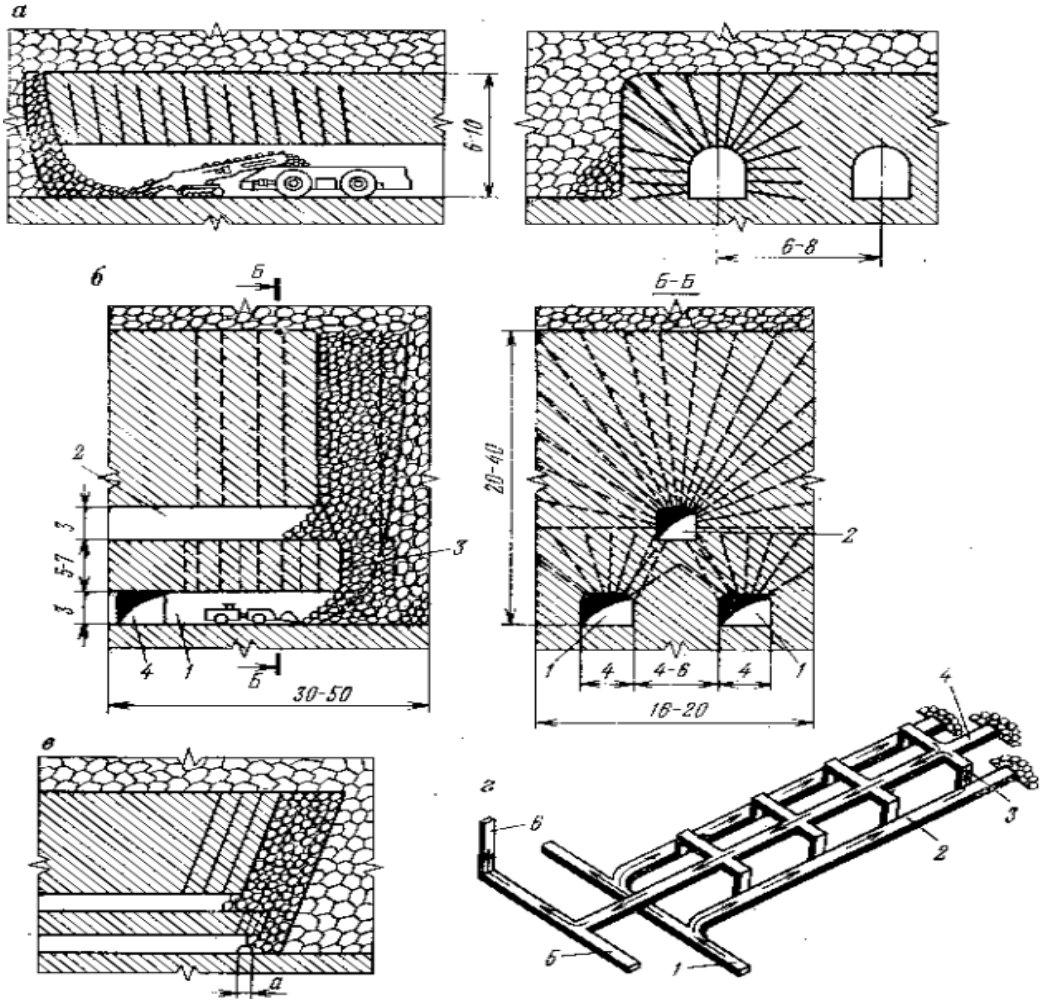


Рис. 11. Способ отработки панели с отбойкой руды
«в зажиме» и выпуском на почву подэтажных выработок

Обуривание панели осуществляется веерными комплектами шпуров, располагаемых с наклоном 60-70°. Шпуры бурят с помощью самоходных бурильных установок. После взрывания одного-двух комплектов шпуров приступают к погрузке руды погрузочными машинами в самоходные вагонетки, которые транспортируют руду от забоя по подэтажным выработкам до блокового рудоспуска. По сравнению с другими рассмотренный вариант подэтажного обрушения значительно проще. В нем отсутствуют дучки, подсечка, отрезка. Наличие неизрезанного выработками массива руды над подэтажными выработками позволяет проводить их без крепления.

На шведских железных рудниках, где применяется этот вариант, производительность труда одного рабочего составляет при очистной выемке 80-90 т/смену, а по руднику 20-30 т/смену при потерях и разубоживании руды 10-15%.

На ряде отечественных рудников при большой высоте этажа и отбойке руды скважинами диаметром 100-110 мм выше подэтажных доставочных выработок *1* (рис. 11,б) проводят буровую выработку *2,* из которой обуривают панель. Целик (защитный козырек) *3* над доставочными выработками в этом случае обрушают скважинами небольшого диаметра или шпурами с некоторым отставанием от взрывания глубоких скважин.

Руду отбивают секциями толщиной 2-7 м на ранее обрушенные породы. При высоте подэтажа до 20 м шаг обрушения защитного козырька принимают равным толщине отбиваемого слоя; при большей высоте козырек обрушают в 2-3 приема. На погрузке и доставке руд применяют ПДМ, которыми руда по штреку *4* доставляется к рудоспуску.

Наряду с отбойкой вертикальными слоями применяют наклонное расположение скважин (рис. 11,в). Отбойка панелей из специальных буровых выработок позволяет совмещать доставку с бурением, меньше нарушать кровлю доставочной выработки в месте погрузки, а увеличением высоты панели - уменьшить объем нарезных работ.

ЛЕКЦИЯ № 21

СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ЭТАЖНОГО САМООБРУШЕНИЯ

Системой этажного самообрушения называют систему разработки с самообрушением руды по всей площади подсеченного блока и на всю высоту этажа с самообрушением покрывающих пород и заполнением ими выработанного пространства вслед за выпуском руды.

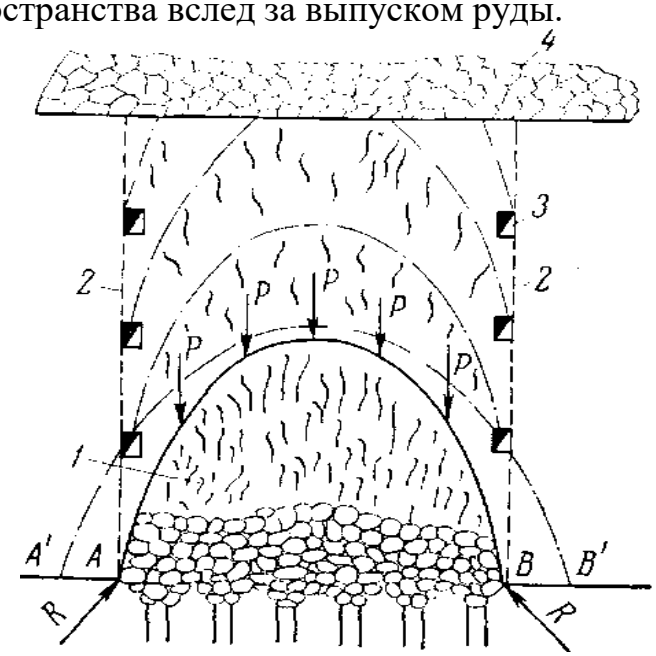


Рис. 1. Схема самообрушения рудного массива:
1 - зона подсечки; 2 - граница блока; 3 – пограничные выработки; 4 - налегающие пустые породы

Сущность системы (рис. 1) заключается в том, что этаж делят на блоки площадью 1200-7000 м^2. Блок подсекают по всей площади. Подсеченный массив начинает обрушаться и обрушается до тех пор, пока не образуется свод естественного равновесия АВ, который будет находиться под действием сжимающих напряжений. Устойчивость свода определяется равновесием с одной стороны горного давления и веса массива руды с покрывающими породами *P*, а с другой - реакциями опор в пятах свода *R*. Нарушить равновесие возможно путем ослабления реакций опор в пятах свода. При дополнительной подсечке по горизонтали свод примет форму *A'B'*, а при подсечке или ослаблении связи массива руды с боковыми породами по вертикали свод начнет перемещаться вверх. Ослабление связи массива руды по боковым плоскостям блока достигается проведением специальных отрезных пограничных выработок *(восстающих, штреков и ортов)*. Проведение отрезных пограничных выработок называется боковой отрезкой или отсечкой блока. В отдельных случаях блок полностью отрезают по одной или нескольким боковым плоскостям путем отбойки узких магазинов.

Перемещение свода по вертикали в границах блока будет происходить путем самообрушения руды под действием собственного веса и сил горного давления. Обрушающаяся руда будет накапливаться на горизонте подсечки. Для того, чтобы она не достигла свода и не прекратился процесс самообрушения, руду постепенно

частично выпускают. От скорости подсечки, равномерности выпуска руды, принятого интервала между рудой и сводом обрушения, конструкции боковой отсечки и физико-механических свойств руды зависят степень ее дробления и скорость самообрушения.

Систему этажного самообрушения применяют при малоценных рудах, так как потери и разубоживание достигают 15-20% и более, при залежах мощностью не менее 25-30 м, при рудах, склонных к самообрушению и не склонных к самовозгоранию и слеживанию.

Подготовительные работы. Месторождение разбивают на этажи высотой 60-75 м, а этажи - на блоки длиной 50-100 м и шириной 30-60 м. Размеры блока зависят от физико-механических свойств руды, мощности и угла падения залежи.

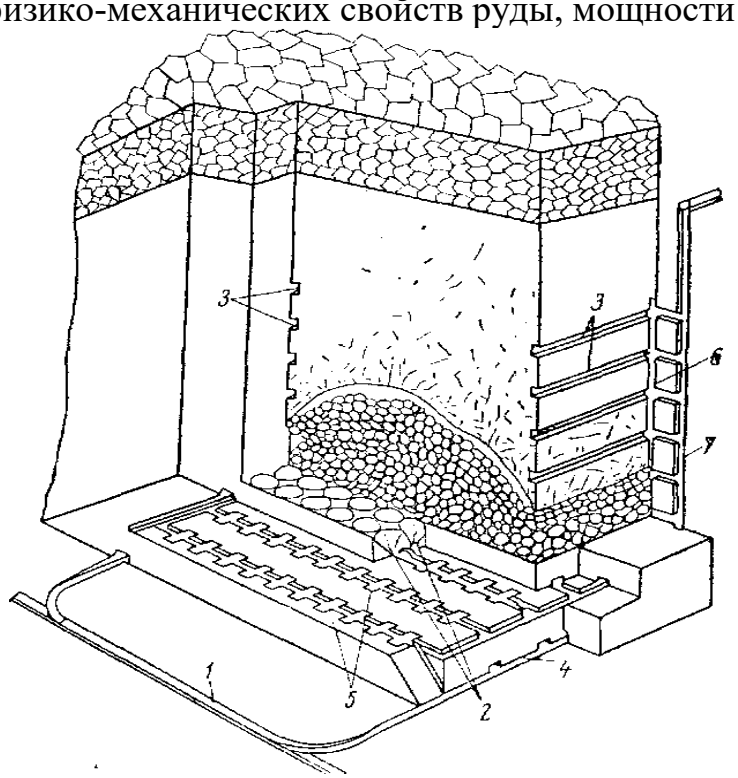


Рис. 2. Система этажного самообрушения: *1 - полевой откаточный штрек; 2 - выпускные воронки; 3 - отрезные орты; 4 - орт-заезд; 5 - штреки скреперования; 6 - отрезной восстающий; 7 - блоковый восстающий*

На откаточном горизонте в лежачем боку (рис. 2) проходят полевой откаточный штрек 1, от которого через 40-60 м проводят орты-заезды 4. Иногда для организации кольцевой откатки наряду с полевым откаточным штреком параллельно по висячему боку проходят рудный штрек. Штреки сбиваются ортами. Из ортов-заездов через каждые 10 м проходят рудоспуски до уровня горизонта вторичного дробления, который отстоит от почвы откаточного горизонта на 7-10 м. Из ортов-заездов также проходят блоковые восстающие 7 до вентиляционного горизонта. Горизонт вторичного дробления чаще всего представлен горизонтом скреперования, состоящим из штреков скреперования 5, соединенных между собой ортами, на которые выходят рудоспуски с ортов-заездов. Штреки скреперования через 5-7 м сбивают парными дучками с горизонтом подсечки, расположенным выше на 7 м.

Очистные работы. Очистные работы в системе этажного самообрушения состоят из боковой отрезки блока, его подсечки и выпуска руды. Отрезка блока осуществляется отрезными восстающими 6, пройденными на границах обрушаемого массива. Отрезные восстающие через 7-12 м соединяют отрезными штреками и ортами 3. На уровне отрезных штреков и ортов отрезные восстающие сбивают с блоковыми. Сбойки впоследствии служат контрольными выработками для наблюдения за ходом самообрушения.

Подсечка блока. Существует несколько способов подсечки, зависящих от физико-механических свойств руды. В рудах нарушенных, склонных к вывалам, на горизонте подсечки проходят подсечные штреки и орты, которые образуют целики размером от 4х15 до 5х20 м. Эти целики в определенном порядке взрывают горизонтальными скважинами длиной 15-20 м.

В рудах слабых и средней устойчивости подсечку осуществляют разбуриванием горизонта подсечки штанговыми шпурами глубиной 7-8 м непосредственно из дучек.

Выпуск руды. После подсечки блока начинается процесс самообрушения руды. В этот период по всей площади блока производят частичный выпуск руды с таким расчетом, чтобы свободное пространство между обрушенной рудой и обрушающимся массивом не превышало 2-3 м. После полного обрушения блока приступают к массовому выпуску руды под обрушенными породами. Выпуск ведут интенсивно и равномерно по всей площади блока. Суточная производительность блока в этот период достигает 3000 т.

Достоинства системы: наибольшая эффективность по сравнению с другими системами, высокая производительность труда забойных рабочих, низкая себестоимость добычи и высокая интенсивность разработки.

Недостатки: ограниченные условия применения, повышенные потери и разубоживание руды.

Иногда этаж высотой 40-100 м, редко большей, разбивают на блоки с горизонтальной площадью от 30х30 до 60х100 м. В основании блока проводят подсечные выработки, впоследствии соединяемые в общую горизонтальную щель, в результате чего блок теряет опору в основании. Одновременно по границам блока в вертикальной плоскости проводят серию выработок (иногда и сплошную щель от основания блока на половину высоты его), ослабляющих связь блока с окружающим массивом руды.

Под действием силы тяжести и давления налегающих пород подсеченная снизу руда начинает самообрушаться, постепенно заполняя подсечное пространство. По мере заполнения этого пространства рудой обрушение начинает замедляться. Обрушенную руду выпускают через рудоспуски, соединяющие подсечное пространство с горизонтом грохочения или скреперования.

За десятки лет своего существования эта система претерпела большие конструктивные изменения, однако область ее применения осталась узкой и ограничивается следующими горно-геологическими условиями:

1. Склонностью руды самообрушаться в кусках умеренных размеров или дробиться после обрушения под давлением вышележащих пород. Это условие связано с определенными физико-механическими свойствами руды и резко ограничивает область применения системы.

Все разрабатываемые этажным самообрушением залежи характеризуются интенсивной макро- и микротрещиноватостью, слоистостью руды или наличием в плотном рудном массиве частых прослойков более мягких минералов,

2. Большой мощностью рудных залежей - не меньше 25-30 м, так как при меньшей мощности увеличиваются потери и разубоживание руды, возрастают расходы по подготовке и нарезке блоков и, главное, процесс самообрушения протекает очень медленно.

3. Невысокой ценностью руды вследствие значительных потерь и разубоживания.

4. Отсутствием или небольшим содержанием в руде самовозгорающихся компонентов. Склонность руды к окислению в отбитом виде или слеживанию также препятствует применению этой системы.

5. Хорошей разведанностью месторождения, особенно если элементы залегания непостоянны и невыдержанны.

Значительная минерализация вмещающих пород и склонность их к обрушению в крупных кусках без образования большого количества мелочи, а также пологое или близкое к вертикальному залегание месторождения благоприятствуют применению этой системы.

В настоящее время в силу целого ряда существенных недостатков *(неравномерное разрушение массива, сложность освоения, трудность регулирования скорости обрушения)* на рудниках система вытесняется более эффективными вариантами принудительного обрушения.

За рубежом этажное самообрушение применяют для разработки асбеста (Канада), оловянных руд (Боливия), железных руд (США, Швеция) и других.

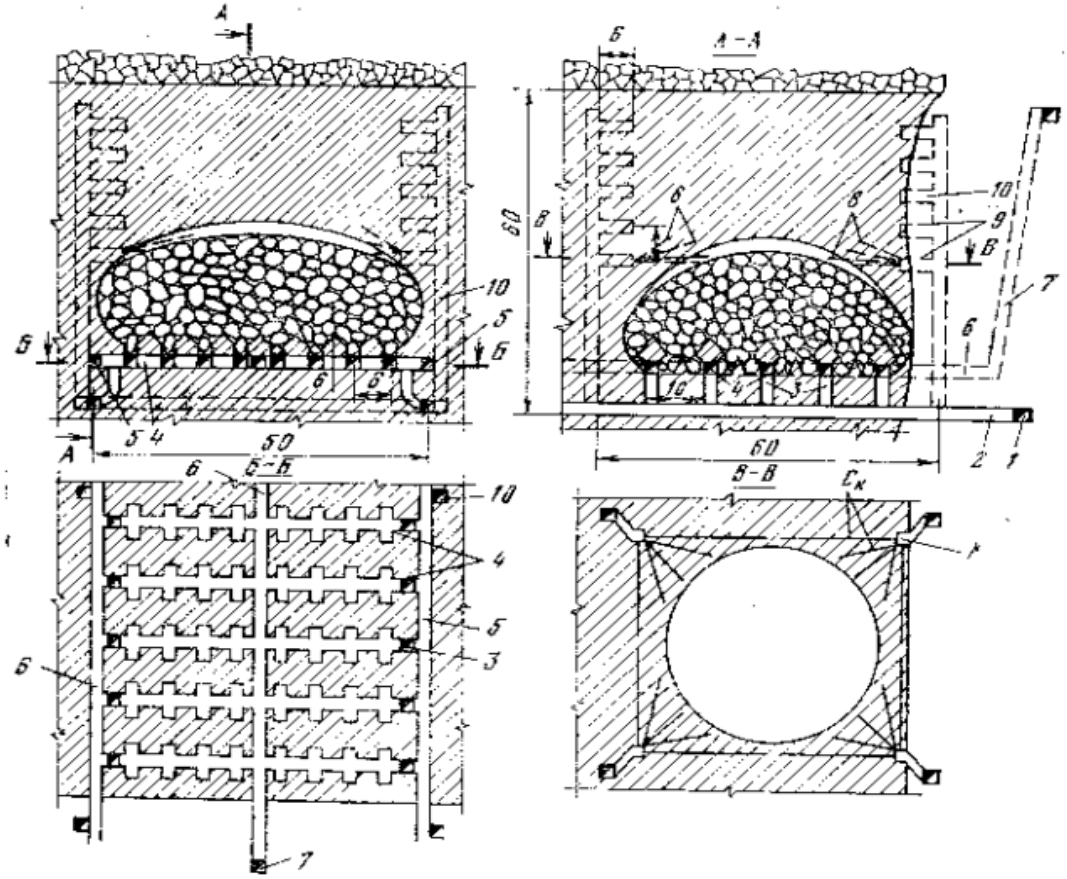


Рис. 3. Система этажного самообрушения

Типичный вариант этажного самообрушения (рис. 3) с горизонтом скреперования с небольшими изменениями применялся на ряде рудников. Подготовка блока на основном горизонте состоит в проведении полевого штрека *1,* ортов *2* через 40-60 м и рудного штрека в висячем боку залежи. Из орта через каждые 9-12 м пройдены вверх рудоспуски 3 до уровня горизонта скреперования, который состоит из штреков *4* сечением 6-7 м^2, сбитых между собой ортами *5.* В центре блока расположен вентиляционный орт *6,* выходящий к вентиляционному восстающему 7.

Штреки горизонта скреперования крепят либо сплошь крепежными рамами из леса диаметром 250-300 мм, либо арочной податливой металлической крепью вразбежку.

Из скреперных штреков через каждые 6 м пройдены выпускные дучки (рудоспуски) сечением 1,5х1,5 м до уровня горизонта подсечки.

После подсечки блока, описание которой приводится дальше, начинается самообрушение руды. В процессе самообрушения руду частично выпускают, скреперуя ее по штрекам *4* до рудоспусков *3.*

Обрушение руды идет интенсивно до тех пор, пока не образуется устойчивый свод естественного равновесия. Поэтому периодически необходимо разрушать основание этого свода путем отрезки блока.

В приведенном варианте отрезка блока осуществляется взрыванием скважин *8,* пробуренных из буровых камер *9.* Буровые камеры проводят из восстающих *10,* расположенных по углам блока.

Такой способ отрезки по сравнению с отрезкой системой горизонтальных и вертикальных выработок или узкими окаймляющими магазинами позволяет снизить объем нарезных работ. Кроме того, наличие буровых камер обеспечивает возможность в необходимых случаях перейти на систему принудительного этажного обрушения.

Выпуск руды для уменьшения потерь и разубоживания ведут по специальным планограммам. Установленными на каждую смену порциями руду выпускают из рудоспусков па основании наряда-карточки, выдаваемой начальником участка.

В процессе выпуска руды необходимо интенсивное проветривание горизонта скреперования. Свежий воздух с откаточного горизонта через восстающие *10* и орты *5* поступает в штреки скреперования и затем через вентиляционный орт *6* и восстающий 7 на вентиляционный горизонт. При большом горном давлении вентиляционный орт с целью сохранения его на весь период отработки блока проводят ниже уровня горизонта скреперования на 4-5 м и сбивают со штреками скреперования короткими вентиляционными сбойками.

Наиболее благоприятные результаты обрушения и выпуска достигаются при угле падения рудного тела, близком к 90°. При углах падения меньше 60° условия выпуска резко ухудшаются, высота этажа ограничивается.

Наименьшие потери и разубоживание получаются при обрушении блоков, окруженных со всех сторон рудным массивом, наибольшие - в том случае, когда блок несколькими боковыми сторонами примыкает к выработанному пространству, заполненному обрушенной породой.

Иногда выемку этажей производят не блоками, а панелями (полями) шириной от 20 до 60 м и длиной 150-300 м, располагая их по простиранию или вкрест простирания

рудного тела. По мере выемки одной панели и уплотнения в ней обрушенных пород после выпуска руды приступают к выемке следующей панели. Обрушение ведут одновременно в нескольких панелях с определенным опережением.

Выемка панелями целесообразна в том случае, когда руда неустойчива и хорошо обрушается.

Главные **достоинства** системы этажного самообрушения:

- небольшая стоимость добычи руды как результат высокой производительности труда забойных рабочих, незначительного расхода взрывчатых и крепежных материалов и механической энергии;

- безопасность при нормальной организации работ по подсечке и правильном ведении выпуска;

- высокая интенсивность разработки и возможность развития большой производительности рудника.

Недостатки: - очень ограниченные условия применения;

- сложность и негибкость системы, возможность массовых потерь руды при отклонении от нормальных условий ее применения;

- высокие потери и разубоживание промышленной руды, резко возрастающие при недостаточно благоприятных условиях и отступлениях от правильного ведения работ.

В соответствующих горно-геологических условиях этажное самообрушение дает хорошие технико-экономические показатели: низкий расход ВВ (0,05-0,1 кг/т), высокую производительность труда подземного рабочего (30-35 т/смену) и низкую себестоимость руды.

Имеются различные варианты этажного самообрушения. Так, в основании панели или блока по всей площади проходят выработки для донного выпуска руды. Над ними массив полностью подсекают; руда из него постепенно обрушается под действием силы тяжести и горного давления.

Связь с окружающим массивом ослабляют отсечными выработками или веерами взрывных скважин. Они способствуют разрушению замков сводов естественного равновесия, образующихся при самообрушении руды, тем самым ускоряют обрушение и ограничивают его проектными контурами. В процессе обрушения выпускают излишек (около $^1/_3$) руды, чтобы обрушение продолжалось. После полного обрушения рудного массива приступают к общему выпуску руды.

Выемку осуществляют с разделением этажа (или панели) на блоки или всплошную.

Этажное самообрушение применяют при мощности залежи не менее 20-30 м.

Руда должна быть слабой или иметь густую сеть трещин и слабых прослойков, не должна слеживаться и возгораться.

Высота этажа 70-80 м, при очень крутом падении залежи - до 100-150 м. Расстояние между ярусами ослабления 8-10 м в нижней части этажа и 12-15 м в верхней.

Вариант этажного самообрушения со сплошной выемкой. Этаж разделяют на панели, длина которых в несколько раз превышает обычный поперечный размер блока.

Панель разрезают поперек щелью и затем постепенно подсекают по длине, вызывая этим самообрушение массива с отставанием на 30-60 м от подсечки. Отсечные выработки на подэтажах проходят по границам панели. Этот вариант эффективен при выдержанных элементах залегания и при отсутствии жесткой необходимости в усреднении качества рудной массы.

Иногда ускоряют обрушение руды взрыванием зарядов (сосредоточенных или скважинных) на подэтажах.

Частичный выпуск, особенно в начальной его стадии, целесообразно вести так, чтобы высота свободного пространства под обрушаемым массивом не превышала 5 м во избежание вывалов крупных глыб и образования воздушных ударов. В первый период после подсечки выпуск должен быть малоинтенсивным, так как подсеченный массив деформируется, расчленяется микротрещинами. С опережением выпускают руду со стороны лежачего бока во избежание преждевременной посадки висячего бока.

При этажном самообрушении (рис. 4) высота этажа составляет 100 м. Руду доставляют скреперными установками мощностью 110 кВт, погрузка вагонов безлюковая. Сетка выпускных отверстий 10,5 х 10,5 м. Скреперный штрек и наклонные выпускные выработки, расположенные попарно, закреплены бетоном.

Подсечка траншейная.

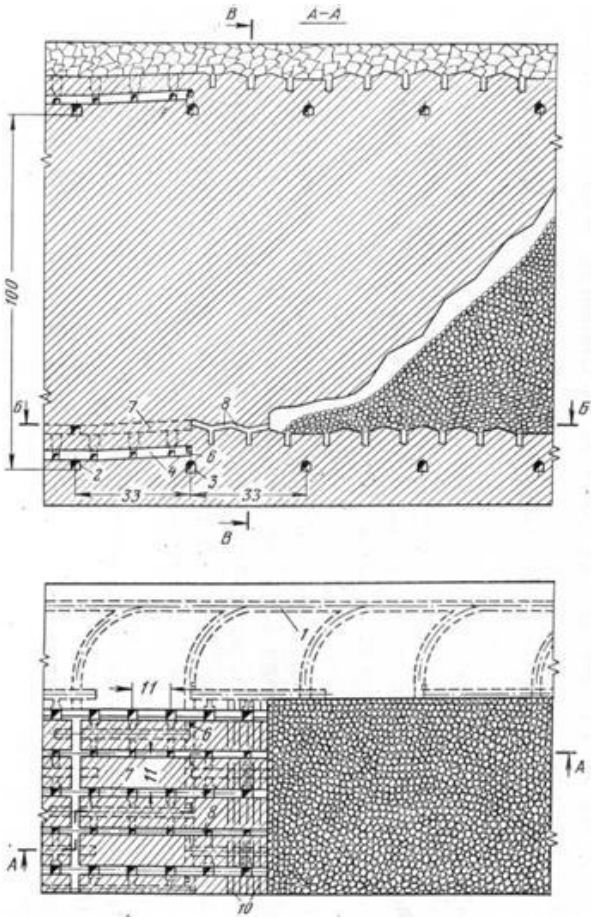


Рис. 4. Этажное самообрушение - вариант со сплошной выемкой:

1 - откаточный штрек;
2 - откаточный орт;
3 - вентиляционный орт;
4 - скреперный штрек;
5 - выработки для выпуска руды;
6 - вентиляционный восстающий;
7 - подсечной штрек; 8 - сбойка для образования воронок; 9 - буровой штрек; 10 - скважины для подсечки

Сочетание большой мощности залежи с небольшой глубиной разработки позволяет подсекать массив на большую ширину (100-400 м), достаточную для

самообрушения даже сравнительно устойчивых руд. За ходом самообрушения наблюдают из штреков, пройденных на верхнем уровне подсечки.

Особенности варианта этажного самообрушения с выемкой блоками. Поперечные размеры блока составляют 30-40 м при слабых рудах и высоком горном давлении и 50-60 м при иных условиях.

По углам блока проходят отрезные восстающие, а из них подэтажные отрезные выработки по периметру блока.

На расстоянии 8-12 м от углов блока проходят смотровые восстающие, из которых нарезают смотровые ходки для наблюдения за ходом обрушения.

Подсечку блока ведут от лежачего бока к висячему и от центра к краям по простиранию.

Если соседний блок заполнен отбитой рудой, то в направлении по простиранию подсечку ведут в отступающем порядке. В блоке, граничащем с обрушенными вмещающими породами, подсечку подвигают от массива к обрушению.

Производительность блока (панели) средняя за период очистных работ составляет 10-40 тыс. т/мес, производительность труда забойного рабочего 50-90 т/смену, потери и разубоживание руды 12-25%, удельный расход подготовительно-нарезных выработок (7-10) м/1000 т.

Этажное самообрушение сохранилось преимущественно в варианте со сплошной выемкой.

Требования ПТЭ к системам с самообрушением:

- при естественном обрушении руда должна легко обрушаться небольшими кусками при ее подсечке;
- при естественном этажном обрушении кусковатость руды регулировать скоростью ее обрушения и выпуска. Не допускать чрезмерного отставания обрушения от поверхности выпускаемой руды.

ВЫПУСК ОБРУШЕННОЙ РУДЫ

Истечение руды из дучек под обрушенными породами происходит иначе, чем из открытых камер. Поэтому выпуск обрушенной руды при системах этажного и подэтажного обрушения - одна из самых ответственных операций, от правильности выполнения которой зависят полнота извлечения и степень разубоживания руды.

Опыт применения систем с обрушением руды и лабораторные исследования выпуска сыпучих материалов показывают, что на полноту извлечения и разубоживание при выпуске под пустыми породами влияют следующие факторы:

физические свойства, влажность и гранулометрический состав обрушенной руды и вмещающих пород,

высота обрушенного массива руды и горное давление,

горизонтальное расстояние между рудоспусками,

режим выпуска, мощность, угол падения залежи,

число плоскостей, по которым блок граничит с пустыми породами.

Исследования выпуска руды под обрушенными породами показали, что установленные закономерности истечения руды позволяют делать определенные выводы, имеющие большое значение для практической работы и конструирования систем разработки.

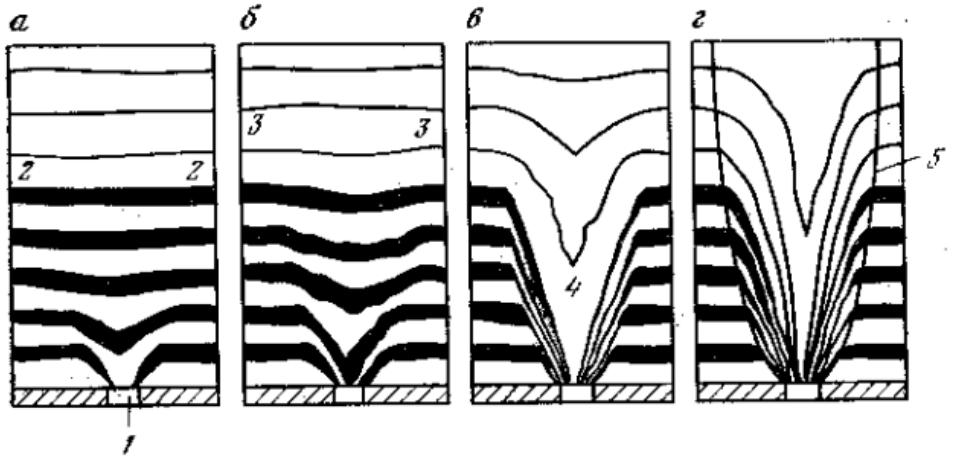


Рис. 5. Схема движения руды при выпуске под обрушенными породами

Основные положения теории выпуска руды заключаются в следующем:

1. Движение руды при выпуске происходит в пределах определенной зоны, расположенной над выпускным отверстием (дучкой). Эту зону называют зоной потока или зоной разрыхления *(т.к в ней вследствие движения руды происходит ее разрыхление)*.

2. Форма зоны потока по результатам исследования ряда авторов представляет собой параболоид вращения с вершиной у выпускного отверстия.

При выпуске на модели небольшого количества сыпучего материала из выпускного отверстия *1* (рис. 5,а) происходит вторичное разрыхление выпускаемой массы и ее опускание к отверстию, причем зона разрыхления при выпуске первых порций не достигает поверхности слоя *2-2*, что видно по затухающему характеру деформации черных прослоев, уложенных в сыпучем материале светлого тона. При дальнейшем выпуске (рис. 5,б*)* зона разрыхления распространяется и в покрывающие пустые породы (слой *3-3).*

Постепенно опускаясь вниз, пустые породы достигают плоскости выпускного отверстия (рис. 5,в). С этого момента начинается выпуск руды вместе с породой, т.е. разубоживание руды. Дальше по мере выпуска разубоживание увеличивается, так как непрерывно возрастает поступление пустых пород. Выпуск прекращают, когда вместе с рудой начинает поступать слишком большое количество породы, и содержание металла в руде становится ниже установленной кондиции (рис. 5,г).

Проникшая в руду пустая порода от уровня выпускного отверстия до первоначального уровня контакта руды и пустой породы образует воронку внедрения *4.* Боковые поверхности этой воронки, в зависимости от физико-механических свойств пород, бывают либо выгнутыми к оси воронки, либо (реже) выпуклыми. С достаточной для практики точностью можно считать, что воронки внедрения, по форме являются опрокинутым конусом, усеченным выпускным отверстием. Диаметр воронки внедрения равен диаметру зоны потока на высоте контакта слоя выпускаемой сыпучей среды с покрывающими породами.

3. Скорость движения частиц руды по мере удаления от оси потока уменьшается, причем чем ближе к отверстию, тем больше разница в скоростях движения между центральными и периферийными частицами. В верхней части потока частицы сыпучей среды движутся сплошным потоком с почти равными скоростями.

4. Объемы, из которых происходит истечение руды в процессе выпуска, являются геометрически подобными эллипсоидами 5, усеченными плоскостью выпускного отверстия. Частицы любой выпущенной из отверстия порции до выпуска располагались в объеме эллипсоида вращения. Все частицы, расположенные на поверхности каждого из эллипсоидов, приходят к выпускному отверстию одновременно. С увеличением высоты эллипсоида пропорционально возрастает его ширина (малая ось).

Зона разрыхления (тоже в форме эллипсоида вращения) в несколько раз (по Г. М. Малахову в 15 раз) больше эллипсоида выпуска.

Размеры зоны потока, воронки внедрения и эллипсоида выпуска зависят от целого ряда факторов, к числу наиболее важных из них относятся:

физические свойства, влажность и гранулометрический состав обрушенной руды и вмещающих пород. С увеличением угла внутреннего трения, сил сцепления, угла естественного откоса ширина зоны потока уменьшается, а с увеличением крупности частиц она увеличивается. Если сыпучая среда состоит из пылеватых и глинистых частиц, то увлажнение ее может привести к ухудшению сыпучести, что скажется на уменьшении зоны потока.

слеживаемость руд сильно ухудшает результаты выпуска и даже может быть причиной отказа от систем с обрушением руды. Зона выпуска в слежавшихся рудах принимает иногда форму цилиндра («трубы»), что увеличивает потери руды. Наличие в обрушенной руде большого количества крупных глыб при преобладании мелких кусков в обрушенной породе может привести к повышенным потерям и разубоживанию. Некрупный равномерней состав руды и отсутствие мелочи в породе дают хорошие результаты по извлечению и чистоте руды;

размеры выпускного отверстия. С увеличением ширины выпускного отверстия радиус (ширина) зоны потока возрастает без изменения радиуса кривизны границы зоны; диаметр зовы потока увеличивается на величину прироста диаметра выпускного отверстия;

высота обрушенного массива руды. С увеличением высоты слоя полный радиус (ширина) зоны возрастает. Некоторое расширение зоны потока происходит также в процессе выпуска на любой высоте потока вследствие динамического воздействия потока сыпучей среды по границам зоны разрыхления за счет увеличения скорости движения частиц;

геометрическая форма выпускного отверстия, вибрация в процессе выпуска и другие факторы. Например, с увеличением частоты колебаний ширина зоны потока сначала увеличивается, а затем начинает уменьшаться.

В соответствии с этой теорией количество руды, выпущенной до разубоживания, можно вычислить либо через объем воронки внедрения (на начало разубоживания см. рис. 3,в), либо через объем эллипсоида выпуска высотой, равной высоте слоя отбитой руды. Потери определяются количеством оставшейся руды между воронками внедрения. Для уменьшения потерь и разубоживания руды при системах с обрушением необходимо:

1) Принимать максимально возможный по условиям устойчивости выработок диаметр дучек, так как с его увеличением возрастает ширина зоны потока.

2) Увеличивать по возможности высоту слоя обрушенной руды, так как это

увеличивает ширину зоны и уменьшает плотность невыпущенной между рудоспусками руды. Если, например, в определенных условиях при высоте обрушаемого слоя 40-45 м извлечение чистой руды составляло 60%, то при высоте 16 м оно уменьшается до 25 %.

Это заключение относится к блокам и панелям, имеющим вертикальные или близкие к ним по углу наклона боковые стенки. В случае отработки наклонно залегающих рудных тел уменьшение высоты обрушаемого слоя может способствовать увеличению коэффициента извлечения вследствие уменьшения потерь руды на лежачем боку залежи.

3) Выпускные отверстия располагать с минимально допустимыми по условию прочности пород интервалами между ними.

Для подэтажного обрушения глубокими скважинами при диаметре выпускных отверстий 1,5 м и расстоянии между ними 4 м рекомендуется принимать высоту подэтажа 20 м, т.е. отношение высоты слоя *H* к расстоянию между выпускными отверстиями *a,* равное 5.

При этажном обрушении рекомендуется принимать отношение *H/a* - 6-7 и более.

4) Вести планомерный выпуск руды. Режим выпуска во многих случаях является главным фактором, определяющим потери и разубоживание руды.

Опытами установлено, что лучшие результаты по снижению потерь и разубоживания дает равномерный выпуск из всех рудоспусков на площади блока при горизонтальном контакте поверхности отбитой руды с покрывающими обрушенными породами. Однако одновременный равномерный выпуск из всех дучек осуществить трудно и в практике применяют последовательно равномерный выпуск, при котором руду из рудоспусков выпускают последовательно заранее установленными равными дозами. Величину дозы выпуска определяют исходя из площади одной воронки таким образом, чтобы опускание поверхности контакта руды с пустой породой после выпуска этой дозы не превышало 2,5-3 м.

Для соблюдения планограммы выпуска требуется тщательный контроль за работой скрепери стов, люковых и учет выпущенной руды. Поэтому при системах подэтажного и этажного обрушения со стороны горного надзора необходима высокая требовательность к соблюдению рабочими как технологической, так и производственной дисциплины.

Режим выпуска влияет на величину горного давления в выработках горизонта выпуска и доставки. Поэтому иногда в целях уменьшения давления на этих выработках поверхности контакта при выпуске придают наклонное положение.

При правильно выбранных параметрах горизонта выпуска и хорошей организации можно достичь выпуска чистой руды не менее 75-80 %, разубоженной не более 10-15 %, потерь не более 5-8 %.

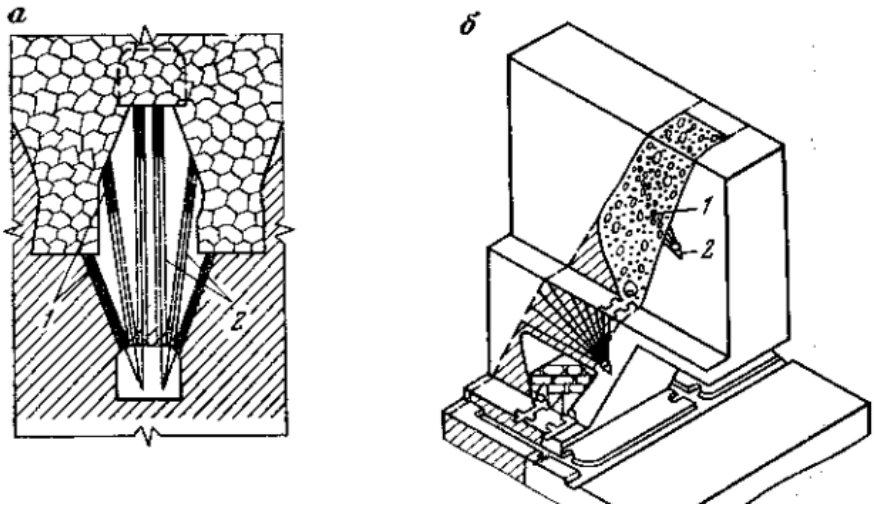


Рис. 6. Подэтажное обрушение ромбовидными панелями

На руднике для уменьшения потерь руды и разубоживания отработку ведут ромбовидными панелями (рис. 6,а). Две крайние скважины *1* в комплекте и верхние части других скважин заряжают динамитом, остальные скважины *2* - аммонитом.

Такое размещение заряда создает по границам панели слой более мелкой руды, которая препятствует проникновению пустой породы (имеющей более крупные куски) в погрузочную выработку, потому что в процессе выпуска мелкие куски перемещаются быстрее крупных.

Обрушаемый массив также имеет форму ромбовидной панели (рис. 6,б), а защитный слой из переизмельченной руды *1* толщиной 5 м создавался взрыванием сгущенной сетки скважин (1,5-1,8 м между концами вместо обычных 2,3-2,8 м), пробуриваемых из выработки *2*. При этом разубоживание руды снизилось до 5,2 %.

На некоторых рудниках при разработке ценных руд системой подэтажного обрушения применяли гибкое разделяющее перекрытие из трех слоев металлической сетки. Для его укладки по лежачему боку отрабатывали слой руды системой с магазинированием руды и по мере подвигания забоя в магазине возводили гибкое перекрытие. Такое же перекрытие укладывали и в верхней части подэтажа, для чего отрабатывали монтажный слой. Сетка укладывалась на слой отбитой руды толщиной 1 м. Отбитая руда в подэтаже выпускалась под защитой указанного перекрытия, что позволило снизить потери руды в 2 раза, а разубоживание в 3 раза.

В последние годы испытан выпуск руды под естественными рудными или породными перекрытиями в виде крупных монолитных блок-щитов, перекрывающих отрабатываемый участок.

На руднике в Сибири под «породным щитом» отработали руду в двух этажах с перепуском щита на 100 м. В верхнем этаже отработку осуществили без потерь с разубоживанием 0,2%. В нижнем этаже вследствие частичного разрушения блок-щита потери при выпуске составили 2,2%, а разубоживание 4,7 %.

ЛЕКЦИЯ № 22

ПРИНУДИТЕЛЬНОЕ ЭТАЖНОЕ ОБРУШЕНИЕ

Основным отличием данной системы разработки от описанной выше системы подэтажного обрушения является то, что руда обрушается на компенсационные камеры сразу по всей высоте блока.

Эта система применяется при разработке весьма мощных рудных тел средней и выше средней крепости руд, при любой устойчивости вмещающих пород.

Залегание рудного тела может быть как крутое, так и пологое. При углах падения в пределах 20-60° по условиям выпуска участок рудного тела, примыкающий к лежачему боку, целесообразно разделять на подэтажи.

В зависимости от расположения компенсационных камер различают следующие варианты этой системы:

принудительное этажное обрушение на *горизонтальные* компенсационные камеры, когда обрушаемый массив руды располагается над подсечными камерами высотой до 10-15 м;

принудительное этажное обрушение на *вертикальные* компенсационные камеры, когда основная часть обрушаемого массива располагается сбоку от камер, имеющих высоту 35-40 м и ширину до 10-12 м;

принудительное этажное обрушение *без* компенсационных камер («в зажатой среде»).

Систему принудительного этажного обрушения применяют как на железорудных месторождениях, так и на рудниках цветной металлургии и химической промышленности.

Принудительное этажное обрушение на горизонтальные компенсационные камеры. Этот вариант впервые в мировой практике был применен в 1948 г. Конструктивно он аналогичен варианту системы подэтажного обрушения с отбойкой руды горизонтальными скважинами, но характеризуется большей высотой обрушаемого массива руды. Блоки принимают шириной от 20 до 50 м и длиной 30-50 м. Меньшие размеры характерны для участков с высоким горным давлением. Высота этажа 50-80 м.

В варианте со скреперной доставкой руды (рис. 1) из откаточного орта *1* до горизонта скреперования *2* проходят рудоспуски *3.* По углам блока располагают 1-2 буровых восстающих *4* и блоковый восстающий 5. Размеры элементов системы указаны на чертеже.

Начальная стадия очистной выемки состоит в образовании на горизонте подсечки *6* двух-трех компенсационных камер высотой 8-15 м, между которыми оставляют временные целики для предупреждения преждевременного обрушения рудного массива. Размеры компенсационных камер в плане, число их и толщина временного целика определяются устойчивостью руды и размерами блока, а их высота принимается из расчета компенсации увеличения объема руды вследствие разрыхления ее при взрыве.

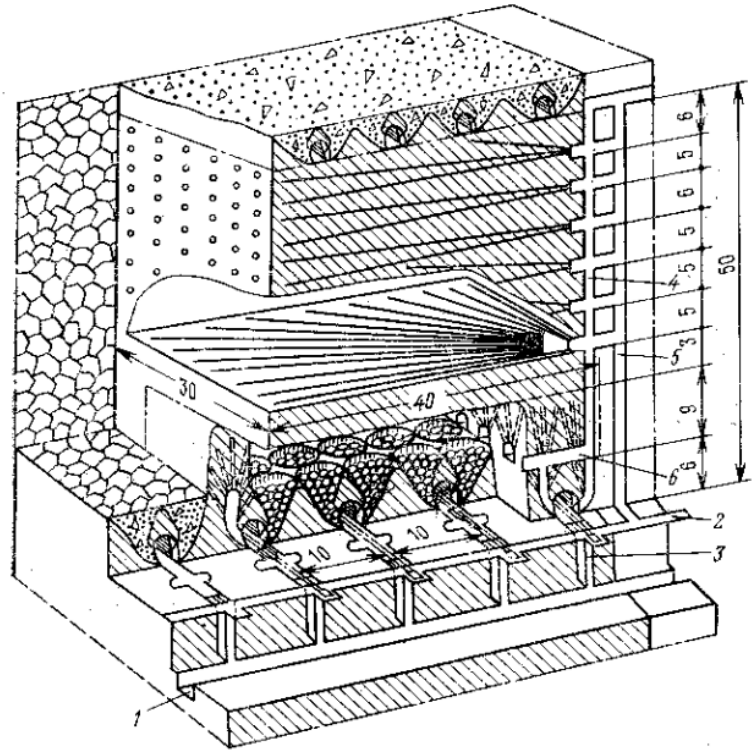


РИС. 1. Система этажного принудительного обрушения
с отбойкой руды на горизонтальные компенсационные камеры

Подсечку чаще всего осуществляют двумя способами:

1. Штанговыми шпурами, пробуренными из рудоспускпых дучек в сочетании с одним-двумя рядами глубоких горизонтальных скважин, служащих для увеличения высоты компенсационных камер; горизонтальные скважины можно бурить из восстающих, пройденных из дучек во временных целиках.

2. Взрыванием на отрезную щель *1* вертикальных вееров скважин *2,* пробуренных из горизонтальных выработок *3* на горизонте подсечки (рис. 2).

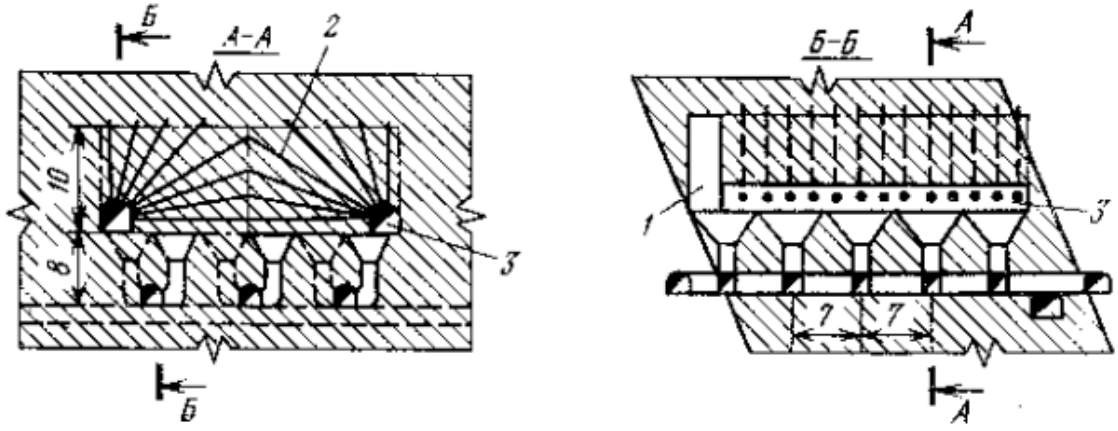


Рис. 2. Подсечка вертикальными веерами скважин

Одновременно с подсечкой производят бурение глубоких скважин.

Продолжительность обуривания блока зависит от его размеров, производительности и числа одновременно работающих буровых станков и составляет в среднем 3-5 мес.

Все скважины как в рудном массиве над подсечкой, так и во временных целиках

заряжают одновременно (в течение нескольких смен). Взрывание скважин в каждом отдельном слое одновременное или короткозамедленное, а в слоях - последовательное с применением электродетонаторов замедленного действия.

При небольшой высоте этажа и легкообрушающихся рудах весь массив над подсечным пространством обуривают иногда из двух или даже одной буровой камеры, что позволяет резко сократить объем подготовительных работ.

После окончания проведения компенсационных камер заряжают все скважины и взрывают их в следующем порядке: в первую очередь массовым взрывом разрушают временный целик, затем обрушают массив блока послойно с интервалами 1-2 с.

Следующая стадия - выпуск руды происходит под обрушенными породами.

Подготовка на откаточном горизонте и нарезка днища блока аналогичны подготовке и нарезке при системе этажного самообрушения. Для разбуривания массива по границам камеры проходят буровые восстающие, из которых через 3,5-5 м по вертикали образуют буровые выработки.

Очистные работы заключаются в подсечке блока, бурении глубоких скважин, взрывании обуренного массива и выпуске отбитой руды под обрушенными породами.

Подсечка блока для образования горизонтальных компенсационных камер ведется размером по вертикали до 1/3 высоты одновременно обрушаемого массива. Подсечку осуществляют разбуриванием блока штанговыми шпурами глубиной до 7 м из дучек с дополнительной отбойкой горизонтальными скважинами из буровых камер до принятой высоты. Часто подсечку осуществляют траншейным способом или применяют один из вариантов системы подэтажного обрушения с отбойкой руды секциями. Одновременно с подсечкой из буровых камер бурят веерные комплекты горизонтальных глубоких скважин. К окончанию подсечки весь обрушаемый массив должен быть обурен. Все скважины в массиве заряжают и взрывают за один раз. Для уменьшения сейсмического эффекта обычно применяют короткозамедленное взрывание отдельных слоев. Обрушенную руду выпускают в том же порядке, что и при системе с самообрушением при массовом выпуске.

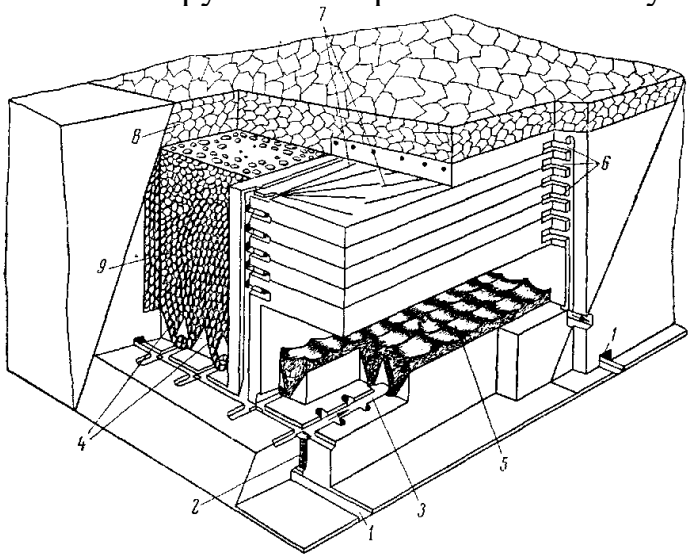


Рис 3. Система этажного принудительного обрушения с отбойкой руды на горизонтальные компенсационные камеры: *1 - откаточные штреки; 2 - рудоспуск; 3 - орт скреперования; 4 - дучки; 5 - горизонт подсечки; 6 - буровые ниши; 7 - глубокие скважины; 8 - налегающие пустые породы; 9 - отбитая руда*

Принудительное обрушение на вертикальные компенсационные камеры.

Эту систему разработки применяют обычно в мощных месторождениях крепких руд. Она явилась дальнейшим развитием этажно-камерных систем разработки, когда размеры целиков стали принимать большими, чем размеры камер. Последние стали выполнять функцию компенсационного пространства. Эту систему можно применять также в том случае, когда невозможна (вследствие горизонтальной слоистости или трещиноватости) или нецелесообразна отбойка горизонтальными скважинами.

Рассмотрим вариант этой системы с отбойкой руды вертикальными пучками параллельных сближенных скважин, применяемый на рудниках.

Этаж высотой 70-80 м делится на блоки шириной 25-27 м и длиной, равной мощности рудного тела (рис. 4). Вдоль блока проводится компенсационная камера *1* шириной 4-6 м путем взрывания нисходящих параллельно-сближенных скважинных зарядов ВВ на отрезной восстающий *2*. Основная часть блока разбуривается нисходящими пучками скважин *3* глубиной 50 м, а потолочная - пучками восходящих скважин *4* глубиной до 20 м.

Скважины диаметром 105 мм бурят станками НКР-100М из буровых ортов *5*. Расстояние между ортами (рядами пучков) 7-8 м, а между пучками 6-7 м. Число скважин в пучке в зависимости от крепости руды колеблется от 12 до 25. Над горизонтом воронок подсечное пространство *6* высотой 8 м создается взрыванием восходящих вееров скважин, пробуриваемых из орта 7. В основании временных целиков пробуриваются пучки горизонтальных скважин 8.

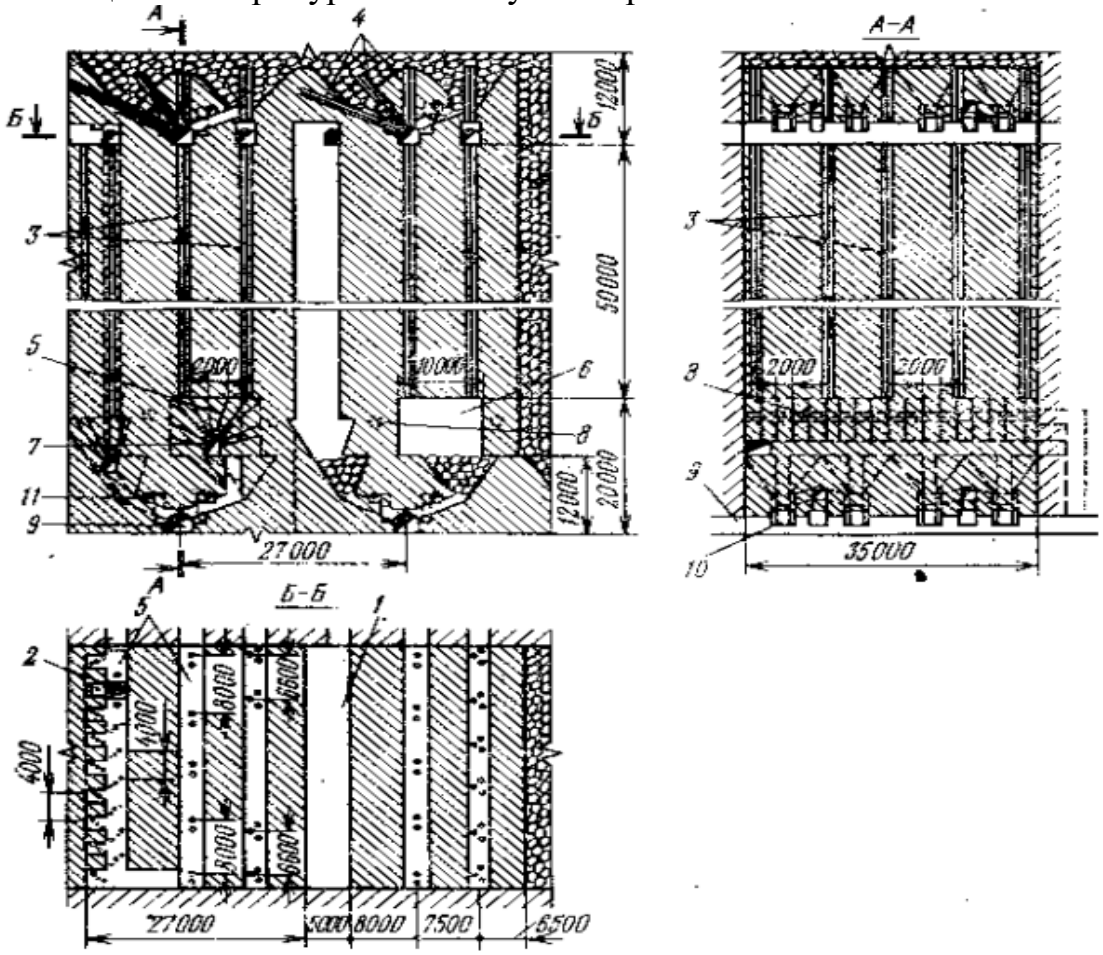


Рис. 4. Система этажного принудительного обрушения с отбойкой руды вертикальными параллельно-сближенными скважинами

Рудный массив отбивается на компенсационную камеру с одной стороны и отбитую руду или обрушенную пустую породу - с другой. Пучки скважинных зарядов взрывают с замедлениями 15-20 мс.

Выпуск руды в откаточный орт *9* осуществляется вибрационными установками, установленными в выработках *10* с шахматным расположением. Из откаточного ортаерез ходок обеспечивается доступ к смотровым выработкам *11* и через них ликвидируются зависания руды в воронках.

Многолетняя практика применения описанной технологии выявила необходимость более равномерного распределения ВВ в рудном массиве путем увеличения количества рядов и пучковых зарядов с соответствующим уменьшением числа скважин в пучке до 6-8 и уменьшения глубины скважин за счет встречно-направленного (в восходящем и нисходящем направлениях) их расположения. Уменьшение глубины скважин позволяет уменьшить величину их отклонения от заданного направления, увеличить плотность заряжания и скорость бурения.

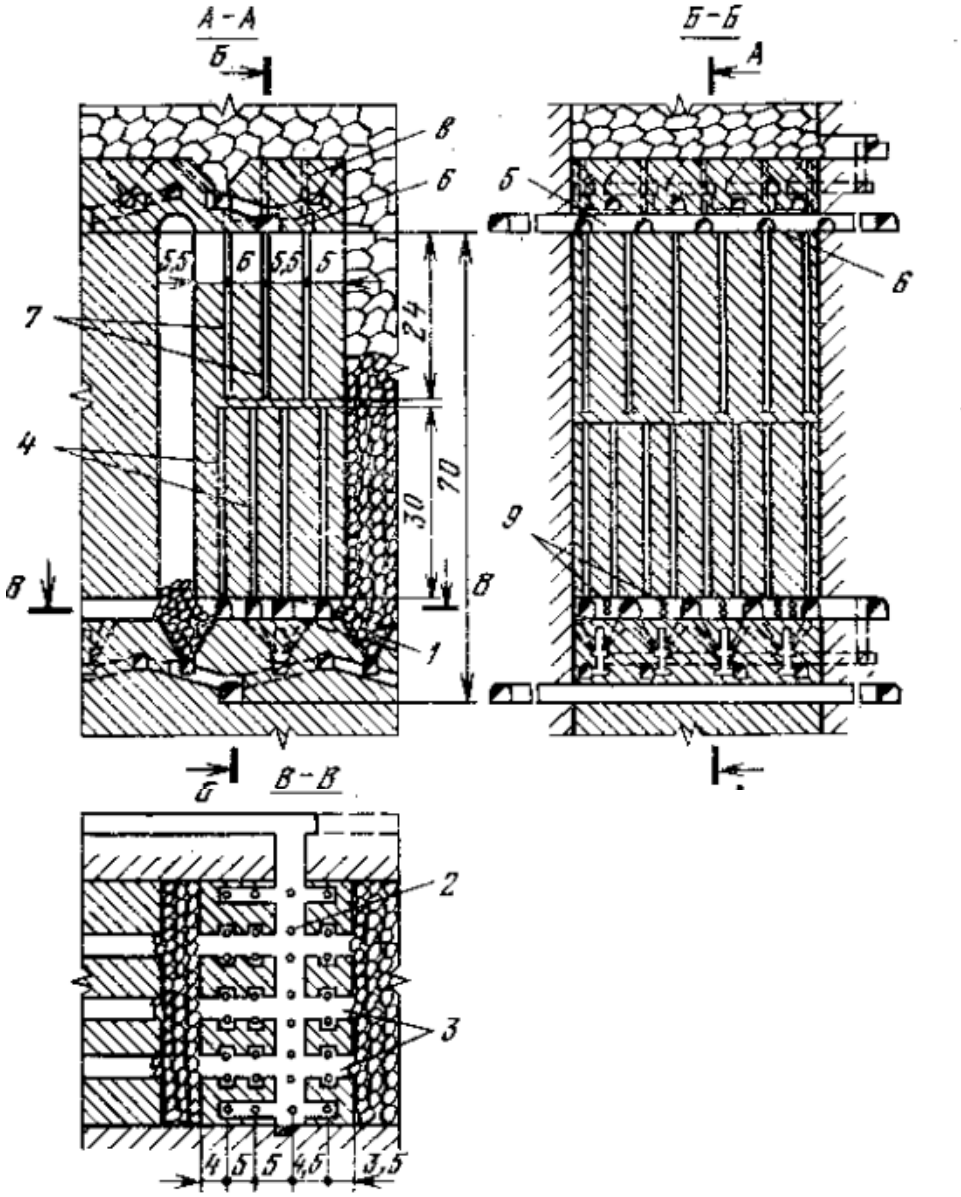


Рис. 5. Вариант этажного принудительного обрушения с отбойкой руды на вертикальную компенсационную камеру встречными комплектами параллельно-сближенных скважин

Усовершенствованный вариант системы с трех- и четырехрядным расположением встречных скважин, пробуренных с верхнего бурового и нижнего подсечного горизонтов, показан на рис. 5. Проведение выработок на горизонте подсечки целесообразно с применением самоходного оборудования. Для этого из откаточного орта на горизонт подсечки проводится заезд *1* под углом 12°, из которого проводится буровой орт *2*. Из бурового орта проводят буро-подсечные штреки *3*.

Из выработок подсечки бурят четыре ряда восходящих пучков параллельно сближенных скважин *4*, а с верхнего бурового горизонта, состоящего из бурового орта 5 и буровых заходок 6 - три ряда нисходящих *7* и восходящих *8* (для потолочины) скважин. Целики на горизонте подсечки между буроподсечными штреками разбуриваются горизонтальными скважинами *9*.

Длительное время обуривания блока (несколько месяцев) приводит к деформации и потерям до 30 % буровых скважин. Для снижения этих потерь необходимо:

обуривать блок в течение первых двух месяцев после обрушения соседнего блока;

в первую очередь бурить ряд скважин па границе с необрушенным массивом;

ряды скважин со стороны обрушения обуривать в последнюю очередь, непосредственно перед заряжанием блока;

необходимо, чтобы направление обуривания было противоположным направлению отбойки в отрезной щели.

Первоначально при высоте этажа 60 м руду отбивают на вертикальные компенсационные камеры высотой 35-40 м и шириной 15 м нисходящими веерами глубоких скважин. В настоящее время высоту этажа увеличили до 80 м, сохранив размеры компенсационных камер. В этом случае объем компенсационного пространства не превышает 12-13 % от объема обрушаемого массива. Несмотря на то, что камеры являются вертикальными, более половины обрушаемой руды находится выше их кровли (рис. 6).

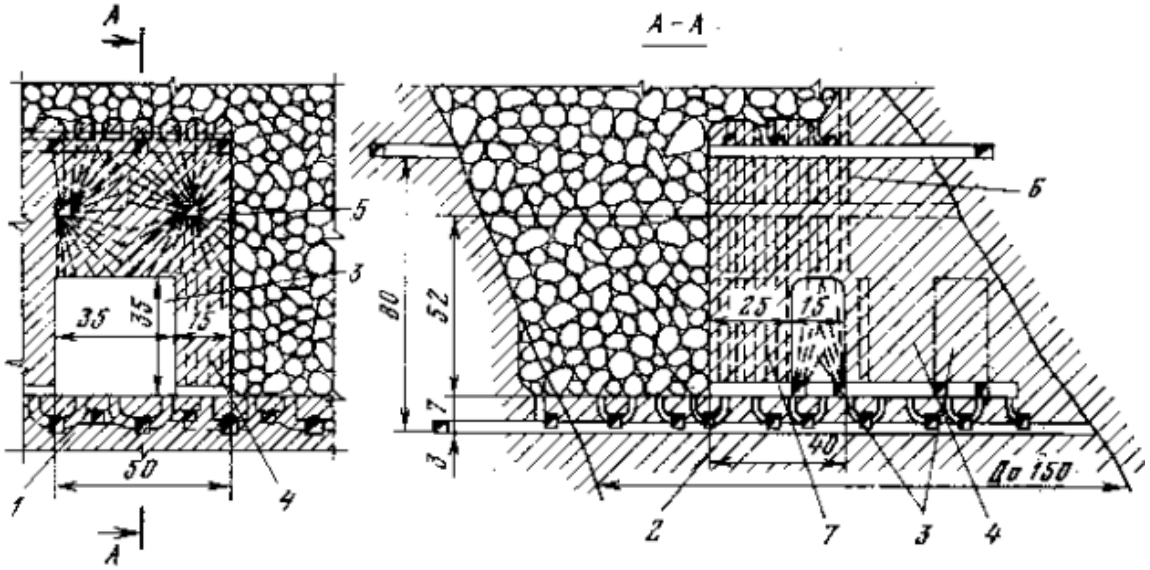


Рис. 6. Вариант этажного принудительного обрушения с отбойкой руды вертикальными веерными комплектами скважин: *1 - выемочный блок; 2 - секция; 3 - компенсационная камера; 4 - междукамерные целики; 5 - надкамерный целик*

(потолочина); 6 - круговые веерные комплекты скважин; 7 - восходящие веерные комплекты скважин

Подобный вариант является переходным между рассмотренными выше системами с обрушением на горизонтальные и вертикальные компенсационные камеры и рассматриваемыми далее вариантами с отбойкой руды в «зажиме». Вследствие значительной высоты этажа его разбуривают круговыми и восходящими веерами скважин. При этом блок шириной 50 м и длиной до 150 м разбивают на секции по 40 м, которые отрабатывают последовательно одну за другой.

В табл. 1 приведены технико-экономические показатели системы принудительного этажного обрушения па вертикальные компенсационные камеры с вибровыпуском руды.

Технико-экономические показатели принудительного этажного обрушения во многом определяются способом выпуска, доставки и погрузки руды.

Таблица 1

Показатели	Шахта	
	«Шерегешская» п. о. «Сибруда»	«Магнетитовая», Высокогорского рудоуправления
Коэффициент крепости руды	12—14	8—10
Способ отбойки	Пучками параллельно сближенных скважин	Вертикальными веерными комплектами скважин
Удельный объем подготовительно-нарезных работ, м/1000 т	2,7	2,2
Удельный расход ВВ, кг/т:		
на отбойку	0,45	0,36
на вторичное дробление	0,085	0,07
Производительность труда, т/смену:		
на очистных работах	2700*	124
по системе		89
подземного рабочего	20,5	21,7
Потери руды, %		2,4
Разубоживание руды, %		15,4

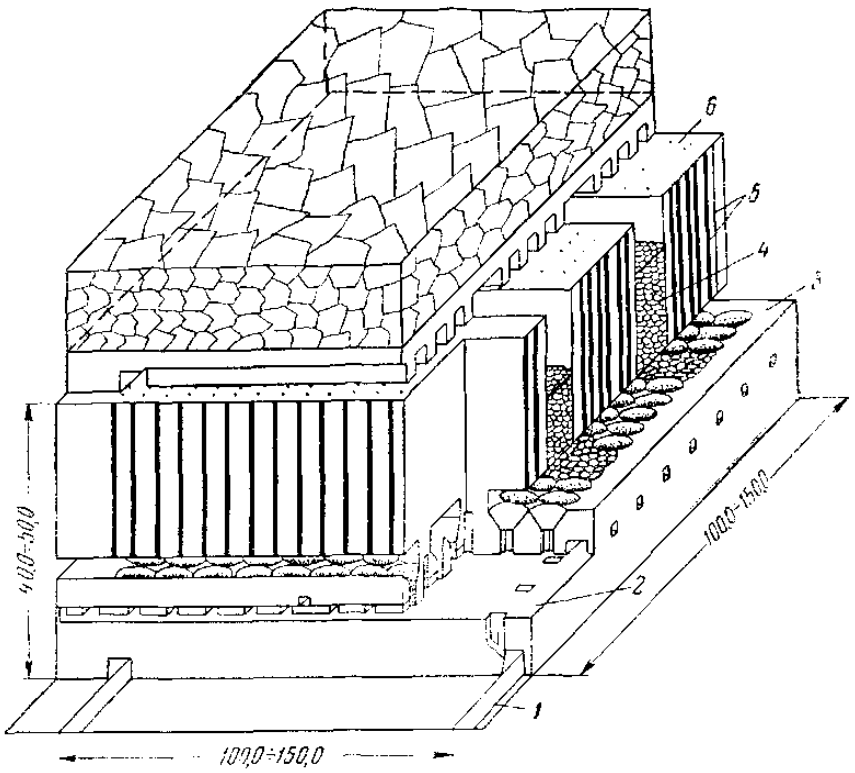


Рис 7. Система этажного принудительного обрушения на вертикальные компенсационные камеры: *1 - откаточный штрек; 2 - горизонт скреперования; 3 - горизонт подсечки; 4 - компенсационная камера; 5 - глубокие скважины; 6 - горизонт бурения*

Следующий вариант (рис. 7) применяют в том случае, когда проведение горизонтальных компенсационных камер может вызвать преждевременное обрушение или вывалы подсеченного массива.

В отличие от подготовки в варианте с отбойкой руды на горизонтальные компенсационные камеры у верхней границы блока проводят буровые штреки и орты. После проведения дучек до горизонта воронок над ними проходят отрезные восстающие, из которых образуют отрезные щели. Путем отбойки глубоких скважин с бурового горизонта эти щели превращают в компенсационные камеры в объеме, необходимом для размещения всей руды в разрыхленном состоянии при массовой отбойке. Руду из компенсационных камер выпускают.

Обуривание основного массива ведут с бурового горизонта веерными или параллельными комплектами глубоких скважин. Взрыванием зарядов глубоких скважин обрушают весь массив, после чего приступают к выпуску руды под обрушенными породами.

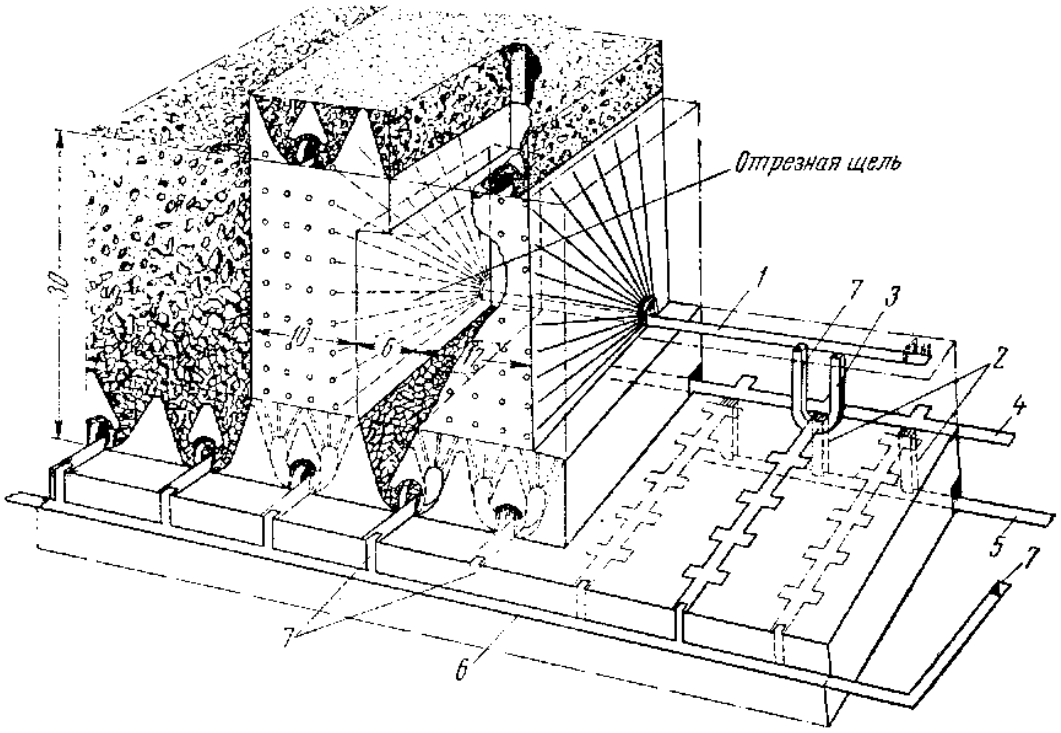


Рис. 8. Система этажного принудительного обрушения на вертикальные компенсационные камеры с отбойкой руды восходящими скважинами:

1 - буровой орт; 2 - рудоспуски; 3 - ходовой восстающий; 4 - орт горизонта скреперования; 5 - откаточный орт; 6 - вентиляционный орт; 7 - вентиляционные восстающие

Видоизменением этого варианта является отказ от проходки бурового горизонта у верхней границы блока с целью уменьшения объема подготовительных выработок (рис. 8). Образование компенсационных камер и последующее обрушение всего массива осуществляются веерными комплектами восходящих скважин с горизонта подсечки. Для размещения бурового оборудования и проведения буровых работ на горизонте подсечки проводят буровой орт сечением 3 м^2. Основной массив отбивают после выпуска руды из компенсационных камер.

Система этажного принудительного обрушения по эффективности занимает второе место после системы этажного самообрушения.

На рис. 9 показаны варианты конструкции днищ блоков, применяемых в рудниках, а в табл. 2 - сравнительные технико-экономические показатели для каждого из них.

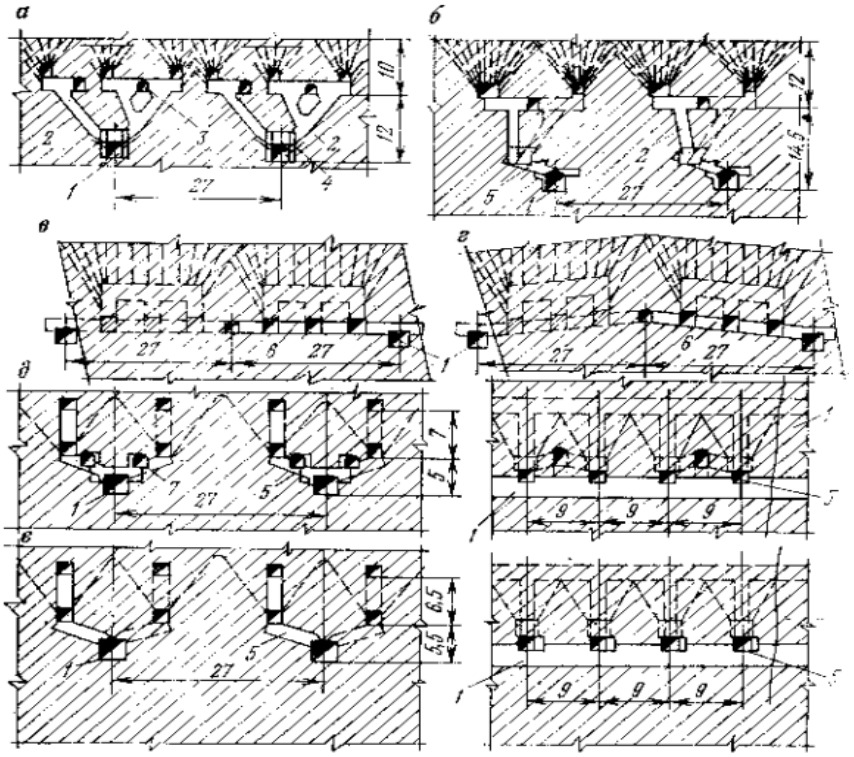


Рис. 9. Конструкции днищ блоков на рудниках: *а,б - с горизонтом грохочения; в,г - с горизонтом скреперования; д - с виброустановками; 1 - откаточный орт; 2 - рудоспуск; 3 - горизонт грохочения; 4 - люк; 5 - ниша для виброустановка; 6 - штрек скреперования; 7 - смотровая выработка*

Таблица 2

Сравнительные технико-экономические показатели вариантов

Показатели	Через горизонт грохочения с погрузкой		Скреперными лебедками		Виброустановками	
	мощным пневмолотком	виброустановками	по горизонтальным выработкам	по наклонным выработкам	со смотровыми выработками	без смотровых выработок
Конструкция днища по рис. 125	*а*	*б*	*в*	*г*	*д*	*е*
Объем подготовительно-нарезных работ, м/1000 т	5—7	5—6	4,5	4,5	2,5—3,0	2,5
Кондиционный кусок выпускаемой руды, мм	500—600	900	900	900	900—1000	900—1000
Фактическая производительность труда на выпуске и погрузке, т/ч	26	37	20—30	26—37	40—60	40—42
Расход ВВ на вторичное дробление, кг/т	0,17—0,21	0,09—0,19	0,07	0,07	0,03—0,08	0,05—0,07
Использование рабочего времени при выпуске и погрузке, %	78—82	74,5	52—60	52—60	47	47
Потери руды, %			12—13			
Разубоживание руды, %			17—32			

Принудительное этажное обрушение без компенсационных камер

При этой системе разработки, как и при соответствующем варианте подэтажного обрушения, отбойку ведут секциями на массив ранее обрушенной руды или пустой породы без проведения компенсационных камер.

В отличие от подэтажного обрушения высоту секции принимают равной высоте этажа.

Единая технология очистной выемки во всех участках блока этажа характерна для этой системы. Поэтому ее относят к системам с одностадийной выемкой в отличие от этажно-камерных систем этажного обрушения на компенсационные камеры и ряда других, в которых отработка блока осуществляется в две или даже три стадии *(выемка камер, отработка потолочины и междукамерных целиков, выемка днища).*

Систему можно применять в рудах средней и выше средней крепости при мощности залежи не менее 20-25 м. Оруденение вмещающих пород и обрушение их в крупных кусках улучшают показатели этой системы, а склонность руд к возгоранию, слеживанию и переуплотнению препятствует ее применению.

По способу выпуска различают два варианта системы: с площадным и торцовым выпуском руды.

На одном из ртутных месторождений рудные тела имеют мощность до 35 м, угол падения 60-90°. Коэффициент крепости руды f = 8-12, а вмещающих пород – f = 4-6. Руды сильно-трещиноваты.

В этих условиях применяется система принудительного обрушения с отбойкой на «зажатую» среду с площадным выпуском руды (рис. 10).

Из транспортных штреков *1* сечением 16 м^2 проводят двусторонние орты-заезды *2* длиной 10-12 м, сечением 11 м^2. В конце этих ортов проходят по две выпускные выработки *3* сечением 6 м^2, которые сбивают траншейными штреками *4*.

Глубокие восходящие скважины для отбойки руды бурят из траншейных и бурового 5 штреков станками НКР-100М. Расстояние между веерами скважин 2,5 м, между концами скважин в веере 2,5-3 м.

Погрузка и транспортирование руды с почвы ортов-заездов осуществляется погрузочно-доставочными машинами, которые транспортируют руду к блоковому рудоспуску.

Первоначально отбивали вертикальными слоями «в зажиме» нижнюю часть камеры высотой 35 м. Отбойке нижней части предшествовала подсечка массива секции горизонтальными скважинами. После отбойки нижней части камеры из нее выпускается около 50 % руды, после чего отбивают верхнюю часть массива.

В условиях высокого горного давления система с отбойкой руды «в зажиме» оказывается более эффективной, чем с отбойкой на вертикальные компенсационные камеры. В этом случае блок шириной 27 м обрушали параллельно-сближенными скважинами в один-два приема. Расстояние между рядами пучков скважин изменяли от 3,5 до 6 м. Взрывание осуществляли с замедлениями 25 мс между комплектами скважин в ряду, 50 мс - между рядами.

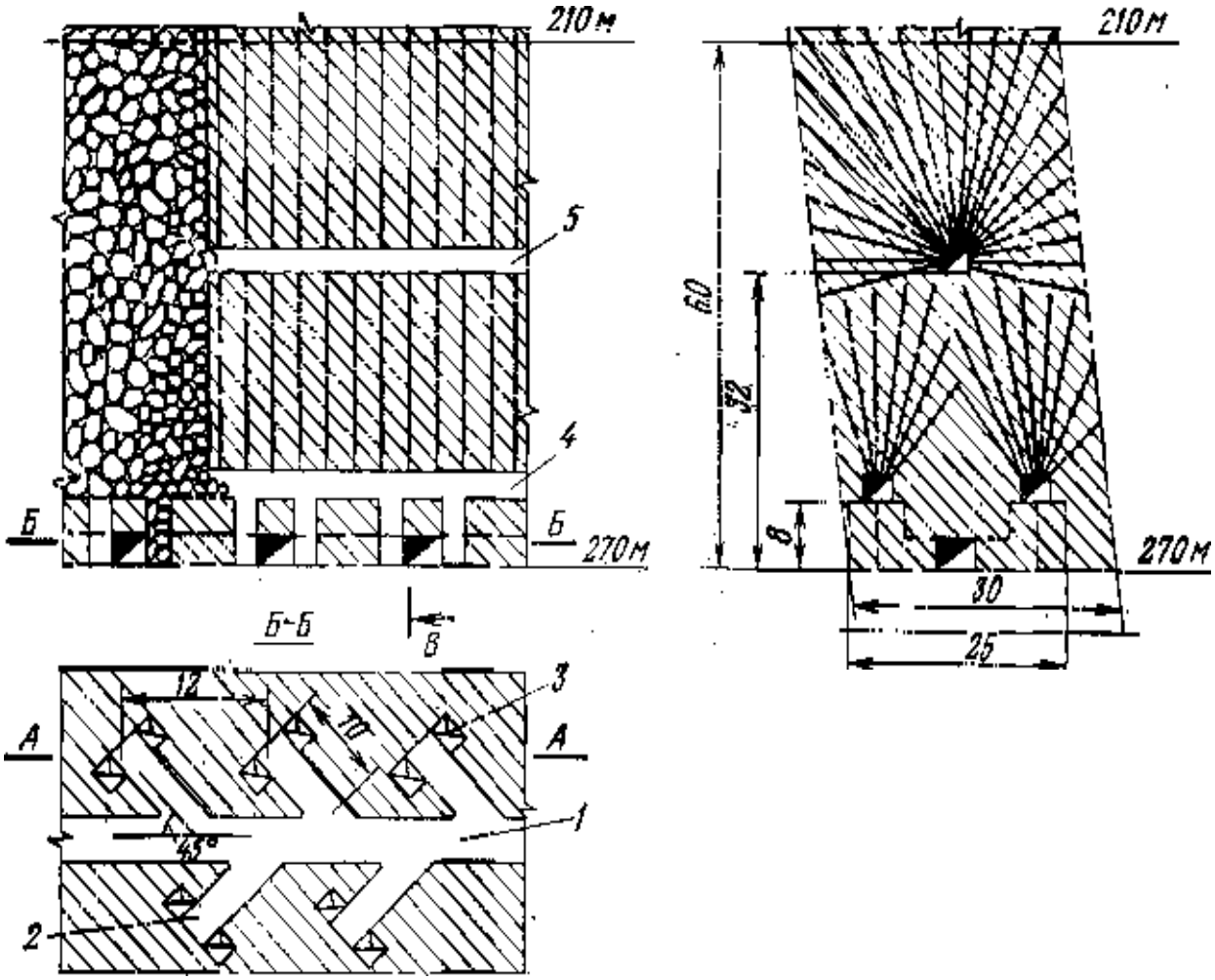


Рис. 10. Этажное принудительное обрушение с отбойкой в «зажиме»

Например, при площадном выпуске и скреперной доставке руды секцию высотой 80, шириной 40 и длиной 30 м отбивают в две стадии (рис. 11).

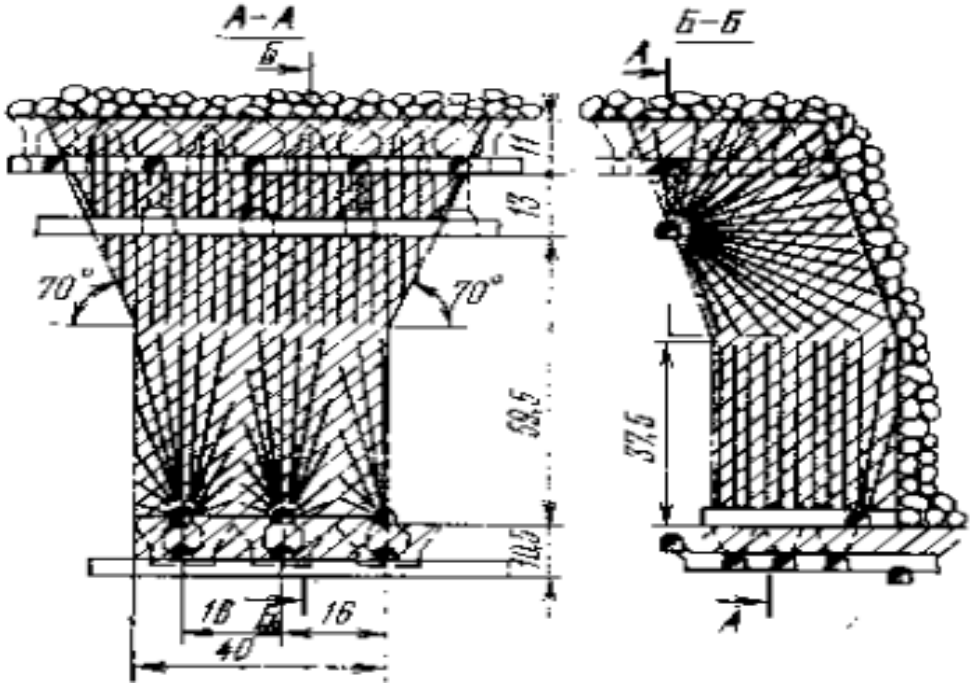


Рис. 11. Вариант принудительного этажного обрушения

По сравнению с отбойкой на компенсационное пространство удельный расход ВВ возрос на 10%, выход негабарита снизился на 25%, также уменьшился объем подготовительно-нарезных работ.

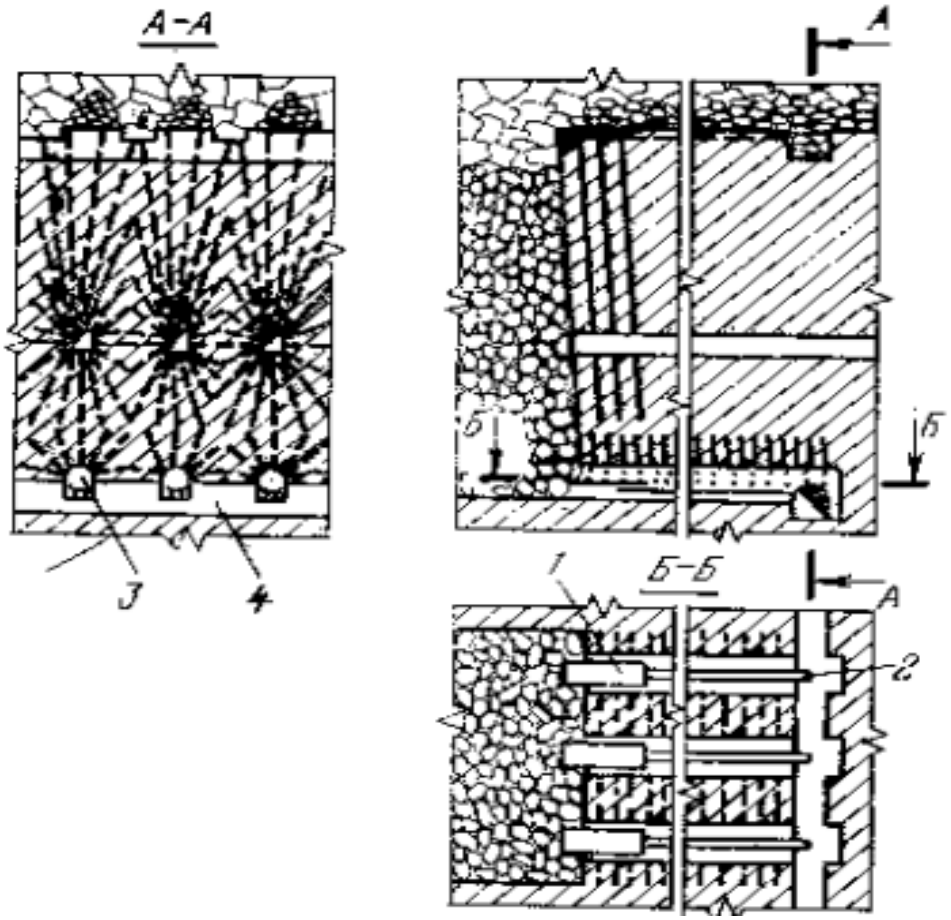


Рис 12. Этажно-принудительное обрушение без компенсационного пространства с торцевым выпуском руды: *1 – вибропитатель; 2 – виброконвейер; 3 – доставочно-выпускная выработка; 4 – откаточная выработка*

На рис. 12 показан вариант с торцовым выпуском руды вибропитателем и виброконвейером.

Хотя в целом системы этажного обрушения более эффективны, чем подэтажное обрушение *(в основном вследствие меньшего объема нарезных работ),* в определенных условиях варианты подэтажного обрушения глубокими скважинами обеспечивают более высокую производительность труда, чем при этажном обрушении. Это относится в первую очередь к разработке месторождений в условиях высокого горного давления; меньший срок отработки подэтажа существенно снижает затраты на поддержание выработок. Уменьшение горизонтальных размеров блоков (секций, панелей) позволяет уменьшить горное давление на выработки.

ЛЕКЦИЯ № 23

КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Особенностью комбинированных систем разработки является разделение этажа на регулярно чередующиеся и относительно близкие по размерам камеры и междукамерные целики, отрабатываемые последовательно в две стадии разными системами. Камеры отрабатывают в первую, а целики во вторую очередь по окончания выемки двух-трех (редко более) смежных камер.

Применение почти в равном объеме двух систем разработки - для выемки камер и целиков - отличает комбинированные системы от обычных систем, где целики также чередуются с камерами, но имеют относительно небольшой запас руды.

Комбинированные системы нельзя рассматривать как случай совместного применения двух самостоятельных систем разработки, так как подготовка, нарезка и очистная выемка в камере и междукамерном целике, составляющих вместе выемочный блок, взаимосвязаны.

Камеры и целики располагают, как правило, длинной стороной вкрест простирания рудного тела. Ширина камер от 8 до 30 м, целиков - от 6 до 20 м. Соотношение запасов руды в камерах и целиках колеблется в среднем от 1:1 до 2,5:1.

Комбинированные системы по способу выемки камер можно подразделить на четыре группы, отличающиеся по условиям применения:

комбинированные системы с открытыми камерами: выемка камер осуществляется каким-либо из вариантов систем с подэтажной или этажной выемкой, целики отрабатываются этажным или подэтажным обрушением;

комбинированные системы с магазинированием руды: междукамерные целики вынимают в окружении замагазинированной руды (по мере ее выпуска) путем послойного расстреливания целика сверху вниз или массового обрушения с подсечкой снизу;

комбинированные системы с одновременной закладкой: камеры по мере очистной выемки заполняются закладочным материалом, иногда в сочетании с постоянной крепью; целик, окруженный с двух сторон закладкой, отрабатывается слоевым и подэтажным обрушением;

комбинированные системы разработки с последующей закладкой камер: после выемки камер системами первого или второго класса их заполняют сухой или твердеющей закладкой и целики отрабатывают в ее окружении.

Варианты этого класса включают в себя системы разработки месторождений, особенностью которых является разделение этажа на регулярно чередующиеся и относительно близкие по размерам камеры и междукамерные целики, отрабатываемые последовательно в две стадии разными системами. Камеры отрабатывают в первую очередь, а целики - во вторую, по окончании выемки смежных камер.

Применение не менее двух систем разработки для выемки камер и для выемки целиков отличает комбинированные системы от обычных систем, где целики тоже чередуются с камерами, но имеют относительно небольшой запас руды.

Комбинированные системы не являются случаем применения на смежных участках рудного поля двух самостоятельных систем разработки, потому что подготовка, нарезка и очистная выемка в камере и целиках, в совокупности составляющих выемочный блок, тесно связаны между собой.

Выемка руды при системах с открытым очистным пространством и с магазинированием руды приводит к образованию в районе разработок большого объема пустот. Такие пустоты, даже в весьма устойчивых породах, угрожают обрушением массива. Динамические и воздушные удары, которыми сопровождаются обрушения, вызывают аварии и остановку производства.

В результате отработки междукамерных и междуэтажных целиков в большинстве случаев пустоты заполняются обрушающимися породами лежачего и висячего боков. Этот процесс трудноконтролируемый и малоуправляемый. При устойчивых вмещающих породах и небольшой мощности рудных тел ликвидация целиков не всегда вызывает обрушение вмещающих пород, поэтому для их обрушения в висячем боку залежей проходят выработки, в которых взрывают камерные или минные заряды ВВ.

Подготовительные работы для обрушения вмещающих пород ведут одновременно с очистной выемкой на этаже, поэтому данный вариант отработки относится к комбинированному.

Принудительное обрушение вмещающих пород необходимо и при отработке слепых залежей (линзы, залежи, штокообразные тела и т.п.). При значительной глубине работ и малой мощности обрушать вмещающие породы нет необходимости. В этом случае над отрабатываемым этажом создают породную подушку толщиной 20-30 м, которая обеспечивает безопасность в случае внезапного обрушения пород.

Комбинированная система разработки – это отработка подготовленной к выемке части залежи полезного ископаемого с применением различных систем разработки или их элементов.

При подземном способе используется на мощных залежах руд различной крепости, в случаях, когда не может быть обеспечена их эффективная разработка с помощью одной системы. При этом этаж делят на регулярно чередующиеся близкие по ширине камеры, целики и междукамерные целики, располагаемые длинной стороной вкрест простирания рудного тела. В зависимости от системы, применяемой для выемки камер, выделяются следующие варианты комбинированной системы разработки (табл.1).

Таблица 1

Методы выемки камер	**Методы выемки целиков**
Открытыми камерами с подэтажной отбойкой	Подэтажным обрушением, этажным принудительным обрушением
Открытыми камерами с этажной отбойкой	Подэтажным обрушением, этажным принудительным обрушением
Магазинированием руды со шпуровой отбойкой	Подэтажным обрушением, этажным принудительным обрушением
Магазинированием руды с отбойкой глубокими скважинами	Подэтажным обрушением, этажным принудительным обрушением
С креплением и закладкой	Подэтажным обрушением, слоевым обрушением
С закладкой	Подэтажным обрушением, слоевым обрушением

Камеры отрабатывают снизу вверх в первую очередь, а целики сверху вниз во в торую (после выемки соседних камер). При подэтажной или этажной выемке возмо ж-ны: обрушение одного-двух междукамерных целиков и потолочин вместе с днищем вышележащего этажа на незаполненные камеры и последующий выпуск ру ды под обрушенными горными породами; обрушение междукамерного целика, а такжепотолочин и выпуск руды с последующей отработкой днища камеры подэтаж-ным обрушением; обрушение потолочины на незаполненную камеру и выпуск руды с последующей отработкой междукамерного целика подэтажным или слоевым обру-шением.

При выемке камер системами с магазинированием междукамерные целики отра батывают в окружении замагазинированной руды (по мере её выпуска) путём посло йногоразрушения целика сверху вниз (рис. 1) или массового обрушения после нижн ей подсечки.

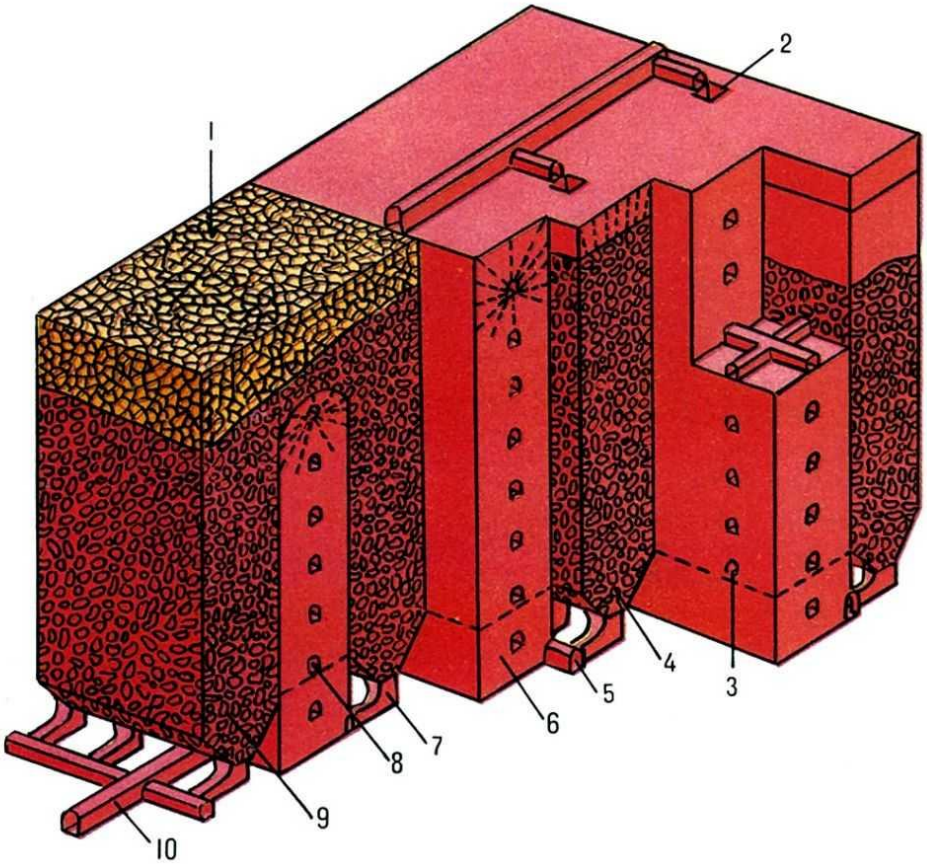


Рис. 1. Комбинированная система разработки с магазинированием руды в камерах и выемкой целиков подэтажным обрушением: *1 - обрушенная порода; 2 - вентиляционный восстающий; 3 - подэтажный штрек; 4 - камера; 5 – доста-вочный орт; 6 - междукамерный целик; 7 - выпускная выработка; 8 - буровой орт; 9 - замагазинированная руда; 10 - откаточный штрек.*

При выемке камер с закладкой целик, окружённый с двух сторон закладочным материалом, отрабатывается слоевым или подэтажным обрушением (рис. 2).

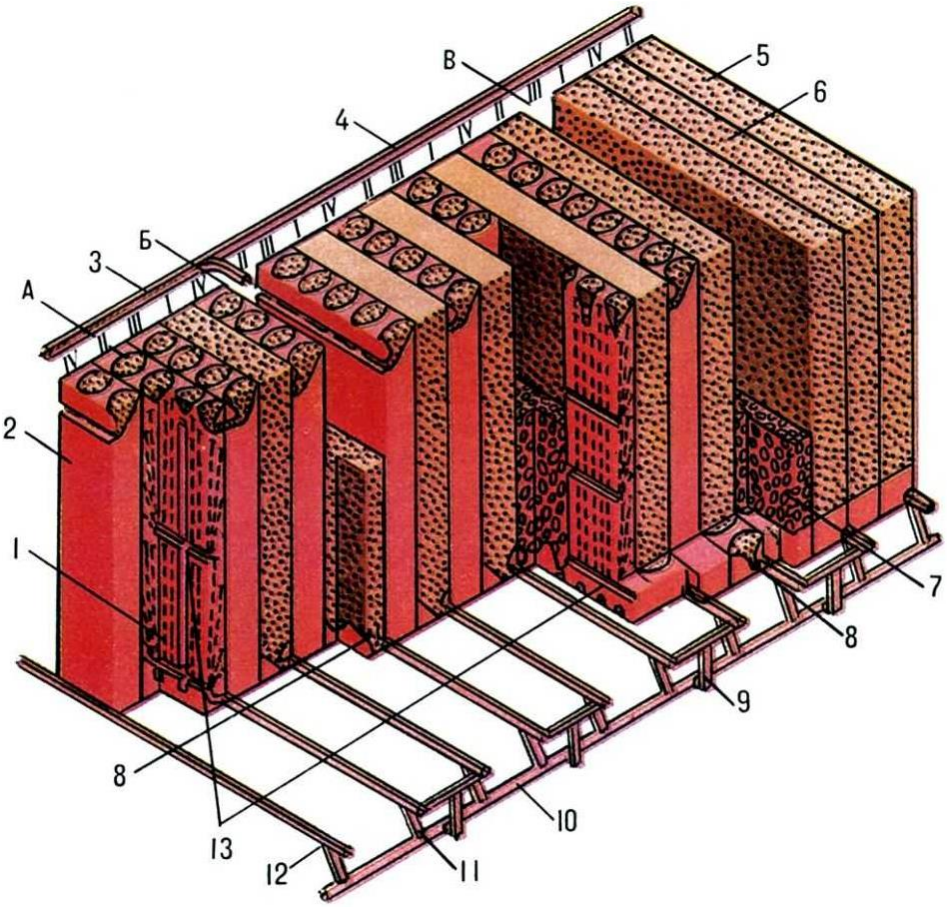


Рис. 2. Комбинированная система разработки с твердеющей закладкой камер:

А - отработка камеры; Б - закладка камеры; В - отработка целика;

IV - очерёдность отработки камер; 1 - веера взрывных скважин; 2 - руда в мас сиве;3 - закладочный трубопровод; 4 – вентиляционнозакладочная выработка; 5 - бетонная закладка; 6 - глиноцементная закладка; 7 - отбитая руда; 8 - выпускные воронки; 9 – материальноходовой восстающий; 10 - откаточный штрек; 11 - рудоспуск;12 - орт доставки; 13 - буровые орты

Техникоэкономические показатели комбинированных систем разработки рудных залежей зависят от сочетания методов очистной выемки, применяемых в первой и во второй стадиях отработки блока. Объединение систем разработки камеры и целика расширяет область использования каждой из систем и позволяет получить показатели, не достижимые для отдельных систем в данных условиях. Магазинирование при выемке камер с массовым обрушением целиков снижает потери и разубоживание за счёт более благоприятных условий выпуска обрушенной руды.

КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ С ОТКРЫТЫМИ КАМЕРАМИ

Способы выемки камер с открытым очистным пространством описаны ранее, поэтому рассмотрим только способы отработки целиков.

В практике наиболее распространены две схемы отработки целиков.

Одностадийная выемка путем обрушения одного-двух междукамерных целиков и потолочин вместе с днищем вышележащего этажа на незаполненные камеры и

выпуск руды под обрушенными породами. Этот способ отработки целиков во многом сходен с принудительным этажным обрушением на вертикальные компенсационные камеры. Различие состоит в том, что здесь камеры по своим размерам больше целиков и не являются компенсационными.

Обрушение целиков осуществляется взрыванием глубоких скважин, иногда в сочетании с камерными зарядами. В последнем случае для размещения зарядов используют оставшиеся в целиках подготовительные и нарезные выработки.

При одностадийной выемке потери руды значительны, что объясняется перемешиванием руды с пустой породой, особенно по контакту последней с днищем вышележащего этажа, изрезанного горными выработками.

Двухстадийная выемка целиков. Сначала обрушают потолочину вместе с днищем вышележащего этажа на незаполненную камеру и выпускают руду, затем отрабатывают междукамерный целик подэтажным или слоевым обрушением между камерами, заполненными пустой породой.

Потолочину обычно обрушают взрыванием глубоких скважин, как правило, при веерном или пучковом их расположении. Для обуривания потолочины используют ранее проведенные выработки.

Одним из распространенных вариантов выемки междукамерного целика в окружении обрушенных пород является «закрытый веер» (рис.3).

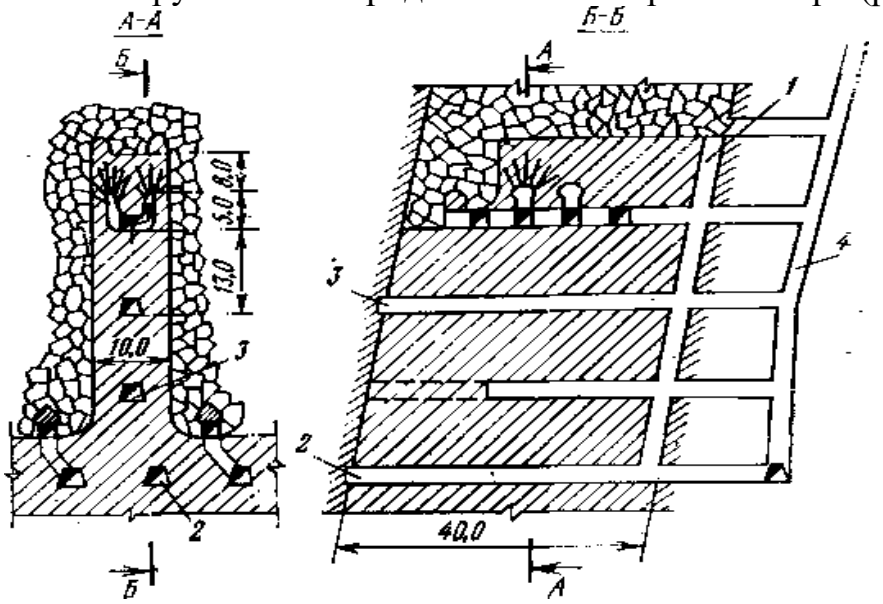


Рис. 3. Выемка междукамерного целика вариантом «закрытый веер»:
1-рудоспуск; 2-откаточный орт; 3-орт скреперования; 4- восстающий

Двухстадийная отработка целесообразна, когда ширина камер значительно (в 2-2,5 раза) превышает толщину целиков. Потери руды в этом случае снижаются до 25-30 %.

Основные мероприятия безопасности при массовом обрушении целиков
Выемка целиков массовым обрушением, связанная с взрыванием зарядов в несколько тонн ВВ, является ответственной операцией, требует детально продуманной организации работ и строгого соблюдения правил безопасности. Нарушение правил может вызвать массовые несчастные случаи и длительную остановку работ в шахте или на участке.

Для подготовки к выемке целиков требуется проведение значительного числа выработок как в потолочине, так и в междукамерных целиках, особенно при отбойке камерными зарядами. Все эти работы должны быть выполнены до окончания выемки камеры. Буровые камеры для обуривания потолочины необходимо располагать за ее пределами, в местах, безопасных от обрушения. Отработка днища разрешается только под камерами, заполненными породой.

Перед производством взрыва необходимо тщательно проверить состояние крепления выработок, в необходимых местах усилить его. Осмотру подлежат также все вентиляционные установки и устройства.

При обрушении целиков возникает сильный воздушный удар вследствие сжатия воздуха в камере, поэтому выработки, примыкающие к участку взрыва, должны быть освобождены от загромождающих их предметов, а вентиляционные перемычки и каналы - открыты. Предполагаемую зону обрушения на поверхности необходимо оградить. Включать взрывную сеть разрешается только с поверхности.

После взрыва и проветривания выработки нужно приводить в безопасное состояние, на что обычно затрачивается несколько смен.

На шахтах для снижения интенсивности воздушной ударной волны успешно используются водоналивные перемычки, устанавливаемые в выработках. Они сооружаются из наполненных водой полиэтиленовых мешков. Объем воды в одной перемычке составляет 1,5 м^3.

Варианты системы характеризуются тем, что камеры вынимают подэтажной или этажной выемкой, а целики отрабатывают этажным или подэтажным обрушением.

Предметом комбинирования может быть сочетание вариантов различных типов систем разработки в пределах смежных этажей (рис.4).

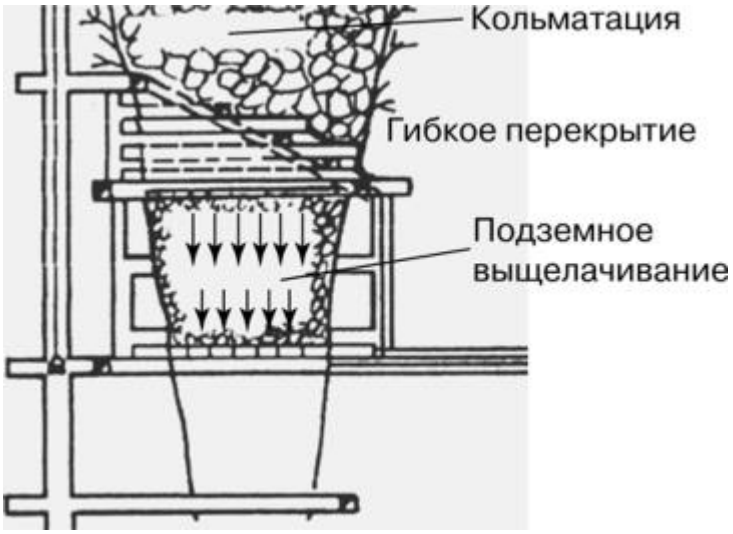


Рис. 4. Комбинированная разработка этажей: *верхний этаж - обрушением под разделяющим перекрытием с закреплением пород растворами выщелачивания; нижний этаж - подземным выщелачиванием*

Одностадийная выемка обрушением междукамерных целиков и потолочин вместе с днищем вышележащего этажа на незаполненные камеры и выпуск руды под обрушенными породами идентична принудительному этажному обрушению на

вертикальные компенсационные камеры, а отличается от него тем, что объем камер больше объема целиков и они не являются компенсационными.

Метод обрушения целиков определяется способом отбойки руды при отработке камеры. Так, если камеры отрабатывают с помощью взрывания зарядов в глубоких взрывных скважинах, то целики тоже разбуривают скважинами.

При одностадийной выемке во время взрывной отбойки происходит перемешивание руды с пустой породой, особенно на участках контакта породы с днищем вышележащего этажа, поэтому они отличаются повышенными потерями руды.

Двухстадийная отработка целиков состоит в том, что после обрушения междукамерного целика, потолочин и выпуска руды, во вторую стадию в пределах смежных этажей одним из вариантов подэтажного обрушения отрабатывают днище камеры.

При извлечении днища вариантом подэтажного обрушения «закрытый веер» из выработок скреперования между рудоспусками проходят короткие дучки, из которых штанговыми шпурами разбуривают надштрековый целик. После взрыва шпуров руда поступает в выработку скреперования.

Трехстадийная отработка целиков состоит в том, что:

- в первую стадию на незаполненную камеру обрушают потолочину и выпускают руду;
- во вторую - подэтажным или слоевым обрушением между камерами, заполненными породой, отрабатывают междукамерный целик;
- в третью - подэтажным обрушением отрабатывают днище. Трехстадийная отработка целиков снижает потери руды до 25%, что важно при добыче ценных руд.

ЛЕКЦИЯ № 24

КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

При этих системах камеры вынимают системами с магазинированием руды, а целики - системами с обрушением руды и вмещающих пород.

В зависимости от принятого способа выемки целика можно выделить три основных варианта комбинированных систем с магазинированием: с выемкой целиков подэтажным обрушением, этажным самообрушением и принудительным этажным обрушением.

В первых двух вариантах целики извлекают в окружении замагазинированной руды после выемки нескольких камер. Для отработки целиков принудительным этажным обрушением руду из камер частично или полностью выпускают, вследствие чего этот вариант имеет большое сходство с рассмотренной ранее комбинированной системой разработки открытыми камерами.

Рассмотрим вариант системы с принудительным этажным обрушением целиков (рис. 1). К примеру, железные руды месторождения имеют включения обломков гипса, а также пересечены жилами гранита, сиенита и пегматита, образуя местами брекчию. Вследствие этого руда, несмотря на ее крепость, недостаточно устойчива для выемки открытых камер больших размеров. Полевой и рудный откаточный штреки через каждые 10 м соединяют ортами. Месторождение разбивается на камеры и целики равной ширины - 5 м. После выемки нескольких камер системой с магазинированием приступают к отработке целиков. Целики обуриваются веерными комплектами глубоких скважин диаметром 36-50 мм. Расстояние между двумя параллельными веерами 0,5 м.

Для обрушения целиков и выпуска руды возможны две основные схемы. По первой схеме перед обрушением целиков руду из нескольких камер (обычно через одну) выпускают и одновременно взрывают заряды в междукамерных целиках и потолочине. После этого производят выпуск руды под обрушенными породами.

По второй схеме, принятой на руднике «Мальмберget», отработку целиков ведут в две стадии. Сначала выпускают руду из камер и обрушают междукамерные целики, оставляя часть, целиков для поддержания потолочины до полного выпуска из камеры обрушенной руды. Потолочину и оставшиеся междукамерные целики обрушают во вторую стадию. Такой порядок выемки позволяет извлекать основную массу руды без разубоживания, но требует большей устойчивости руд и вмещающих пород, чем первый.

На рудниках отказались от применения горизонта вторичного дробления и руду выпускают либо через мощные люковые затворы с пневматическим управлением, либо непосредственно на почву откаточных выработок через выпускные отверстия диаметром 3 м. В последнем случае вагонетки загружают погрузочными машинами ковшового типа через специальный конвейерный перегружатель.

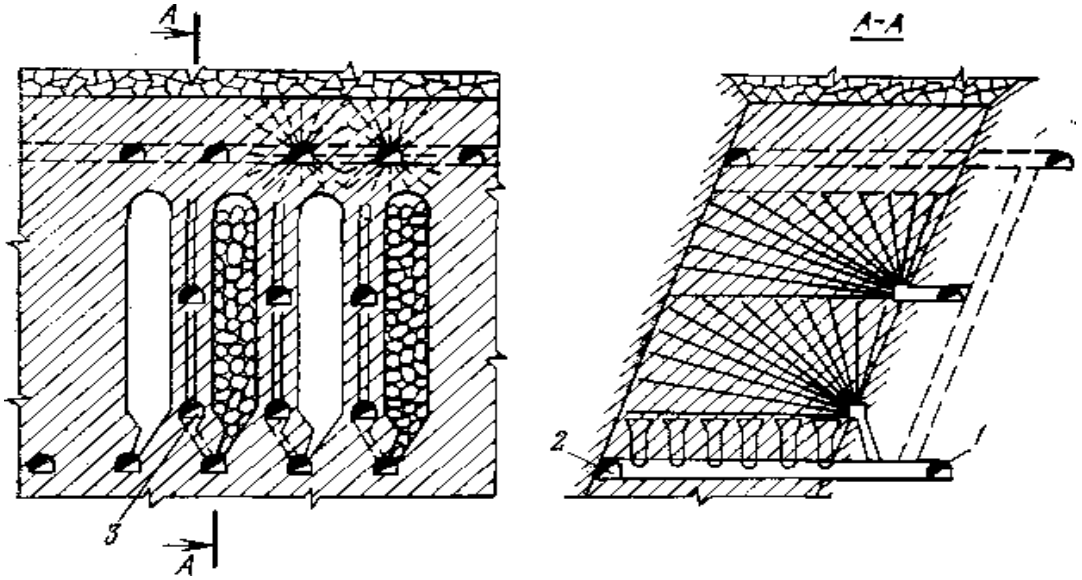


Рис. 1. Комбинированная система с выемкой целиков принудительным этажным обрушением: *1,2 - откаточные штреки; 3 - буровая камера*

Технико-экономические показатели комбинированных систем разработки рудных залежей зависят от сочетания методов очистной выемки, применяемых в первой и во второй стадиях отработки блока. Объединение систем разработки камеры и целика расширяет область использования каждой из систем и позволяет получить показатели, не достижимые для отдельных систем в данных условиях. При сочетании систем с открытым очистным пространством в первой стадии с массовым обрушением, второй потери и разубоживание увеличены. Магазинирование при выемке камер с массовым обрушением целиков снижает потери и разубоживание, за счет более благоприятных условий выпуска обрушенной руды. Закладка камер повышает извлечение руды и снижает разубоживание, особенно в тех случаях, когда отработка междукамерного целика и потолочины производится слоевым обрушением или закладкой.

ОТРАБОТКА ЦЕЛИКОВ

При разработке месторождений камерной системой с открытым выработанным пространством или системой с магазинированием руды образуются междукамерные и междуэтажные целики, запасы в которых составляют от 30 до 70 % общих запасов руды в блоке. Поэтому окончательные результаты отработки блока во многом определяются способом выемки целиков.

Способ выемки зависит главным образом от ценности руды. Если она ценная, то целики стремятся отработать с минимальными потерями, несмотря на значительные затраты труда и высокую себестоимость добычи 1 т руды. Если руда малоценная, то целики отрабатывают с минимальными затратами труда и средств, и при этом допускают довольно высокие ее потери.

При разработке малоценных руд *(например, бедных железных)* целики отрабатывают массовым или подэтажным обрушением. Применяют два варианта:

1.Обрушают совместно междукамерные и междуэтажные целики (рис. 2).

2. Обрушают только междуэтажные целики, в результате чего камеры

заполняются пустыми породами, затем междукамерные целики отрабатывают системой подэтажного обрушения (рис. 3).

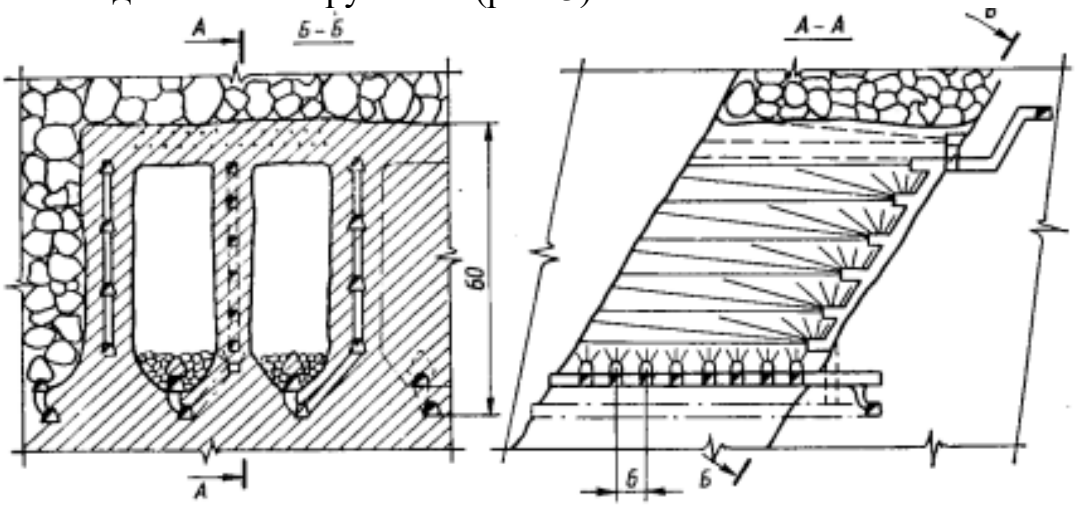


Рис. 2. Массовое обрушение междукамерных целиков

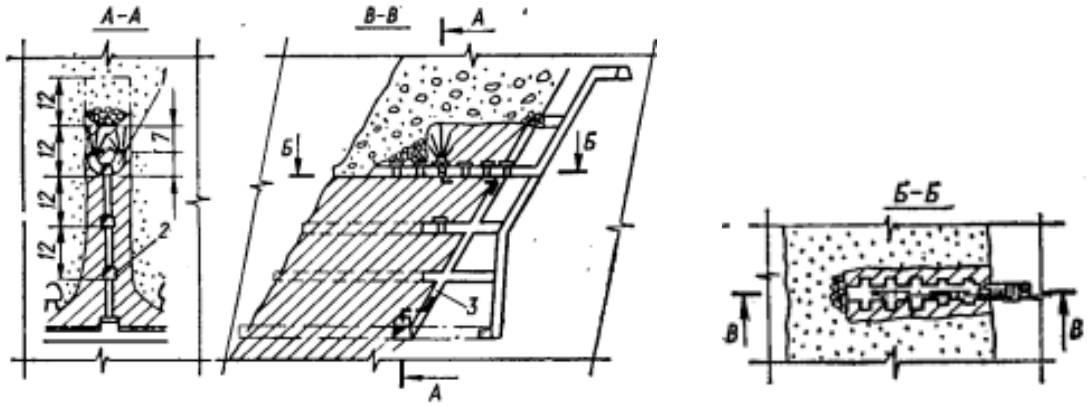


Рис. 3. Отработка междукамерных целиков системой подэтажного обрушения:
1 – дучка; 2 – подэтажный орт; 3 - восстающий

Себестоимость добычи руды при отработке целиков массовым обрушением незначительна, так как затраты нужны только на буровзрывные работы. Отработать целики можно в короткий срок, что позволяет своевременно начать очистные работы в нижележащем этаже. Но потери руды при отработке целиков массовым обрушением составляют около 50 %, засорение - 10 - 20 %. Потери руды происходят вследствие смешения ее с породой в момент взрыва и, главным образом, вследствие невозможности выпустить руду, находящуюся на лежачем боку залежи.

Движение руды и вмещающих пород при массовом обрушении целиков и обрушении только потолочин исследовалось на моделях.

На рис. 4 показана модель до и после обрушения потолочины.

Хорошо видно, что даже при угле падения залежи порядка 60° значительное количество руды расположилось на лежачем боку. При более пологом падении вся руда или основная масса ее останется на лежачем боку. Эту руду невозможно выпустить через дучки, расположенные в днище блока. Для выпуска ее можно пройти дучки и скреперные выработки в породах лежачего бока, что требует значительных затрат и экономически оправдано лишь в редких случаях.

При отработке междукамерных целиков системой подэтажного обрушения

может быть применен любой ее вариант. Обычно применяют вариант либо с отбойкой руды в зажатой среде, либо вариант «закрытый веер».

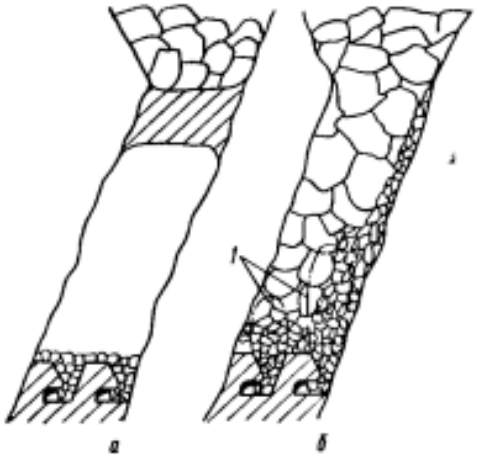


Рис. 4. Исследование на моделях процесса выпуска руды после обрушения потолочины: *а - модель дообрушения потолочины, б - модель после обрушения потолочины; 1 - эллипсоиды выпуска.*

На рис. 3 показана отработка междукамерного целика вариантом «закрытый веер». У лежачего бока проходит рудный восстающий 3, служащий рудоспуском. Через 10-12 м проходят подэтажные орты 2 и из них дучки 1. Веерные комплекты скважин бурят из дучек. Обрушение руды производят над одной или двумя парами дучек. Каждый подэтаж отрабатывают от висячего бока к лежачему. Руду скреперной лебедкой по орту доставляют по рудоспуску.

Потери руды составляют от 20 до 35 %, засорение - 10- 20 %.

По потерям руды, себестоимости и производительности труда этот способ занимает промежуточное место между массовым и слоевым обрушениями. Чтобы отработать целики слоевым обрушением или системами с закладкой, камеры предварительно заполняют закладкой, поданной с поверхности. Затем междуэтажный и междукамерный целики отрабатывают системой слоевого обрушения (рис. 5) или системой горизонтальных слоев с закладкой.

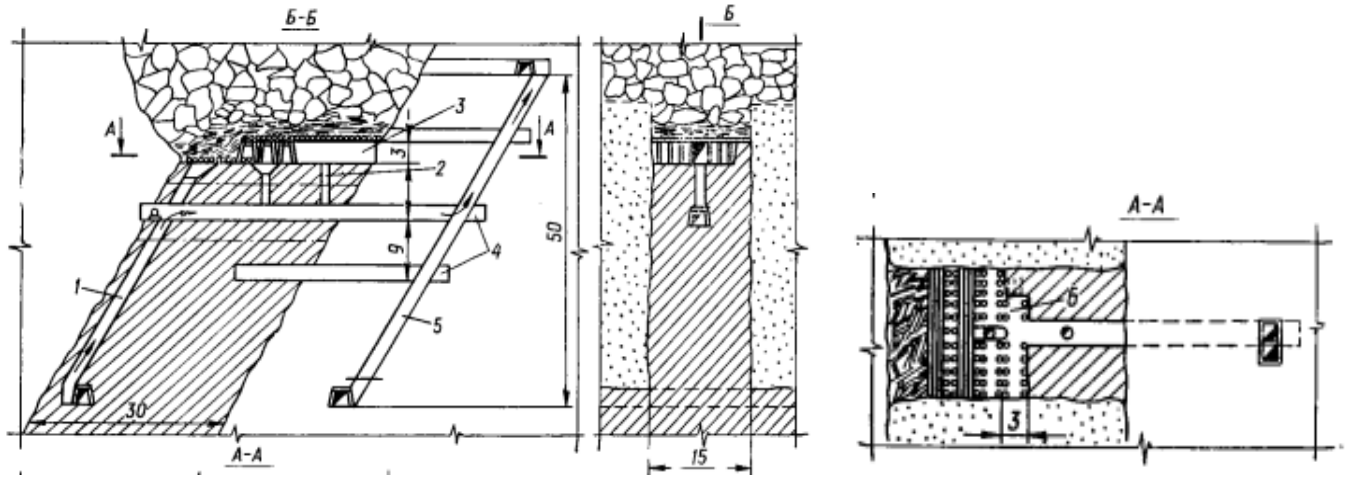


Рис. 5. Отработка междукамерного целика системой слоевого обрушения

Месторождение подготовлено штреками в лежачем боку и у висячего бока. Пройдены полевой 5 и рудный 1 восстающие, через 9 м по вертикали аккумулирующие орты 4 и из них дучки 2. Из дучек пройден слоевой орт 3. Далее отрабатывают слой трехметровой высоты заходками 6. Крепь в заходках, слоевых и аккумулирующих выработках деревянная, с неполными крепежными рамами.

Отбитую руду вдоль заходок доставляют небольшими скреперными лебедками. Она поступает по дучкам к аккумулирующему орту, по которому ее скреперной лебедкой доставляют к полевому восстающему. Потери и разубоживание руды при выемке целиков системой слоевого обрушения или с закладкой составляют 5-10 %. Иногда для выемки целиков ценной руды применяют систему разработки с креплением и закладкой, если при отработке целиков нельзя допускать сдвижения вмещающих пород и обрушения поверхности.

Таблица 1

Параметры комбинированных систем разработки рудных месторождений

Полезное ископаемое	Месторождение	Угол падения рудного тела, град	Мощность рудного тела, м	Традиционная система разработки	Причина перехода на КСР	КСР
Цветные металлы (Cu, Ni, Zn и др.)	Иртышское	15-80	10-15	подэтажные штреки; слоевая с твердеющей закладкой; этажное обрушение	склонность руд к самовозгоранию	камерная с твердеющей закладкой + слоевое обрушение
	Норильское	0-15	>30	камерная с твердеющей закладкой; слоевая с твердеющей закладкой	высокая себестоимость, управление состоянием массива	камерная с твердеющей закладкой + этажное/подэтажное обрушение
	Норильское	0-15	>30			камерно-столбовая + подэтажное обрушение
	Талнахское	5-14	25-40	слоевая с твердеющей закладкой; камерная с твердеющей закладкой		с магазинированием руды + камерная с твердеющей закладкой
	Жезказганское	30	10-20	камерно-столбовая	высокие потери руды	камерно-столбовая + подэтажное обрушение
Черные металлы (Fe)	Соколовское	45-70	>50	камерная с твердеющей закладкой	обводненность месторождения, высокая себестоимость	камерная с твердеющей закладкой + этажное обрушение
	Яковлевское	60-70	50-90	слоевая с твердеющей закладкой	обводненность, высокая себестоимость	камерная/слоевая с закладкой + этажное/подэтажное самообрушение
	Валуевское	30	15-25	этажно-камерная	высокие потери и разубоживание руды	камерная с принудительным обрушением висячего бока + подэтажное обрушение
Драгоценные металлы (Au, Ag)	Тасеевское	50-80	0,5-15	слоевая с твердеющей закладкой	высокая себестоимость	с магазинированием + вертикальные слои с твердеющей закладкой
	Нежданинское	70-80	4,0-6,0	этажное/подэтажное обрушение	смерзаемость отбитой руды	камерная + этажное/подэтажное обрушение
	Ветренское	70	4,0-6,0	подэтажные штреки	управление состоянием массива	подэтажные штреки + этажное/подэтажное обрушение
	Восточно-Забайкальское	75-85	0,6-4,0	с магазинированием	высокое разубоживание руды	с магазинированием + раздельная выемка руды и породы с отбойкой на металлический настил
Кварц (SiO_2)	Кыштымское	30	12,5	камерно-столбовая	высокие потери руды	камерная + подэтажное обрушение
Уран (U)	Эльконское	65	2,0-5,0	подэтажные штреки; этажное/подэтажное обрушение	экологическая безопасность; наличие участков бедных руд	камерная с твердеющей закладкой + камерная с сухой закладкой забалансовыми рудами для подземного выщелачивания
Редкоземельные элементы (Ta, Nb и др.)	Ловозерское	12-18	0,6-2,4	сплошная; камерно-столбовая	высокое разубоживание руды, сохранение вышележащих пластов забалансовых руд	сплошная + сплошная с сухой закладкой

ЛЕКЦИЯ № 25

КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ С ЗАКЛАДКОЙ КАМЕР

Комбинированные системы с закладкой применяют только при разработке месторождений богатых полиметаллических руд. Камеры вынимают обычно горизонтальными слоями с закладкой или с креплением и закладкой.

Применение комбинированных систем с закладкой обычно вызвано какими-либо причинами, например опасностью возникновения подземных пожаров при разработке колчеданных руд без закладки; большой глубиной разработки или неустойчивостью руд.

Междукамерные целики отрабатывают сверху вниз системами слоевого или подэтажного обрушения. Это связано с безопасностью работ в целике, обнаженном с двух сторон.

Комбинированная система с закладкой камер и выемкой целиков слоевым обрушением целесообразна в мощных медноколчеданных месторождениях с высоким содержанием серы в руде, когда применение только слоевого обрушения может привести к возникновению подземного пожара. Чередование участков, вырабатываемых слоевым обрушением, и широких зон, заложенных пустой породой, значительно снижает пожароопасность.

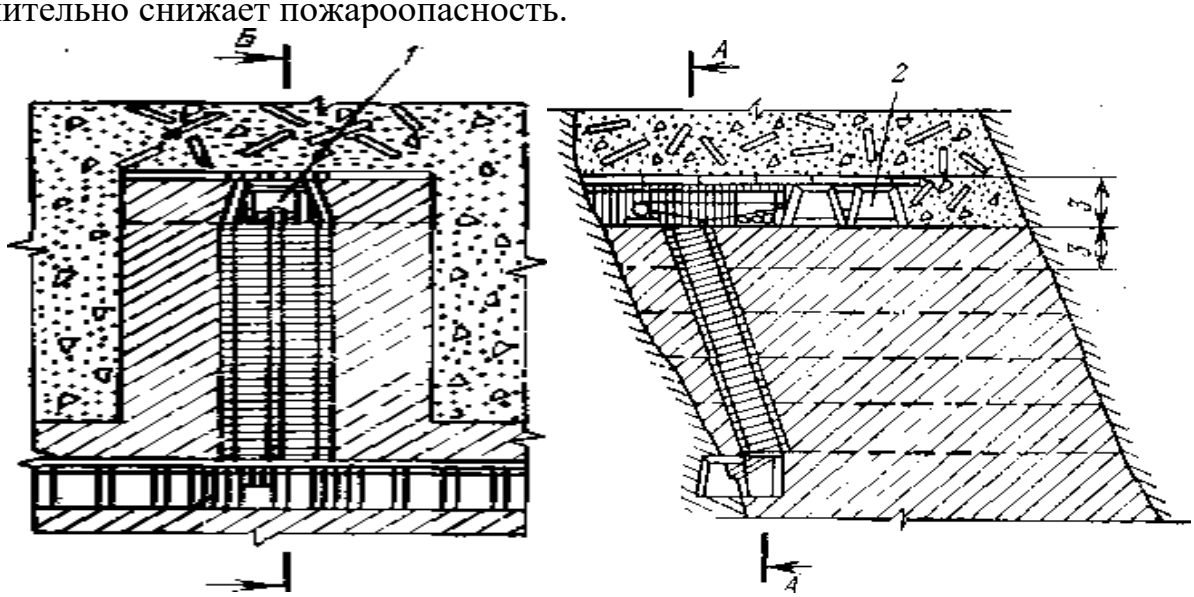


Рис. 1. Выемка междукамерного целика слоевым обрушением

При отработке междукамерного целика системой, слоевого обрушения на рудниках (рис. 1) слоевой орт *1* располагают по оси целика, заходки *2* проводят в обе стороны от орта. Технология очистной выемки обычная для системы слоевого обрушения.

В целях повышения эффективности очистной выемки систему слоевого обрушения стали заменять щитовой системой. Подобная замена была успешно осуществлена на рудниках России. Так, камеры шириной 9 м отрабатывались горизонтальными слоями с закладкой, междукамерные целики шириной 7 м извлекались под гибким щитовым перекрытием. Ширина щита, смонтированного из стянутых канатами трех рядов бревен диаметром 0,25 м составляла 5,5 м. Технология очистной выемки обычная для щитовых систем.

Переход к щитовой системе позволил уменьшить расход лесоматериалов с 0,15 до 0,1 $м^3/м^3$; снизить потери руды с 14 до 4-6 %, увеличить производительность труда с 5 до 7-8 м/смену.

Выемка междуэтажных и междукамерных целиков подэтажным обрушением осуществляется аналогично отработке целиков этой системой при комбинированных системах с открытыми камерами.

КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ С ПОСЛЕДУЮЩЕЙ ЗАКЛАДКОЙ КАМЕР

Последующая закладка камер, отработанных системами с открытым очистным пространством или с магазинированием, может быть сухая или твердеющая. Поскольку сухую закладку в таких условиях применяют редко, рассмотрим вариант с твердеющей закладкой для весьма мощного рудного тела.

При этих системах первичные камеры в рудном массиве отрабатывают обычным способом. Затем эти камеры заполняют твердеющей закладкой. Последующие - вторичные камеры отрабатывают либо в окружении затвердевшей закладки, выполняющей роль целика, либо по контакту с рудой и закладкой (с противоположной стороны) системами с магазинированием руды. Отработка, вторичных камер имеет определенные особенности в технологии отбойки и последующей закладки. В частности, если вторичная камера с двух сторон окружена монолитной закладкой, то она может заполняться гидравлической закладкой, как более дешевой, и только в нижнюю часть камеры укладывают твердеющую закладку толщиной 8-40 м для создания устойчивой кровли при отработке нижележащего этажа. Крепость монолитной закладки, как правило, ниже крепости массива руды, поэтому при отработке вторичных камер принимаются дополнительные меры, способствующие сохранению устойчивости закладочного материала: магазинирование руды в камере, отбойку небольшими объемами и др. Часто и первичные, и вторичные камеры отрабатывают одной и той же системой - этажно-камерной, поэтому рассматриваемый вариант является переходным между I и VIII классами.

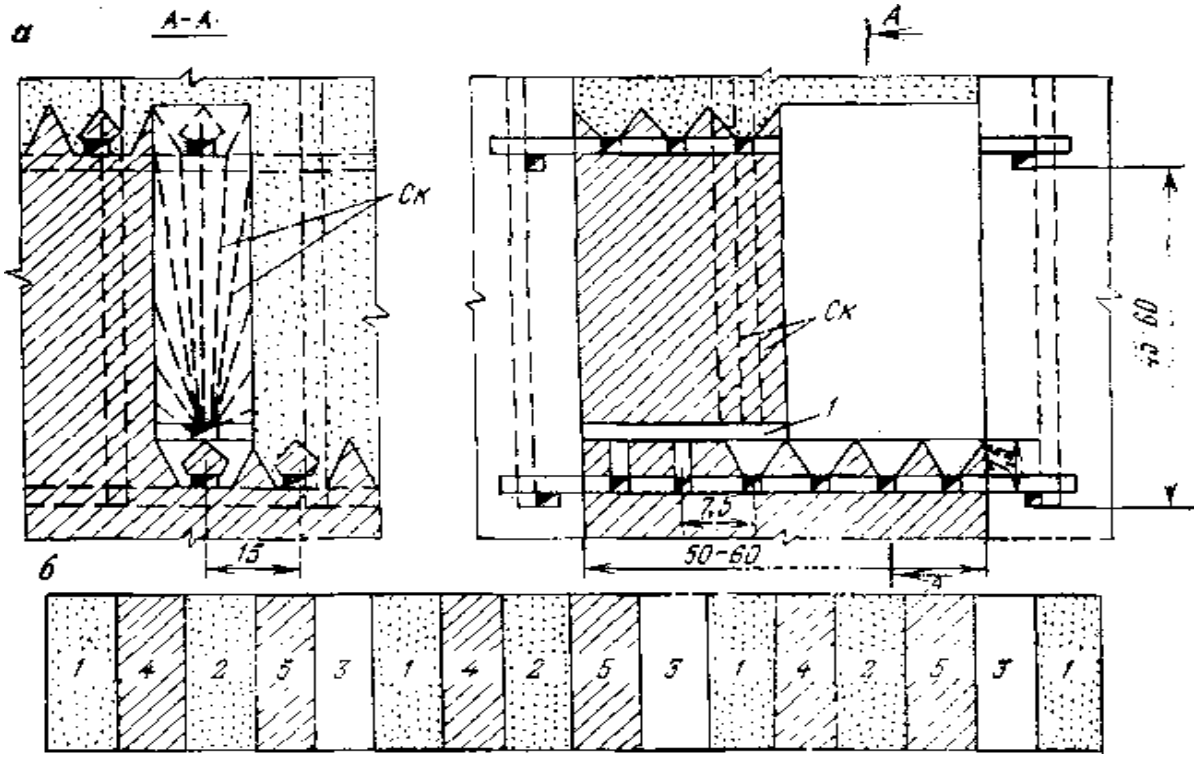


Рис. 2. Система разработки с последующей монолитной закладкой (а) и последовательность отработки блоков (б): *1-5 - последовательность отработки камер*

На рис. 2,а показан вариант этажно-камерной системы с последующей твердеющей закладкой.

Подготовка обычная для этажно-камерных систем разработки. Ширина камер 15 м. В первую очередь в окружении рудного массива отрабатывают первичные камеры *1 и 2* (рис. 2,б), затем вторичные камеры *3* между рудным массивом и закладкой и в последнюю очередь камеры *4* и 5 в окружении закладочного материала. На рисунке показана отработка камер второй очереди.

Бурение вееров скважин Ск осуществляется из бурового орта *1*. Иногда по центру камеры проходят подэтажный буровой орт с целью уменьшения глубины скважин. Отрезной восстающий располагают как по границе с вмещающими породами, так и по центру камеры. В последнем случае встречное взрывание способствует снижению выхода негабарита.

Скважины бурят станками пневмоударного бурения по сетке 2,5х2,5 или 1,2(л.н.с.)х5 м. Для уменьшения разрушающего действия взрыва на закладку скважины не добуривают до границы камеры на 1,5-2 м. Оставшийся рудный слой самообрушается при последующих взрывах.

Отбитая руда скреперами доставляется до откаточных ортов. В ряде рудников выпуск руды из камер в транспортные сосуды осуществляется виброустановками. Дальнейшее совершенствование системы предусматривает выпуск руды на почву откаточного горизонта с транспортированием ее до капитальных рудоспусков погрузочно-доставочными машинами. При промышленных испытаниях варианта этажно-камерной системы с твердеющей закладкой и применением самоходного

оборудования получены следующие технико-экономические показатели:

Удельный расход ВВ, кг/т:
на отбойку 0,33
на вторичное дробление ..... ……. 0,03
Производительность труда рабочего, т/смену:
на бурении 140
на выпуске и доставке …….. 350
забойной группы по системе …….... 65
Потери, % 2,5
Разубоживание, % 6,0

Камеры отрабатывают без оставления рудной потолочины. На ряде подземных рудников закладочная установка размещена на поверхности. Эта установка выполняет следующие процессы: приготовление вяжущего, подачу инертных заполнителей и активизирующих добавок, приготовление раствора, транспортирование закладочного материала по трубам с помощью сжатого воздуха. На 1 $м^3$ закладки расходуется 40 кг цемента, шлака молотого 360 кг, песка 1260 кг, воды 360-400 л. Себестоимость закладки 3,5 руб/$м^3$. При прочности закладки 0,5-0,6 МПа, достигаемой через 6 месяцев, разубоживание от закладки составляет 2,8-3 %.

При разработке ценных полезных ископаемых и сохранении земной поверхности область применения этажно-камерных систем с последующей твердеющей закладкой будет возрастать.

ЛЕКЦИЯ № 26

МЕТОДИКА ВЫБОРА СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

ФАКТОРЫ, УЧИТЫВАЕМЫЕ ПРИ ВЫБОРЕ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

От принятой системы разработки зависят такие важнейшие показатели работы рудника, как производительность труда горнорабочих, себестоимость добычи руды, величина потерь и разубоживания при добыче, затраты и величина потерь при переработке, количество и себестоимость конечной продукции горного предприятия (концентрата, металла) и, наконец, величина приведенных затрат и размер получаемой прибыли. Поэтому выбор системы разработки и ее конструктивных элементов представляет одну из самых ответственных задач как для проектируемого, так и для действующего рудника.

К числу основных факторов, учитываемых при выборе системы разработки, относятся:

Безопасность труда. Практика показывает, что безопасность людей, занятых на подготовке и очистной выемке, определяется в первую очередь не горно-геологическими условиями, а правильностью выбора системы разработки и ее конструктивных элементов.

Поэтому требование безопасности труда занимает первое место при выборе систем разработки.

Помимо безопасности труда учитываются также требования безопасности рудника в пожарном отношении, охраны зданий, горнотехнических сооружений и горных выработок от последствий выемки полезного ископаемого, а также от прорыва значительных притоков воды.

Себестоимость добычи руды, зависящая от производительности труда горнорабочих. Последняя, в свою очередь, зависит от уровня механизации и автоматизации производственных процессов, от совершенства организации работ. На себестоимость добычи руды оказывает влияние, кроме того, расход материалов, энергии и полнота извлечения полезного ископаемого.

В себестоимости добычи руды не отражается экономический ущерб от ее разубоживания. Но он может оказаться настолько значительным, что полностью перекроет экономический эффект от снижения себестоимости добычи.

На себестоимость чугуна большое внимание оказывает величина разубоживания железных руд породами, содержащими SiO_2. При увеличении разубоживания на 4-5 % себестоимость получения чугуна возрастает на 20-25 %.

Поэтому экономическую эффективность систем разработки при их выборе следует определять по себестоимости конечной продукции горного предприятия (концентрата или металла), в которой учитываются затраты как на добычу, так и на последующую переработку руды.

ВЛИЯНИЕ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА ВЫБОР СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Безопасность работ может быть достигнута при полном соответствии условий

применения выбранной системы разработки с горно-геологической характеристикой месторождения. Одни системы могут применяться лишь в тонких рудных телах, другие, наоборот - только в очень мощных, третьи характерны преимущественно для рудных тел средней мощности. Не менее отчетливы границы применения различных систем по углу падения рудных тел. Например системы с магазинированием применимы, как правило, при крутом падении; напротив, камерно-столбовые системы характерны для горизонтальных и пологих рудных тел, реже применяются в наклонных и лишь в порядке исключения - в крутопадающих. Также довольно отчетливы границы применения каждой системы разработки по устойчивости руды и вмещающих пород.

Поэтому указанные горно-геологические факторы называют постоянными в отличие от факторов переменных - ценности руды, состава вмещающих пород, характера их контакта с рудой, гидрогеологических условий, глубины разработки и других, которые не всегда влияют на выбор системы разработки, но существенно отражаются на технико-экономических показателях разработки.

Без учета хотя бы одного из основных горно-геологических факторов - мощности, угла падения рудного тела, устойчивости руды и вмещающих пород выбрать безопасную и эффективную систему невозможно.

Разделение горно-геологических факторов на две группы не следует рассматривать как их деление по степени важности на главные и второстепенные. Хотя постоянные факторы оказывают большое влияние на выбор системы всегда, влияние факторов второй группы, особенно вместе взятых, может оказаться иногда решающим при выборе системы.

Влияние постоянных факторов подробно рассмотрено при изучении отдельных систем разработки. Поэтому ограничимся обобщением и пополнением сведений только о переменных факторах.

Ценность руды - один из наиболее важных факторов этой группы.

При разработке руд невысокой ценности часто отдают предпочтение системе с меньшим коэффициентом извлечения, если она обеспечивает значительное снижение затрат па добычу руды. Напротив, для высокоценных руд решающим фактором в выборе системы часто бывает наибольшая полнота извлечения.

Форма рудного тела и глубина его распространения. Правильная форма рудного тела благоприятно сказывается при любой системе разработки. Неправильная сложная форма препятствует применению некоторых систем или ухудшает показатели их эффективности. Напротив, некоторые системы, например с креплением и закладкой, горизонтальными слоями с закладкой, позволяют вести без затруднений очистную выемку в рудных телах самой причудливой формы.

Увеличение глубины разработки более 600-800 м часто сопровождается значительным увеличением горного давления и затрудняет применение некоторых систем. Так, отказ от применения системы с магазинированием и замена ее системой с закладкой на большой глубине бывает вызвана ростом горного давления и затруднением выпуска руды из магазинов.

Внезапные выбросы руды - «стреляние» горных пород из целиков, находящихся в напряженном состояний, на очень больших глубинах на золотых рудниках Южной Африки привели к отказу от систем с оставлением рудных целиков

и переходу на системы разработки с закладкой.

Минеральный состав вмещающих пород и характер контакта их с рудным телом. Оруденение вмещающих пород может оказывать существенное влияние на выбор системы разработки. Так, системы этажного обрушения дают удовлетворительные результаты по извлечению и разубоживанию только в том случае, если вмещающие породы являются рудоносными. При выборе между системой с закладкой и магазинированием руды в жилах, требующих подрывки боков, последняя может оказаться более целесообразной, так как вмещающие породы имеют довольно высокое содержание полезных компонентов.

Правильный контакт особенно благоприятен для некоторых систем разработки, например с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами, для камерно-подэтажной системы с отбойкой веерными или круговыми комплектами глубоких скважин.

Склонность руды и вмещающих пород к возгоранию, окислению и слеживанию. Наиболее опасны в отношении возгорания и самовозгорания руды, содержащие свыше 40 % серы в виде пирита, пирротина и др. Опасность их возгорания особенно возрастает, когда при добыче или обрушении рудная мелочь и пыль смешиваются с древесными отходами и рудно-древесная масса находится долгое время во влажном состоянии, вне воздействия деятельной воздушной струи. Без присутствия дерева высокосернистые колчеданные руды могут нагреваться в результате длительного хранения в отбитом виде вследствие интенсивного их окисления.

Особенно опасна в таких условиях система подэтажного обрушения с древесным матом. Применение системы слоевого обрушения в этих условиях допустимо, но требует тщательного соблюдения профилактических мер против возникновения пожаров, в частности регулярного проиливания.

Способность отбитой руды слеживаться нередко служит причиной отказа от применения систем с массовым обрушением или с магазинировапием руды. Образование сводов в массиве руды и «пробок» в рудоспусках, нарушение вследствие этого нормального процесса выпуска руды приводит к росту потерь и разубоживания, к внезапным провалам на поверхности замагазинированной руды и несчастным случаям с находящимися на ней людьми.

Гидрогеологические условия месторождения. Сильная водоносность покрывающих пород нередко вынуждает отказываться от эффективных систем разработки, при которых сразу или впоследствии происходит обрушение покрывающих пород, применять непроизводительные системы с закладкой или камерно-столбовые, оставляя значительное количество руды в целиках.

Типичным примером таких месторождений являются некоторые рудные залежи Курской магнитной аномалии, где подземная разработка вследствие необычной водоносности налегающих пород требует оставления мощных потолочных и междукамерных целиков.

Возможность нарушения земной поверхности в результате разработки. Только при малой мощности рудного тела, разрабатываемого на значительной глубине, поверхность может быть предохранена от сдвижения с помощью одной закладки, без оставления предохранительных целиков.

Поэтому, если на земной поверхности над месторождением имеются какие-либо технические сооружения, здания, дороги, водоемы, реки, перенос или отвод которых на другое место связан с большими затратами, приходится иногда применять системы камерно-столбовые и с закладкой вместо других более эффективных систем. Может быть целесообразным перенос этих сооружений, зданий, дорог в безопасное место (или постройка их вновь на безопасном месте, если перенос невозможен) и отвод реки или водоема для того, чтобы применять более эффективную систему разработки.

Прочие факторы. На выбор системы разработки оказывают влияние степень разведанности месторождения, наличие опыта его разработки той или иной системой, стоимость в данном районе крепежных материалов, наличие дешевого закладочного материала и др.

МЕТОДИКА ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО СРАВНЕНИЯ И ВЫБОРА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Сущность наиболее распространенного при выборе системы разработки метода исключения сводится к рассмотрению возможности применения на данном месторождении или его части всех существующих систем разработки и исключению тех из них, условия применения которых не соответствуют горно-геологической характеристике месторождения.

На первый взгляд метод исключения кажется громоздким, так как он требует рассмотрения большого числа систем, для того чтобы оставить из них только одну (или несколько). На самом деле, метод исключения не сложен потому, что никогда все системы разработки рассматривать не приходится; исключаются сразу как непригодные по горно-геологическим условиям не отдельные системы, а целые их классы и для последующего детального рассмотрения остаются системы одного, реже двух-трех классов. Среди этих систем многие затем исключаются как непригодные, и для окончательного технико-экономического сравнения обычно остаются две-три системы.

Следует иметь в виду, что поскольку выбор системы является особо ответственной задачей, нельзя считать существенной экономию времени для ее решения. Главное требование к решению этой важной задачи — правильный и всесторонний учет влияния на выбор многочисленных горно-геологических факторов, взаимосвязанных в самых разнообразных сочетаниях. Этому требованию отвечает метод исключения.

Технико-экономическим сравнением оставшихся систем разработки выявляют из их числа систему, обеспечивающую наиболее высокие технико-экономические показатели. Окончательному выбору нередко предшествует промышленное испытание двух-трех систем. Как правило, уточнение конструктивных элементов системы осуществляется также в ходе эксперимента и в производственных условиях.

Широкое и постоянное проведение экспериментов по проверке новых эффективных систем и их конструктивных элементов, по усовершенствованию технологии очистной выемки, является основным условием в успешной работе рудника.

Технико-экономическое сравнение систем разработки

В себестоимости добычи 1 т руды экономические последствия от разной

величины потерь и разубоживания в полной мере не отражаются, хотя они обычно значительны. Напротив, нередко системы с высокими потерями и разубоживанием отличаются невысокой себестоимостью добычи.

Поэтому оценивать и сравнивать системы разработки по себестоимости добычи 1 т руды можно только в тех случаях, когда сравниваемые системы не отличаются по величине потерь и разубоживания. Во всех остальных случаях такая оценка приводит к ошибочным результатам.

Можно сравнивать системы разработки по себестоимости конечной продукции горного предприятия - концентрата или металла. Однако и этот показатель не всегда позволяет правильно и полно оценить экономическую эффективность системы разработки, так как он не отражает ущерба от потерь руды, наносимого народному хозяйству.

Оценивать экономическую эффективность систем разработки следует по величине получаемой годовой прибыли от реализации конечной продукции горного предприятия или по величине отношения этой прибыли к сумме капиталовложений в горное предприятие либо к стоимости его производственных фондов.

Но расчеты по определению суммы годовой прибыли горного предприятия и капиталовложений очень сложны.

Применительно к выбору систем разработки для части месторождения (отдельных блоков, рудных тел) можно пользоваться при экономической оценке себестоимостью добычи 1 т руды с учетом экономического ущерба, вызываемого разными по величине потерями и разубоживанием для сравниваемых систем.

Себестоимость добычи при таком сравнении должна определяться в расчете на добытую руду с одинаковым содержанием. Удобно вести все расчеты на 1 т добытой руды с балансовым содержанием (с). Экономический ущерб от потерь и разубоживания в этом случае следует выражать также на 1 т руды с балансовым содержанием.

Определение себестоимости добычи 1 т руды
с балансовым содержанием

На горнорудных предприятиях учитывается себестоимость добычи 1 т рудной массы, состоящей из балансовой руды и примешанной к ней при добыче забалансовой руды и породы. Для сравниваемых систем разработки при одном и том же содержании полезного компонента в балансовой руде **с** содержание в рудной массе обозначим через $\mathbf{a_1}$ и $\mathbf{a_2}$.

Чтобы упростить и облегчить решение, можно для сравнения принимать не полную себестоимость добычи 1 т, а только ее часть, включающую расходы по подготовке и очистной выемке с доставкой руды до погрузочного люка, имея в виду, что расходы на 1 т по другим производственным процессам, как правило, не зависят от системы разработки.

Эту часть полной себестоимости называют «себестоимостью по системе».

Если содержание полезного компонента в балансовой руде **с**, а в рудной массе **а**, то на 1 т добытой руды с балансовым содержанием приходится (с : а) тонн добытой товарной руды. Поэтому себестоимость добычи $C_б$ (руб/т) по системе 1 т руды с балансовым содержанием равна себестоимости добычи 1 т рудной массы по системе $C_т$, умноженной на отношение содержаний в балансовой и товарной руде (с : а):

$$\mathbf{C_б = C_т c/a}, \qquad (1)$$

т.е. для сравниваемых систем:

$\mathbf{C_{1б} = C_{1т} * c/a_1}$ И $\mathbf{C_{2б} = C_2 * c/a_2}$,

Определение экономического ущерба от разубоживания руды

Для определения экономического ущерба, вызываемого более высоким разубоживанием руды при одной системе разработки по сравнению с другой, необходимо знать для сравниваемых систем разницу в количестве породы, примешиваемой на 1 т руды с балансовым содержанием.

При содержании полезного компонента в рудной массе для сравниваемых систем $\mathbf{a_1}$ и $\mathbf{a_2}$ количество примешиваемой породы (т) на 1 т балансовой руды равно

$$\mathbf{X_1 = (c - a_1)/a_1}, \qquad (2)$$

для второй системы

$$\mathbf{X_2 = (c - a_2)/a_2} \qquad (3)$$

Разница в количестве примешанной пустой породы на 1 т балансовой руды для сравниваемых систем (при $a_1 < a_2$) составит

$$\mathbf{X_д = X1 - X2 = (c - a1)/a1 - (c - a_2)/a_2 = c/a_1 - c/a_2} \qquad (4)$$

Экономический ущерб $У_р$ (руб.) от более высокого разубоживания при системе первой складывается из дополнительных затрат на добычу и переработку пустых пород в количестве $X_д$ на 1 т руды с балансовым содержанием

$$\mathbf{У_р = X_д = (C_д - C_c + C_{пер})}, \qquad (5)$$

где $C_д$ - полная себестоимость добычи 1 т рудной массы для первой системы с более высоким разубоживанием; $C_с$ - себестоимость добычи 1 т рудной массы по системе, т.е. без учета расходов по другим производственным процессам, а также расходов общешахтных и общерудничных; $C_{пер}$ – себестоимость переработки 1 т рудной массы, включая расходы на транспорт до места переработки.

Подставляя значение из формулы (17), получим

$$\mathbf{У_р = (c/a_1 - c/a_2)(C_д - C_c + C_{пер})} \qquad (6)$$

Величину $C_д$ можно принимать по практическим данным или определять из выражения $C_д = (1{,}4\text{-}2{,}6)*C_с$. Меньшие значения коэффициента принимают для дорогостоящих систем разработки, т.е. когда в полной стоимости добычи расходы на подготовку и очистную выемку значительны. Наибольшие - для самых дешевых систем.

Величину $C_{пер}$ можно принимать по данным других предприятий в аналогичных условиях, а для приближенных расчетов из выражения $C_{пер} = (0{,}4\text{-}1{,}2)\ C_д$. Меньшие значения коэффициента соответствуют наиболее простой и дешевой технологии переработки руды, например гравитационному или мокрому магнитному

обогащению.

Величину $У_р$, подсчитанную по формуле (6), нужно прибавлять к себестоимости 1 т руды с балансовым содержанием по системе, которая имеет более высокое разубоживание; в рассматриваемом нами примере нужно прибавлять к $С_{1б}$, поскольку в расчете принято условие $a_1<a_2$.

Определение экономического ущерба от потерь руды и полезных компонентов

Общий экономический ущерб (руб.) от повышенных потерь руды для одной из сравниваемых систем разработки можно выразить формулой

$$Д_п = Б * k_п * d_п, \qquad (7)$$

где $Б$ - запас балансовой руды месторождения или его части, для которой выбирается система разработки; $k_п$ - коэффициент увеличения потерь, равный k_1-k_2; k_1 и k_2 - коэффициенты извлечения руды при добыче для сравниваемых систем, причем $k_1>k_2$;

$d_п$ - экономический ущерб от потери 1 т балансовой руды.

Экономический ущерб от повышенных потерь (руб.), отнесенный на 1 т извлеченных запасов балансовой руды, составит

$$У_р = Д_п/Б*k_2 = Б*k_п*d_п/ Б*k_2 = d_п*(k_1 - k_2)/ k_2 \qquad (8)$$

Экономический ущерб от потери 1 т балансовой руды (руб.)

$$d_п = d_{раз} + d_{ам} + d_{пр} \qquad (9)$$

где $d_{раз}$ - величина затрат, вложенных в разведку 1 т балансовых запасов, руб; $d_{ам}$ - амортизация капитальных затрат, вложенных в горное предприятие на 1 т балансовых запасов руды, руб.; $d_{пр}$ - прибыль, получаемая в результате реализации продукции, извлеченной из 1 т балансовой руды, руб.

В выражении для $d_п$ не включены затраты, понесенные на подготовку и очистную выемку потерянной руды, поскольку они учтены в себестоимости 1 т балансовой руды в формуле (1), с которой будет суммироваться экономический ущерб от потерь.

Стоимость разведки 1 т металла $d_{рм}$ составляет в среднем от 2 до 10 % государственной оптовой цены 1 т данного металла $d_м$:

$$d_{раз} = 0{,}01 * c * d_{рм} = 0{,}01 * c * (0{,}02 \div 0{,}10)\ d_м \qquad (10)$$

или

$$d_{раз} = (0{,}0002 \div 0{,}001) * c * d_м \qquad (11)$$

Меньшие значения коэффициента (0,0002) следует принимать для неметаллических и железных руд; средние (0,0005) - для руд цветных и благородных

металлов и наибольшие (0,001) - для руд редких элементов.

По практическим данным, учитываемая часть амортизационных отчислений на 1 т балансовых запасов $\mathbf{d_{ам}}$ составляет около 5 % полной себестоимости добычи, т. е. $\mathbf{d_{ам} = 0{,}05\ С_д}$.

Более сложным является определение экономического ущерба, связанного с недополучением прибыли на потерянную руду $\mathbf{d_{пр}}$.

Величину $\mathbf{d_{пр}}$ (руб/т) определяют с учетом затрат, вложенных в разведку потерянных запасов полезного ископаемого по формуле

$$\mathbf{d_{пр} = (Ц_о - С_б) + n_{гр} * Ц_0,} \qquad (12)$$

где $\mathbf{Ц_о}$ - оптовая цена извлекаемых из 1 т балансовых запасов полезных компонентов (концентрата, металла), руб/т; $С_б$ - себестоимость добычи и переработки в расчете на 1 т балансовых запасов, руб/т; $\mathbf{n_{гр}}$ - доля затрат па геологоразведку в оптовой цене полезных компонентов ($Ц_о$).

Величину $У_п$ экономического ущерба от повышенных потерь, отнесенную на 1 т извлеченных запасов руды с балансовым содержанием, определенную по формуле (8), нужно прибавлять к себестоимости 1 т руды с балансовым содержанием по системе, которая имеет более высокие потери.

Таким образом, системы должны сравниваться между собой по сумме себестоимости 1 т руды и разницы в величине экономического ущерба от разубоживания $У_р$ и от потерь $У_п$.

Анализ выполненных расчетов для различных горно-геологических условий показывает, что экономический ущерб от роста амортизации в несколько раз меньше ущерба, связанного с непроизводительными затратами на разведку. Поэтому при разнице коэффициентов извлечения руды для сравниваемых систем не более 0,04-0,05 амортизацией можно в расчетах пренебречь, особенно для месторождений с ценной рудой.

Для месторождений с рудами невысокой ценности важнейшими показателями экономической эффективности системы является себестоимость добычи руды и ущерб от ее разубоживания при добыче.

Экономический ущерб от потерь в этом случае невелик; иногда им вообще можно пренебречь. Напротив, для ценных руд большой размер экономического ущерба от потерь в процессе добычи и переработки может приобрести решающее значение. Поэтому при разработке таких руд следует отдавать предпочтение системам с высоким коэффициентом извлечения руды из недр, хотя себестоимость добычи руды при этом будет выше.

ЛЕКЦИЯ № 27

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ И ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТОК

ПОНЯТИЯ О ГОДОВОЙ ДОБЫЧЕ ПО ГОРНЫМ ВОЗМОЖНОСТЯМ

Производственную мощность или производительность горных предприятий принято выражать в тоннах добываемого полезного ископаемого в год. Поэтому ее часто называют годовой добычей. Иногда производительность горного предприятия дополнительно выражают количеством годовой продукции первичной переработки (концентрата, окатышей и др.).

Годовая производственная мощность (производительность) горного предприятия является одним из важнейших показателей. Она оказывает влияние на все основные элементы строящегося (и действующего) горного предприятия:

- на размеры сечения, объем, конструкцию капитальных и подготовительных выработок,
- конструкцию и размеры технических и хозяйственных сооружений и зданий, типы, мощность и количество используемых горных машин,
- на масштаб вспомогательных цехов и служб, производительность обогатительных фабрик,
- число рабочих, инженерно-технических работников и служащих,
- объем жилищного и культурно-бытового строительства и другие.

От годовой производительности горного предприятия зависит:

- размер капитальных вложений на его строительство,
- себестоимость добычи и переработки 1 т полезного ископаемого,
- величина приведенных затрат за год и на 1 т добычи,
- величина ожидаемой (получаемой) прибыли,
- эффективность капиталовложений, рентабельность и другие технико-экономические показатели.

Современные горные предприятия имеют самую разнообразную годовую производительность; от очень мелких с годовой добычей 50-100 тыс. т в год (в порядке особого исключения меньше 50 тыс. т) до крупных с годовой добычей от 2-5 до 15-25 млн.т в год. Отдельные горные предприятия за рубежом достигли годовой производительности 30-40 млн. т; проектируются и строятся карьеры па годовую добычу до 50 млн. т.

Наиболее распространены горнорудные предприятия с подземной добычей от 500-800 тыс.т до 3 млн. т и карьеры - от 3 до 10-12 млн. т.

Величина годовой добычи проектируемого и действующего горного предприятия зависит от размеров, запасов и условий залегания месторождения.

Существуют два понятия о годовой производительности горных предприятий.

1. Годовая производительность по горным возможностям ($А_{гор}$), означающая размер годовой добычи полезного ископаемого, который возможно получить на рассматриваемом месторождении (или его части) при определенной технике, технологии и организации его разработки.
2. Экономически целесообразная или оптимальная годовая

производительность ($А_о$), при которой возможно получение наиболее высоких экономических показателей разработки месторождения (себестоимости, эффективности капиталовложений и др.).

Следует различать также годовую производительность проектируемого горного предприятия и действующего горного предприятия.

Существенное различие в этих понятиях состоит с техникоэкономической точки зрения в том, что при проектировании горного предприятия приходится (и можно) рассматривать и оценивать варианты годовой производительности в довольно широком диапазоне значений, а затем выбирать из них наилучший. В этом случае задача определения годовой производительности часто оказывается сложной, требует глубокого экономического анализа и проектной проработки.

На действующем предприятии возможный размер годовой добычи, как правило, предопределяет применяемая на нем техника, технология, организация разработки. Здесь обычно возникает задача возможно ли технически и целесообразно ли экономически увеличивать годовую добычу горного предприятия путем его реконструкции либо изменения технологии и организации работ. Такую задачу в практике приходится решать часто, так как наращивание производственной мощности горного предприятия этапами, по мере промышленного освоения месторождения и прироста его запасов, оказывается эффективным.

В решении задач о годовой производительности проектируемого и действующего предприятия наряду с отмеченной существенной разницей в ее постановке имеются и общие элементы.

Применительно к проектируемому горному предприятию экономическую и горно-геологическую сущность задачи можно выявить полнее и понятнее, поэтому начнем с определения производительности в процессе проектирования горного предприятия.

Отметим заранее, что в решении этой задачи возможны два случая:

1. когда величина годовой добычи по горным возможностям $А_{гор}$ меньше экономически оптимальной $\mathbf{А_о}$; в этом случае оказывается достаточным определять только $\mathbf{А_{гор}}$;
2. когда $\mathbf{А_{гор}}$ больше $\mathbf{А_о}$. Этот случай возможен, например, при ограниченных размерах и запасах месторождений в глубину, но значительной его горизонтальной площади, когда обширный фронт очистной выемки позволяет развить очень большую годовую добычу, запасы же месторождения невелики и могут быть отработаны за очень короткое время. В подобных случаях может оказаться целесообразным величину $\mathbf{А_{гор}}$ ограничить и принимать ее равной или несколько больше, чем $\mathbf{А_о}$.

Далее мы убедимся, что увеличение годовой производительности сверх оптимального значения $\mathbf{А_о}$ в довольно значительных пределах (до 20-30 % от $\mathbf{А_о}$) приводит к практически малоощутимому ухудшению экономических показателей горного предприятия, в частности - себестоимости его продукции. Поэтому оптимальной годовой производительностью можно варьировать в довольно широких пределах и исходить прежде всего из годовой добычи по горным возможностям.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГОДОВОЙ ДОБЫЧИ ПО ГОРНЫМ ВОЗМОЖНОСТЯМ

Наиболее простым и вместе с тем вполне достоверным при проектировании горных предприятий является способ определения годовой добычи $А_{гор}$ по величине годового понижения уровня выемки месторождения.

Практикой установлено, что интенсивность разработки крутопадающих и наклонных (до 25-30°) месторождений может быть охарактеризована показателем **среднее годовое понижение** (опускание) уровня выемки на месторождении по вертикали (***v***, м).

Величина ***v*** в зависимости от элементов залегания месторождения, способов и организации его разработки, не выходит, как правило, за пределы 5-50 м в год.

Основное влияние на величину ***v*** оказывают:

способ разработки - при подземном способе величина *v* составляет обычно 12-25 м и колеблется в пределах 10-50 м; при открытом способе разработки значения ***v*** обычно не выходят за пределы 5-15 м;

рудная площадь месторождения **S** - чем она больше, тем при прочих равных условиях меньше величины ***v***; наибольшее годовое понижение достигается при разработке маломощных рудных тел, небольшой длине шахтного поля или месторождения;

угол падения месторождения - чем он круче, тем больше возможная величина ***v;***

число одновременно разрабатываемых этажей, которое зависит от характера месторождения и применяемых систем разработки (максимальное годовое понижение 40-50 м для крупных месторождений достигнуто на золотых рудниках Южной Африки за счет одновременной разработки системами с закладкой 6-8 этажей).

При определении годовой добычи по горным возможностям $\mathbf{А_{гор}}$ известны:

- средняя величина рудной площади на разрабатываемых этажах **S**, $м^2$,
- плотность полезного ископаемого **γ**, $т/м^3$,
- $\mathbf{k_н}$ - коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр и коэффициент изменения качества

$\mathbf{k_к = 1-}p$ (*p* - коэффициент разубоживания в процессе добычи).

Годовая добыча (т) по горным возможностям по величине годового понижения может быть определена по формуле

$$\mathbf{А_{гор} = v*S*\gamma * k_н / k_к.} \qquad (1)$$

В табл. 1 значения у приведены на основе практики последних лет при подземной разработке шахтных полей разных размеров и числе одновременно разрабатываемых этажей, а при открытой разработке - карьерами разных размеров.

К шахтным полям очень больших размеров относятся поля длиной свыше 2 км, больших - от 1,2 до 1,5-2 км, средних - от 0,6 до 1 км, небольших - меньше 0,6 км.

Значения ***v*** в верхнем пределе следует принимать для рудных тел небольшой мощности; в нижних пределах - для мощных рудных тел. Соответственно значения, близкие к верхнему пределу, отвечают месторождениям с простой морфологией и спокойным залеганием; значения, близкие к нижнему пределу - к месторождениям со сложной морфологией, значительными тектоническими нарушениями, высокой

водообильностью.

Влияние угла падения месторождения можно учитывать поправочными коэффициентами. В табл. 1 значения у даны для угла падения α=60°. При α = 65-90° поправочный коэффициент равен 1,1-1,2, а при α =34-50° он равен 0,8-0,9.

Таблица 1

Подземная разработка			Открытая разработка		
Размеры шахтных полей	Число этажей в выемке	v, м/год	Размеры карьера	Площадь, км²	v, м/год
Очень большие	1	5—15	Очень крупные	5	3—10
	2	10—20			
Большие	1	12—22	Крупные	2—5	5—12
	2	15—25			
Средние	1	15—25			
	2	18—30			
	Много	20—40	Средние	0,5—2	7—15
Небольшие	1	18—30			
	2	22—45	Небольшие	<0,5	10—20
	Много	30—60			

Пример определения годовой добычи $A_{гор}$ по годовому понижению выемки v для месторождения, состоящего из двух пластообразных рудных тел с мощностью 12-20 м и общей рудной площадью S=30 тыс.м^2. Угол падения рудных тел α = 75°; плотность руды γ = 3,5 т/м^3; коэффициент извлечения из недр $k_н$=0,92; коэффициент изменения качества $k_к$ = 0,88; длина шахтного поля 1650 м. Рудные тела пластообразной формы со спокойным залеганием. Система разработки - подэтажное обрушение, при которой, как правило, возможна только одноэтажная выемка.

По табл. 1 для шахтных полей больших размеров при одноэтажной разработке принимаем близкое к верхнему пределу годовое понижение v =20 м/год; с учетом поправочного коэффициента 1,1 на угол падения 75° годовое понижение составит v=20*1,1=22 м/год.

Годовая добыча по формуле (1)

$A_{гор}$=22*30 000 * 3,5 * 0,92 : 0,88 = 2170 тыс. т/год.

Способ определения годовой добычи через годовое понижение имеет один существенный недостаток: он непригоден для месторождений с углами падения менее 20-25°, когда понижение выемки по вертикали не является характерным показателем.

Поэтому в проектах горных предприятий для пологопадающих и горизонтальных месторождений пользуются способом определения годовой добычи по величине фронта очистной выемки и скорости его подвигания. По достоверности этот способ не превосходит способ определения **$A_{гор}$** через годовое понижение выемки, но значительно сложнее последнего.

На действующих горных предприятиях планирование годовой добычи

осуществляется исходя из имеющихся в наличии работающих выемочных единиц - блоков, панелей, уступов, забоев, освоенной годовой добычи по каждой выемочной единице и планируемого увеличения или сокращения числа их в предстоящее время. Годовое понижение выемки $\boldsymbol{v}$ (м/год) в таких случаях определяется через годовую добычу **А**:

$$\boldsymbol{v} = A * k_к / S * \gamma * k_н \qquad (2)$$

Найденное значение $\boldsymbol{v}$ может быть полезным для сравнительной оценки интенсивности разработки рассматриваемого месторождения с другими, аналогичными или близкими по горно-геологическим условиям. В сравниваемых условиях при большей величине $\boldsymbol{v}$ разработка месторождений эффективнее, поскольку с увеличением $\boldsymbol{v}$ и связанной с ним годовой добычи $\mathbf{А_{гор}}$ снижается себестоимость добычи 1 т полезного ископаемого.

ЭКОНОМИЧЕСКИ ЦЕЛЕСООБРАЗНАЯ (ОПТИМАЛЬНАЯ) ГОДОВАЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

От принятой в проекте или достигнутой на действующем горном предприятии годовой добычи зависят важнейшие экономические показатели - себестоимость добычи 1 т полезного ископаемого и приведенные затраты на 1 т.

Рассмотрим сущность и численное выражение этой зависимости сначала применительно к проектируемому горному предприятию - шахте, карьеру, прииску.

Себестоимость **с** 1 т (руб) добытого полезного ископаемого (или продукции его первичной переработки) состоит из двух экономических элементов: текущих эксплуатационных затрат **э** (руб/т) и амортизации капитальных затрат **а** (руб/т)

$$\mathbf{с = э + а} \qquad (3)$$

На горных предприятиях **э** составляет в полной себестоимости в среднем от 70 до 85%, соответственно **а**=15-30%.

Рассмотрим, как изменяются по мере роста A раздельно величины **э** и **а**, а затем их сумма **с**.

Эксплуатационные расходы горного предприятия за год состоят из двух различных частей:

<u>переменных расходов</u> $\mathbf{Э_{пер}}$, величина которых пропорциональна годовой добыче **А**,

$$\mathbf{Э_{пер} = э_1 * А,} \qquad (4)$$

где $\mathbf{э_1}$ - основные производственные расходы по добыче и переработке на 1 т полезного ископаемого;

<u>условно-постоянных расходов</u> $\mathbf{Э_{пос}}$, величина которых остается неизменной или меняется незначительно (поэтому их и называют «условно-постоянными») в широких пределах значений **А**. К числу наиболее больших условно-постоянных годовых расходов относятся, в частности, заработная плата административно-управленческого и прочего постоянного персонала.

Годовая сумма эксплуатационных расходов (руб/год) горного предприятия $\mathbf{Э_г}$ составляет

$$\mathbf{Э_г = Э_{пер} + Э_{пос} = э_1 * А + Э_{пос}} \qquad (5)$$

Эксплуатационные расходы (руб/т) на 1 т добычи $э_1$ равны

$$э_1 = Э_г/A = э_1 + Э_{пос}/A \qquad (6)$$

График изменения эксплуатационных расходов **э** на 1 т добычи в зависимости от годовой добычи **А** показан на рис. 1.

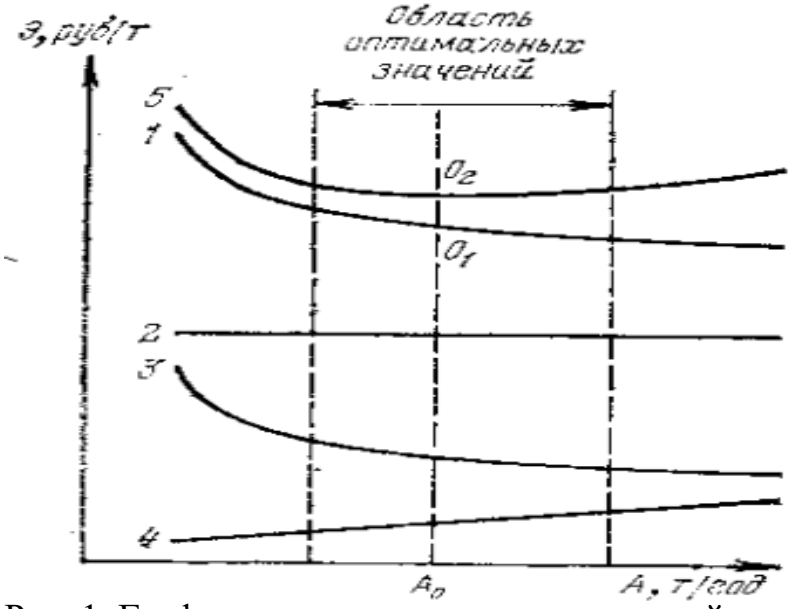


Рис. 1. Графики к определению оптимальной производственной мощности горного предприятия

Ординаты кривой 1, выражающие это изменение, представляют собой сумму ординат прямой 2 ($э_1$) и кривой 3 ($Э_{пос}/A$).

С увеличением годовой добычи угол наклона кривой 1 сначала снижается интенсивно, затем по мере роста годовой добычи все более выполаживается. На каждые 10 % роста **А** величина **($Э_{пос}/A$)** в крутой части кривой уменьшается на 2,5-3,5%, затем это снижение становится равным примерно 2% и при максимальных значениях **А** составляет только 1-1,5%.

Величина амортизации **а** на 1 т добычи в зависимости от **А** характеризуется прямой 4.

Сумма ординат **(э+а)** кривой 1 и прямой 4 изображена кривой 5; она выражает закономерность изменения себестоимости 1 т полезного ископаемого в зависимости от **А.**

По мере увеличения проектной годовой производительности горного предприятия себестоимость 1 т добытого полезного ископаемого сначала снижается, кривая 5 выполаживается, так же как и кривая 1 эксплуатационных расходов, но несколько медленнее, потому что второе слагаемое себестоимости **а** (прямая 4) при этом имеет равномерный подъем.

Снижение себестоимости при некотором значении **А** прекращается, кривая **5** получает в точке O_2 перегиб, после которого рост годовой добычи сопровождается уже увеличением себестоимости. Точка перегиба O_2 кривой *5* соответствует такой точке O_1 на кривой *1,* где крутизна наклона кривой *1* становится равной крутизне подъема прямой 4, т.е. снижение эксплуатационных расходов **э** на 1 т становится равным росту амортизационных начислений **а.**

Дальше рост амортизационных начислений будет происходить интенсивнее снижения эксплуатационных расходов. Точка перегиба кривой 5, где себестоимость 1 т становится минимальной, отвечает экономически оптимальному значению годовой производительности горного предприятия по критерию себестоимости.

Характерной особенностью кривой себестоимости 5 является очень медленное изменение себестоимости (ординаты) в области значений абсциссы, близких к $\mathbf{A_o}$. Так, при снижении абсциссы **А** до $\mathbf{0{,}85}A_o$ и при росте до $\mathbf{1{,}25A_O}$ себестоимость - ордината возрастает только на 1% против минимальной ($\mathbf{C_o}$). При изменении **А** от 0,75 $\mathbf{A_o}$ до $\mathbf{1{,}5A_0}$ себестоимость возрастает против минимальной лишь на 2-2,5%.

Такое изменение себестоимости не выходит за пределы неточности исходных показателей расчета и является вполне допустимым.

Поэтому практический интерес представляет не сама величина (цифра) оптимальной годовой производительности $\mathbf{A_o}$, а довольно широкая область экономически равноценных значений $\mathbf{A_o}$ с точки зрения себестоимости. В пределах этой области искомое значение $\mathbf{A_o}$ должно приниматься с учетом ряда дополнительных технико-экономических факторов.

В задаче определения оптимальной годовой производительности, как видим, рассматриваются и подвергаются оценке варианты различных значений **А** в довольно широком диапазоне.

Для сравнительной оценки возможных вариантов решения в качестве экономического критерия, как известно, рекомендуется пользоваться приведенными затратами ($\mathbf{з_{пр} = c + E_н * k}$) на равный годовой объем продукции. Критерий себестоимости для подобного рода задач считается недостаточным. Поэтому приведенное рассмотрение задачи об оптимальной годовой производительности по критерию себестоимости имело цель показать в наиболее простой форме особенности влияния годовой производительности на экономические результаты. Дело в том, что кривая, выражающая изменение приведенных затрат $\mathbf{з_{пр}}$ в зависимости от величины **А** имеет в принципе такой же характер, как и рассмотренная кривая 5 себестоимости (см. рис. 134). Она также имеет точку перегиба и столь же широкую область оптимальных значений. Но численно оптимальные значения по этим критериям не совпадают. В частности, оптимальная производительность по критерию приведенных затрат больше, чем по критерию себестоимости при высокой ценности и дефицитности полезного ископаемого, благоприятных условиях строительства горного предприятия и небольших капитальных затратах на строительство.

Нахождение экономически оптимального значения $\mathbf{A_o}$ как на основе критерия себестоимости, так особенно на основе критерия приведенных затрат, представляет чрезвычайно сложную технико-экономическую задачу.

Оптимальную годовую производительность (т/год) проектируемого горного предприятия можно определять через оптимальный срок его существования

$$\mathbf{A_0 = Б * k_н / T_0 * k_к}, \qquad (7)$$

где $\mathbf{T_0}$ - экономически оптимальная продолжительность отработки месторождения (*срок существования горного предприятия*).

В формуле (32) $\mathbf{Б * k_н}$ - извлекаемые из недр запасы полезного ископаемого, а $\mathbf{Б * k_н / k_к}$ - то же, с учетом изменения его качества (*разубоживания*).

Экономически оптимальные сроки отработки запасов $\mathbf{T_0}$ можно принимать на основе практики проектирования горных предприятий, руководствуясь критерием приведенных затрат:

для месторождений мелкого масштаба - с разведанными запасами до 5-10 млн. т - в пределах 10-25 лет;

для месторождений среднего масштаба - с запасами от 10-15 до 40-50 млн. т – 15-40 лет;

для месторождений крупных и очень крупных с запасами от 50 млн. т до 1 млрд, т (и более) – 30-60 лет.

Значения величины T_o в широких пределах принимаются с учетом ряда факторов, характеризующих рассматриваемое месторождение и условия его промышленного освоения.

Минимальные сроки отработки, т.е. 10 лет для мелких месторождений, 15 лет для средних и 30 лет для крупных, рекомендуется принимать при сочетании следующих условий (*в порядке степени их важности*):

- при запасах, близких к нижнему пределу для рассматриваемой группы;
- при высокой ценности и дефицитности данного вида полезного ископаемого;
- при благоприятных условиях строительства горного предприятия и небольших капиталовложениях в строительство, т.е. при благоприятных горно-геологических и экономико-географических условиях строительства;
- при возможности выгодного использования производственных фондов и жилья, остающихся после ликвидации горного предприятия;
- при наличии надежных перспектив прироста запасов месторождения за счет его доразведки по площади и в глубину.

Максимальные сроки - 25; 40; 60 лет - характерны для месторождений с сочетанием противоположных условий. Средние сроки соответствуют сочетанию благоприятных и неблагоприятных условий.

В большинстве случаев в практике запасы месторождения оказываются фактически больше (*и значительно*) первоначально выявленных благодаря:

- доразведке месторождения в процессе эксплуатации,
- переводу части запасов непромышленных категорий в промышленные,
- снижению кондиций на запасы по мере прогресса техники и вовлечения в эксплуатацию запасов более бедных ископаемых.

Поэтому правильно принимать несколько заниженную величину $\boldsymbol{T_o}$ и повышенную годовую добычу, чем завышенный срок существования $\mathbf{T_o}$ и заниженную годовую добычу.

В горнорудной промышленности строительство рудников осуществляется в несколько этапов, с наращиванием годовой добычи по мере выявления разведкой новых запасов и расширения фронта горных работ. Поэтому для действующих горных предприятий задача определения экономически оптимальной годовой производительности сводится часто к выявлению технической возможности и экономической целесообразности наращивания добычи путем реконструкции горного предприятия.

Техническая возможность увеличения годовой добычи действующего рудника устанавливается обычно расчетом:

- по величине созданного фронта очистной выемки (*в частности, по числу блоков, которые возможно иметь в эксплуатации*) и

- скорости его продвигания (*в частности, по величине годовой добычи из каждого действующего блока*).

Должна быть также установлена возможность обеспечения своевременного вскрытия и подготовки новых этажей по мере отработки этажей, находящихся в эксплуатации.

Экономическая целесообразность увеличения годовой добычи на действующем руднике устанавливается путем сравнения годовой экономии, ожидаемой от снижения эксплуатационных расходов (*см. рис. 1, кривая 3*), с ростом амортизации (*см. рис. 1, прямая 4)* капитальных затрат, которые потребуется вложить для расширения производственной мощности рудника.

Обычно, если увеличение годовой добычи технически возможно, экономия на эксплуатационных расходах превышает рост амортизации, т.е. увеличение годовой добычи экономически целесообразно.

Если же увеличение годовой добычи рудника не связано с необходимостью реконструкции и вложением дополнительных капитальных затрат, то увеличение годовой добычи (разумеется, при наличии потребности в этом) всегда дает значительный экономический эффект за счет снижения условно-постоянных расходов. Величину этого эффекта можно принимать равной 1-3 % от себестоимости на каждые 10 % прироста годовой добычи.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЫСОТЫ ЭТАЖА

На выбор высоты этажа влияют факторы горнотехнического геологического и экономического характера.

Наиболее существенные из них:

- система разработки;
- способ вскрытия;
- интенсивность выемки этажа;
- время, необходимое на его подготовку;
- мощность месторождения;
- выдержанность элементов его залегания и угол падения;
- физико-механические свойства руды и вмещающих пород.

К числу экономических факторов относятся:

- стоимость проходки в этаже околоствольных выработок, квершлагов, выработок основного горизонта, горизонта выпуска, горизонта подсечки;

- расходы по доставке материалов и оборудования в очистные забои, ремонту восстающих, подъему руды.

Рассмотрим вопрос о влиянии высоты этажа на себестоимость 1 т руды. Изменение различных затрат и расходов на 1 т руды, зависящих от принятой высоты этажа *(они, как правило, не превышают 10-15% полной себестоимости 1 т)*, можно выразить графически.

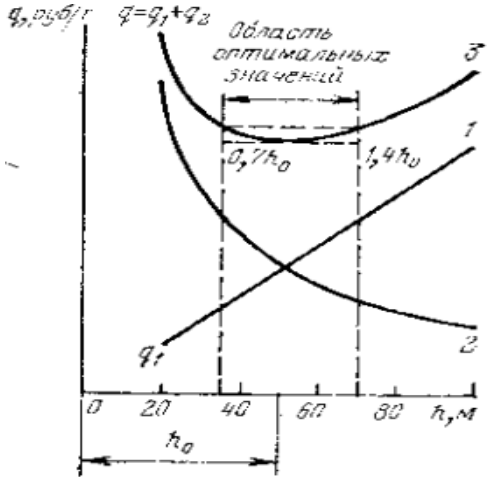


Рис. 2. Зависимости себестоимости 1 т руды q от высоты этажа h

На рис. 2 прямая 1 показывает рост расходов на 1 т руды по доставке материалов в очистные забои, проходке и ремонту восстающих, подъему руды, водоотливу, а также по передвижению рабочих в очистные забои (из штрека) по мере увеличения высоты этажа.

Кривая 2 выражает зависимость от высоты этажа затрат на 1 т руды по проведению обслуживающих этаж кваршлагов, околоствольных выработок, выработок основного горизонта, горизонтов выпуска и подсечки и др.

С увеличением высоты этажа **h** затраты снижаются по кривой 2. Экономически целесообразной будет такая высота этажа, которая отвечает наименьшей сумме учитываемых расходов и затрат (руб.) на 1 т руды

Складывая ординаты прямой 1 и кривой 2 для различных значений h, получим кривую 3, ординаты которой выражают изменение суммы учитываемых расходов и затрат на 1 т руды. С увеличением высоты этажа величина **q** сначала непрерывно снижается (кривая идет вниз), а затем, достигнув минимума, начинает увеличиваться - кривая идет вверх.

Абсцисса точки перегиба кривой *3* выражает высоту этажа $\mathbf{h_0}$, отвечающую минимальной сумме учитываемых расходов и затрат на 1 т руды.

Специальные расчеты показывают, что уменьшение высоты этажа против **h** до 0,70 $\mathbf{h_a}$ и увеличение до 1,4 $\mathbf{h_a}$ практически не оказывает влияния на экономические показатели.

Это объясняется свойством такого вида кривых в области перегиба (минимума) давать очень небольшое приращение ординаты ***q*** при значительном изменении абсциссы **h**.

Ввиду изложенного определять высоту этажа экономическим расчетом по средней себестоимости 1 т руды в этаже, как правило, не имеет смысла.

Поэтому высоту этажа (м) устанавливают исходя из практических данных (табл. 2).

Таблица 2

Система разработки	Без промежуточного горизонта	С промежуточным горизонтом
Потолкоуступная и сплошная с распорной крепью	30—60	60—80
Подэтажные штреки	50—100	Не применяются
С магазинированием руды	40—75	60—100
Горизонтальные и наклонные слои с закладкой	30—50	60—80
С креплением без закладки	20—40	40—60
Со станковой крепью и закладкой	30—50	50—80
Слоевое обрушение при крутом падении	30—60	Применяется очень редко
Подэтажное обрушение	40—80	То же
Этажное обрушение	40—100	Не применяется

При выборе высоты этажа в пределах указанных в таблице значений (от - до) необходимо учитывать конкретные условия рассматриваемого случая, имея в виду, что наибольшие значения высоты этажа следует принимать при небольших мощностях, очень крутом падении рудного тела, спокойных условиях залегания, устойчивых вмещающих породах и руде, высокой ценности руды, большой длине квершлагов до месторождения и большом объеме околоствольных выработок. При противоположных условиях следует принимать меньшие значения высоты этажа.

В последние годы наблюдается тенденция к увеличению высоты этажа от 50-60 до 75-100 м. На некоторых рудниках уже осуществлена идея по внедрению лифтов для подъема людей, материалов и оборудования в каждом крупном блоке. Это мероприятие, помимо ряда других его достоинств, позволило увеличить высоту этажа и удлинить срок его отработки.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЫЕМОЧНОГО БЛОКА

Длина блока. На выбор длины блока для различных систем разработки оказывают влияние многие факторы. Так, например, для систем с открытым очистным пространством решающее значение имеет устойчивость вмещающих пород и наряду с этим учитывается необходимая интенсивность очистной выемки, а также стоимость проходки восстающих.

Эти же факторы определяют длину блока при системе с ма- газинированием руды и шпуровой отбойкой из магазина. При отбойке глубокими скважинами длина блока ограничивается эффективной глубиной взрывных скважин и выдержанностью контуров рудного тела.

При системах разработки горизонтальными слоями с закладкой длину блока, т.е. расстояние между закладочными восстающими, выбирают с учетом следующих факторов: способа размещения закладки в блоке, мощности рудного тела, стоимости проходки восстающих и потерь руды в междублоковых целиках.

Длину блока для систем слоевого и подэтажного обрушения определяют с учетом эффективных условий транспортирования руды, интенсивности выемки блока, величины горного давления в слоевых и подэтажных выработках и расходов

по их ремонту.

При системах этажного обрушения длина и горизонтальная площадь блока зависят от физических свойств руды и пород, мощности и угла падения рудного тела.

Из сказанного следует, что для разных систем разработки и горно-геологических условий нельзя дать единый метод опре- —деления длины блока. Для ее определения можно пользоваться теми конкретными соображениями, которые были приведены при описании каждой системы разработки.

Ширина камер и междукамерных целиков. При камерно-столбовых и комбиниро-ванных системах разработки выбор ширины камер и междукамерных целиков является основной задачей конструирования системы.

В связи с тем, что выемка камер более производительна и происходит со значительно меньшими потерями, чем выемка целиков, ширину камер принимают как можно большей, а целиков - по возможности меньшей. Ширину камер ограничивает уменьшение устойчивости кровли камер, потолочины и обнаженной поверхности висячего и лежачего боков. Уменьшение ширины междукамерного целика снижает его надежность.

Расчетных методов для определения безопасной ширины камеры нет. Известные в литературе методы расчета размеров междукамерных целиков пригодны только для рудных тел наклонного и пологого падения и не могут быть использованы для крутопадающих.

Из рассмотрения систем разработки известно, что ширину камер принимают, как правило, не менее 8-10 и не более 20-25 м. Редко она достигает 30 м и в порядке исключения 50 м. В этих пределах ширину выбирают с учетом устойчивости руды и вмещающих пород, скорости выемки камер и целиков. Выбранную ширину камер и целиков корректируют исходя из практики применения их на данном руднике.

Толщина междуэтажных целиков. Маломощные рудные тела можно разрабатывать системами с открытым очистным пространством, с магазинированием руды, с креплением и закладкой как с оставлением, так и без оставления междуэтажных целиков.

При разработке маломощных жил системами с магазинированием руды, с закладкой и с открытым очистным пространством вместо надштрековых целиков иногда сооружают прочное крепление в кровле штрека. Оставление надштрекового целика часто осложняет нарезку блока и приводит к излишним потерям руды.

Давление отбитой руды и закладки на крепь штрека при небольшой мощности жил невелико и ему может противостоять рамная крепь обычных размеров или распорная крепь.

Толщину (высоту) надштрекового целика обычно определяют графическим построением, принимая высоту рудоспуска 1 м и угол наклона воронок 45°. Если оставляют плоский целик (не в форме воронки), то толщину его принимают 1,5-3 м.

Подштрековый целик в маломощных жилах оставляют в том случае, если верхний штрек необходимо сохранить для откатки или вентиляции. Толщина целика от 1 до 2 м, редко 3 м. При очень малой мощности жилы в устойчивых боках вместо целика на уровне подошвы верхнего штрека устанавливают ряд распорной крепи, которую покрывают настилом.

В мощных рудных телах толщину надштрекового целика (днища) обычно

определяют графическим построением с учетом необходимой длины и емкости рудоспусков между основным горизонтом и рудоприемными воронками, принятого расстояния между рудоспусками, применяемой системы разработки и способа выемки целиков. Общих правил и рекомендуемых значений при любых системах разработки привести нельзя. Конкретные примеры построения надштрековых целиков, которыми можно руководствоваться, приведены в описании отдельных систем разработки.

Толщину подштрековых целиков (потолочин) принимают в зависимости от ширины камеры, устойчивости руды, вмещающих пород и прочности их контакта.

Можно рекомендовать следующие примерные соотношения толщины потолочины $\mathbf{h_п}$ и ширины камеры **b***:*

- наиболее благоприятные условия (очень устойчивая руда и бока, прочные контакты) $\mathbf{h_п/b}$ = 0,2-0,3;
- средние условия (руда и бока устойчивы, но с местными ослаблениями, контакты средней прочности) $\mathbf{h_п/b}$ = 0,3-0,5;
- неблагоприятные условия $\mathbf{h_п/b}$ = 0,5-0,7.

Высота подэтажа, выемочного слоя и уступа. Размеры этих конструктивных элементов определяются принятым вариантом системы разработки, способом бурения и глубиной шпуров (скважин), способом крепления очистного пространства.

При выборе размеров прежде всего имеют в виду:

- обеспечение безопасности работ;
- снижение потерь и разубоживания;
- достижение наиболее высокой производительности труда;
- необходимой интенсивности очистной выемки.

Без проведения специальных опытных работ или без производственного опыта в конкретных условиях окончательно выбрать размеры конструктивных элементов системы невозможно.

ЛЕКЦИЯ № 28

РАСЧЕТЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ И СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

К расчету показателей системы разработки можно приступать после того, как определены ее основные параметры, расположение и размеры подготовительных и нарезных выработок, способ очистной выемки.

Для расчета необходим чертеж системы с указанием основных размеров, на основании которого можно определить объем работ по проходке подготовительных, нарезных выработок и очистной выемке.

Распределение промышленных и извлекаемых запасов руды по элементам системы разработки сводится в табл. 3.

Таблица 3

Элементы системы разработки	Длина, м	Объем, м³	Промышленный запас		Коэффициент извлечения	Извлекаемый запас		Коэффициент разубоживания	Количество рудной массы т
			т	% от общего запаса блока		т	% от общего запаса блока		
1. Подготовительные работы Штрек откаточный Блоковый восстающий и др. 2. Нарезные выработки Штреки подэтажные Штреки скреперования									
Итого									
3. Очистная выемка Подсечка Отрезка Нормальная стадия									
Итого									
4. Отработка целиков									
Всего по блоку									

Для позиций 3 и 4 (очистная выемка, отработка целиков) графа 2 не заполняется, для полевых выработок числовые данные вносят только в графы 2 и 3.

Коэффициент извлечения для всех рудных подготовительных и нарезных выработок принимается равным единице, а для очистной выемки с учетом способа отбойки, мощности залежи, свойств руды и вмещающих пород - в пределах, характерных для очистной выемки при данной системе разработки. Коэффициент

извлечения из целиков колеблется в широких пределах, в зависимости от их размеров и принятого способа отработки. При массовом обрушении целиков коэффициент извлечения следует принимать в пределах 0,5-0,7.

Выбор коэффициентов потерь и разубоживания упрощается, если расчет системы ведется для участка месторождения, находящегося в эксплуатации. В этом случае принимаются показатели, достигнутые на руднике.

Извлеченное количество рудной массы определяется путем деления извлекаемого запаса на **1-р** (или на $\mathbf{k_к}$).

Расчет подготовительных и нарезных работ

Для каждой подготовительной и нарезной выработки выбирается способ проходки и дается краткое описание его в следующей последовательности:

размеры выработки;

буровзрывные работы (диаметр, глубина и число шпуров, буровое оборудование, тип ВВ, средства и способ взрывания);

способ проветривания;

способы погрузки и транспортирования отбитой руды и породы,

применяемое оборудование,

производительность транспортирования;

конструкция и размеры крепи, способ ее установки;

оборудование выработки различными коммуникациями;

общая организация работ - состав проходческой бригады, последовательность выполнения операций.

В необходимых случаях приводится обоснование принятого оборудования, технологии и других элементов проходки.

Основные параметры и показатели проходки каждой выработки заносятся в табл. 13. В эту форму включаются также нарезные выработки, необходимые для отработки целиков.

Расход материалов определяют по нормам или непосредственным расчетом.

Наиболее важен правильный выбор производительности труда рабочего при проходке (позиция Ш-3). Этот показатель нужно принимать исходя из комплексной нормы на проходку той или иной выработки. Если последняя дана в м/смену, то для перевода в $м^3$/смену ее нужно умножить на площадь поперечного сечения выработки.

Производительность труда рабочего можно определить исходя из принятых по нормам или средними показателями скоростей проходки выработок.

При детальном расчете системы разработки производительность труда рабочих определяется по каждой подготовительной и нарезной выработке, на основании чего устанавливается средняя производительность труда одного рабочего (позиция Ш-3).

В курсовом и дипломном проектах рекомендуется выполнить полный расчет основной откаточной выработки и блокового восстающего, вывести производительность труда одного рабочего и скорость проходки. Основные показатели на проходке других выработок принимаются без расчета.

На основании табл. 4 определяется средняя производительность труда проходчика, $м^3$/смену *(делением итога позиции I-3 на итог позиции III-5).*

Таблица 4

Показатели	Выработки					Итого
	откаточный штрек	блоковый восстающий	штрек скреперования	буровой штрек	прочие	
1. Параметры выработок						
I. Площадь поперечного сечения, м²						
2. Общая длина, м						
3. Общий объем, м³						
4. Средняя глубина шпуров, м						
5. Подвигание за цикл, м						
6. Число шпуров на забой						
II. Расход материалов и энергии на м³ (числитель) и на весь объем (знаменатель):						
ВВ, кг						
огнепроводный шнур (электропровод), м						
капсюли-детонаторы (электродетонаторы)						
крепежный лес, м³						
металл, кг						
твердый сплав, кг						
электроэнергия, кВт·ч						
сжатый воздух, м³						
III. Показатели проходки						
1. Скорость проходки, м/смену						
2. Продолжительность проходки, смен						
3. Производительность труда одного рабочего, м³/смену						
4. Численность рабочих в бригаде						
5. Трудоемкость проходки всей выработки, чел-смен						
IV. Задолженность оборудования (в станко-сменах)						
1. Перфоратор ПК-60						
2. Погрузочная машина ППН-3						

Расчет очистной выемки. Расчету предшествует описание технологического процесса очистной выемки в следующем порядке:

1.Начальная стадия очистной выемки (*подсечка, отрезка и т.д.*): буровзрывные работы, проветривание, уборка взорванной массы, поддержание, общая организация работ, увязка во времени с нормальной стадией.

2.Нормальная стадия очистной выемки: параметры отбойки и применяемое оборудование, заряжание и взрывание, проветривание, доставка руды, поддержание выработанного пространства, организация работ.

3.Отработка целиков: способ выемки, параметры отбойки, организация буровзрывных работ, проветривания, выпуска руды.

В необходимых случаях требуются обоснование основных положений технологического процесса *(диаметр шпуров или скважин, способ бурения и взрывания и т.д.)*.

Расчет начальной и нормальной стадии очистной выемки ведется на один цикл (*слой, секцию*) в следующей последовательности.

1.Бурение: параметры сетки скважин, производительность бурового

оборудования (*по нормам или практическим данным*), время обуривания слоя, секции и т.п.; расход материалов и энергии (*по нормам или практическим данным*).

2.Заряжание и взрывание: производительность труда рабочих, расход материалов (ВВ, средств взрывания), продолжительность заряжания.

3.Доставка руды: производительность доставки с учетом вторичного дробления; расход материалов и энергии *(ВВ на вторичное дробление, сжатого воздуха, электроэнергии и т.д.)*; продолжительность доставки руды, отбиваемой в слой секции.

4.Поддержание выработанного пространства: конструкция и размеры крепления, производительность труда рабочих, расход материалов, продолжительность крепления.

В аналогичной последовательности ведется расчет отработки целиков.

Исходя из объема рудной массы, отбиваемой за цикл, определяются показатели на 1 т. Результаты расчета заносятся в табл. 5, которая может видоизменяться в зависимости от системы разработки. Например, при расчете систем слоевого обрушения резко уменьшается число граф (вертикальных) вследствие отсутствия в этой системе целиков руды и операций подсечки и отрезки. Итоговый результат подсчитывается для позиций 1, 2, 3, 4, 6, 7.

Некоторые позиции таблицы (8,9,10) заполняются после построения графиков и циклограмм.

Построение графиков на отработку блока. Этот раздел расчета включает: построение графика цикличности нормальной стадии очистной выемки; построение циклограммы или сетевого графика подготовительно-нарезных работ и начальной стадии (до момента начала нормальной стадии очистной выемки); построение циклограммы отработки целиков и обрушения вмещающих пород; построение сводного графика (линейного или сетевого) отработки блока.

Определение себестоимости 1 т руды с учетом подготовительных и нарезных работ (франко-люк откаточного штрека). Ниже приводятся упрощенные формы смет для подсчета себестоимости 1 т руды, которые можно использовать при курсовом и дипломном проектировании, а также в других случаях, когда требуется выявление экономической целесообразности запроектированной системы разработки.

Таблица 5

Показатели	Начальная стадия			Нормальная стадия			Отработка целиков			В целом по очистной выемке
	подсечка	отрезка	итого	подрезка	отбойка	итого	обрушение целиков	обрушение вмещающих пород	итого	
1. Объем, м³										
2. Извлекаемый запас, т										
3. Рудная масса, т										
4. Расход материалов и энергии на 1 т (числитель) и на весь объем (знаменатель):										
ВВ, кг										
твердый сплав, кг										
буровая сталь, м										
крепежный лес, м³										
электроэнергия, кВт·ч										
и т. д.										
5. Выход рудной массы с 1 м шпура (скважины), т										
6. Средняя производительность труда одного рабочего по забою, т/смену:										
бурильщика										
скрепериста										
7. Трудоемкость работ, чел-смен:										
бурильщиков										
скреперистов										
крепильщиков										
взрывников										
8. Производительность блока, т/мес										
9. Продолжительность цикла (смены или часы) по процессам:										
бурения										
заряжания и взрывания										
проветривания										
выпуска (доставки)										
поддержания										
10. Общая продолжительность каждой стадии, смен										
11. Расход машинного времени (в станко-сменах):										
буровой станок НКР-100М										
и т. д.										

Определение затрат на подготовительно-нарезные работы производится по форме (табл. 6) в тех случаях, когда известны или заранее подсчитаны затраты труда по отдельным профессиям.

Таблица 6

	Разряд	Тарифная ставка	Трудоемкость работ (чел-смен)	Сумма заработной платы, руб.
Бурильщик				
Взрывник				
и т. д.				
Итого				
Премии и прочие доплаты (20—40 % от фонда заработной платы)				
Всего по основной заработной плате				

Эту же форму можно использовать при определении себестоимости 1 м рассчитываемой выработки (штрека, восстающего и т. д.). В последнем случае затраты труда подсчитываются на 1 м длины выработки или на подвигание за цикл с последующим определением стоимости 1 м выработки.

Если затраты труда определены на проходку всех выработок по табл. 13, то фонд заработной платы определяется по табл. 7. Здесь средняя тарифная ставка берется в соответствии со средним разрядом членов проходческой бригады.

Таблица 7

Трудоемкость работ на проходке выработок, чел-смен	Средняя тарифная ставка, руб.	Сумма, руб.	Премия и доплаты (20—40 % от тарифа), руб.	Фонд основной заработной платы, руб.

Кроме того, для каждого блока определяются затраты па материалы и энергию (табл. 8),

Таблица 8

Наименование	Количество на блок	Цена единицы, руб.	Сумма затрат, руб.
Материалы ВВ, кг Детонирующий шнур, м Крепежный лес, м³ и т. д.	Принимается по данным табл. 13	Принимается по прейскурантам	
Итого Неучтенные материалы (5 % от учтенных)			
Всего Транспортные расходы и наценки для снабженческих и сбытовых организаций (10—15 %)			
Всего по материалам Энергия Электроэнергия Сжатый воздух	Принимается по данным табл. 13		
Итого по энергии			

амортизационные отчисления на оборудование (табл. 9) и затем составляется сводная смета затрат на подготовительно-нарезные работы (табл. 10).

Таблица 9

Оборудование	Число единиц	Стоимость единицы с учетом монтажа и транспортирования, руб.	Общая стоимость, руб.	Процент амортизации (годовой)	Сумма амортизации за год (единицы оборудования), руб.	Сумма амортизации за период проходки выработок блока
1	2	3	4	5	6	7
Перфоратор ПК-60 Погрузочная машина ППН-3 и т. д.						
Итого						

Примечания к табл. 9.

1. Стоимость единицы оборудования принимается по прейскурантам. Транспортные расходы принимаются в пределах 5-15 % *(в зависимости от расстояния транспортирования)*, а монтажные (*если оборудование поступает в разобранном виде*) - 6 % от отпускной цены. В стоимость единицы оборудования необходимо включать стоимость запасных частей (*3 % от цены*).

2. Годовой процент амортизации принимается в соответствии с установленными нормами в зависимости от типа оборудования.

3. Сумма амортизации (графа 7) определяется путем деления годовой суммы амортизации (графа 6) на число рабочих смен в году и умножения полученного результата на занятость оборудования при проходке выработок.

4. Итоговый результат подсчитывается по графам 4 и 7.

Таблица 10

Статья затрат	Сумма, руб.
Основная заработная плата Материалы Энергия Амортизационные отчисления	По табл. 16 По табл. 17 По табл. 17 Итог графы 7 табл. 18
Итого прямых затрат	
Вспомогательные работы (откатка, подъем, вентиляция, водоотлив и др.) Накладные расходы (дополнительная заработная плата, начисления на заработную плату, охрана труда и прочие административно-хозяйственные расходы)	25—35 % от прямых затрат 27 % от прямых затрат
Всего	
Средняя стоимость подготовительно-нарезных выработок 1 м^3 1 м	Определяется делением общей суммы затрат на общий объем или длину выработок (табл. 12)

Таблица 11

Статья затрат	Сумма затрат, руб.	Добыча руды, т	Сумма на 1 т, руб.
Основная заработная плата Дополнительная заработная плата (8,5—10 % от основной) Начисление на заработную плату (7,9 % от основной и дополнительной) Материалы Энергия Амортизационные отчисления Текущий ремонт и содержание оборудования Охрана труда (2,5—3 % от основной заработной платы)			
Всего			

Основные технико-экономические показатели

На основании приведенного расчета системы разработки выводятся основные технико-экономические показатели.

Наименование показателя	*Величина показателя*
Промышленный запас руды в блоке, т	По табл. 3
Коэффициент извлечения	То же
Коэффициент разубоживания	»
Количество рудной массы, т	»
Удельный вес подготовительных работ, %	Деление объема подготовительных и нарезных выработок (табл. 3) на промышленный запас руды в блоке ($м^3$)
Производительность труда одного рабочего на проходке подготовительно-нарезных выработок, $м^3$/смену	Деление итога позиции 1-3 на итог позиции П1-5 (табл. 4)
Производительность труда одного забойного рабочего, т/смену	По табл. 5
Производительность труда одного рабочего по системе с учетом подготовительно-нарезных работ, т/смену	Деление количества рудной массы (табл. 3) на сумму позиций Ш-5 (табл. 4) и (табл. 5)
Месячная производительность блока при нормальной стадии, т	По табл. 5
Общая продолжительность отработки блока, мес.	График отработки блока
Себестоимость 1 $м^3$ подготовительно-нарезных выработок, руб	По табл. 10
Себестоимость 1 т рудной массы при очистной выемке, руб	По табл. 11
Себестоимость 1 т рудной массы франко-люк с учетом подготовительно-нарезных работ, руб	Сумма затрат на подготовительно-нарезные работы (табл. 10) и расходов на очистную выемку (табл. 11) делится на объем добытой рудной массы (табл. 3)

Определение расходов на очистную выемку

Приведенные формы смет (табл. 6, 8, 9, 10) используются для определения себестоимости 1 т руды при очистной выемке. Расходные показатели в сметах принимаются из итоговой графы табл. 5 *(на блок)*. В случае необходимости можно вывести себестоимость руды для отдельных стадий очистной выемки, принимая в сметах соответствующие показатели из табл. 5. Сводная смета расходов на очистную выемку приведена в табл. 11.

При определении расходов на ремонт и содержание оборудования необходимо годовую сумму этих расходов *(4-7 % от стоимости оборудования)* умножить на срок отработки блока *(в годах)*.

ЛЕКЦИЯ № 29

ШАХТНАЯ СИГНАЛИЗАЦИЯ И СВЯЗЬ. РУДНИЧНАЯ АТМОСФЕРА

1. Сигнализация.
2. Диспетчерская телефонная связь
3. Системы диспетчерского телеконтроля и телеуправления.
4. Рудничный воздух.
5. Газонасищенность (метаноносность) угольных пластов и пород и газообильность (метанообильность) шахт.
6. Меры борьбы со скоплениями и взрывами метана в шахтах.
7. Рудничная пыль.
8. Меры борьбы со взрывами угольной пыли.
9. Управление тепловым режимом шахт и рудников.

1. Шахтная сигнализация является средством передачи производственной информации посредством сигналов. В зависимости от назначения системы шахтной сигнализации могут быть классифицированы следующим образом:

оперативная сигнализация, предназначенная для передачи информации по непосредственному управлению отдельными механизмами или технологическими процессами. Оперативная сигнализация указывает: что, где и кому надлежит выполнить при наличии оперативного сигнала;

предупредительная сигнализация имеет целью передачу предупредительной информации о предстоящем изменении состояния механизмов или хода технологических процессов (пуск конвейерной линии, производство взрывных работ) и т. д.;

местная контрольно-учетная сигнализация - обособленный (без выхода к диспетчеру) контроль параметров работы и состояния отдельных машин, механизмов или их узлов;

диспетчерская контрольно-учетная сигнализация, служащая для контроля работы добычных участков, а также отдельных механизмов и технологических процессов в масштабе шахты или применяемая при каком-либо обособленном технологическом процессе.

Аварийная сигнализация - передача информации об аварийном состоянии машин, механизмов и агрегатов. Аварийная сигнализация предназначена также для предупреждения подземных и поверхностных рабочих об опасности.

Высокая насыщенность различных технологических звеньев средствами механизации и сложные взаимосвязи между отдельными машинами и механизмами в общем комплексе технологии угледобычи вызывают необходимость создания специальных систем сигнализации, подразделяемых по технологическому признаку. Так, например, для обеспечения взаимосвязи между рабочими, занятыми на очистных и подготовительных работах, конвейерных линиях, приемо-отправочных площадках с операторами погрузочных пунктов, лебедок, насосных агрегатов и т. п., служит забойная сигнализация, сигнализация на конвейерном транспорте, гидротранспорте и на канатной откатке. Водоотливные, вентиляционные, калориферные и

пневмоустановки оборудуются также системами сигнализации, выполняющими обычно контрольно-учетные функции. Особенной разветвленностью и сложностью отличается сигнализация на электровозной откатке. Основным видом сигнализации на электровозной откатке является система СЦБ (сигнализация, централизация, блокировка) — система внешнего управления движением подвижного состава по подземным рельсовым путям посредством сигналов разрешения и запрещения движения, контроля занятости рельсовых путей и положения стрелок, перевода стрелок и сигнализации об их положении. Кроме того, подвижные составы оборудуются также внутренней сигнализацией между машинистом локомотива или кондуктором и людьми в пассажирских вагонетках.

В большинстве случаев шахтная сигнализация устраивается между движущимися объектами (комбайны, электровозы, подъемные сосуды и др.). Применяются звуковые, световые и комбинированные сигнализаторы, которые подразделяются на сигнализаторы общего и местного воздействия.

В забойной сигнализации преобладающее распространение получили дискретные сообщения, при которых информация и команды передаются последовательно во времени. В этом случае при взаимодействии на датчик со стороны источника сообщения и показания сигнализатора датчик и сигнализаторы находятся попеременно в активном (возбужденном) или пассивном состоянии.

Особое значение для шахтной сигнализации имеет направленность передачи сигналов. В зависимости от этого различают системы с односторонней сигнализацией, передающие сигналы только в одном направлении, и системы с двусторонней сигнализацией, передающие сигналы в двух направлениях (рис. 1).

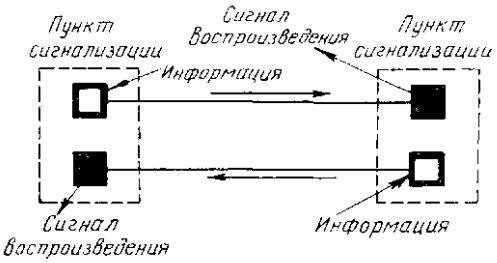


Рис. 1. Схема двусторонней сигнализации

Подавать и воспроизводить сигналы точными датчиками и сигнализаторами можно только в определенных местах линии связи. Датчики и сигнализаторы сплошной подачи и воспроизведения позволяют подавать и воспроизводить сигнал в любом месте линии. Голые контактные провода и гибкие тяги являются примерами датчиков сплошной подачи. Мощные звуковые сигнализаторы — примеры сигнализаторов сплошного воспроизведения.

Системы шахтной сигнализации могут быть одноканальными, которые передают одновременно и независимо только одно сообщение, и многоканальными, имеющими возможность для одновременной независимой передачи нескольких сообщений.

Подача сигналов может производиться с участием людей или автоматически. Системы шахтной сигнализации подразделяются в зависимости от вида энергии в канале связи. Так, различают механические, электрические и пневматические системы сигнализации. Смешанные системы принято называть по виду энергии в

линии связи. На втором месте при этом указывается вид энергии для сигнализатора, например, электропневматическая сигнализация.

Линии связи могут быть весьма разнообразны. Так, например, в некоторых системах механической и механоэлектрической забойной сигнализации применяются гибкие тяги в виде изолированных проводов, использующиеся одновременно как тяговый орган и как средство электрического контроля его целостности.

Среди применяемых систем сигнализации электрические системы наиболее распространены. Основное требование, предъявляемое к системам шахтной сигнализации, - взрывобезопасность.

2. Диспетчерская телефонная связь предназначена для обеспечения оперативного руководства технологическими процессами предприятия в целом.

Специфика работы горных предприятий — непрерывное перемещение очистных и подготовительных забоев, ограниченность и недостаточная освещенность рабочего пространства, трудности передвижения к забоям при больших размерах шахтных полей, вызывает необходимость применения диспетчерской связи.

Диспетчерская служба может быть одно- или двухступенчатой. При одноступенчатой схеме организации диспетчерской связи диспетчер находится на поверхности или в шахте. Если диспетчерская находится на поверхности шахты, то телефонная связь с диспетчером осуществляется через общешахтную телефонную станцию. Если диспетчерская находится в шахте (обычно в районе околоствольного двора), то все подземные линии связи (от забоев, участковых трансформаторных подстанций, перегрузочных пунктов и т. п.) подсоединены к пульту диспетчера (на диспетчерских коммутатор) и через него соединяются с общешахтной телефонной станцией. При необходимости связи с абонентом на поверхности вызывающий запрашивает диспетчера и сообщает ему о необходимости связи с общешахтным коммутатором, диспетчер подключает линию данного вызова к линии общешахтной связи и на запрос вызывающего телефонист поверхностной телефонной станции подключает требуемый абонент.

При двухступенчатой схеме организации диспетчерской связи на шахте работают два типа диспетчера: горный и транспортный. Транспортный диспетчер находится в шахте в специальной камере. Камеру транспортного диспетчера обычно располагают на незначительном расстоянии от грузового ствола или опрокидывателя, т. е. в пунктах, мимо которых проходит основная масса готовых к отправке электровозных составов. Камера должна быть расположена на свежей струе воздуха.

Транспортный диспетчер руководит перемещением порожняка для очистных и подготовительных забоев, следит за своевременной отправкой груженых составов с участков к стволу, координирует работу электровозного парка. Транспортный диспетчер имеет связь с горным диспетчером и при посредстве последнего может вызвать общешахтный коммутатор.

Горный диспетчер при двухступенчатой схеме организации диспетчерской связи находится обычно на поверхности шахты в административно-бытовом комбинате или в отдельном здании. Горный диспетчер осуществляет контроль за работой очистных и подготовительных забоев, руководит работой вспомогательных служб (текущий ремонт и монтаж оборудования, ликвидация аварий и неполадок), координирует

работу вентиляционной службы, ремонтно-восстановительного и буровзрывного участков, т. е. занимается вопросами, связанными с добычей полезного ископаемого.

Техническими средствами диспетчерской телефонной связи на горных предприятиях служат шахтные диспетчерские станции и устройства громкоговорящей связи. При электровозной откатке для связи диспетчера подземного транспорта с машинистами электровозов применяется высокочастотная связь. В последнее время для диспетчерского контроля все более широкое применение находит телевидение.

Наиболее совершенными системами диспетчерской телефонной связи являются станции типа ШИС-РВИ, ОПШ и громкоговорящая связь типа НГОС-3 и ТНС-1.

Для системы связи со станцией ШИС-РВИ характерно: телефонные аппараты, установленные в подземных выработках, являются общими для диспетчерской и общешахтной связи; вызов шахтным абонентом диспетчера и поверхностной станции осуществляется параллельно; любые повреждения на поверхностной станции или в кабелях связи, а также ошибочные действия диспетчера на коммутаторе или его отсутствие на рабочем месте не нарушают нормальной связи шахтного абонента с поверхностной станцией; диспетчер имеет возможность осуществлять громкоговорящую связь и контроль производственных шумов в местах установки шахтных телефонных аппаратов; для контроля работы диспетчера и осуществления прямой связи с абонентами диспетчерской связи у начальника и главного инженера шахты устанавливаются абонентские переговорные устройства; диспетчер может производить циркулярный вызов нескольких шахтных абонентов и контролировать их переговоры при соединении через поверхностную станцию с другими абонентами; значительно усилена громкость звонка за счет выбора рациональной его конструкции.

Схема связи при одноступенчатой структуре диспетчеризации приведена на рис. 2.

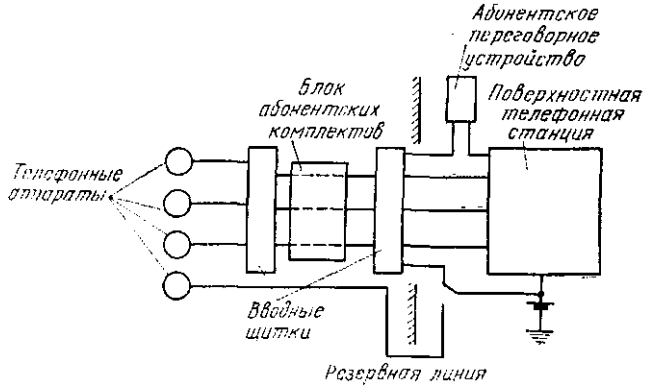


Рис. 2. Схема шахтной искробезопасной диспетчерской связи системы

Комплекс диспетчерской аппаратуры громкоговорящей связи предназначен для управления производственными процессами в околоствольном дворе, связанными с формированием порожняковых составов, работой входных и выходных стрелок, контролем за работой опрокидывателя. Связь осуществляется по лучевой системе, что исключает ее нарушение при повреждении линии любого аппарата.

Диспетчер вызывает абонентов включением соответствующего абонентского ключа. При разговоре он переводит схему из положения «прием» в положение «передача». Устройство позволяет одновременно осуществлять связь с несколькими абонентами, причем абоненты могут вести переговоры на расстоянии 2—3 м от

аппарата. Сигнализация вызова со стороны абонента — ламповая, в качестве общевызывного сигнала применен звонок.

Для связи диспетчера шахты с машинистами контактных электровозов применяются устройства высокочастотной связи. В схемах высокочастотной связи в качестве канала связи используются контактный провод и рельсовая цепь. Эти схемы позволяют вызывать каждую электровозную бригаду отдельно, дают возможность осуществлять связь машиниста с любым абонентом общешахтной станции, а также блокировку, препятствующую включению передатчиков других электровозных станций при занятом канале связи.

Вызов машиниста электровоза осуществляется нажимом соответствующей кнопки на центральном диспетчерском пульте.

Питание диспетчерской станции производится от сети переменного тока напряжением 127 или 220 в. Электровозная станция питается постоянным током от шахтной контактной сети через пантограф электровоза.

Диспетчерское телевидение служит для диспетчерского контроля за работой производственных участков или важнейших объектов с целью получения быстрой и точной информации. Диспетчерские телевизионные установки обычно выполняются как замкнутые системы. Замкнутыми называются системы служебного назначения, отличающиеся от систем телевизионного вещания простотой и небольшой стоимостью. Важным качеством замкнутых систем является помехозащищенность. Блок-схема диспетчерской телевизионной установки приведена на рис. 3.

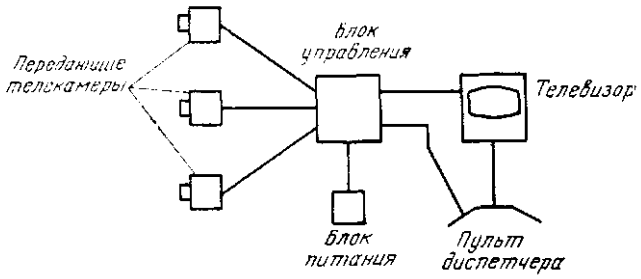


Рис. 3. Блок-схема диспетчерской телевизионной установки

3. При существующем уровне механизации шахт оперативное руководство основными производственными участками невозможно без таких технических средств контроля, которые позволили бы диспетчеру в процессе работы немедленно выявлять все отклонения от установленного планового режима и своевременно принимать необходимые меры к предотвращению и устранению неполадок (непроизводительные простои, неполадки, аварии и т. д.).

Принципиальная схема диспетчерского телеконтроля приведена на рис. 4.

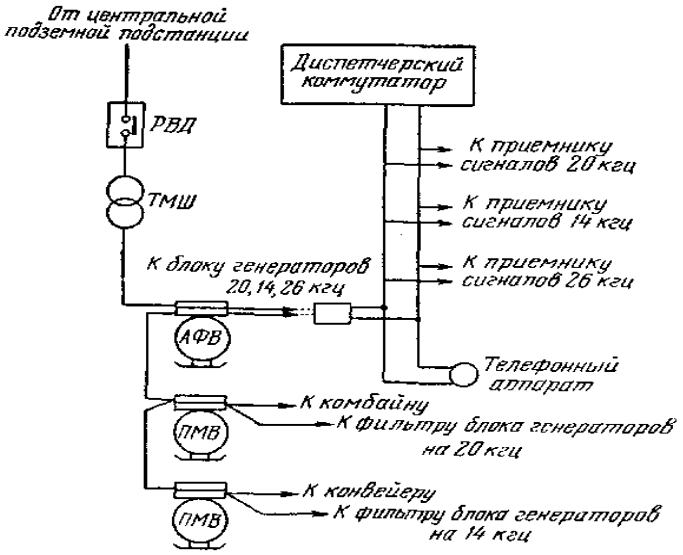


Рис. 4. Принципиальная схема диспетчерского телеконтроля

На шахтах, где организована одноступенчатая или двухступенчатая диспетчерская служба, в кабинете горного диспетчера устанавливается специальный диспетчерский пункт с мнемосхемой шахты, где размещаются средства диспетчерской телефонной громкоговорящей поисковой связи и оповещания об авариях, а также средства телесигнализации, телеконтроля и телеуправления производственными процессами в шахте и на поверхности.

Система диспетчерского телеконтроля за работой шахтных передвижных и стационарных машин и установок построена по принципу передачи сигналов посредством токов высокой частоты по действующим силовым и телефонным шахтным сетям с частотным разделением каналов связи. В системе диспетчерского телеконтроля передача контрольных сигналов о работе машин и механизмов (добычных и проходческих комбайнов, конвейеров) на участке от распределительного пункта у забоя до участковой трансформаторной подстанции осуществляется по силовому кабелю, питающему эти машины. Дальнейшая передача контрольных сигналов до сигнального аппарата диспетчера производится по телефонной паре проводов, идущей от участковой трансформаторной подстанции к телефонному коммутатору горного диспетчера.

Работа машин контролируется непрерывно, т. е. время работы автоматически отмечается на диаграммной ленте, по которой можно проанализировать работу контролируемых установок за смену (сутки). Наблюдение за состоянием контролируемых объектов в любой момент осуществляется с помощью сигнальных ламп на диспетчерском пульте, установленном в кабинете горного диспетчера.

Непрерывный рост механизации и автоматизации, переход от автоматизации отдельных процессов к комплексной механизации производства в ближайшем будущем потребует дальнейшего усовершенствования систем телемеханики и подготовки их к созданию телеавтоматических систем. Эти системы должны содержать кроме устройств телеуправления и телеконтроля управляющую вычислительно-логическую машину как основное звено, обеспечивающее согласованную работу всех участков производства. Телеавтоматическая система должна передавать сведения о параметрах технологических процессов, сведения об изменении состояния

объектов, а также посылать распоряжения этим объектам. Система должна готовить отчеты о работе отдельных контролируемых установок и предприятия в целом по необходимым технико-экономическим показателям.

4. Для создания нормальных санитарно-гигиенических и безопасных условий труда в шахтах подземные горные выработки необходимо проветривать непрерывно подаваемой с земной поверхности свежей струей атмосферного воздуха. Атмосферный воздух, протекая по горным выработкам, претерпевает ряд изменений: в его составе уменьшается содержание кислорода вследствие загрязнения его вредными и горючими газами и пылью, изменяется физическое состояние воздуха (влажность, удельный вес) и при определенных условиях повышается температура. Кроме того, смешиваясь с выделяющимися из полезных ископаемых и пород горючими газами, воздух может образовывать взрывоопасные смеси. Существенное влияние на снижение кислорода в составе воздуха оказывают окислительные процессы, происходящие в шахтах.

Рудничный воздух состоит из трех составных частей: атмосферного воздуха, представленного смесью газов (азота 78,07%, кислорода 20,95%, аргона 0,94%, углекислого газа 0,03% и некоторых других газов 0,01%), смеси азота и углекислого газа, содержащихся в рудничном воздухе в избыточном, по сравнению с атмосферным воздухом, количестве, обычно называемом «мертвым воздухом», и активных газов, которые поступают в рудничную атмосферу, выделяясь из пород и полезных ископаемых.

Физико-химические свойства газов рудничного воздуха

Кислород (0_2) — газ без цвета, запаха и вкуса с удельным весом 1,106. Кислород весьма активен, он легко соединяется со многими элементами и является необходимым компонентом для осуществления процессов окисления, химических реакций, горения и дыхания людей. В соответствии с правилами безопасности на шахтах содержание кислорода в рудничном воздухе должно быть не менее 20% (по объему).

При вдыхании воздуха, в котором содержание кислорода снижено до 19%, у человека начинается слабая одышка, при 18% одышка усиливается, частота дыхания почти удваивается, при 17% кислорода появляется шум в ушах, работать становится трудно, при 16% человек ощущает сильное недомогание, но еще способен передвигаться. При 15—13% кислорода человек не способен передвигаться, наблюдается помутнение сознания и при 12—11 % кислорода человек теряет сознание.

Азот (N_2) — газ без цвета, запаха и вкуса с удельным весом 0,97. Выделяется азот при гниении в шахтах органических веществ, взрывных работах, из пород и полезных ископаемых. Азот не поддерживает дыхания и горения, не ядовит.

Углекислый газ ($C0_2$) — бесцветный газ со слабокислым запахом и вкусом, хорошо растворяется в воде. Удельный вес его 1,52. Он не поддерживает горения и не пригоден для дыхания. Углекислых газ выделяется из угля и пород, при окислении угля, гниении крепежного леса, взрывных работах, дыхании людей и т. д. Углекислых газ образуется также при взрывах метана и угольной пыли и при рудничных пожарах. Углекислый газ в угольных пластах вследствие значительной сорбционной способности углей может находиться в больших количествах, и выделение его из угля

может происходить в форме спокойного, равномерного истечения или в форме внезапных выбросов.

При содержании углекислого газа в рудничном воздухе более 1% у человека увеличивается частота дыхания, появляются одышка и слабость, при 4—5% частота дыхания утраивается, при 5—6% начинается сильная одышка, при содержании 10% $C0_2$ может наступить обморочное состояние, а при 20—25% — смерть.

Содержание $C0_2$ в рудничном воздухе не должно превышать: в рабочих местах и общих исходящих струях участков — 0,5%, в выработках с общей исходящей струей крыла шахты — 0,75% и при проведении и восстановлении выработок по завалу — 1,0%. Будучи тяжелым газом углекислых газ скапливается у почвы выработок. Наличие $C0_2$ определяется бензиновыми лампами, переносным газоанализатором УГ1-3, основанном на принципе измерения разряжения в реакционной камере после поглощения $C0_2$ из исследуемого воздуха химическим поглотителем и приборами ШИ-3, ШИ-5 и ШИ-6. Эти приборы работают по принципу измерения смещения интерференционной картины, которое происходит при изменении состава газовой смеси, находящейся на пути одного из двух пучков когерентных лучей света. Газоанализатором УП-3 можно замерять углекислый газ концентрации 0,1 — 10% с точностью до 0,1%, газоопределителем ШИ-3 — концентрацией 0—6% с точностью 0,25%.

По выделению $C0_2$ различают абсолютную углекислотообильность, характеризующую среднесуточное количество углекислого газа, который выделяется в шахте в единицу времени, и относительную углекислотообильность, характеризующую количество углекислого газа, выделяющегося в шахте на 1 т среднесуточной добычи.

В зависимости от величины относительной углекислотообильности угольные шахты разделяются на четыре группы:

Относительная углекислотообильность шахты, $м^3/т$	Категория шахты по углекислотообильности
До 5	I
От 5 до 10	II
От 10 до 15	III
Свыше 15	Сверхкатегорные

Окись углерода (CO), известная под названием «угарный газ» — бесцветный газ, не имеющий вкуса и запаха. Удельный вес 0,97, сильно ядовит, горит и взрывается. Окись углерода в горных выработках образуется при взрывных работах, подземных пожарах, взрывах метана и угольной пыли. Степень отравления окисью углерода зависит от ее концентрации в рудничном воздухе и продолжительности пребывания человека в отравленной атмосфере. При содержании в рудничном воздухе 0,4% окиси углерода очень быстро наступает отравление человека со смертельным исходом. По правилам безопасности содержание окиси углерода в рудничном воздухе не должно превышать 0,0016% (по объему). Перед допуском рабочих в забой после взрывных работ содержание условной окиси углерода в рудничной атмосфере не должно превышать 0,008% по объему.

Определение наличия окиси углерода в горных выработках производится химическими газоопределителями ГХ-4 и ГХ-1 и термическим газоопределителем ОС-3, который основан на принципе измерения теплового эффекта при реакции окисления окиси углерода до углекислого газа.

Сероводород (H_2S) — газ без цвета, с удельным весом 1,19, имеет сладковатый вкус и характерный запах тухлых яиц, хорошо растворяется в воде. Сероводород очень ядовит, действует на дыхательные органы человека и слизистые оболочки глаз. При содержании в рудничном воздухе 0,015% сероводорода у человека появляются головные боли и тошнота, а при 0,08% может наступить смерть.

По Правилам безопасности, содержание сероводорода в рудничном воздухе не должно превышать 0,00066%. Сероводород в шахтах образуется при гниении без доступа воздуха органических веществ, крепежного леса, при разложении минералов, содержащих серу, при взрывных работах. Сероводород может выделяться из трещин в полезных ископаемых и породах и из шахтных вод, вытекающих из старых выработанных пространств, особенно при спуске вод из затопленных старых участков.

Содержание сероводорода в рудничном воздухе определяется химическими газоопределителями ГХ-4 и ГХ-1 в пределах 0,00033— 0,00066%.

Сернистый газ (SO_2) — бесцветный газ с удельным весом 2,2, с особым резким запахом и вкусом, не горит и не поддерживает горения. Очень ядовит, действует на дыхательные органы и слизистые оболочки глаз. Сернистый газ образуется при пожарах и взрывных работах в серосодержащих рудах и породах. Содержание в рудничном воздухе сернистого газа свыше 0,05% опасно для жизни. По Правилам безопасности, содержание SO_2 в рудничном воздухе не должно превышать 0,0007%. Содержание сернистого газа в рудничном воздухе определяется газоопределителями ГХ-4 и ГХ-1 в пределах 0,0007—0,07%.

Метан (CH_4) — рудничный гремучий газ без цвета, не имеющий запаха и.вкуса, горит. Метан главным образом выделяется в угольных шахтах, но встречается также в небольших количествах в соляных, калийных, серных, иногда железорудных, никелевых и некоторых других рудниках. Удельный вес метана 0,554, поэтому он обычно скапливается в верхних частях выработок. Смесь рудничного воздуха с 5% метана при соприкосновении с открытым пламенем горит, а при содержании 5—16% взрывается. Наибольшей силой взрыва обладает рудничный воздух, содержащий 9,5% метана. При содержании в рудничной атмосфере метана свыше 16% смесь становится не взрывчатой. Метан в угольных пластах находится в трещинах, пустотах и порах в свободном состоянии или в виде связанного (сорбированного) газа на поверхности частиц угля. Для измерения содержания метана служат газоопределители ШИ-3, ШИ-5 и ШИ-6.

5. Газоносностью называется количество газа (в $м^3$), содержащегося в свободном или сорбированном виде в 1 т или 1 $м^3$ угольного пласта или породы. Газоносность пластов возрастает с увеличением глубины их залегания. Под газообильностью (метанообильностью) шахты понимают количество метана, выделяющегося в шахте.

Различают абсолютную и относительную метанообильность. Абсолютной газообильностью шахты называют количество CH_4 (в $м^3$), выделяющегося в шахте в единицу времени, обычно в сутки. Относительной газообильностью называют

количество CH_4, которое выделяется в шахте в сутки на 1 т среднесуточной добычи. Относительная метанообильность определяется по аналогии с углекислотообильностью. В зависимости от величины относительной метанообильности угольные шахты делятся на четыре категории:

Относительная метанообильность шахты, $м^3/т$	Категория шахты по метанообильности
До 5	I
От 5 до 10	II
От 10 до 15	III
Свыше 15 и шахты, разрабатывающие пласты, опасные по внезапным выбросам угля и газа	Сверхкатегорные

Различают три вида выделения метана из пластов: *обыкновенное*, происходящее медленно, непрерывно, более или менее равномерно из невидимых пор и трещин, сопровождающееся шипением, шорохом и потрескиванием; *суфлярное* — истечение газа в виде напорной струи (фонтана) под давлением из видимых трещин и пустот в полезном ископаемом и боковых породах; *внезапное* — почти мгновенное выделение большого количества метана вместе с разрыхленной горной массой из разрушенной поверхности забоя и массива угля и горных пород.

Обычные выделения метана являются основным видом газовыделения и в большинстве шахт играют главную роль в газовом балансе, под которым понимают распределение общего газовыделения шахты (или участка) по отдельным источникам газовыделения.

Суфлярные выделения метана опасны тем, что при неожиданном вскрытии скоплений газа горные выработки быстро заполняются газом, что может вызвать прекращение горных работ на значительные сроки.

Внезапные выделения метана в горных выработках могут происходить в виде внезапных выбросов угля и газа, что является наиболее опасным, и в виде внезапного выдавливания или высыпания угля с усиленным газовыделением. Обычно внезапному выделению метана в забое, особенно внезапному выбросу угля и газа, предшествуют предупредительные сигналы в виде потрескивания угля в забое, хлопков и ударов, отделения от забоя кусочков угля, усиления давления на крепь выработок и т. д. Вслед за предупредительными сигналами, через очень малый промежуток времени, иногда непосредственно за предупредительными сигналами происходит внезапный выброс угля и газа, развивающийся как лавинно нарастающий процесс. В результате выброса в угольном пласте или породах образуются пустоты, вытянутые по восстанию. Обычно внезапные выбросы угля и газа начинаются при глубине 250—300 м, реже 150 м. Наиболее часто внезапные выбросы происходят на крутых пластах.

Пласты угля, склонные к внезапным выбросам, подразделяются на опасные и угрожаемые. К опасным относятся пласты, на которых в пределах шахтного поля происходили выбросы угля и газа; к угрожаемым относятся пласты, на которых в пределах поля соседней шахты на тех же горизонтах наблюдались случаи выбросов.

Разработка пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, регламентируется Правилами безопасности в угольных и сланцевых шахтах.

Наиболее эффективным средством предупреждения внезапных выбросов угля и газа является предварительная разработка защитного пласта. К защитным относятся пласты, не опасные по выбросам, залегающие выше или ниже опасного на расстоянии не более 60 м.

Системы разработки, применяемые на опасных пластах, должны характеризоваться минимальным развитием подготовительных выработок и прямолинейным очистным забоем. В лавах на крутых пластах при потолкоуступной форме забоя высота уступов должна быть возможно большей, а опережение между уступами минимальным. При пологих пластах, опасных по выбросам угля и газа, наиболее целесообразно применять сплошные системы разработки без оставления околоштрековых целиков.

Внезапные выбросы часто происходят при вскрытии выбросоопасных пластов, поэтому порядок работ по вскрытию таких пластов регламентируется специальными инструкциями Правил безопасности.

Перед вскрытием выбросоопасного пласта измеряется давление газа в нем. Пласты с давлением газа до 10 *атм* вскрываются сотрясательным взрыванием. При давлении газа в выбросоопасном пласте, превышающем 10 *атм*, применяют предварительную надработку выбросоопасного пласта защитным, дренирование опасного пласта скважинами, увлажнение угольного массива, вымывание части угольного массива, предварительное разрыхление угольного массива с помощью камуфлетного взрывания. При невозможности снижения давления газа во вскрываемом пласте до 10 *атм* вскрытие его производят с использованием металлического каркаса.

6. Причинами взрывов метана в шахтах могут быть взрывные работы, неисправность электрооборудования, механических установок, сварочные работы и др.

Основной мерой борьбы с опасными скоплениями и взрывами метана в шахтах является недопущение скопления опасных концентраций метана в выработках за счет непрерывного, искусственного проветривания их и контроля за состоянием проветривания и управлением газовыделением в шахте. Лавы на пластах с углом падения больше 5° должны, как правило, проветриваться восходящей струей. Проветривание забоев подготовительных выработок вентиляторами частичного проветривания должно производиться нагнетательным способом.

Вентиляция должна обеспечивать разжижение метана в выработках до следующих концентраций: в исходящей струе участка (лавы) — не более 1 %; в общей исходящей струе из крыла шахты — не более 0,75%; в поступающей струе из других очистных или подготовительных забоев — не более 0,5%. При скоплении в действующих подготовительных и очистных забоях 2% и больше метана все работы должны быть прекращены и возобновлены только после снижения концентрации метана до 1%. Взрывные работы в забоях разрешается вести при содержании метана не более 1 %. Предусматривается применение только взрывобезопасного и искробезопасного электрооборудования и осветительной аппаратуры. Запрещается применение открытого огня. Электросварочные и автогенные работы разрешаются только в выработках, проветриваемых свежей струен воздуха.

Взрывные работы допускаются только патронированными предохранительными ВВ и взрывными машинками во взрывобезопасном исполнении. Объем взрывных работ должен быть максимально сокращен. Предварительное извлечение метана из пластов-спутников при помощи дегазационных скважин также является мерой предотвращения возможной концентрации метана в выработках в опасных пределах. Для спасения застигнутых аварией в шахте людей в случае возможного взрыва в шахте метана должен быть составлен план ликвидации аварии, в котором предусматриваются запасные выходы, камеры-убежища для застигнутых аварией людей, изменения направления струй воздуха и т. п., с которым должен быть ознакомлен весь персонал шахты.

Шахты, в которых обнаружен метан хотя бы на одном пласте, переводятся на газовый режим, который должен соблюдаться и на других пластах, на которых метан не обнаружен.

Предварительная дегазация угольных пластов

При значительных газовыделениях в шахте обеспечение нормального состава рудничной атмосферы средствами вентиляции становится затруднительным. В таких случаях угольные пласты с большим выделением в соответствии с «Временной инструкцией по безопасному ведению дегазационных работ в шахтах» предварительно дегазируются, т. е. часть газа из пластов удаляется. Дегазация осуществляется при помощи вакуум-насосов через скважины, пробуриваемые параллельно очистному забою. Расстояние между скважинами устанавливается опытным путем.

Дегазационные скважины в отдельных случаях отсасывают до 40 % находящегося в угольных пластах газа. Дегазация подрабатываемых и надрабатываемых пластов-спутников, из которых часто имеет место большое газовыделение, также производится скважинами, пробуриваемыми со штрека разрабатываемого пласта. Отсасываемый из дегазационных скважин газ по металлическим трубам направляется на поверхность, где может быть использован в качестве горючего или для других целей.

7. Рудничная пыль — это мельчайшие частицы полезного ископаемого и пустой породы размером от 1 мм до долей микрона в поперечнике, взвешенные в воздухе подземных выработок или осевшие на их стенках.

В зависимости от размера частиц различают три вида пыли: пыль с частицами размером больше $10\,\mu$, которые оседают в спокойном воздухе с возрастающей скоростью; пыль с частицами от 0,1 до $1{,}0\,\mu$, невидимая простым глазом, оседающая в спокойном воздухе с постоянной скоростью, пропорциональной удельному весу и квадрату диаметра частиц пыли; пыль с частицами размером менее $0{,}1\,\mu$, которые не оседают даже в неподвижном воздухе.

Основными источниками образования пыли являются производственные процессы, связанные с выемкой полезного ископаемого и породы и их транспортированием. В угольных шахтах примерно 65—75% пыли образуется при работе выемочных машин (комбайнов, стругов и т. п.), 25—35% при транспортировании угля. В рудных шахтах основным источником пылеобразования являются буровзрывные работы.

Рудничная пыль представляет собой опасность как профессиональная вредность и как причина взрывов. По действию на организм человека различают ядовитую и неядовитую пыль. Наиболее опасна ядовитая пыль, образующаяся при разработке свинцовых, ртутных, мышьяковых и некоторых других руд. Неядовитая пыль, образующаяся при разработке угля, руд, горных пород, при значительной ее концентрации также оказывает вредное действие на организм человека. Легочные заболевания, вызываемые действием пыли, называются пневмокониозом. Наиболее тяжелая форма заболевания пневмокониоза — силикоз, который не только поражает легкие, но и вызывает заболевание всего организма человека. Силикоз часто осложняется туберкулезом.

Наиболее вредна пыль, состоящая в значительной части из свободной двуокиси кремния. Чем больше в пыли процентное содержание кремнезема, тем она силикозоопаснее. По существующим правилам, при содержании в породах и полезных ископаемых 70% и выше свободного кремнезема предельно допускаемое количество пыли в рудничной атмосфере должно быть не более 1 мг на 1 $м^3$ воздуха. При содержании кремнезема от 10 до 70% запыленность воздуха не должна превышать 2 мг на 1 $м^3$ воздуха.

Допустимая запыленность рудничной атмосферы угольной пылью, содержащей до 10% свободного кремнезема, не должна превышать 4 мг на 1 $м^3$ воздуха, а при отсутствии в пыли кремнезема не должна превышать 10 мг на 1 $м^3$ рудничного воздуха.

Мерами борьбы с силикозом являются: сокращение продолжительности рабочего дня в силикозоопасных забоях; периодический профилактический медицинский осмотр; ультрафиолетовое облучение рабочих и др. Большое значение придается проведению технических мер, обеспечивающих значительное сокращение пылеобразования при производственных процессах.

Запыленность рудничного воздуха определяется двумя способами: весовым (гравиметрическим) и счетным (кониметрическим). За основной способ принят весовой, при котором рудничный воздух пропускается через фильтр, где пыль задерживается. Зная объем пропущенного воздуха и вес осевшей на фильтре пыли, определяется ее концентрация в 1 $м^3$ исследуемого воздуха. Запыленность воздуха при этом выражается в весовых единицах — миллиграммах на 1 $м^3$ воздуха ($мг/м^3$).

При счетном способе специальными приборами набирают пробы исследуемого воздуха и осаждают пыль на поверхность стекла, с последующим подсчетом числа пылинок и их размеров при помощи микроскопа. Весовой способ более простой и дает достаточную точность определения.

Взрывчатые свойства рудничной пыли зависят от содержания в ней летучих веществ, зольности пыли, влажности и от размеров отдельных пылинок. Известно, что пыль, содержащая менее 10% летучих, практически невзрывчата, при содержании летучих 10— 15% — слабовзрывчата, при содержании летучих свыше 15% — взрывчата. Наиболее легко пыль взрывается при содержании летучих в пределах 17—32%. С увеличением зольности взрывчатые свойства пыли уменьшаются, а при содержании 40% золы пыль становится невзрывчатой. Чем выше влажность, тем более безопасна пыль. Наиболее опасны пылинки с наименьшими размерами.

Тонкодисперсная пыль с частицами размером 10 *мк* и менее обладает пониженной способностью взрываться.

Угли всех пластов, содержащие 10% и более летучих веществ, подлежат лабораторным испытаниям на взрывчатость пыли. При этом пласты, пыль которых оказалась взрывоопасной, относятся к опасным по пыли.

Нижним пределом взрывчатых концентраций пыли является концентрация, равная 18—34 г/м^3, верхним — 2000 г/м^3. Максимальной силы взрыв происходит при количестве пыли, равной 300— 400 г/м^3. Причинами взрыва угольной пыли могут быть открытое пламя, взрыв рудничного газа, взрывные работы и искрообразования в электроустановках.

8. Основными мерами борьбы со взрывами угольной пыли в шахтах являются: снижение пылеобразования при производственных процессах по отбойке и транспортировании пород и полезных ископаемых; хорошее проветривание горных выработок; сухое или мокрое пылеулавливание с добавками ДБ; орошение; осланцевание выработок; предварительное увлажнение массива угля нагнетанием воды через скважины; устройство водяных завес и туманообразователей и др.

Снижение пылеобразования при производственных процессах может быть достигнуто применением машин, исполнительные органы которых дают наиболее крупный скол угля, орошением мест пылеобразования специальными оросительными устройствами, сухим пылеулавливанием, внедрением конденсационного метода осаждения пыли, метода осаждения пыли при помощи электрических фильтров, ультразвука и др. При бурении шпуров наиболее действенной мерой является бурение с промывкой водой. Осланцевание выработок является эффективным средством борьбы со взрывами угольной пыли. Сущность осланцевания заключается в том, что во взрывоопасную пыль добавляется негорючая инертная (сланцевая) пыль в определенном количестве. Необходимое количество инертной пыли, требуемой на осланцевание каждой выработки, устанавливается опытным путем и должно быть не менее 1 кг на 1 м^3 выработки.

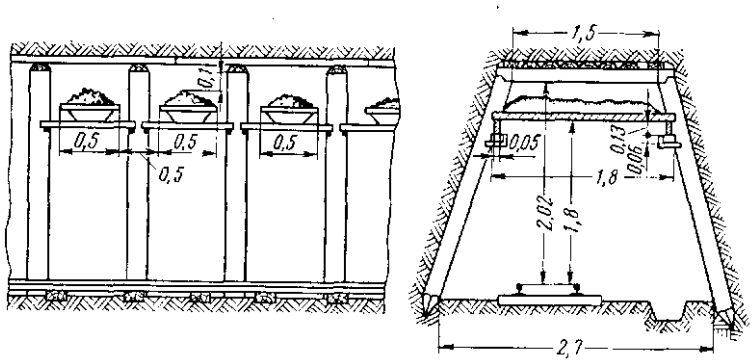


Рис. 5. Сланцевый заслон

В местах, где происходит очень быстрое накопление угольной пыли, вместо осланцевания рекомендуется смачивание угольной пыли водой с добавками или специальной пастой. В качестве добавок применяется хлористый кальций или натрий и неионогенные смачиватели. Чтобы не допустить распространения взрыва пыли на другие выработки, устраиваются сланцевые заслоны (рис. 5), которые состоят из ряда полок, устанавливаемых поперек выработки на опорах, позволяющих их легкое

опрокидывание. Полки загружаются инертной пылью из расчета 400 кг на 1 поперечного сечения выработки. Общая длина сланцевого заслона должна быть не менее 20 м. Сланцевыми заслонами изолируют отдельные крылья шахтного поля, пласты и забои.

9. Климатические условия шахт и рудников (температура, влажность и скорость движения воздуха на рабочем месте) влияют на самочувствие, работоспособность и здоровье трудящихся, занятых на горных работах. Температура воздуха, подаваемая в шахту с земной поверхности, изменяется вследствие теплообмена с боковыми породами, окислительных процессов, тепловыделения при работе машин и механизмов и других факторов.

Температура горных пород, залегающих на глубине до 30 м, изменяется в течение года в зависимости от температуры атмосферного воздуха. На глубине 25—30 м находится зона постоянной температуры. В этой зоне температура горных пород остается постоянной и близкой к средней температуре данной местности с превышением ее на 1,5—2° С. При дальнейшем углублении температура горных пород возрастает. Расстояние в метрах при углублении, на которое температура горных пород возрастает на 1° С, называется геотермической ступенью, а приращение температуры пород в градусах, соответствующее углублению на 1 м или 1 км, называется геотермическим градиентом. Геотермическая ступень для разных районов различна. Для примерных расчетов ориентировочной температуры горных пород на любом горизонте шахты геотермическую ступень принимают равной 30 м для угленосных и 45—50 м для рудоносных отложений. Примерный тепловой баланс угольной шахты представляет собой следующее: 50 % тепла выделяют горные породы, 30% тепла выделяется при окислительных процессах, 9% тепла выделяется при работе механических и электрических установок, 11% приходится на другие источники.

Влажность воздуха в шахте зависит от влажности атмосферного воздуха, поступающего с поверхности, от обводненности горных выработок и температурных условий в них.

Влияние на горнорабочих климатических условий в шахтах

В организме человека происходят сложные процессы теплообразования и теплоотдачи. Их регулирование осуществляется отдачей излишков тепла лучеиспусканием, конвекцией за счет теплопроводности среды и испарением пота, т. е. терморегуляцией. Правильная терморегуляция в организме человека происходит при определенных сочетаниях температуры, влажности и скорости движения воздуха.

Если температура воздуха равна температуре кожи человека или выше ее, то теплота из тела человека отводится только потоиспарением. При этом большое значение имеет влажность воздуха: чем ниже относительная влажность воздуха, тем легче отводится тепло.

Эффективность отдачи тепла зависит от скорости движения воздуха. Отсутствие движения воздуха ухудшает теплоотдачу конвекцией и испарением.

В соответствии с правилами безопасности температура рудничного воздуха не должна превышать плюс 26° С. Меры борьбы с высокой температурой рудничного воздуха осуществляются повышением интенсивности проветривания; применением

более рациональных схем проветривания, при которых струя воздуха проходит меньший путь, следовательно, меньше нагревается; уменьшением источников тепловыделения и др. Если температуру рудничного воздуха снизить невозможно, предусматривают кондиционирование воздуха при помощи холодильных установок. Холодильные установки располагают главным образом на поверхности, а также в подземных горных выработках.

Чтобы предотвратить обмерзание ствола и простудные заболевания рабочих, воздух, подаваемый в шахту, подогревают калориферами, установленными у устья ствола на поверхности.

ЛЕКЦИЯ № 30

РУДНИЧНАЯ ВЕНТИЛЯЦИЯ

1. Рудничная вентиляция. Проветривание шахт
2. Вентиляционное сопротивление шахт
3. Вентиляторы и вентиляционные сооружения
4. Проветривание подготовительных выработок при их проведении
5. Пылевентиляционная служба на шахтах
6. Проектирование вентиляции шахт и рудников
7. Выбор схемы проветривания

1. Воздух обладает объемным весом, плотностью, теплоемкостью и вязкостью.

Движение воздуха в шахте происходит в результате создания между двумя пунктами разности давления или тяги.

Разность давления, создаваемая между двумя пунктами горных выработок уменьшением в одном из пунктов давления воздуха, называется депрессией и выражается в кг/м^2 или в *мм вод. ст.*

Разность давления, создаваемая увеличением в одном из пунктов давления воздуха, называется компрессией, которая также выражается в *мм вод. ст.*

Сопротивления, которые приходится преодолевать воздуху при движении по выработкам, складываются из сопротивления трения воздуха о стенки выработок из-за их шероховатости; лобового сопротивления, имеющего место при обтекании воздухом препятствия и местного сопротивления, возникающего при изменении направления и скорости движения потока воздуха.

Преодоление сопротивлений движению воздуха по выработкам происходит по закону сопротивления, под которым понимают зависимость между скоростью движения воздуха по выработкам, сопротивлением их давлению воздуха и депрессией.

Различают режим движения воздуха ламинарный и турбулентный. При ламинарном движении воздушного потока отдельные струйки его не смешиваются между собой. Ламинарное движение воздуха возможно только в определенных пределах скорости воздушного потока. С нарастанием скорости воздушного потока движение его из ламинарного переходит в турбулентное, при котором отдельные струйки воздуха беспрерывно перемешиваются по всему сечению потока в поперечном направлении. Сопротивление трения воздуха о стенки выработок при турбулентном режиме тем больше, чем больше шероховатость стенок горных выработок, но не зависит от скорости движения потока воздуха. При проветривании горных выработок имеет место в основном турбулентный режим движения воздуха.

Лобовое сопротивление возникает при обтекании тел, помещенных внутри воздушного потока, например стоек, транспортных средств, расстрелов, установленных в стволах шахт, и др. На обтекание таких препятствий затрачивается некоторое количество энергии.

Местные сопротивления приурочены к определенным местам выработки. К ним относятся различные повороты выработок и каналов вентиляторов, расширения и сужения выработок в отдельных местах и др.

Раздельный учет всех видов сопротивления (сопротивление трению, лобового и местного сопротивления) при определении общего сопротивления выработок затруднителен. Поэтому условно считают, что в выработках имеет место лишь сопротивление трению и лобовое сопротивление, что и учитывается коэффициентом а.

Сопротивление горных выработок прохождению по ним воздуха должно быть минимальным, что достигается применением различных методов снижения коэффициента аэродинамического сопротивления.

Методы снижения коэффициента аэродинамического сопротивления основаны на снижении шероховатости стенок выработок и придания обтекаемых форм элементам крепи, оказывающим лобовое сопротивление. Так, например, обшивка стенок досками в выработках, закрепленных неполными деревянными рамами, намного уменьшает сопротивление выработок. В выработках, закрепленных металлической или железобетонной крепью, сопротивление выработок значительно уменьшается заполнением пространства между отдельными комплектами крепи. Для шахтных стволов снижение коэффициента а достигается приданием обтекаемости армировки стволов, увеличением расстояния между расстрелами, обшивкой лестничного отделения и др.

Эффективным средством уменьшения сопротивления любой выработки является увеличение ее поперечного сечения.

Для сравнения относительной трудности проветривания шахт и рудников пользуются понятием «эквивалентное отверстие», под которым подразумевается воображаемое круглое отверстие в тонкой стенке, через которое при разности давления по ту и другую сторону стенки, равной депрессии шахты, должно проходить то же количество воздуха, что и через шахту (выработку).

2. Проветривание подготовительных и очистных выработок осуществляется по сложной системе горных выработок. Определение общего сопротивления системы выработок по сопротивлениям каждой отдельной выработки сводится к замене сопротивлений отдельных выработок одним общим сопротивлением.

Общая депрессия системы горных выработок при заданном количестве воздуха, необходимом для проветривания, определяется общим сопротивлением системы выработок.

Различают следующие основные схемы соединения горных выработок: последовательное, параллельное, диагональное (рис. 6) и комбинированное.

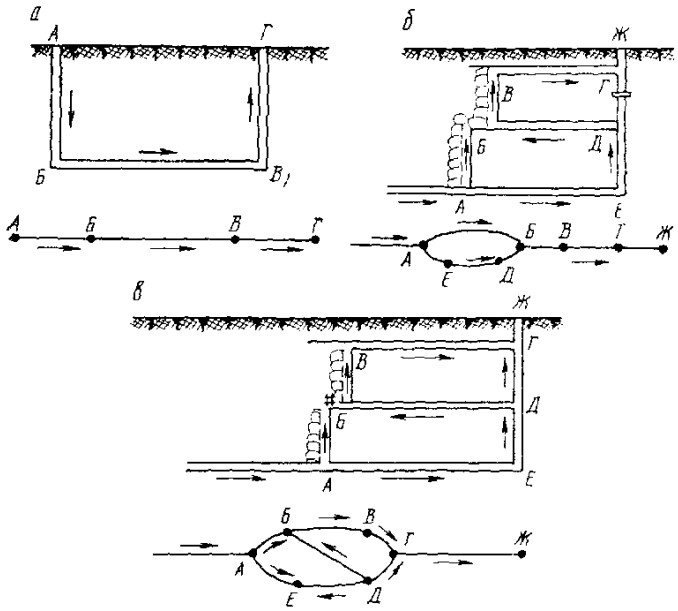


Рис. 6. Схемы соединения выработок:
а — последовательное; б — параллельное; в — диагональное

Последовательным называется соединение выработок, при котором вентиляционная струя, не разветвляясь, проходит последовательно одну выработку за другой.

Параллельным называется соединение, при котором две или несколько выработок, разделившись в одном пункте, соединяются в другом.

Диагональным называется соединение, при котором две параллельные выработки соединены между собой, кроме начального или конечного пунктов еще одной или несколькими выработками, называемыми диагоналями. Соединение с одной выработкой называется простым, а с несколькими — сложным.

3. Проветривание горных выработок в шахте происходит за счет непрерывного перемещения воздуха. Свежий воздух, поступая по одному из стволов шахты, проходит по горным выработкам и по второму стволу выходит на поверхность. Перемещение воздуха при этом может быть осуществлено искусственно при помощи вентиляторов или естественной тягой, возникающей под влиянием изменения температуры воздуха в шахте вследствие теплообмена с горными породами. Естественная вентиляция не надежна, так как депрессия естественной тяги, зависящая от температуры воздуха, поступающего в шахту с поверхности, может изменяться не только в течение года, но и в течение суток.

При естественной вентиляции всегда могут быть застойные периоды, когда обмен воздуха в шахте не происходит. Поэтому естественное проветривание шахт почти не применяется. При искусственном проветривании шахт применяются центробежные и осевые вентиляторы, устанавливаемые у устья герметически закрытого ствола шахты.

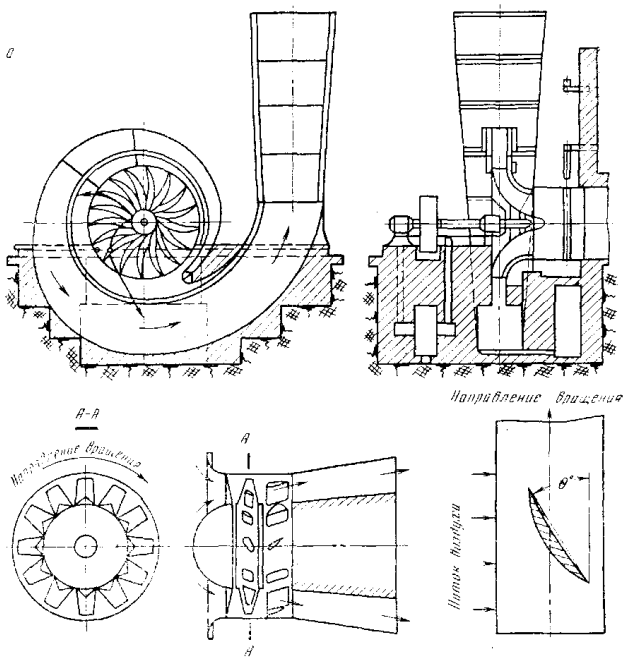


Рис 7. Вентиляторы:
а — центробежный; б — осевой

Центробежный вентилятор (рис. 7, а) при вращении рабочего колеса своими лопатками захватывает воздух, поступающий через всасывающее отверстие к центру колеса и выбрасывает его к периферии и далее через специальный кожух и диффузор в атмосферу. При этом у всасывающего отверстия создается разрежение, в результате которого к месту разрежения непрерывно поступает воздух. Центробежные вентиляторы выпускаются с диаметром рабочего колеса от 1,45 до 5,0 м. Такие вентиляторы создают депрессию до 475 *мм вод. ст*.

Осевой вентилятор (рис. 7, б) при вращении рабочего колеса давит лопастями на воздух, выбрасывая его из рабочего колеса через спрямляющий аппарат и диффузор в атмосферу. При этом у входа в вентилятор образуется разрежение, к которому непрерывно поступает воздух.

Осевые вентиляторы выпускаются с диаметром рабочего колеса от 1,2 до 2,8 м. Такие вентиляторы создают депрессию от 110 до 330 *мм вод. ст*.

Вентиляторы обычно работают на всасывание, создавая в подземных выработках некоторое разрежение. При этом воздух с поверхности устремляется по другому открытому стволу шахты в горные выработки. Поскольку вентилятор работает непрерывно, из подземных выработок происходит непрерывное отсасывание отработанного воздуха и приток свежего. На газовых шахтах вентиляторы работают на всасывание. На негазовых шахтах, а также на первых горизонтах газовых шахт допускается нагнетательное проветривание, при котором воздух нагнетается в горные выработки. При этом создается некоторая компрессия в выработках.

Главные вентиляционные установки на газовых шахтах состоят из двух самостоятельных вентиляторов, из которых один находится в работе, другой в резерве. На негазовых шахтах разрешается установка одного вентилятора с резервным двигателем.

В особых случаях, например при необходимости спасения людей, застигнутых в горных выработках пожаром или взрывом, возникает необходимость в изменении (реверсировании) направления движения воздуха в горных выработках на обратное. Реверсирование обычно осуществляется за счет системы каналов и заслонок. При осевых вентиляторах реверсирование может осуществляться изменением направления вращения рабочего колеса.

Каждый тип вентилятора имеет свойственную ему индивидуальную характеристику, которая графически выражает зависимость депрессии вентилятора от количества проходящего через него воздуха. Индивидуальная характеристика вентилятора дается для определенного числа оборотов его рабочего колеса. При увеличении числа оборотов вентилятора характеристика его перемещается вправо и вверх, при уменьшении — влево и вниз.

В период работы шахты в связи с изменением его производственной мощности или газовыделения возникает необходимость изменения общего количества воздуха, подаваемого установкой в шахту. Эта задача решается изменением числа оборотов рабочего колеса вентилятора, изменением сопротивления горных выработок, комбинацией этих двух способов, а при осевых вентиляторах — изменением угла установки лопаток рабочего колеса.

В случае необходимости перераспределения воздуха между его отдельными струями задача решается установкой в выработках перемычек или дверей с окнами.

Вентиляционные двери устраиваются с таким расчетом, чтобы при пропуске через них людей и электровозных составов с грузом или порожняком не было короткого замыкания вентиляционной струи и утечек воздуха. Для этого устанавливаются две двери с расстоянием между ними, несколько большим длины состава вагонеток. Открывание и закрывание дверей должно быть автоматизировано. В пунктах пересечения выработок, подающих свежий и отводящий загрязненный воздух устраиваются вентиляционные мосты (кроссинги), которые бывают капитальными и участковыми.

Автоматическое и дистанционное управление вентиляторными установками. Автоматическое и дистанционное управление вентиляторными установками производится при помощи специальной аппаратуры, которая позволяет осуществлять дистанционный пуск и остановку двигателей вентиляторов, дистанционное управление реверсивными устройствами, дистанционный контроль производительности и депрессии вентиляторов, а также температуры подшипников вентиляторов и электродвигателей. Предусматривается подача на диспетчерский пункт светового и звукового сигналов, предупреждающих о нарушении нормальной работы вентиляторных установок и отключение их в случае аварии.

Наряду с автоматизацией вентиляторных установок ведутся исследования по автоматизации постоянного контроля рудничной атмосферы. При этом предусматривается непрерывное поступление информации и передача ее в систему автоматического регулирования воздуха. Например, источником непрерывной информации о концентрации метана в горных выработках могут служить специальные датчики, которые устанавливаются в местах возможного скопления метана. Постоянно регистрируя состояние рудничной атмосферы, они направляют

информацию в систему автоматического регулирования подачи воздуха в забой или выработку.

Автоматическое регулирование проветривания шахт позволит более широко использовать электроэнергию в шахтах, опасных по газу, повысить допустимые нормы содержания метана в исходящих струях, что приведет к сокращению количества воздуха, подаваемого в шахту и уменьшению депрессии. При этом значительно сократится штат пылевентиляционной службы и будет достигнута большая экономия средств.

Разрабатываются телеавтоматические системы измерения параметров вентиляционной струи с передачей результатов измерения в автоматические регулирующие устройства. Телеавтоматическая система предусматривает сбор информации от рассредоточенных по забоям и участкам шахты датчиков контроля рудничной атмосферы и передачу этой информации автоматическому регулирующему устройству с одновременной сигнализацией о нарушениях проветривания на диспетчерский пункт.

4. Проветривание горных выработок при их проведении осуществляется обособленно при помощи вентиляторов местного проветривания и за счет общешахтной депрессии.

Проветривание при помощи вентиляторов местного проветривания является основным. При этом проветривание забоев подготовительных выработок может осуществляться нагнетанием свежего воздуха в забой, всасыванием отработанного воздуха непосредственно из забоя и комбинированием нагнетательного и всасывающего способов (рис. 8).

На практике чаще всего применяется нагнетательный способ проветривания.

По Правилам безопасности в угольных и сланцевых шахтах концы труб не должны отставать от забоя более чем на 8 л в подготовительных выработках и больше чем на 15-20 м в стволах.

Диаметр трубопроводов выбирается с таким расчетом, чтобы скорость движения воздуха по трубопроводу была не более 10- 15 м/сек, а депрессия - не более 250 мм вод. ст.

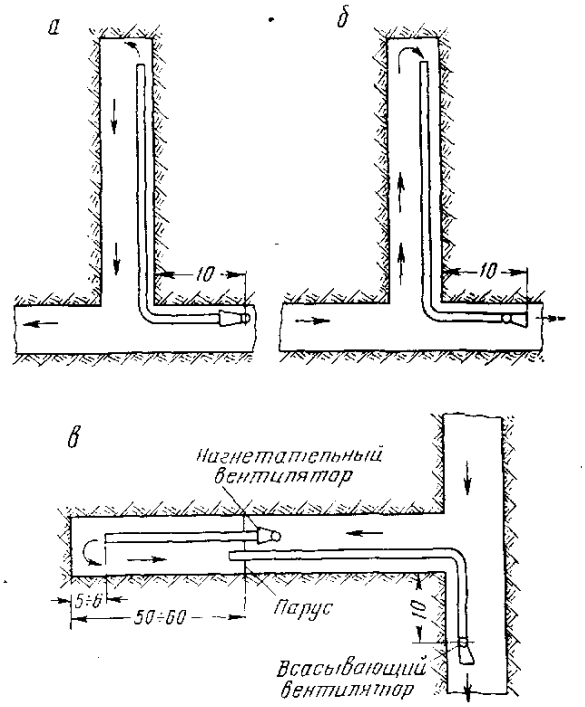


Рис. 8. Способы проветривания забоев подготовительных выработок:

а — нагнетанием свежего воздуха в забой; б — всасыванием отработанного воздуха из забоя; в — комбинированным способом

Для проветривания забоев подготовительных выработок за счет общешахтной депрессии устраивают перегородки и перемычки (рис. 9, а) или устанавливают трубы (рис. 9, б).

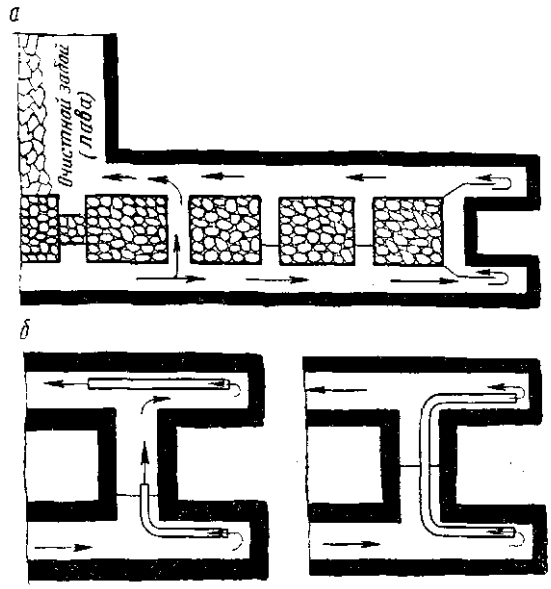


Рис. 9. Проветривание забоев подготовительных выработок

Проветривание сжатым воздухом осуществляется при помощи эжекторов, представляющих собой устройства, позволяющие использовать энергию сжатого воздуха для засасывания воздуха в трубопровод, установленный для проветривания тупиковой выработки.

Для проветривания подготовительных выработок применяются вентиляторы местного проветривания. Места установки и режим работы этих вентиляторов строго

регламентируются правилами безопасности и предусматриваются специальными проектами. За последние годы вентиляторы местного проветривания переводятся на дистанционное управление. Схемы и аппаратура дистанционного управления вентиляторами местного проветривания предусматривают отключение подачи электроэнергии при остановке вентиляторов, разрыве вентиляционных труб, уменьшении подачи воздуха в забой ниже расчетной величины.

5. Проветривание горных выработок шахты происходит непрерывно в течение всего периода ее работы. Нарушение проветривания вызывает ухудшение санитарно-гигиенических условий труда в подземных выработках и условия безопасности работ. За период работы шахты непрерывно изменяются длина выработок, их сечения, схема проветривания и т. д. Поэтому на шахтах должна быть хорошо организована пылевентиляционная служба, в обязанности которой входит контроль правильности распределения воздуха по очистным и подготовительным выработкам, определение запыленности рудничного воздуха и содержания в нем различных газов, выявление мест утечек воздуха, проверка работы вентиляторных установок и др.

На каждой шахте ежеквартально составляются вентиляционные планы, которые ежемесячно корректируются в соответствии с изменениями, происходящими в шахте. Контроль давления воздуха производится при помощи самопишущих приборов — барографов. При измерении депрессии используются различные микроманометры (депрессиометры). Наибольшее распространение получили жидкостные депрессиометры (рис. 10), изготовленные из стеклянной *U* – образной трубки, которая до середины заполнена жидкостью (водой или подкрашенным спиртом) и снабжена шкалой.

Нуль шкалы находится посредине трубки и соответствует положению жидкости в обоих коленах на одном уровне. При соединении резиновой трубкой одной ветви трубки с каналом вентилятора и оставлении другой ветви открытой, вследствие разности давления воздуха в канале вентилятора и на поверхности, жидкость в обеих ветвях депрессиометра устанавливается на разных уровнях. Замеренная разность уровней жидкости показывает депрессию или компрессию в *мм вод. ст*.

Измерение скорости движения воздуха в горных выработках производится крыльчатыми или чашечными анемометрами. Крыльчатый анемометр (рис. 11) состоит из тонких пластинок, укрепленных на вращающейся оси. Вращение оси анемометра передается счетчику, показывающему в зависимости от количества оборотов оси анемометра скорость воздуха, проходящего по выработке, в которой производится замер. Средняя скорость движения воздуха по сечению выработки измеряется анемометрами двумя способами: замером «перед собой» и замером «в сечении». При замере первым способом замерщик стоит посредине выработки лицом к струе и на вытянутой руке водит анемометр по сечению выработки перед собой. При замере вторым способом замерщик становится спиной к стенке выработки и водит анемометром перед собой по сечению выработки.

Для контрольных замеров проходящего по выработкам воздуха устраиваются специальные замерные станции. Замеры воздуха на замерных станциях производятся в определенные сроки с записью результатов замеров в специальную книгу. Пробы

воздуха на химический анализ для проверки его качества в негазовых и шахтах I и II категорий по газу набирают один раз в месяц, в шахтах III категории по газу - не реже двух раз в месяц и в сверхкатегорных - не реже трех раз в месяц.

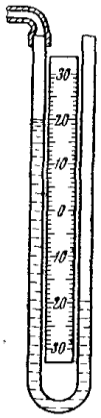


Рис.10. Депрессиометр

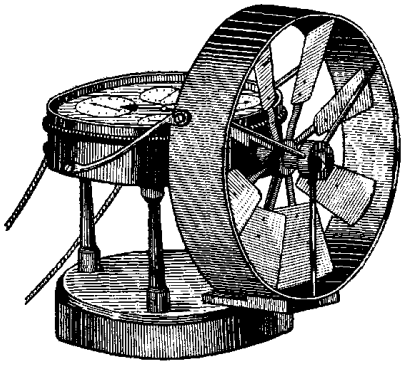


Рис. 11. Крыльчатый Анемометр

6. Проект вентиляции шахт и рудников включает:

- подсчет количества воздуха, необходимого для проветривания горных работ;
- выбор схемы проветривания;
- распределение воздуха по отдельным участкам и забоям; подсчет общешахтной депрессии; подсчет естественной тяги; выбор вентиляторов;
- определение капитальных затрат и стоимости проветривания на 1 т добычи полезного ископаемого.

Для угольных шахт подсчет количества воздуха производится отдельно по каждому из участков его потребления. Общее количество воздуха по шахте определяется как сумма его частных расходов.

Количество воздуха, необходимого для проветривания очистного забоя, подсчитывается по следующим факторам:

а) по газовыделению.

б) по газам, образующимся при взрывных работах по углю.

в) по наибольшему числу людей

г) по пылевому фактору

Скорость движения воздуха для проветривания очистного забоя принимается: минимально допустимая - 0,9 м/сек, оптимальная - 1,6 м/сек, максимально допустимая - 4 м/сек.

Если по пылевому фактору не нужно повышать интенсивность проветривания, руководствуются нормами скорости движения воздуха, предусмотренными правилами безопасности.

С учетом вышеприведенных факторов значение количества воздуха выбирается наибольшее, которое и принимается за расчетное.

Количество воздуха для проветривания камер определяется по:

а) для проветривания складов ВМ.

б) для проветривания камер с работающими электрическими устройствами.

в) для проветривания зарядных камер.

Каждый выемочный участок рассматривается как комплекс горных выработок, состоящий из очистного забоя, подготовительных забоев, поддерживаемых выработок и выработанного пространства.

В соответствии с этим для каждого выемочного участка находится общий дебит по следующим факторам:

- по постоянно выделяющимся газам;
- по наибольшему числу людей;
- по газам, образующимся при взрывных работах на участке.

Общее количество воздуха для проветривания шахты определяется суммированием количеств воздуха, необходимого с учетом потерь для проветривания отдельных участков.

Общее количество воздуха для проветривания шахты должно удовлетворять требованиям правил безопасности, а именно: минимальное количество воздуха на 1 т среднесуточной добычи должно составлять для шахт I категории - 1,0 $м^3$/мин, для шахт II категории - 1,25 $м^3$/мин; для шахт III категории - 1,5 $м^3$/мин; сверкатегорных - не менее 1,5 $м^3$/мин при условии содержания газа в исходящей струе воздуха из шахты не более 0,75%.

Количество воздуха, необходимого для проветривания рудных шахт, подсчитывается так же, как и для угольных шахт.

7. Схема проветривания предусматривает определенный порядок распределения и движения воздуха по выработкам. По расположению стволов, один из которых подает свежий воздух, а другой отводит загрязненный, различают три схемы проветривания: центральную, фланговую и комбинированную.

При центральной схеме проветривания оба ствола располагаются в центре шахтного поля. При этом свежий воздух, поступающий по одному из стволов (обычно по вспомогательному стволу), по откаточным выработкам доходит до очистных работ, омывает их и по вентиляционным выработкам возвращается к центру шахтного поля и по другому стволу выходит на поверхность. При фланговой схеме проветривания свежий воздух, поступающий по центральному стволу, проходит по откаточным выработкам до очистных работ, омывает их и продолжает свой путь по вентиляционному штреку к вентиляционным стволам или шурфам, расположенным на флангах (границах шахтного поля по простиранию). При комбинированной схеме проветривания имеет место сочетание первых двух схем. Схема проветривания выбирается на основе оценки особенностей существующих схем в сочетании с определенным способом проветривания (всасывающим или нагнетательным).

Независимо от общей схемы проветривания, в газовых шахтах воздушную струю необходимо направлять снизу вверх, благодаря чему достигается более полное удаление метана из забоя. Для большей безопасности и независимости работ отдельных участков поступающий в шахту воздух рекомендуется разделять на отдельные струи. Затем эти струи соединяют в общую исходящую из ствола струю.

Сечение стволов и главных вентиляционных выработок (квершлагов, штреков, бремсбергов, уклонов и др.) в свету должно быть не менее 4,5 $м^2$ при деревянной и металлической и не менее 4,0 $м^2$ при каменной и бетонной крепи, сечение участковых и вентиляционных штреков и людских ходков, по которым проходит вентиляционная

струя воздуха, должно быть не менее 3,7 м^2, сечение печей и просеков должно быть не менее 1,5 м^2.

Скорость движения вентиляционной струи должна быть не менее 0,25 м/сек в очистных забоях и не менее 0,15 м/сек в подготовительных выработках. Скорость движения струи воздуха по очистным забоям не должна превышать 4 м/сек, по квершлагам, штрекам, капитальным бремсбергам и уклонам 8 м/сек, по остальным выработкам 6 м/сек, по стволам, по которым производится подъем и спуск людей, 8 м/сек, по стволам, предназначенным только для подъема и спуска грузов, 12 м/сек, по вентиляционным стволам, не оборудованным подъемами, 15 м/сек.

Распределение воздуха по отдельным участкам и забоям производится в зависимости от добычи, количества людей, взрывных работ на участке или забое в соответствии с планом горных работ. Схема проветривания составляется с указанием длин выработок, по которым проходит воздух, их поперечного сечения, количества проходящего воздуха. После этого подсчитывают общешахтную депрессию по всем ветвям схемы проветривания.

Депрессия естественной тяги прибавляется к расчетной общешахтной депрессии или вычитается из нее в зависимости от направления тяги. Тип и размер вентилятора подбираются из условия обеспечения шахты подсчитанным количеством воздуха при расчетной депрессии.

При проектировании проветривания глубоких сильно газовых шахт особое внимание должно быть уделено методам управления газовыделением и дегазации пластов-спутников. Современные выемочные комплексы позволяют получать с одной лавы до 2000 т/сутки и более угля. Однако по условиям вентиляции нагрузка на лавы глубоких горизонтов должна быть не более 700—800 т/сутки.

На глубоких шахтах величина депрессии сильно возрастает. Поэтому для снижения аэродинамического сопротивления выработок необходимо увеличивать их сечения и снижать коэффициент α.

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

КАФЕДРА «ГОРНОЕ ДЕЛО»

МЕТОДИЧЕСКОЕ УКАЗАНИЕ

к выполнению практических работ
по дисциплине

«Технология подземной разработки рудных месторождений»

(Системы разработки)

Алмалык 2024 г.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРАКТ. ЗАНЯТИЯ	ТЕМЫ
№ 1	Последовательность выбора системы разработки методом исключений
№ 2	Подсчет промышленных запасов
№ 3	Определение проектной мощности и срока службы шахты
№ 4	Извлечение полезных ископаемых
№ 5	Расчет параметров камерно-столбовой системы разработки
№ 6	Система разработки с магазинированием руды
№ 7	Подэтажная система разработки со скважинной отбойкой
№ 8	Расчет производительности самоходных транспортных средств
№ 9	Расчет системы разработки
№ 10	Расчет показателей скреперной и погрузочно-транспортной доставки
№ 11	Система разработки с закладкой очистного пространства
№ 12	Система с магазинированием руды и со скважинной отбойкой из восстающих
№ 13	Система разработки восходящими горизонтальными слоями с гидравлической закладкой
№ 14	Расчет производительности локомотивного транспорта на руднике
№ 15	Система разработки восходящими наклонными слоями с гидравлической закладкой
№ 16	Расчет производительности самоходных погрузочно-доставочных машин
№ 17	Система разработки подэтажного обрушения с торцевым выпуском
№ 19	Примеры расчетов параметров систем разработок
№ 20	Выпуск руды под обрушенными породами
№ 21	Расчёт системы разработки с открытым очистным пространством
№ 22	Системы с магазинированием отбитой руды в очистном пространстве
№ 23	Системы с закладкой очистного пространства
№ 24	Технология и расчет проветривания выработок при их проходке
№ 25	Расчет этажно-камерной системы разработки
№ 26	Расчеты параметров сетки скважин
№ 27	Системы с обрушением руды и вмещающих пород
№ 28	Расчет параметров системы с обрушением руды и вмещающих пород
№ 29	Комбинированная система разработки рудных месторождений

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 1

ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ТЕРМИНОЛОГИЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ. ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ ВЫБОРА СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ МЕТОДОМ ИСКЛЮЧЕНИЙ

Краткие теоретические сведения

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

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

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

Месторождение – одно или несколько близкорасположенных рудных тел.

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

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

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

Очистная выемка – комплекс основных и вспомогательных производственных процессов, а также дополнительных выработок, обеспечивающий массовую добычу руды на вскрытых и подготовительных участках рудничного поля. Это – третья стадия разработки месторождения, включающая в себя как основные, так и вспомогательные производственные процессы.

Основные производственные процессы очистной выемки: отбойка руды, вторичное дробление рудной массы, доставка рудной массы, поддержание очистного пространства.

Вспомогательные производственные процессы очистной выемки: доставка материалов, оборудования, перемещение людей, проветривание мест производства добычных работ, энергосбережение, обеспечение технологической водой, мелкий ремонт и обслуживание добычной техники в пределах блока или панели.

Основные производственные процессы очистной выемки:

– подземный транспорт рудной массы;
– подъѐм рудной массы;
– бункеризация рудной массы;
– горно-проходческие работы;
– рудничная вентиляция;
– рудничный водоотлив;

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

Вспомогательные производственные процессы подземной добычи:

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

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

содержания и ремонт подземной горной техники, подземных выработок;

энергообеспечение и обеспечение технологической водой объектов подземного рудника.

Элементы залегания рудных тел

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

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

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

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

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

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

Основные понятия и терминология в области вскрытия

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

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

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

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

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

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

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

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

Основные понятия и терминология в области подготовки

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

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

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

Рудный штрек – штрек, пройденный по руде.

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

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

Восстающий, гезенг – вертикальная, крутонаклонная или наклонная (более 20-25^0) горная выработка, соединяющая выработки различных горизонтов. Может иметь выход на земную поверхность.

Уклон – пологая или слабонаклонная (до 20^0) горная выработка, соединяющая выработки различных горизонтов. Может иметь выход на земную поверхность. Уклон, предназначенный для перемещения самоходной техники, может называться съездом.

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

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

Основные понятия и терминология в области очистной выемки

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

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

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

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

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

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

Последовательность выбора системы разработки методом исключений

1. Отбирают возможные классы систем разработки (см. табл.1), описывая характеристики постоянных и переменных факторов.

2. Из возможных систем разработки выбирают две-три наиболее эффективные с технологической точки зрения (потери, разубоживание, производительность труда, необходимость в закладке).

3. Производят технико-экономическое сравнение двух-трех систем разработки по укрупненным показателям.

Пример. Определить вероятную систему разработки месторождения, представленного залежью вкрапленных руд с содержанием серы 10%. Сульфидные минералы легко окисляются. Руды очень устойчивы, а вмещающие породы неустойчивы. Контуры рудной залежи неправильные, контакт между рудами и вмещающими породами четкий. Мощность залежи 2 м, угол падения 50°, глубина залегания - до 300 м. Ценность руды средняя, распределение сортов руд неправильное: богатые руды перемежаются с бедными рудами и пустой породой.

Составим таблицу (табл. 1) с перечислением факторов и их характеристикой.

Таблица 1

Выбор систем разработки по горно-геологическим факторам

Наименование фактора	Характеристика фактора	Возможные классы систем разработки
Постоянные		
Угол падения	50°	I, III, IV, V, VII (кроме систем с самообрушением)
Мощность рудной залежи	2 м	I, III, IV, V
Устойчивость: - руды - пород	 очень устойчивая неустойчивые	III, V, VI
Переменные		
Контур тела, контакт с породой	неправильный контур, четкий контакт	III, IV, V I (кроме подэтажной отбойки)
Распределение металла в рудной залеже	богатая руда перемежается с бедной рудой и породой	I - V (с забойной сортировкой)
Минералогический и химический состав руды	содержание серы 10%, сульфидные минералы легко окисляются	I - IV I, III - V
Возможность нарушения земной поверхности	ограничений нет	I - VII
Глубина разработки	до 300 м	I - VII
Наличие водоупорного слоя в кровле	нет	I - VII

Из дальнейшего рассмотрения исключаем некоторые классы систем разработки.

Ввиду неустойчивости вмещающих пород не рекомендуется применение следующих классов систем разработки: с непогашенным выработанным пространством, с магазинированием, с креплением, т.е. без закладки.

Из-за высокой устойчивости руды не рекомендуется применение систем с обрушением руды: слоевого, этажного и подэтажного обрушения, самообрушения.

Угол падения позволяет исключить системы с магазинированием руды в очистном пространстве.

Небольшая мощность и неправильный контур рудного тела определяет нецелесообразность применения систем разработки с магазинированием, с обрушением руды и пород.

Содержание серы не оказывает влияния на выбор системы разработки, а склонность руды к окислению исключает применение систем с магазинированием руды, с обрушением руды и вмещающих пород.

Незначительная глубина залегания и неправильное распределение сортов руды не оказывают влияния на выбор системы разработки, но при малой мощности залежи затруднительна селективная выемка.

Из таблицы 1 видно, что пригодными для разработки являются системы III и V классов: а) система разработки горизонтальными слоями с закладкой блоками по простиранию; б) система разработки длинными блоками по простиранию с креплением рамами и закладкой с восходящей выемкой слоев.

Обе системы равноценны по уровню потерь и разубоживания, поэтому предпочтение следует отдать системе III класса как менее трудоемкой и более экономичной. Окончательное решение следует принимать в результате технико-экономического сравнения этих систем.

Упрощенный учёт инвестиционных вложений

В технической литературе можно встретить упрощенный учёт инвестиционных вложений, он заключался в следующем: из мирового и отечественного опыта проектирования и строительства горнодобывающих предприятий известны усредненные данные об удельных инвестиционных вложениях ($К_{уд}$) на 1 тонну годовой производственной мощности рудника ($А_{год}$) по горной массе – (см. табл.2.)

Эффективность вложений по сравниваемым вариантам определяется выражением:

$$Э = С_д + Е_н * К_{уд},$$

где $С_д$ - производственная себестоимость добычи 1 т балансовой руды, руб./т;

$Е_н$ – коэффициент эффективности инвестиционных затрат, учитывающий процентные ставки банковских кредитов (для горнодобывающей промышленности на основе мирового опыта он равен 0.08-0.12).

Таблица 2

Нормативы удельных инвестиционных вложений в строительство новых шахт

Производительность по сырой руде, млн. т	Суммарные вложения, руб/т	Вложения на горно-капитальные работы, руб/т	Вложения на остальные работы, руб/т
1-2	24.2-21.89	12.3-10.97	11.9-10.92
2-5	21.89-16.83	10.97-8.02	10.92-8.81
5-8	16.83-14.34	8.02-7.06	8.81-7.28
8-12	14.34-12.51	7.06-6.63	7.28-5.88
Свыше 12	12.51-11.32	6.63-6.42	5.88-4.90

Учёт затрат на геолого-разведочные работы

Если есть необходимость в ориентировочной оценке величины затрат на геолого-разведочные работы, то эти затраты в процентах от цены на руду равны:

Железные руды	0,02-0,05 %
Руды марганца, хрома	0,04-0,08 %
Руды свинцово-цинковые, медно-никелевые и др. полиметаллические, руды цветных и редких металлов	0,06-0,10 %
Руды вольфрамо-молибденовые	0,08-0,12 %
Руды оловянные, ртутные и сурьмяные	0,10-0,12 %

Технико-экономическое обоснование выбора системы разработки

Структура себестоимости добычи руды по элементам затрат (в процентах от производственной себестоимости) включает следующие позиции:

1. Заработанная плата с отчислениями в страховой фонд	18-25%
2. Материалы и топливо	8-14%
3. Электроэнергия	3-8%
4. Амортизационные отчисления	14-25%
5. Прочие денежные расходы	8-12%
6. Производственная себестоимость	100%
7. Внепроизводственные расходы	6-12%
8. Полная себестоимость	106-112%

Пример. Выбор системы разработки

Выбрать систему разработки для пологопадающего медного месторождения.

При разработке медного месторождения камерно-столбовой системой в рудных целиках теряется до 25-30% балансовых запасов. Применение этой же системы, но с искусственными целиками из твердеющей закладки повышает себестоимость добычи, но резко уменьшает потери. В связи с этим в таблице приведены технико-экономические расчеты на 1 тонну погашенных балансовых запасов при отработке блока (панели) тремя системами:

- 1 вариант - камерно-столбовая система с применением твердеющей закладки для возведения ленточных целиков-опор;
- 2 вариант - системой с обрушением руды и пород при торцевом выпуске;
- 3 вариант - камерно-столбовой системой с панельной выемкой и оставлением рудных целиков.

Для упрощения расчетов принимаются одинаковыми удельные капитальные вложениях на 1 тонну годовой производственной мощности рудника по вариантам.

Таблица 3

Прибыль с 1 т погашенных запасов

Исходные данные	Ед. изм.	Усл. обозн.	1 вариант	2 вариант	3 вариант
Цена 1 т меди	руб.	**Ц**	2500	2500	2500
Содержание меди в балансовых запасах	%	**с**	1.64	1.64	1.64
Содержание меди в примешанных породах	%	$\mathbf{c_{пр}}$	0.2	0.2	0.2
Балансовые запасы	тыс.т	**Б**	600	600	600
Добыто рудной массы	тыс.т	**Д**	600	630	420
Коэффициент, учитывающий потери руды	отн. ед.	$\mathbf{К_п}$	0.03	0.08	0.30
Коэффициент разубоживания руды	отн.ед.	**r**	0.03	0.134	0.149
Коэффициент примешивания пород	отн.ед.	$\mathbf{r^1}$	0.03	0.141	0.104
Коэффициент, учитывающий выход меди в концентрат при обогащении	отн. ед.	$\mathbf{e_o}$	0.83	0.81	0.82
Общерудничная себестоимость добычи 1 т погашенных запасов	руб.	$\mathbf{С_о}$	6.1	5.5	4.0
Себестоимость транспортирования 1 т рудной массы до обогатительной фабрики	руб.	$\mathbf{С_{тр}}$	1.8	1.8	1.8
Себестоимость обогащения 1 т рудной массы	руб.	$\mathbf{С_{об}}$	2.0	2.0	2.0
Прибыль с 1 т погашенных запасов	руб.	**П**	23.23	21.82	16.16

Таблица 4

Приведенный доход с 1 т балансовых запасов

Исходные данные	Ед. изм.	Усл. обозн.	1 вариант	2 вариант	3 вариант
Цена 1 т меди	руб.	**Ц**	2500	2500	2500
Удельные капитальные вложениях	руб./т	$\mathbf{К_{уд}}$	50	50	50
Коэффициент эффективности капзатрат	отн. ед.	$\mathbf{Е_н}$	0.1	0.1	0.1
Содержание меди в балансовых запасах	%	**с**	1.64	1.64	1.64
Содержание меди в добытой рудной массе	%	**а**	1.59	1.42	1.56
Коэффициент изменения качества	отн. ед.	$\mathbf{К_к}$	0.970	0.866	0.951
Коэффициент извлечения меди из недр	отн. ед.	$\mathbf{К_н}$	0.968	0.915	0.696
Коэффициент извлечения меди в концентрат (при обогащении и металлургическом переделе)	отн. ед.	$\mathbf{И_о}$	0.922	0.913	0.922
Коэффициент разубоживания руды	отн. ед.	**r**	0.030	0.134	0.049
Себестоимость добычи 1 т рудной массы по системе разработки	руб.	$\mathbf{С_д}$	5.27	4.77	3.42
Себестоимость транспортирования и рудосортировки 1 т рудной массы	руб.	$\mathbf{С_{тр}}$	1.83	1.83	1.83
Себестоимость обогащения и металлургического передела 1 т рудной массы	руб.	$\mathbf{С_{пер}}$	2.0	2.0	2.0
Полная себестоимость 1 т рудной массы в товарную руду с учетом неучтенных затрат	руб.	$\mathbf{С_{тов}}$	10.47	9.88	8.34
Затраты на разведку 1 т балансовых запасов	руб.	$\mathbf{З_р}$	0.86	0.86	0.86
Условный ущерб от разубоживания 1 т балансовой руды	руб.	$\mathbf{У_р}$	0.213	0.884	0.257
Условный ущерб от потерь 1 т балансовой руды	руб.	$\mathbf{У_п}$	1.210	3.182	11.492
Приведенный доход (пусть капзатраты примерно равны)	руб.	$\mathbf{Д_{пр}}$	19.45	13.35	3.06

Как видно из таблиц 4 и 5, в которых подсчитаны прибыль и доход по обеим методикам, первый вариант в обоих случаях обеспечивает наибольшую экономическую эффективность из-за высокой полноты извлечения металла из недр.

Обоснование параметров систем разработки

Выбор способа отделения руды от массива (шпурами, скважинами, механической отбойкой) и объема единовременно отбиваемой руды (согласовать с плановой производительностью очистного блока), оптимизация БВР. Выбор способа доставки руды в пределах блока и средств механизации, оптимизация доставки.

Обоснование варианта системы разработки для конкретных участков шахтного поля ведется на основе анализа достижений в горнорудной промышленности в целом и на конкретном руднике в частности. При этом подсчетами выявляются технико-экономические преимущества (в условиях проектируемого участка шахтного поля) принятого варианта системы разработки:

- снижение удельного объема подготовительных и нарезных работ;
- повышение производительности труда;
- снижение трудоемкости работ;
- снижение расхода важнейших материалов (ВВ, крепежный лес, закладочные материалы и т.д.).

Механизация и организация очистных работ принимаются на основе анализа последних достижений отечественной и зарубежной горной промышленности.

Выбор технологии отработки целиков (междукамерных, междуэтажных) производится так же, как и для выемки основных запасов руды.

Подготовительные и нарезные работы

1. Выбор способа подготовки этажного горизонта с учетом принятой схемы транспорта руды и условий залегания (пологое, наклонное, крутопадающее).

Подготовка: этажными штреками; этажными штреками и ортами; для весьма мощных месторождений - главными штреками или главными и панельными штреками (для горизонтальных и пологих месторождений); обоснование расположения подготовительных выработок по руде или во вмещающих породах; определяются расстояния между откаточными штреками или ортами, на которые будет производиться выпуск рудной массы из камер (при донном выпуске), расположение восстающих, рудоспусков и наклонных съездов (если они есть), подсчитывается объём подготовительных выработок.

При выборе принятой схемы учитывается опыт передовых отечественных рудников и достижений зарубежной практики.

Обосновывается схема расположения нарезных выработок в блоке (камере) в зависимости от выбранного варианта БВР и выпуска отбитой рудной массы на откаточный горизонт, варианта образования отрезной щели в камере.

2. Сечение и способ крепления подготовительных и нарезных выработок (откаточные штреки и орты; блоковые восстающие; подэтажные, выемочные штреки; выработки горизонта вторичного дробления и подсечки; буровые выработки и т.д.). В виде таблицы приводятся сечения в свету и проходке, а также указываются способы крепления и типы применяемой крепи для каждой выработки.

Определяется объем подготовительных и нарезных выработок в м на 1000т готовых к выемке запасов руды.

Эксплуатационные потери и разубоживание руды принимаются в соответствии с особенностями системы разработки и горнотехническими условиями проектируемого месторождения по данным практики или литературным источникам.

3. Подсчет стоимости проведения подготовительных и нарезных выработок на блок дается в виде таблицы 5.

Таблица 5

Наименование выработок	Общая длина на блок, м	Стоимость проходки, руб.		Примечание
		1 м	Общая	
Итого:				

Расчет очистных работ

1. Расчетная схема работ, операции цикла. Дается описание технологического цикла по системе разработки.

2. Расчет всех производственных процессов очистной выемки выполняется по работам для одного (выбранного) варианта.

Буровзрывные работы: буровое оборудование; расположение, глубина и количество шпуров или скважин; способ их заряжания, трудоемкость работ и расход энергии, ВВ и средств взрывания на 1 цикл работ и на 1000 т добытой рудной массы.

Погрузка и доставка: производительность выбранных машин и механизмов; трудоемкость работ и расход энергии на 1 цикл работ и на 1000 т добытой рудной массы. Необходимо предусмотреть возможность применения дистанционного управления механизмами и использование самоходного оборудования.

Стоимость проведения выработок принимается по данным предприятия или из литературных источников.

Выпуск руды под обрушенными породами: (при системах разработки этажного и подэтажного обрушения). Обосновывается расстояние между выпускными отверстиями, режим выпуска, объем выпускаемой руды из каждого отверстия по достижению предельного разубоживания и составляется планограмма выпуска руды из блока.

Крепление выработанного пространства: выбор способа крепления и его основных элементов, трудоемкость работ, расход материала и энергии на 1 цикл работ и на 1000 т рудной массы.

Закладка выработанного пространства: выбор материала для закладки, объем закладочных работ, выбор способа закладки и оборудования. Для твердеющей закладки – расчет необходимой прочности, для гидравлической – описать технологию дренажа воды из блока. Трудоемкость работ, расход материалов и энергии на 1 цикл работ и на 1000т добытой руды.

Организация работ очистной выемки: на основании произведенных расчетов составить график организации работ при очистной выемке, дать краткое описание организации работ в забое и блоке. Подсчитать состав забойной группы и определить её производительность.

Количество блоков, необходимое для обеспечения годовой производительности рудника (шахты). Число блоков в одновременной очистной выемке.

Расчет калькуляции себестоимости добычи 1 т рудной массы

Расчет калькуляции по каждой из статей расходов прямых затрат (заработная плата, материалы, энергия, амортизация) производится по форме таблицы 7.

В заключении определяется себестоимость в расчете на 1 т погашенных запасов руды.

Капитальные затраты и годовые амортизационные отчисления на горные машины и оборудование определяются по табл.7.

Основные технико-экономические показатели системы разработки

- Распределение запасов руды в блоке по стадиям работ.
- Длина подготовительных и нарезных выработок, м.
- Производительность рудника, т/год.
- Срок существования, лет.
- Средняя производительность блока, т/мес.
- Средняя производительность труда по системе разработке, т/см.
- Себестоимость одной тонны руды из очистных работ.
- Средние потери и разубоживание по блоку.
- Среднее содержание полезного компонента в добытой руде.

Последовательность расчета параметров системы разработки

1. Выбор способа отделения руды от массива (шпурами, скважинами, механической отбойкой) и объема единовременно отбиваемой руды (согласовать с плановой производительностью очистного блока), оптимизация БВР. Выбор способа доставки руды в пределах блока и средств механизации, оптимизация доставки. Проектирование системы разработки.
2. Выбор размеров блока, исходя из устойчивости обнажений и требуемой производительности рудника
3. Подсчет объемов подготовительных и нарезных работ, распределение балансовых запасов по стадиям работ.
4. Вычисление показателей извлечения руды (потерь и разубоживания) по стадиям работ.
5. Определение состава проходческой бригады на подготовительных работах, продолжительность работ, потребное оборудование.
6. Расчет очистной выемки:

- среднесуточная производительность и продолжительность очистной выемки блока;
- необходимое очистное оборудование;
- число блоков в одновременной работе;
- основные технологические процессы (БВР, доставка, управление горным давлением);
- извлечение целиков.

Таблица 6

Калькуляция себестоимости производственных процессов

(указать единицу счета, например, 1 т погашенных запасов)

№	Наименование статей расходов	Раз-ряд	Ед.изм.	Кол. на ед. счета	Стои-мость ед., руб.	Сум-ма, руб.
	1. Заработная плата					
	Итого по тарифу Доплата за ночное время Премия Итого с ночными и премией Итого с районным коэффициентом Дополнительная заработная плата Итого с дополнительной заработной платой Отчисления на социальные нужды					
	ИТОГО заработной платы с начислениями					
	2. Материалы					
	ИТОГО материалов (с учетом транспортных					
	3. Энергия					
	ИТОГО энергии					
	4. Амортизация (по отдельному расчету)					
	ИТОГО прямых затрат на единицу расчета					

Таблица 7

Инвестиционные затраты и годовые амортизационные отчисления на горные машины и оборудование

Наименование горных машин и оборудования	Оптовая или договорная цена, руб.	Количество единиц	Сумма, руб.	Транспорт и монтаж, руб.	Полная (балансовая) стоимость, руб.	Норма амортизации, %/год	Сумма годовой амортизации, руб.
1.							
2.							
ИТОГО затрат на горные машины и оборудование							

7. Составление циклограмм и календарного плана работ подготовительных и очистных работ на основании табл. 5.

8. Расчет технико-экономических показателей по системе разработки.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 2

ПОДСЧЕТ ПРОМЫШЛЕННЫХ ЗАПАСОВ

Естественное скопление полезного ископаемого в земной коре называется **месторождением**.

Месторождение или его часть, отведённая для разработки одной шахтой, называется шахтным полем.

Под запасами понимают полное количество полезного ископаемого в данном месторождении или отдельных его частях. Запасы делятся на балансовые и забалансовые.

Балансовыми называются запасы полезного ископаемого, удовлетворяющие требованиям (кондициям) их промышленного использования при современном уровне техники и экономики, пригодные для добывания.

Забалансовыми называют запасы, которые не удовлетворяют этим требованиям, и поэтому их использование в настоящее время нецелесообразно. В будущем при соответствующем развитии техники и экономики их промышленное использование может оказаться целесообразным.

По степени разведанности и изученности запасы делятся на четыре категории: А, В, C_1 и C_2.

Категория А – запасы, детально разведанные с помощью скважин и горных выработок; имеются все данные о качестве полезного ископаемого.

Категория В – запасы, разведанные с помощью разведочных выработок; выявлены основные особенности залегания и качество полезного ископаемого без точного оконтуривания участков с кондиционными и некондиционными запасами.

Категория C_1 - запасы, определённые на основании более редкой сети буровых скважин или разведочных выработок и экстраполяции по геологическим и геофизическим данным; условия определяющие ведение горно-эксплуатационных работ, выяснены в общих чертах.

Категория C_2 – запасы, предварительно оценённые по геологическим данным; контур категории принят по данным примыкающих разведочных участков. По соотношениям категорий А, В, С балансовые запасы, намеченные к разработке, делятся на две группы:

группа 1 – суммарные запасы категорий А и В составляют не менее 50% всех запасов ($A+B+C_1$), причём запасов, отнесённых к категории А, должно быть не менее 20%;

группа 2 – запасы категории В составляют не менее 50% общих запасов, а запасы категории А отдельно не выявляются.

При разработке полезных ископаемых часть балансовых запасов теряется в охранных и барьерных целиках, вблизи геологических нарушений и др. Эти потери проектируются и называются проектными.

Запасы, полученные путем исключения из балансовых запасов проектных потерь, подлежат извлечению из недр и называются **промышленными**:

$$Z_{пром} = Z_{бал} - \sum q_{П}\ , (1),$$

где $\Sigma q_{п}$ – проектные потери полезного ископаемого, т;

$$\sum q_{П} = q_{Ц} + q_{Э}\ , (2),$$

где $q_{ц}$ – потери в целиках, т; $q_{э}$ – эксплуатационные потери, т.

Балансовые запасы шахтного поля

$$Z_{бал} = SH\sum m\gamma\ , (3),$$

где S – размер шахтного поля по простиранию, м;

H – размер шахтного поля по падению, м;

Σm – суммарная мощность рудных тел, м;

γ - средняя плотность руды, т/м^3.

Потери руды в охранных и барьерных целиках рассчитываются согласно правилами охраны сооружений.

Ориентировочно они составляют для пологих рудных тел 0,5 – 2%, а для крутых рудных тел 1,5 – 4% от балансовых.

Эксплуатационные потери зависят от применяемой системы разработки, мощности разрабатываемого участка рудной залежи, способов охраны подготовительных выработок. Они могут быть подсчитаны по формуле

$$q_{Э} = \left(Z_{бал} - q_{Ц}\right)R\ , (4),$$

где R – коэффициент эксплуатационных потерь (при разработке тонких жильных рудных тел R=0,05 – 0,10; при разработке рудных тел средней мощности и мощных R = 0,10 – 0,15).

Пример 1. Подсчитать промышленные запасы шахтного поля для следующих горно-геологических и горнотехнических условий:

Размер шахтного поля по простиранию – 5000м; по падению – 3000м; угол падения – 10^0; количество рудных тел в шахтном поле – 2, их мощность m_1 = 1,2 м и m_2 = 0,8 м; средняя плотность руды – 1,4 т/м^3.

Решение. Подсчитываем балансовые запасы полезного ископаемого в шахтном поле

$$Z_{бал} = 5000*3000\ (1{,}2+0{,}8)1{,}4 = 42000000 \text{ т.}$$

Определяем:

Потери руды в целиках

$$q_{Ц} = 0{,}01 \cdot 42000000\ = 420000 \text{ т,}$$

эксплуатационные потери

$$q_{Э} = \left(42000000 - 420000\right) \cdot 0{,}1 = 4158000\text{т}, Z$$

суммарные проектные потери

$$\sum q_{П}\ = 420000 + 4158000 = 4578000 \text{ т.}$$

Тогда промышленные запасы руды в шахтном поле составят

$$Z_{пром}\ = 42000000 - 4578000 = 37422000 \text{ т.}$$

Взаимосвязь между балансовыми и промышленными запасами определяется соотношением, называемым коэффициентом извлечения;

$$c = \frac{Z_{пром}}{Z_{бал}} \prec 1, \quad (5)$$

Для рассматриваемого примера $c = \frac{37422000}{42000000} = 0{,}89.$

Коэффициент извлечения имеет важное значение при проектировании и разработке месторождения – он определяет уровень добычи руды, поэтому стремится к рациональному его повышению. При ориентировочных расчётах величину коэффициента извлечения можно принимать для рудных тел:

тонких	0,92 – 0,90
средней мощности	0,88 – 0,85
мощных пологих	0,85 – 0,82
мощных крутых	0,80 – 0,75

Следует отметить, что при составлении проекта строительства и реконструкции шахты величины коэффициента эксплуатационных потерь и коэффициента, учитывающих потери руды в целиках, принимают по данным опыта ориентировочно. После выполнения рабочих проектов схем вскрытия, способов подготовки и систем разработки подсчитывают истинное значение коэффициента эксплуатационных потерь для конкретных проектируемых условий и уточняют промышленные запасы шахтного поля.

Таблица 1

Варианты для выполнения практической работы №2

Номер примера	Размеры шахтного поля, м		Угол падения рудных тел, градус	Кол-во рудных тел	Мощность разрабатываемого рудного тела, м					Средняя плотность руды, т/м^3
	по простиранию	по падению			1	2	3	4	5	
1	2000	500	76	3	1,8	2,0	1,5	-	-	2,65
2	3200	300	80	3	2,9	2,1	1,4	-	-	2,80
3	4000	200	75	2	2,2	1,5	-	-	-	2,8
4	1500	800	85	2	3,8	3,5	-	-	-	3,2
5	2500	300	87	2	2,9	3,6	-	-	-	3,5
6	1800	400	60	3	4,2	5,1	6,0	-	-	3,1
7	2200	600	70	3	5,0	5,3	5,5	-	-	3,2
8	4500	500	75	5	3,2	1,9	2,1	1,0	1,8	2,75
9	3500	700	72	5	1,3	1,5	1,5	1,6	2,7	2,65
10	3000	600	85	3	2,3	2,4	3,2	-	-	2,8
11	2000	500	76	3	4,2	5,1	6,0	-	-	3,1
12	3200	300	80	3	5,0	5,3	5,5	-	-	3,2
13	4000	200	75	5	3,2	1,9	2,1	1,0	1,8	2,75
14	1500	800	85	5	1,3	1,5	1,5	1,6	2,7	2,65
15	2500	300	87	3	2,3	2,4	3,2	-	-	2,8
16	1800	400	60	3	1,8	2,0	1,5	-	-	2,65
17	2200	600	70	3	2,9	2,1	1,4	-	-	2,80
18	4500	500	75	2	2,2	1,5	-	-	-	2,8
19	3500	700	72	2	3,8	3,5	-	-	-	3,2
20	3000	600	85	2	2,9	3,6	-	-	-	3,5

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 3

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОЕКТНОЙ МОЩНОСТИ И СРОКА СЛУЖБЫ ШАХТЫ

1. Между проектной годовой мощностью шахты A (кратко: годовая мощность шахты), расчетным сроком ее службы T_p и величиной промышленных запасов Z_n имеется следующая зависимость:

$$A = \frac{Z_n}{T_p} \quad (1)$$

2. Фактический срок службы равен

$$T_ф = T_p + t_1 + t_2 \quad (2)$$

где t_1 – срок освоения годовой проектной мощности новой шахты. Согласно нормам технологического проектирования (НТП) устанавливается: не более 1 года при А до 0,6 млн.т, не более 2 лет при А от 0,6 до 1,2 млн.т и не более 3 лет при А от 1,2 до 3 млн.т. При А>3 млн. т., а также для шахт глубиной более 800 м срок освоения проектных мощностей определяется при проектировании;

t_2 – срок затухания добычи к концу отработки запасов; он строго не регламентирован, но должен составлять не более 20 % продолжительности отработки последнего горизонта, т.е. при пологом падении пластов не более 2-3 лет и при крутом не более 1-2 года.

Принят следующий типовой ряд значений годовой мощности рудных шахт: 0,9; 1,2; 1,5; 1,8; 2,4; 3; 3,6 млн.т, а на участках с весьма благоприятными горно-геологическими условиями – 4,5-6 млн.т и более. При надлежащем обосновании допускается принятие промежуточной мощности.

При технико-экономическом обосновании расчетный срок службы шахты $T_р$ рассматривается как производная величина мощности шахты и размеров ее поля. При этом для рудной шахты рекомендуется ориентироваться на расчетные сроки: 50-60 лет при $A>1,8$ млн.т, 40-50 лет при $1,2 \leq A \leq 1,8$ млн.т и 25-40 лет при A до 1,2 млн.т в год.

Согласно НТП на месторождении с небольшими запасами или в особых условиях (например, в районах вечной мерзлоты и в районах, удаленных от железных дорог) допускается проектирование шахт с годовой мощностью и сроком службы значительно меньше типовых, т.е. в этих условиях может быть: $A<900$ тыс.т и $T_p<25$ лет.

При установлении годовой мощности и срока службы руданой шахты обычно различают два случая: 1) запасы участка месторождения ограничены (известны) и 2) запасы участка месторождения не ограничены. В первом случае из ряда типовых мощностей шахт подбирают такую (а иногда промежуточную), произведение которой на срок службы, взятый в переделах, рекомендуемых НТП для данной мощности, было бы равно данному (известному) количеству запасов. При небольших запасах или в особых условиях годовая мощность и срок службы шахты могут быть меньше типовых. Во втором случае расчет начинается с установления нагрузки на очистной

забой (лаву) и выемочной участок, а затем, определив число участков и пластов свиты, разрабатываемых одновременно, подсчитывают годовую мощность. Далее, округлив годовую добычу, полученную результате подсчета до ближайшего большего значения типовой мощности и умножив последнюю на срок службы, взятый в переделах рекомендуемых НТП для этой типовой мощности, получают необходимое количество запасов. Для расчета годовой мощности, очевидно, требуется предварительный выбор схем вскрытия и подготовки шахтного поля и систем разработки.

Поскольку при составлении НТП, которыми мы пользуемся наряду с директивными и другими материалами, учитывают выводы и рекомендации, выработанные в результате научных исследований по установлению пределов изменения оптимальных значений целого параметров шахт и участков, в том, что числе параметров, входящих в формулу (III. 15), то можем быть уверены в том, что выбранные или рассчитанные нами параметры и другие величины в большинстве случаев находятся в переделах (обычно очень широких) их оптимальных значений.

Для рудных шахт при разработке: на небольших глубинах (до 100 м) и при легких условиях разработки расчетные сроки службы 3-7 лет при *А =35-100* тыс. т, 8-18 лет при *А=500-100* тыс. т, и 20-25 лет при *А>1000*тыс.т в год; на большой глубине и при тяжелых условиях разработки расчетные сроки 4-15 лет при *А=35-100* тыс. т, 10-25 лет при *А=500-1000* тыс. т., 25-30 лет и более при А>1000 тыс. т в год. Величины t_1 и t_2 для рудных шахт ориентировочно принимают в тех же переделах, что и для рудных.

3. Суточная добыча шахты $$A_c = \frac{A}{N} \quad (3)$$

где *N* – число рабочих дней шахты в году, во всех случаях рекомендуется принимать *N=260*.

Пример. Определить $T_р$, $T_ф$ и другие параметры при следующий данных *А=1,5* млн.т *П=9 %* $Z_{бал}$ *= 68 млн.т.*

Решение:

Находим коэффициент извлечения запасов руды из недр $$c = \frac{Z_п}{Z_{бал}} = 1 - 0{,}01П$$

где *П*- общие потери полезного ископаемого по шахте в процентах от балансовых запасов шахты. Они складируются из потерь в общешахтных целиках $П_{о.ц.}$ и эксплуатационных потерь $П_э$ т.е. $П = П_{о.ц.} + П_э\%$

Для нашего примера $c=1-0{,}01*9=0{,}91$

По формуле $$Z_п = Z_б c$$

Определяем $Z_п = 68*0{,}91 = 61{,}88$ *млн.т*

Общие потери по шахте составляют *68-61,88=6,12 млн.т.*

По формуле $$A = \frac{Z_п}{T_р}$$

находим $$T_р = \frac{61{,}88}{1{,}5} = 41{,}2 \text{ года,}$$

что соответствует нормам технического проектирования.

Приняв $t_1=2,5$ года и $t_2=2,3$ года

Находим срок существования шахты (фактическое):

$$T_ф = 41,2+2,5+2,3=46 \text{ лет}$$

Суточная добыча шахты после освоения проектной мощности составляет:

$$A_c = \frac{1500000}{260} = 5770 \text{ тонн.}$$

При разработке месторождений с углом падения рудного тела более 30^0 годовую производительность рудника определяют по годовому понижению горных работ – опусканию горных работ по всей площади рудного тела за год.

Годовая производительность должна быть увязана с экономически целесообразным сроком существования рудника.

Таблица 1

Варианты для выполнения практической работы №3

Номер варианта	А, млн.т/год	$П_э$	$Z_{п,}$, млн.т	m_1,м	m_2, м	m_3, м	m_4, м	$П_э$	α, град
1.	1,8	3%;	80	2.1	1,9	1,8	1,2	9%;	70^0.
2.	1	4%	25	1,5	2,9	2,5	-	9%	72^0
3.	1,2	5%	75	2,1	3,2	-	-	9%	78^0
4.	1,5	3%;	75	2.5	2,9	2,8	2,3	9%;	80^0.
5.	1,7	4%	85	2,2	4,1	3,9	-	9%	84^0
6.	1,9	5%	80	2,5	3,1	3,2	-	9%;	60^0.
7.	2,1	3%;	75	4,1	4,5	3,8	1,3	9%	82^0
8.	1,5	4%	70	2,3	1,9	1,6	-	9%	78^0
9.	1,8	5%	68	2,8	8,9	-	-	9%;	75^0.
10.	2	3%;	90	2,8	3,1	4,2	1,9	9%;	84^0
11.	1,8	4%	80	2,5	3,1	3,2	-	9%;	60^0.
12.	1	5%	75	4,1	4,5	3,8	1,3	9%	82^0
13.	1,2	3%;	70	2,3	1,9	1,6	-	9%	78^0
14.	1,5	4%	68	2,8	8,9	-	-	9%;	75^0.
15.	1,7	5%	90	2,8	3,1	4,2	1,9	9%;	84^0
16.	1,9	3%;	80	2.1	1,9	1,8	1,2	9%;	70^0.
17.	2,1	4%	25	1,5	2,9	2,5	-	9%	72^0
18.	1,5	5%	75	2,1	3,2	-	-	9%	78^0
19.	1,8	3%;	75	2.5	2,9	2,8	2,3	9%;	80^0.
20.	2	5%	85	2,2	4,1	3,9	-	9%	84^0

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 4

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Потери – это часть балансовых запасов руды, неизвлечённой из недр при добыче или потерянной при транспортировке рудной массы.

Разубоживание – это снижение содержания полезного компонента в добытой руде за счет примешивания к ней пустой породы (потери качества руды).

Коэффициент потерь (по металлу, полезному компоненту):

$$K = \frac{V_{пот} * \alpha_{пот}}{\alpha_{бл} * Б_{бл}}$$

где $V_{пот}$ - количество потерянной руды из балансовых запасов, т;

$\alpha_{пот}$ и $\alpha_{бл}$ - содержание полезного компонента в потерянной руде и в погашенных балансовых запасах, т.е. в извлеченных запасах, %;

$Б_{бл}$ - количество погашенных балансовых запасов руды, т.

Коэффициент разубоживания руды:

$$Р = \frac{\alpha_{бл} - \alpha_{доб}}{\alpha_{бл}}$$

где $\alpha_{доб}$ - содержание полезного компонента в добытой руде, %.

Потери руды (по руде, без учета содержания металла):

$$П = \frac{V_{пот} * 100\%}{Б_{бл}}$$

Разубоживание:

$$r = \frac{V_{разуб} * 100\%}{V_{добыт}}$$

где $V_{разуб}$ - объем примешанной в руду пустой породы, т или м 3 ;

$V_{добыт}$ - объем добытой руды, т или м 3

$$V_{добыт} = Б_{бл} - V_{пот} + V_{разуб} = \frac{Б_{бл} * (1 - К)}{(1 - r)} = \frac{Б_{бл} * К_{извл}}{(1 - r)}$$

Выход рудной массы:

$$\eta = V_{добыт} / Б_{бл}$$

Коэффициент примешивания пустых пород:

$$r^1 = \frac{V_{разуб} * 100\%}{Б_{бл}} = \eta * r$$

При подсчете коэффициентов потерь и разубоживания руды:

а) по блоку - расчет ведется:

- на текущее состояние по выпуску рудной массы;
- на выпуск последней дозы, т.е. что останется в блоке когда всю руду уже извлекли, исключая эксплуатационные потери и потери в целиках

б) по подготовительно-нарезным работам

$$К = 0,\ r = (S_{вчерне} - S_{руда}) / S_{вчерне}.$$

Средние значения извлечения при очистных работах:

$$К_{извл} = 1-К_о = И_о / Б_о, \qquad r_о = (Д_о - И_о) / Д_о$$

Средние значения извлечения по блоку:

$$К_{извл} = 1-К = И / Б_{бл}, \qquad r = (Д - И) / Д$$

Показатели извлечения по блоку (участку) сводят в таблицу 1.

Таблица 1

Стадия работ	Балансовые запасы, Б, м^3	Коэффициент извлечения, $К_{извл}$	Разубоживание, r	Извлекаемые запасы, И, м^3	Объем добытой руды, Д, м^3
Подготовительные работы	$Б_п$	$1-К_п$	$r_п$	$И_п=Б_п*(1-К_п)$	$Д_п= И_п/(1- r_п)$
Нарезные работы	$Б_н$	$1-К_н$	$r_н$	$И_н$	$Д_п$
Очистные работы:					$Д_п$ $Д_п$
- выемка камер	$Б_{о.к.}$	$1-К_{о.к.}$	$r_к$	$И_к$	
- выемка целиков	$Б_{о.ц.}$	$1-К_{о.ц.}$	$r_ц$	$И_ц$	
ИТОГО:	$Б_о= Б_{о.к.}+ Б_{о.ц.}$	$1-К_о$	$r_о$	$И_о= И_к+И_ц$	$Д_о=Д_к+Д_ц$
ВСЕГО по блоку:	$Б_{бл}= Б_п +Б_н +Б_о$	1- К	r	$И= И_п +И_н +И_о$	$Д=Д_п +Д_н +Д_о$

РАСЧЁТ ПОКАЗАТЕЛЕЙ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ ДОСТАВКИ РУДЫ

На практическом занятии, в соответствии с изложенной ниже методикой, на доске с привлечением студентов рассчитываются параметры и показатели процесса доставки по исходным данным, предложенным преподавателем.

В конце практического занятия студенты получают индивидуальные задания (табл. 4), которые выполняются в течении времени, отведённого для самостоятельной работы.

Краткие теоретические сведения

Эксплуатационная производительность ПДМ, т/смену

$$Q = \frac{60 \cdot T_{см} \cdot q \cdot K_{ив} \cdot K_{тн}}{T_{дв} + K_{нег} \cdot (T_н + T_з) + T_р},$$

где: $T_{см}$ – продолжительность смены, ч;

q – грузоподъѐмность машины, т;

$K_{ив}$ – коэффициент, учитывающий время использования машины в течении смены (меняется от 0,6 до 0,9);

$K_{тн}$ – коэффициент, учитывающий затраты времени на перемещения негабаритов. Принимается равным 0,9–0,95;

$T_{дв}$ – суммарное время движения машины с грузом и без груза, мин;

$$T_{дв} = \frac{0{,}06 \cdot L_{гр}}{V_{гр}} + \frac{0{,}06 \cdot L_{пор}}{V_{пор}},$$

где $L_{гр}$ и $L_{пор}$ – длина маршрута соответственно с грузом и без груза, м;

$V_{гр}$ и $V_{пор}$ – средняя скорость движения соответственно с грузом и без груза, км/ч.

$K_{нег}$ – коэффициент, учитывающий выход негабарита

$$K_{нег} = 1 + 0{,}02 \cdot B_{н},$$

где $B_{н}$ – выход негабарита, %;

$T_{н}$ – время наполнения ковша, мин,

$$T_{н} = \frac{25}{\left(\frac{B}{d_{ср}}\right)3/2},$$

где B – ширина ковша;

$d_{ср}$ – диаметр среднего куска, м;

$T_{з}$ – среднее в течение смены время, необходимое для ликвидации зависаний в выпускных выработках, мин,

$$T_{з} = \frac{0{,}02 \cdot q \cdot t_{зав}}{\left(\frac{B}{d_{ср}}\right)3/2},$$

где $t_{зав}$ – среднее время, необходимое для ликвидации одного зависания, мин. (принимать 15 мин.)

$T_{р}$ – среднее время разгрузки, мин. (принимать 0,5 мин.).

Таблица 2

Исходные данные к практической работе № 4

№	Емкость ковша, м^3	Средний диаметр куска, м	Выход негабарита, %	Длина грузового маршрута, м	Длина порожнего маршрута, м
	$V_к$	$d_{ср}$	$B_н$	$L_{гр}$	$L_{пор}$
1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**
1	1,0	0,15	0	50	50
2	1,5	0,20	3	60	60
3	2,0	0,25	5	70	70
4	2,5	0,30	7	80	80
5	3,0	0,35	10	90	90
6	3,5	0,40	0	100	100
7	4,0	0,45	2	120	120
8	4,5	0,50	4	150	150
9	5,0	0,55	6	180	180
10	6,0	0,60	8	200	200
11	1,0	0,45	12	60	120
12	1,5	0,50	14	60	180
13	2,0	0,55	16	80	120
14	2,5	0,60	18	80	140
15	3,0	0,65	20	100	150
16	3,5	0,70	0	100	200
17	4,0	0,75	3	100	250
18	4,5	0,80	5	100	300
19	5,0	0,85	7	150	250
20	6,0	0,90	10	150	350
21	1,0	0,25	0	75	110
22	1,5	0,30	2	85	130
23	2,0	0,35	4	95	60
24	2,5	0,40	6	110	110
25	3,0	0,45	8	145	100
26	3,5	0,50	12	165	220
27	4,0	0,55	14	140	80
28	4,5	0,60	16	120	230
29	5,0	0,65	18	250	270
30	6,0	0,70	20	300	300

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 5

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Произвести расчет системы разработки для следующих условий. Глубина работ Н=115 м (из них мощность налегающих пород 105 м), мощность рудного тела m=10 м, угол падения α=0-3^0 , плотность: руды - γр =3.6 т/м^3 , пород - γп =2.7 т/м^3; коэффициент крепости: руды - fр =11, породы fп =10-12, выход керна в кусках 100 мм и более - 80%, случайные трещины расположены по напластованию пород, расстояние между трещинами 1.5-2 м, ширина трещин менее 1мм, поверхность трещин шероховатая, приток воды в выработки незначителен, годовая производительность рудника А=580 тыс.т, число рабочих дней в году 305, число рабочих смен в сутки: на подготовительных работах - 3, на очистных - 2; продолжительность смены 6 ч, ширина панели 100 м.

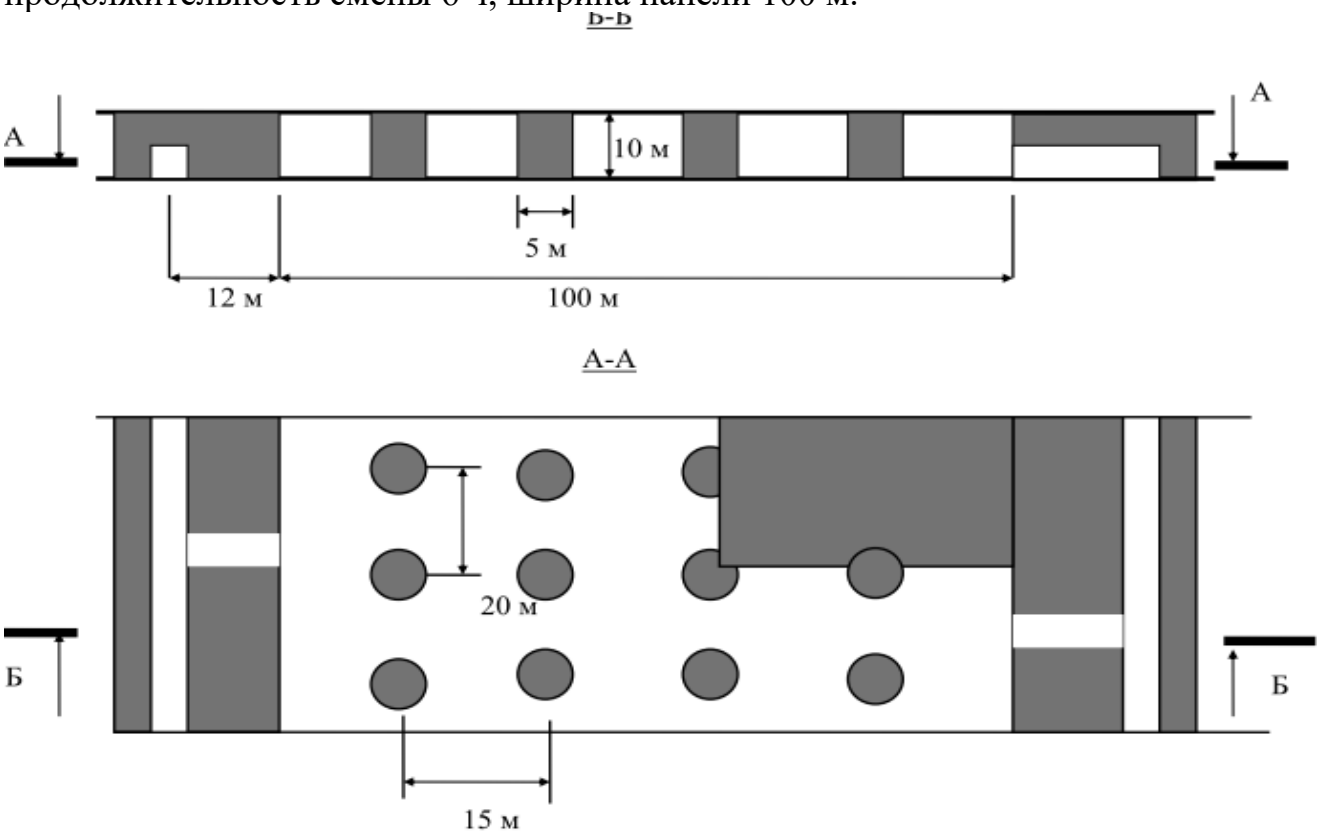


Рис. 1. Камерно-столбовая система разработки

Решение

1. В пролете между панельными целиками шириной 100-12=88 м требуется оставить несколько целиков, их количество **n=88/20 = 4.4,** принимаем n=5. Для равномерного поддержания кровли камер расстояние между круглыми целиками в пролете принимаем равным 15 м. Тогда расстояние между крайними и панельными целиками составит **(88-(n-1)*15) / 2 = 14 м** .

2. Ширину ленточных целиков определяют по формуле акад. Л.Д.Шевякова, м:

$$a = \frac{A*H*\gamma}{100*\sigma_{сж}/k_{зап} - H*\gamma - h*\gamma_1} = \frac{100*105*2,7}{100*110/4 - 105*2,7 - 10*3,6} \cong 12 \quad м$$

где А - ширина панели, м;

Н - мощность налегающих пород, м;

Кзап - коэффициент запаса прочности целика, равен 3-4;

σсж - предел прочности материала целика на одноосное сжатие, МПа;

h - высота целика (в данном случае мощность рудного тела), м;

γ - плотность налегающих пород, т/м^3;

γ1 - плотность руды в целике, т/м^3.

3. Определяем размеры (диаметр) целиков круглого поперечного сечения, расположенных по сетке 20х15 м. Расчет производим по методике Л.Д.Шевякова:

$$d = 2 * \sqrt{\frac{A_1 * B * H * \gamma}{\pi * (10 * \sigma_{сж} / k_1 - m * \gamma_1)}} = 2 * \sqrt{\frac{20*15*10*2.7}{3.14*(10*110/2.5 - 10*3.6)}} = 4.98 \text{ м} \cong 5 \text{ м}$$

где: A_1, В - длина и ширина кровли, поддерживаемой рудным целиком, м;

k_1- коэффициент запаса, равен 2-4.

4. Подсчет объемов подготовительных и нарезных работ, распределение балансовых запасов по стадиям работ - см. в таблице 1.

Таблица 1

Распределение балансовых запасов руды в блоке

Стадия работ	Длина, м	Площадь сечения, в проходке, м^2	Объем по руде, м^3	Балансовые запасы, т
Подготовительные работы				
Панельный штрек	1*20	16	320	1152
Орт-заезд	2*24	16	384	1382
ИТОГО:	44		704	2534
Нарезные работы				
Штрек отрезной	1*20	16	320	1152
Восстающий	1*6	6	36	130
Орт вентиляционный	1*96	6	576	2073
Восстающий вентиляционный	1*8	6	48	173
ИТОГО:	130		980	3528
Очистные работы				
Выемка камеры			18040	64944
ИТОГО:			18040	64944
Выемка целиков				
Круглые			980	3528
Ленточные			4096	14746
ИТОГО:			5076	18274
ВСЕГО по блоку:	174		24800	89280

Удельный объем подготовительных и нарезных работ равен:

$$\mathbf{К_у = (534 + 3528) * 100\% / 89280 = 7\%}$$

Коэффициент подготовки и нарезки в секции на 1000 т подготовленного запаса руды: $\mathbf{К_{пн} = 1000 * \Sigma L_{пн}/(Б - Б_{пн}) = 1000*\Sigma L_{пн}/Б_о}$

где $\Sigma L_{пн}$ - суммарная длина подготовительно-нарезных выработок, м;

Б - запасы руды в панели (добычном участке), т;

$Б_{пн}$ - запасы руды, извлекаемые при проведении подготовительно-нарезных выработок, т;

$Б_о$ - запасы, подготовленные к очистной выемке, т.

$$К_{пн} = 1000 * 174/(89280 - 6062) = 2.1 \text{ м}$$

5. Показатели извлечения руды по стадиям работ - в таблице 2.

Таблица 2

Подсчет потерь и разубоживания по блоку

Стадия работ	Балансовые запасы, т	Коэффициент извлечения, $К_{извл}$	Коэффициент разубоживания, г	Извлекаемые запасы, т	Количество добытой р/массы, т
Подготовительные работы	2534	1	0	2534	2534
Нарезные работы	3528	1	0	3528	3528
ИТОГО:	6062	1	0	6062	6062
Очистные работы:					
-выемка камеры	64944	0.95	0.05	61696.8	64944
-выемка целиков	18274	0	0		
ВСЕГО по панели:	89280	0.76	0.046	67758.8	71006

Подсчет средних потерь и разубоживания:

по камере $К_{оизвл} = 61996.8/64944 = 0.95$,

по панели $К_{извл} = 67758.8/89280 = 0.76$,

по камере $r_o = (64944-61696.8)/64944 = 0.05$,

по панели $r = (71006-67758.8)/71006 = 0.046$.

6. Расчет первоочередной (в первой панели) подготовки и нарезки секций, объем подготовительных и нарезных работ приведен в табл. 1, сетевой график - на рис.3, необходимое проходческое оборудование и нормы выработки приведены в табл. 3, расчет сетевого графика - в табл. 4.

Таблица 3

Необходимое проходческое оборудование и нормы выработки

Выработки	Площадь поперечного сечения, $м^2$	Проходческое оборудование на один забой	Число рабочих на забой, чел-см	Комплексная норма выработки, $м^3$/см
Панельный штрек	16	1СБУ-2К	2	10.5
Орт-заезд	16	ПНБ-3Д	2	10.5
Отрезной штрек	16	А/самосвал 20 т	2	10.5
Отрезной восстающий	6	ПНБ-3Д ПТ-38	2	6.0
Вентиляционный восстающий	6	А/самосвал 20 т ПТ-38	2	6.0
Вентиляционный орт	6	УБШ-208А ПД-3	2	7.5

Расчет сетевого графика

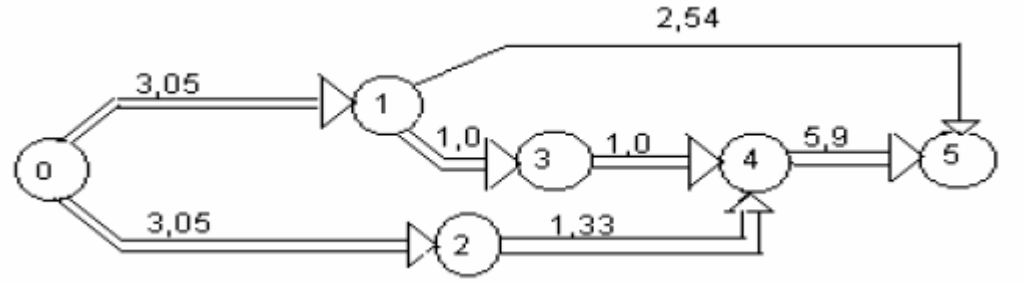


Рис. 3. Сетевой график первоочередной подготовки и нарезки секций (0-1-3-4-5 - это критический путь)

Таблица 4

Выработки	Объем выработок, $м^3$	Норма выработки, $м^3$/чел-см	Трудоемкость работ, чел-см	Максимальное число выходов проходчиков в сутки	Минимальная продолжительность работ, сут.
0-1 Панельный штрек	320	10.5	30.5	6	5.1
0-2 Орт-заезд № 1	192	10.5	18.3	6	3.05
1-3 Орт-заезд № 2	192	10.5	18.3	6	3.05
2-4 Вентиляционный восстающий	48	6.0	8.0	6	1.33
3-4 Отрезной восстающий	36	6.0	6.0	6	1.0
3-5 Отрезной штрек	320	10.5	30.5	12	2.54
4-5 Вентиляционный орт	576	7.5	76.8	12	6.4
ИТОГО:			188.4		

Продолжительность критического пути $t_{кр}$**=15.55 суток.**

Максимальный состав проходческой бригады в сутки определяем по формуле:

$$N_{max} = M/t_{кр} = 188.4/15.55 = 12.1 \text{ чел.}$$

где: М - суммарная трудоемкость подготовительных и нарезных работ, чел-см.

Фронт работ позволяет принять состав проходческой бригады **N=12 чел**. Принимаем три рабочие смены в сутки.

Ориентировочный срок выполнения работ определяем по формуле:

$$T = M/N = 188.4/12 = 15.7 \text{ сут.}$$

По календарному плану продолжительность работ 16 суток, необходимое оборудование на каждой стадии работ – см. табл. 5.

7. Расчет очистной выемки

Отбойка руды

Площадь забоя S при ширине камеры 20 м и мощности рудного тела 10 м равна **S = 20*10 = 200 м^2.** При площади забоя на 1 шпур, равной 0.8 м^2, число шпуров в забое $n_ш$ **= 200/0.8 = 250.**

Приняв глубину шпуров lш = 3 м, находим общую длину шпуров в забое

$$L_ш = 3*250 = 750 \text{ м}.$$

Для бурения шпуров в забое используем две шахтные бурильные установки 1СБУ-2К со сменной производительностью 150 м шпуров в смену каждая. Тогда продолжительность обуривания забоя составит $t_б$ **= 750/(150*2) = 2.5 смены**.

Подготовка забоя к взрыванию $t_{п.з.}$ **= 0.5 смены**. При среднем удельном расходе ВВ **q= 0.7 кг/пм**, общий расход ВВ на комплект шпуров в забое составит

$$Q = q*L_ш = 0.7*750 = 525 \text{ кг}.$$

Шпуры заряжают пневмозарядчиком ПЗ-1, заряжание и взрывание шпуров, а также проветривание забоя после взрыва производят между сменами.

Количество рудной массы, добываемой в забое за один цикл, определяем по формуле:

$$D_{сл} = S*l_ш*\eta*\rho*к_{извл}/(1-Р) = 200*3*0.85*3.6*0.95/(1-0.05) = 2052 \text{ т}$$

Расход ВВ на 1 м отбитой рудной массы определяем по формуле:

$$q_о = Q/D_{сл} = 525/2052 = 0.26 \text{ кг/т.}$$

Погрузка и доставка отбитой руды

Для уборки отбитой руды используют экскаватор с вместимостью ковша 1 м^3 ЭП-1 и 2 автосамосвала грузоподъемностью по 20 тонн каждый.

Сменная производительность на уборке руды при среднем расстоянии доставки 100-150 м составляет 400 т/смену.

Продолжительность уборки руды $t_у$ **=2052/400= 5 смен**.

Таблица 5

Выработки	Число забоев в одновременной работе	Число рабочих на забой в смену	Число выходов рабочих в сутки	Трудоемкость работ, чел-см	Срок выполнения работ, сут.	Календарный график выполнения работ, сут. (5 / 10 / 15 / 20)
Штрек панельный	1	2	6	30.5	5.1	6
Орт-заезд № 1	1	2	6	18.3	3.05	6
Орт-заезд № 2	1	2	6	18.3	3. 05	6
Вентиляционный восстающий	1	2	6	8	1.33	6
Отрезной восстающий	1	2	6	6	1	6
Вентиляционный орт	1/2	2	6/12	76.8	11.33	12
Отрезной штрек	1	2	6	30.5	5.08	6

Потребность в оборудовании:								
1СБУ-2К	2	1	1	1	1			
ПНБ-3Д	2	2	2	2	2	2	2	
Самосвал 20 т	2	2	2	2	2	2	2	
ПТ-38		1			1			
УБШ-208А			1	1	1	1	2	
ПД-3			1	1	1	1	2	

Для зачистки почвы камер применяют бульдозер.

Организация работ в камере

Распределение производственных процессов по сменам показано в табл. 6.

Число добычных смен в сутки -2. Продолжительность цикла $t_ц$ = 4 сут. Число добычных смен в сутки $n_ц$ = 0.25.

Таблица 6

Производственный процесс	Продолжительность работ, сут.															
	1				2				3				4			
	Смена															
	1		2		1		2		1		2		1		2	
Бурение	—		—		—											
Заряжание и взрывание						—										
Проветривание							—									
Зачистка почвы								—		—		—		—		—
Уборка руды																

Число секций в одновременной очистной выемке.

Среднесуточную производительность камеры определяем по формуле

$$p_{о.к} = D_{сп}/t_ц = 2052/4 = 513 \text{ т.}$$

Продолжительность очистной выемки камеры:

$$t_{ок} = D_к / P_{о.к} = 64944/513 = 127 \text{ сут,}$$

где Dк - количество рудной массы, добываемой в камере (см.табл. 2)

Число камер в одновременной очистной выемке, обеспечивающее годовую производительность рудника А=580 тыс. т, определяем по формуле:

$$n_{о.к} = К_{о.к} * A * ψ/(m * P_{о.к}) = 0{,}915 * 580000 * 1{,}2/ (305 * 513) = 4,$$

где 0,915 - доля участия камер в добыче рудной массы (см. табл.2); 305 - число рабочих дней в году; 1.2 - коэффициент резерва.

Технико-экономические показатели при выемке камеры

Расход ВВ на 1т добытой рудной массы $q_о$ = 0,26 кг/т.

Трудоемкость работ на 1 цикл: бурильщиков 2*2*2,5=10 чел-смен;
зарядчиков 1*2*0,5=1 чел-смена;
шоферов автосамосвалов 2*2*5=20 чел-смен;
машинистов экскаваторов 1*1*5=5 чел-смен;
помощников машиниста экскаватора 1*1*5=5 чел-смен.
Итого 41 чел-смены.

Производительность труда, т/смену:
бурильщика $P_б = 2052/10 = 205;$
рабочего по камере $P_к = 2052/41 = 50.$

Расчет текущей подготовки и нарезки секций

Система разработки относится к первому классу. Объем работ приведен в табл.7.

Таблица 7

Выработки	Число выработок	Общая длина выработок, м	Площадь поперечного сечения выработки в проходке, м^2	Объем выработок, м^3
Орт-заезд	2	24	16	384
Отрезной штрек	1	20	16	320
Отрезной восстающий	1	6	6	36
Вентиляционный восстающий	1	8	6	48
Вентиляционный орт	1	96	6	576

Сетевой график текущей подготовки и нарезки секции показан на рис.4, а расчет приведен в табл.8.

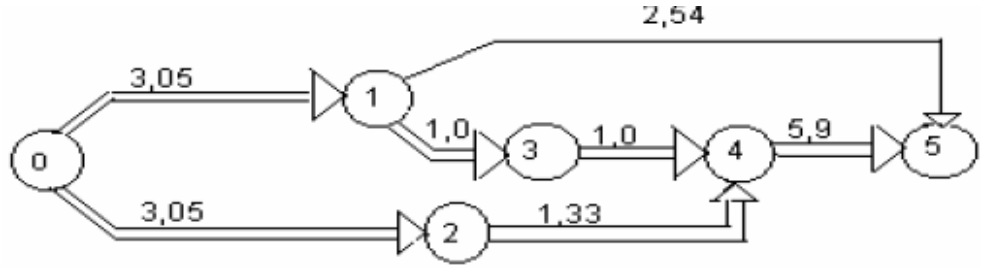


Рис. 4. Сетевой график текущей подготовки и нарезки секции панели (0-1-3-4-5 и 0-2-4-5 - критические пути)

Продолжительность критического пути **t_k =10,95 сут**. Общая трудоемкость работ **M=157,9 чел-смен**.

Устанавливаем вид организации работ:

t_k >или< $0.5*(t_{o.k} - t_p)$;

10,95 < 0.5*(127-13);

10.95<57, т.е. организация работ сложная, где t_p - резерв времени на подготовку составляет 10% от продолжительности очистной выемки в камере.

Максимальная численность проходческой бригады в сутки по формуле:

$$n_{max} = M / tk = 157,9/10,95 = 14 \text{ чел.}$$

По фронту работ на сетевом графике (см. рис.4) при трех рабочих сменах в сутки принимаем **n_1 =12 чел.**

Продолжительность работ:

$$t = M / n_1 = 157.9/12 = 0.5 \text{ мес.} = 13.2 \text{ сут.}$$

Таблица 8

Выработки	Объем выработок, м³	Норма выработки, м³/чел-смен	Трудоемкость работ, чел-смен	Максимальное число выходов проходчиков в сутки	Минимальная продолжительность работ, сут.
Орт-заезд 1 0-1	192	10,5	18,3	6	3,05
Орт-заезд 2 0-2	192	10,5	18,3	6	3,05
Отрезной штрек 1-5	320	10,5	30,5	12	2,54
Отрезной восстающий 1-3	36	6,0	6,0	6	1,0
Вентиляционный восстающий 2-4	48	6,0	8,0	6	1,33
Вентиляционный орт:					
1 очереди 3-4	45	7,5	6,0	6	1,0
2 очереди 4-5	531	7,5	70,8	12	5,9
Итого:			157,9		

Число проходческих бригад в одновременной работе по формуле:

$$N=n_0 * t / (t_0 - t_p) = 4*13.2/(127-13) = 0.46.$$

Принимаем N=1.

Максимальная продолжительность работ без учета резерва времени:

$$t_{max} = N * t_0 / n_0 = 1*127/4 = 31.75 \text{ сут}.$$

Продолжительность подготовки панели без резерва времени по формуле

$$t_{p.min} = 0,1*t_{max} = 0,1*31,75 = 3,175 \text{ сут.}$$

Максимальная продолжительность работ с учетом резерва времени:

$$t_{max} = N_1 * (t_0 - t_{p.min}) = 1*(127-3,175) / 4 = 31 \text{ сут.}$$

Минимальный состав проходческой бригады в сутки:

$$n_{min} = M / t_{max} = 157,9 / 31 = 5,1 \text{ чел.}$$

С учетом трех рабочих смен в сутки принимаем n^1_1=6 чел.

Уточняем срок выполнения работ по формуле:

$$t_1 = M/n^1_1 = 157,9 / 6 = 26,3 \text{ сут.}$$

Резерв времени на подготовку и нарезку камеры по формуле

$$\Delta t_p = t_{max} - t_1 = 31-26,3 = 4,7 \sim 5 \text{ сут}.$$

Продолжительность работ по календарному плану (рис.5) $t = 26,3 \sim 27$ сут.

Технико-экономические показатели по системе разработки:

- распределение добычи рудной массы по стадиям работ: подготовительные и нарезные работы - 8,5%; очистные - 91,5%;
- количество подготовительных и нарезных выработок на 1000 т готовых к выемке запасов руды - 2,1 м;
- среднесуточная производительность камеры из очистных работ - 513 т;
- продолжительность подготовки и нарезки секции - 27 сут.;
- продолжительность очистной выемки камеры - 127 сут.;
- расход ВВ на очистной выемке - 0,26 кг/т;
- производительность труда на очистных работах (т/смену): бурильщика - 205, рабочего по камере - 50;
- количество камер для обеспечения годовой производительности рудника (А=580 000 т) - 4;
- число камер в одновременной подготовке и нарезке - 1;
- потери руды - 24%;
- разубоживание руды - 4,6%.

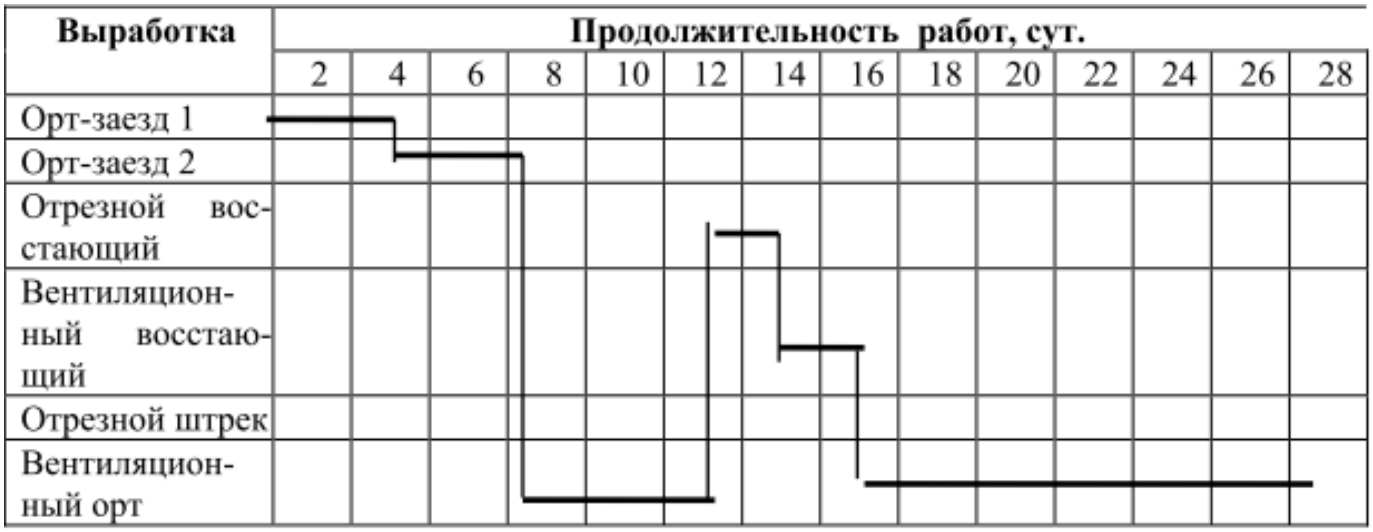


Рис.5. График организации работ при текущей подготовке и нарезке секций

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 6

СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

а) Расчет очистной выемки при магазинной системе разработки со шпуровой отбойкой из очистного пространства (рис. 1).

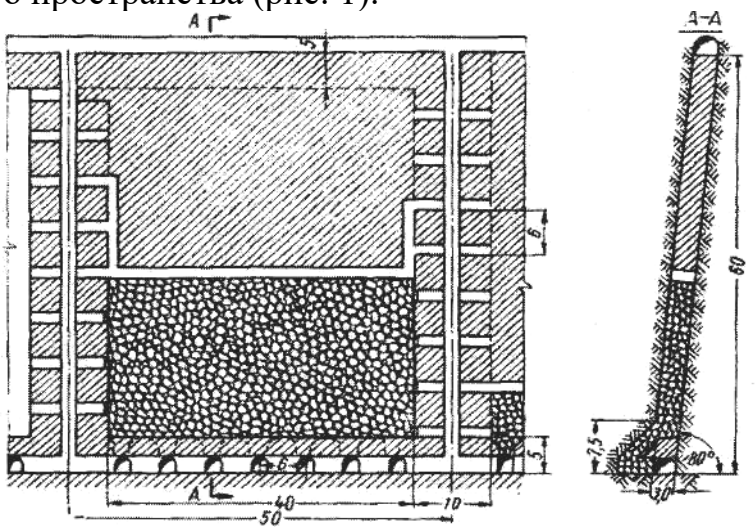


Рис 1. Система разработки с магазинированием руды
(отбойка руды из очистного пространства)

Условия

Мощность рудного тела 3 м. Угол падения 80°. Объемный вес руды γ=3,0 т/м^3, коэффициент крепости f= 10. Содержание полезного компонента в руде $А_э$ =2,5%, во вмещающих породах $А_р$=0,2%.,

Высота этажа, длина блока и размеры целиков приведены на рис. 1, высота слоя h = 2 м.

Потери руды: при выемке камеры $a_э$=5% и при выемке целиков $a_ц$=15%.
Разубоживание руды: при выемке камеры b = 5% и при выемке целиков $b_ц$= 15 %,

Суточная производительность шахты Р=1500 т (при работе в две смены по 6 часов). Среднесуточная добыча руды из целиков 470 т.

Решение

I. Состав производственных процессов в камере.

Первая стадия работ:

Отбойка руды (бурение, заряжание и взрывание шпуров), проветривание камеры после взрывания шпуров и частичный выпуск руды.

Вторая стадия работ:

Общий выпуск руды.

II. Расчет производственных процессов первой стадии работ в камере.

Отбойка руды. Площадь забоя при мощности рудного тела 3 м и длине отбиваемого слоя 36 м составит S=3*36=108 м^2.

Число шнуров на площадь забоя 108 м^2, при площади забоя на I шпур, равной 0,8 м^2, n= 108/0,8=135 шт.

Общая длина комплекта шпуров в забое при глубине шпуров $l_ш$=2 м

$$\sum l_ш = l_ш n = 2*135 = 270 \text{ м.}$$

Общий расход ВВ на полный комплект шпуров в забое при величине заряда ВБ на 1 м шпура диаметром 42 мм, равной γ_0=0,7 кг/м

$$Q = \gamma_0 l_ш n = 0,7*2*135 = 189 \text{ кг.}$$

Количество руды, отбиваемое в забое комплектом шпуров за один цикл, подсчитываем по формуле, приняв коэффициент использования шпура $\eta_ш$ =0,95

$$v = S l_ш \eta_ш \frac{\eta}{1-\eta} = 108*2*0,95\frac{0,95}{1-0,05} = 205 \text{ м}^3$$

или

$$v\gamma = 205*3 = 615 \text{ т}$$

Расход ВВ на 1 т отбитой руды 189/615=0,3 кг.

Продолжительность обуривания забоя при норме выработки бурильщика 90 т/смену и четырех бурильщиках, занятых в смену, составит 615/(90*4)=1,7 смены.

Принимаем продолжительность подготовки забоя к бурению 0,25 смены и продолжительность заряжания и взрывания шпуров 0,3 смены. Проветривание забоя после взрывания шпуров производится между сменами.

Частичный выпуск руды. Количество руды, отбиваемой в камере за цикл, составляет 615 т, или 205 м^3.

Количество руды, выпускаемой в период частичного выпуска, принимаем равным 0,3 от количества отбиваемой руды, или 205*0,3 = 62 м^2.

Руда через рудоспуски выпускается на подошву главной откаточной выработки и грузится двумя погрузочными машинами ПМЛ-5 в вагонетки. Сменную производительность погрузочной машины принимаем равной 40 м^3 или 120 т. Одновременно в блоке работают две погрузочных машины, каждую из которых обслуживает по два рабочих.

Продолжительность частичного выпуска руды из забоя 62/(40*2)=0,775 смены, или, с учетом перевыполнения нормы выработки, для удобства построения циклограммы - 0,7 смены.

III. Организация работ в камере.

Распределение производственных процессов по сменам показано на рис.2

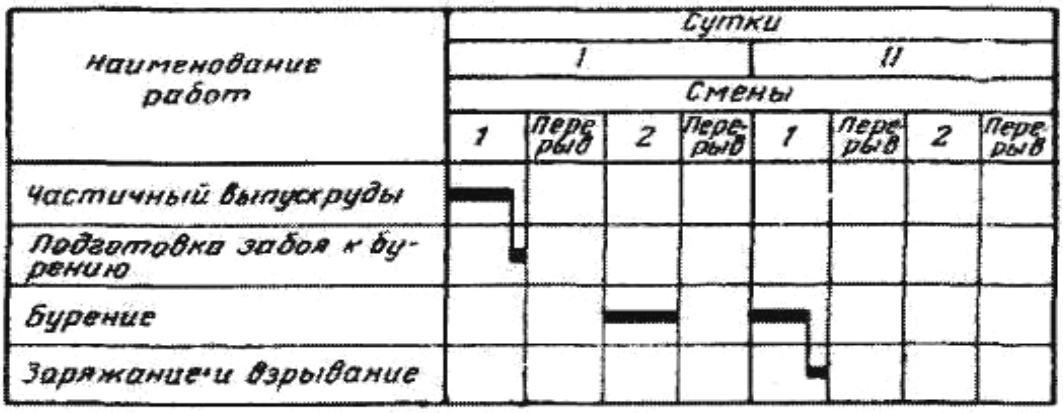


Рис. 2. График организации работ в камере

Проветривание забоев после взрывания шпуров производится между сменами. Число рабочих смен в сутки - 2. Число циклов в забое в сутки - 0,67.

IV. Расчет второй стадии работ (общий выпуск руды из камеры).

Запас отбитой руды в камере, подлежащий выпуску по окончании магазинирования руды, согласно подсчетам, составит 10 960 т.

Суточная производительность камеры в период общего выпуска составит

$$P_{вып} = 120 * 2 * 2 = 480 \text{ т.}$$

Продолжительность общего выпуска руды из камеры

$$t_{вып} = \frac{10960}{480} = 23 \text{ суток}$$

V. Подсчет необходимого числа блоков, находящихся в одновременной очистной выемке.

Количество руды, выдаваемое из камеры в период отбойки и частичного выпуска - 4700 т и в период общего выпуска - 10960 т (см. табл. 52), или всего - 15 660 т.

Продолжительность отбойки руды в камере

$$t_{отб} = \frac{15660}{615} = 26 \text{ суток}$$

Среднесуточная производительность камеры по формуле составит

$$P_{ок} = \frac{T_0}{t_{отб} + t_{вып}} = \frac{15660}{26 + 23} = 320 \text{ т.}$$

Продолжительность выемки целиков по формуле (131) составит

$$t_{оц} = \frac{T_{оц}}{P_{оц}} = \frac{6276}{470} = 13 \text{ суток}$$

Количество камер в одновременной очистной выемке, обеспечивающее заданную производительность шахты (с резервом), по формуле

$$n_K = \frac{k_0 P}{P_0} \psi = \frac{0{,}58 \cdot 1500}{320} 1{,}25 = 4$$

из них: в отбойке

$$n_{отб} = n_к \frac{t_{отб}}{t_0} = 3 \frac{26}{36} = 2$$

в выпуске

$$n_{вып} = n_к \frac{t_{вып}}{t_0} = 3 \frac{23}{36} = 2$$

Количество блоков под одновременной выемкой целиков подсчитываем по формуле

$$n_ц = \frac{k_{оц} P}{P_{оц}} \Psi = \frac{0{,}233 * 1500}{470} 1{,}25 = 1$$

Основные технико-экономические показатели при выемке камеры

Расход рабочей силы на один цикл работ в период отбойки руды (чел-смен): бурильщиков 4*2=8; машинистов погрузочных машин 2; помощников машинистов погрузочных машин 2.

Производительность труда, т. смену: бурильщика 615/8=77;

одного рабочего по блоку 615/12=51,2

Среднее качество руды, выдаваемой из камеры по формуле

$$A_{фк} = A_э - \rho(A_э - A_р) = 2{,}5 - 0{,}035(2{,}5 - 0{,}2) = 2{,}42\ \%$$

Таблица 1

Варианты к практической работе № 6

№	Мощность рудного тела, м	Угол падения рудного тела, ^{o} (град)	Объемный вес руды, γ, т/м^3	Коэффициент крепости руды, f	Содержание полезного компонента в руде, %	Содержание полезного компонента во вмещающих породах, %
1.	1,5	75	2,65	13	2	0,2
2.	2,5	76	2,7	14	3	0,3
3.	2,1	77	2,8	12	4	0,4
4.	2,2	78	2,9	11	5	0,5
5.	1,3	79	3	10	6	0,6
6.	2,5	80	2,65	13	7	0,7
7.	1,5	81	2,7	14	8	0,8
8.	6	82	2,8	12	9	0,9
9.	2,5	83	2,9	11	10	1
10	1,5	84	3	10	11	1,1
11	1,5	85	2,65	13	3	0,3
12	2,5	76	2,7	14	4	0,4
13	1,5	75	2,8	13	5	0,5
14	1,5	76	2,9	14	6	0,6
15	1,1	77	3	12	7	0,7
16	1,2	78	2,65	11	8	0,8
17	1,5	79	2,7	10	9	0,9
18	1,3	80	2,8	13	10	1
19	1,2	81	2,9	14	11	1,1
20	1,6	82	3	12	12	1,2

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 7

ПОДЭТАЖНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ СО СКВАЖИННОЙ ОТБОЙКОЙ

Применяется при крутом падении рудной залежи мощностью 5-20 м без породных включений. Подготовительно-нарезные выработки: погрузочная камера; ходовой восстающий; сбойка с ходовым восстающим; вентиляционные орты; вентиляционный штрек; подэтажные штреки; рудоспуски; полевой откаточный штрек; отрезной восстающий

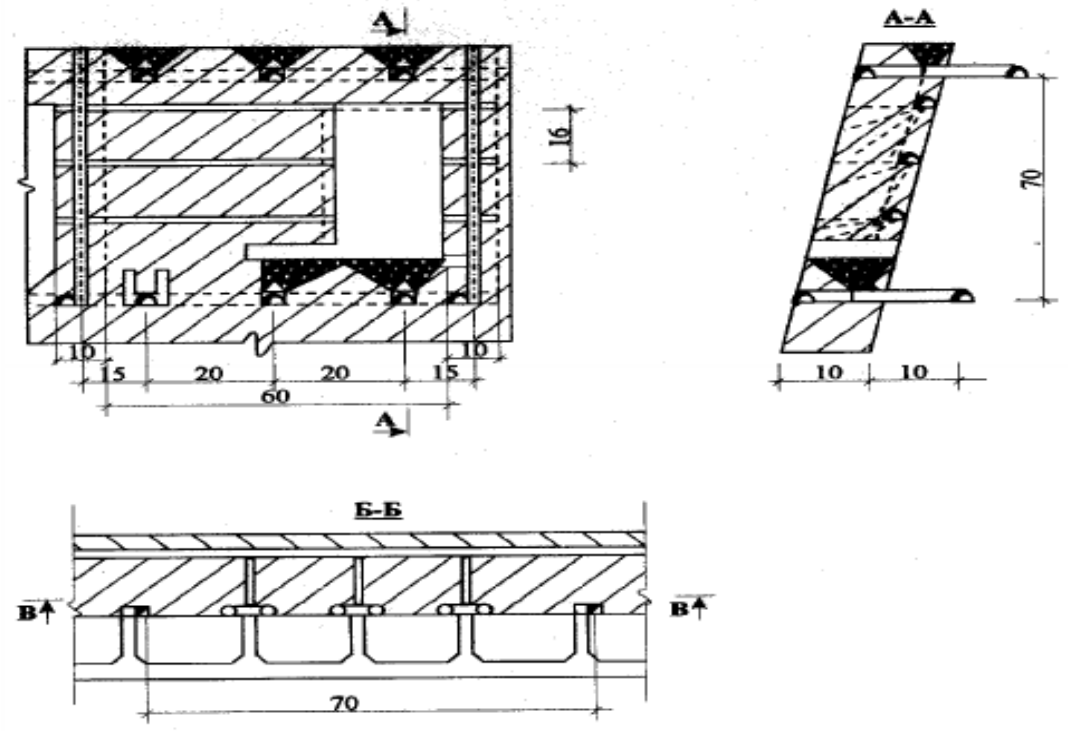


Рис. 1. Подэтажная отбойка

Бурение веерных скважин производится из буровых подэтажных выработок - штреков, ортов, пройденных через 10-20 м по высоте этажа. Диаметр скважин 75-100 мм. Выпуск руды - торцевой или донный (траншеи или воронки) на откаточный горизонт. Конструкции днища камер рассмотрены в отдельном параграфе. Для поддержания очистного пространства, восстающих оставляют межкамерные целики (шириной не менее 6 м), а для поддержания выработок вентиляционного и откаточного горизонта - межэтажные целики (толщина целика зависит от конструкции днища: при наличии горизонта скрепирования целик 10-12 м, для выпускных воронок, траншеи - 4-5 м, толщина потолочины камеры при этом 3-5 м).

Нарезные выработки: подэтажные штреки, орты, выработки горизонта выпуска, отрезные выработки - штрек (орт), восстающий, щель. Очистные работы состоят из операций: а) отбойки и доставки запасов руды из камер; б) выемки временных межкамерных целиков.

Отбойка ведётся обычно веерными скважинами или штанговыми шпурами (по сравнению с отбойкой параллельными скважинами или шпурами при веерной отбойке более неравномерное дробление руды, зато меньше нарезных выработок).

Оборудование: буровые установки с колонковыми перфораторами (БУ-70У, Удар-2, КБУ-50М, КБУ-80), погрузочно-доставочные машины (при торцевом выпуске), вибролюки или питатели (при выпускных воронках), скреперные установки (при траншейном днище).

Камеры в последующем погашают закладкой или изолируют (если допускается сдвижение и обрушение налегающих пород), целики извлекаются под обрушенными породами или при заложенных твердеющей закладкой первичных камер (комбинация систем разработки внутри блока - VIII класс). Вариант системы разработки - выемка целиков под разделяющим гибким перекрытием (деревянным или металлическим матом). Частичный торцевой выпуск руды (до 20-25% отбитого объёма) применяется на залежах с углами падения камер до 700 - чтобы не было потерь руды на лежачем боку при выпуске. Высота этажа 60-90 м, длина блока 50-60 м.

Преимущества: высокая производительность труда (производительность рабочего забойной бригады 60-80 т/смену) и безопасность работ (в очистном пространстве нет людей), низкие потери и разубоживание (от 5 до 25% в зависимости от способа выемки межкамерных и межэтажных целиков - обрушением или после закладки камер).

Недостатки: большой объём нарезных работ (3,5-4,5 пм/1000 т руды - это составляет 20-30% всех затрат по блоку), двухстадийная выемка запасов блока (сначала камеры, затем целики), невозможность селективной выемки руды из камеры.

Взрыванием скважинных зарядов ВВ отбивается около 60% руды, добываемой взрывным способом. Скважины, используемые для отбойки руды, обычно имеют глубину от 5 до 100 м. Диаметр их от 40 до 200 мм и более. Максимальная глубина взрывных скважин ограничена, т.к. при бурении глубоких скважин происходит их искривление и поэтому невозможно добиться заданного направления и, как следствие, хорошего качества дробления.

Основные параметры скважинной отбойки:

• линия наименьшего сопротивления (л.н.с);

• расстояние между соседними скважинами.

Л.н.с. - кратчайшее расстояние между зарядом и поверхностью забоя. Оно зависит от крепости и вязкости руды, диаметра скважин и мощности ВВ.

Отбойку осуществляют послойно, вертикальными или горизонтальными слоями, при этом скважинные заряды размещают, как правило, в одной плоскости, параллельной открытой поверхности забоя. Толщина слоя в этом случае будет равна л.н.с.

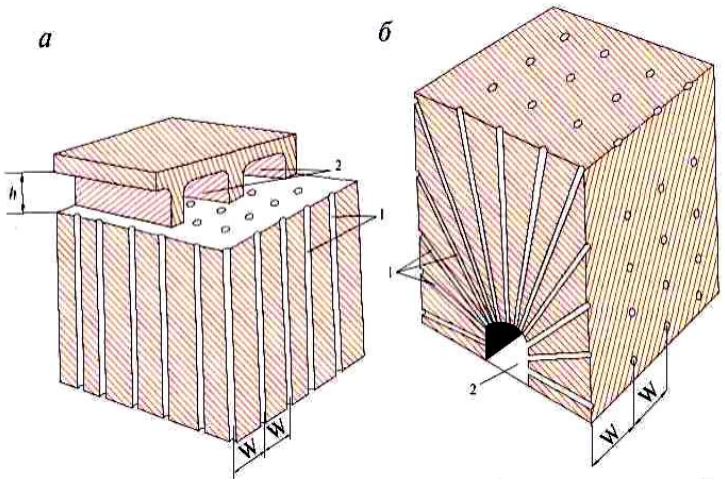


Рис. 2. Схемы расположения взрывных скважин при отбойке руды:
а - параллельное; С, - веерное; 1 - скважины; 2 - буровые выработки;
W- линия наименьшего сопротивления: h - высота буровой выработки

Расположение скважин в отбиваемом слое бывает:

- параллельное;
- параллельно-сближенное;
- веерное;
- пучковое.

К достоинствам при параллельном расположении скважин относятся (рис. 2.а):

- равномерное размещение зарядов ВВ в отбиваемом массиве, что способствует качественному дроблению руды с небольшим выходом негабарита;
- меньше удельный расход скважин;
- более полно используется длина всех скважин, поскольку нет сближенных участков, не заполняемых **ВВ.**

Параллельное расположение скважин имеет недостатки:

- большой объем трудоемких нарезных работ, так как на каждый отбиваемый слой нужно проходить дополнительную буровую выработку (закрытую или открытую заходку);
- с каждой позиции установки станка можно пробурить только одну скважину;
- труднее чем при шпуровой отбойке обеспечить полноту отбойки при изменчивых элементах залегания рудного тела;
- целики между закрытыми буровыми заходками при небольшом расстоянии между рядами скважин слишком узкие и неустойчивые.

Поэтому при отбойке вертикальными слоями нередко приходится переходить на так называемые открытые заходки (балконы), работа в которых требует соблюдения особых мер безопасности.

По этим причинам отбойку параллельными скважинами применяют в устойчивых труднодробимых рудах, когда повышенные затраты на отбойку компенсируются уменьшением расходов на вторичное дробление негабарита. Отбойку параллельными скважинами применяют на некоторых рудниках, в том числе на руднике им. Губкина в КМА.

Для сохранения преимуществ параллельного расположения скважин и уменьшения недостатков на многих железорудных рудниках Сибири и при разработке железистых кварцитов в Кривбассе успешно применяют отбойку комплектами параллельно-сближенных скважин. Их отличие состоит в том, что вместо одной скважины в ряду бурят несколько близко расположенных (сближенных) скважин. Расстояние между ними 3-4 диаметра одной скважины, число скважин в комплекте составляет 3-10. При производстве взрыва несколько сближенных скважин работают как одна скважина большого диаметра. Это позволяет увеличить расстояние между буровыми заходками и уменьшить их число, а следовательно, затраты на проходку.

Наиболее распространено веерное расположение скважин в слое (скважины расходятся веером из одной точки) *(рис.2.б)*. В этом случае с одной позиции станка бурится несколько скважин, станок переставляют только для бурения скважин в следующем веере. При этом резко сокращаются трудозатраты на монтаж-демонтаж и перестановку станка, возрастает сменная производительность бурильщика. Необходимо меньшее число буровых выработок. Недостатки отбойки веерными скважинами связаны с неравномерным размещением ВВ по по объёму взрываемого массива. Так как вблизи буровой выработки скважины расположены густо, некоторые из них заряжают не полностью (это вызывает повышенный расход скважин на отбойку), расстояние между концами скважин составляет около полутора л.н.с, по-этому качество дробления здесь более низкое (велик выход негабарита).

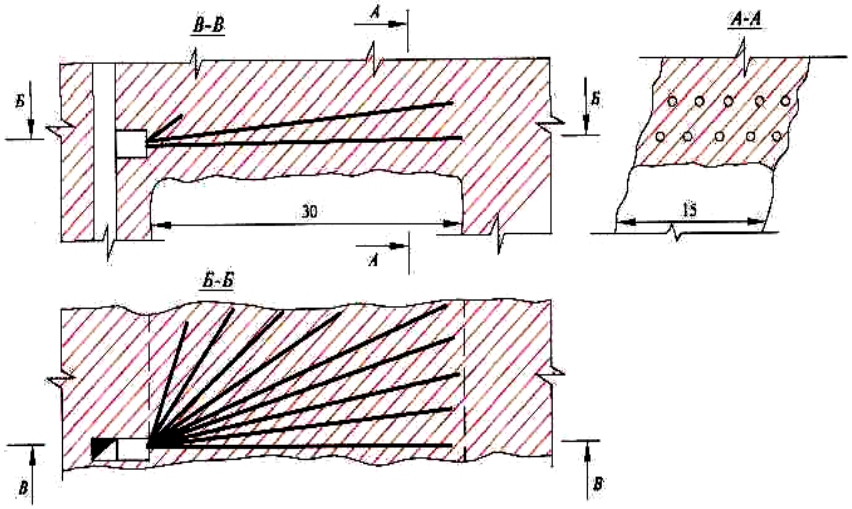


Рис. 3. Пучковое расположение скважин: 1 - буровой восстающий;
2 - буровая камера; 3 - скважины; 4 - компенсационное пространство

Пучковое расположение скважин отличается от веерного тем, что из одной буровой камеры, одной позиции станка бурят несколько веерных комплектов в различных плоскостях: первый с уклоном 5-8°, второй 10-15°, третий 50-60° *(рис.3)*. Это позволяет с помощью скважин, пробуренных из одной камеры, отбить слой руды толщиной 6-8 м; при этом сокращается количество буровых камер.

Пучковое расположение скважин применяют в основном для посадки кровли и разрушения целиков. Взрывают скважины в пучке одновременно или с

коротким замедлением по веерам. По отбойке пучками скважин в очистной камере имеются лишь отдельные примеры (Нижне-Тагильский горно-металлургический комбинат).

Следует отметить, что помимо расположения скважин в отбиваемом слое, немалое значение имеет:

• расположение скважин по отношению к проектным контурам отбойки;

• расположение скважин по углу наклона слоев рудного массива.

Если эти проектные контуры не внутри рудного массива, то сохранение окружающего массива и получение ровных стенок в наилучшей мере обеспечиваются оконтуриванием очистного пространства скважинами, расположенными в плоскостях его проектных границ, но это требует дополнительных буровых выработок (рис. 4.а). Если же очистное пространство оконтуривают торцами скважин, то во избежание сужения его по сравнению с проектными контурами обычно необходим перебур, равный 0,2-0,4 л. н. с (рис. 4.б). В случае отбойки до контактов залежи расположение буровых выработок и скважин зависит от характера контактов. Покажем это на примере отбойки руды на всю мощность залежи веерами скважин из выработки, пройденной у контакта с лежачим боком. При четких ослабленных контактах почва бурового восстающего может быть совмещена с почвой залежи, что обеспечит отбойку до контакта без дополнительного разубоживания руды и ослабления боковых пород (по сравнению с заглублением восстающего в лежачий бок). Торцы скважин не должны доходить до контакта висячего бока на 10-20 см во избежание подрыва пустых пород *(рис. 4.в)*. Если это необходимо для полноты отбойки, то скважины немного наклоняют в сторону очистного пространства. При отсутствии же четких контактов буровой восстающий может быть заглублен в лежачий бок на 0,5-1 м с тем, чтобы оконтуривающие скважины располагались в плоскости контакта. Скважины верхней части веера должны иметь перебур в породы висячего бока *(рис. 4.г)*.

По углу наклона слоев можно выделить:

• отбойку вертикальными и крутонаклонными слоями *(рис.5.а, б);*

• отбойку горизонтальными и слабонаклонными слоями *(рис.5.в, г)*.

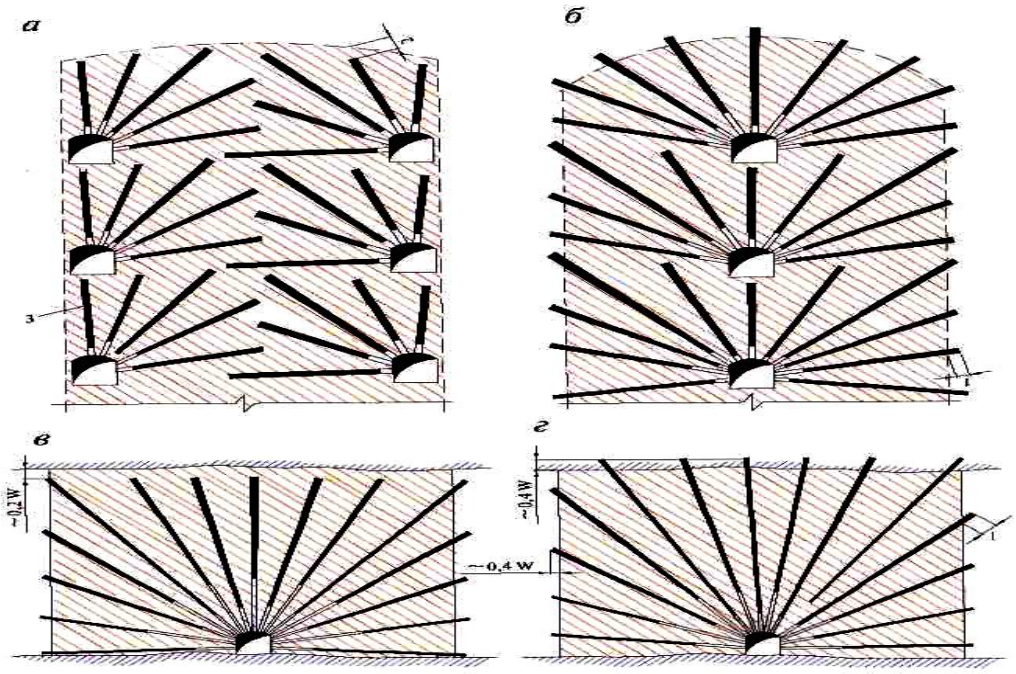


Рис. 4. Расположение скважин по условию оконтуривания: *а - при подэтажнop отбойке (вертикальный разрез поперек камеры), оконтуривание камеры скважинами, расположенными по границе отбойки; б - при подэтажной отбойке, камеру оконтуривают торцами скважин (I - перебур); в - при ослабленных верхних контактах; г - при прочных контактах: I - перебур; 2 - недобур; 3 - оконтуривающая скважина*

При вертикальных слоях разбуривают блок с одного или двух-трех ярусов, тогда как при горизонтальных слоях необходимо гораздо большее число ярусов.

Первоначально обе эти схемы имели одинаковое распространение, в последующем решительное предпочтение получила отбойка вертикальными (или крутонаклонными) слоями, так как малое число ярусов бурения снижает объем работ по доставке станков, улучшает их эксплуатацию, удаление бурового шлама из скважин и уменьшает объем подготовительных выработок.

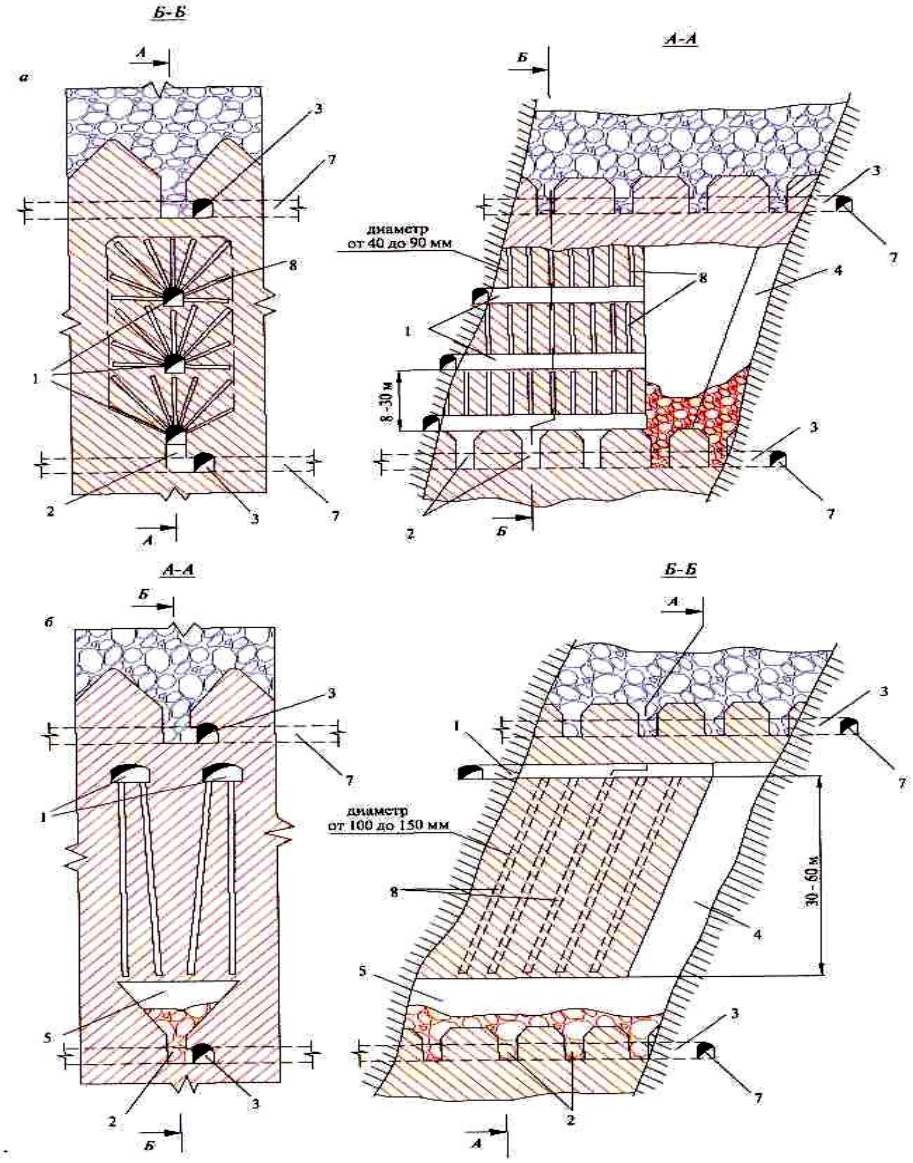
При вертикальных и крутонаклонных слоях различают подэтажную скважинную отбойку *(рис. 5.а),* этажную скважинную отбойку *(рис. 5.б).* В первом случае отбивают всю руду в камере или блоке из выработок, пройденных на уровнях только верхней или нижней его границ; во втором случае буровые выработки имеются также на промежуточных уровнях (подэтажах).

Соблюдать с достаточной точностью проектное расположение скважин проще при вертикальном положении отбиваемых слоев. Однако иногда целесообразно наклонять слои под углом 45-80°. Выбор угла наклона слоев может зависеть от трещиноватости руды, точнее, от слоистости руды, если она явно выражена, а также от угла падения залежи. При большом расстоянии между плоскостями ослабления целесообразно располагать скважины перпендикулярно к плоскости основной системы трещин, с тем чтобы исключить отделение взрывом крупных блоков массива и уменьшить утечку газов взрыва по трещинам. При мелкослоистой руде (относительно малом расстоянии между плоскостями трещин), наоборот, целесообразно бурить скважины параллельно плоскостям господствующей

трещиноватости; это позволяет отделять большие объемы руды каждой скважиной при удовлетворительном дроблении.

Угол падения залежи имеет значение преимущественно при этажной отбойке в крутых залежах средней мощности с углом падения 30-70°. Здесь лишь при наклоне слоев по падению залежи можно отбить по основной схеме весь запас блока *(рис. 5.б)*.

При обычных типах ВВ наибольшее число отказов при взрывании имеет место в обводненных скважинах. Поэтому стараются располагать скважины так, чтобы бурить их снизу вверх, а скважины нисходящие пробуривать до подсечного пространства, т.е. делать их сквозными *(рис.5.б)*.



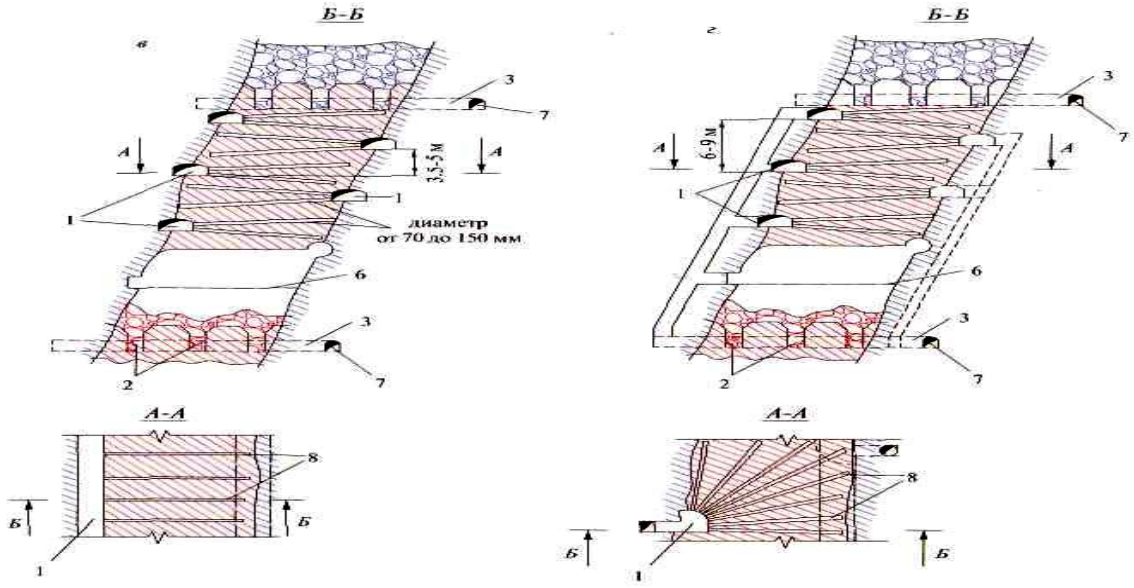


Рис. 5. Схема расположения скважин в зависимости от угла наклона рудного слоя: *а - подэтажная вертикальными слоями, веерное расположение скважин; б - этажная крутонаклонными слоями, параллельное (с небольшим отклонением по условию расположения буровых выработок) расположение скважин; в - горизонтальными слоями, параллельное расположение скважин в плане; г - горизонтальными слоями, веерное расположение скважин в плане; I - буровые выработки; 2 - выработки для выпуска руды; 3 - выработки для доставки руды; 4 - отрезная щель; 5 - подсечка; 6 - верхняя граница подсечки.*

Существует несколько схем отбойки.

Скважинами обычно отбивают руду послойно, располагая их рядами (или веерами), параллельными поверхности массива, на которую производится отбойка *(рис. 6)*. Эта поверхность может граничить как со значительным свободным пространством *(рис. 6.а),* достаточным для увеличения объема взорванной руды в 1,3-1,5 раза (отбойка на свободное пространство), так и с разрыхленной горной массой осевших вниз вмещающих пород (отбойка в зажиме) *(рис.6.б)*.

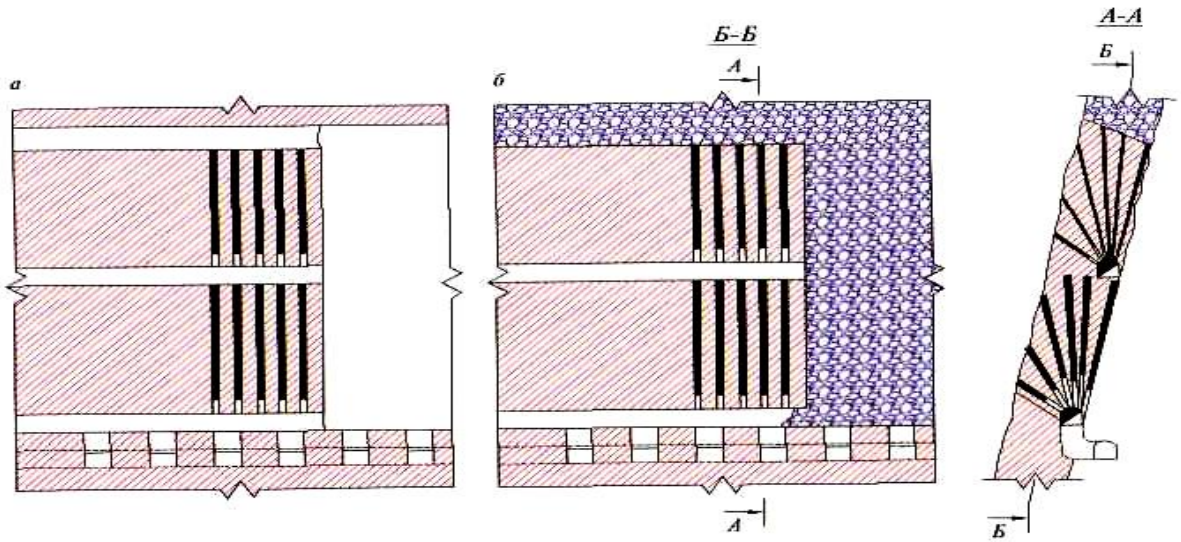


Рис. 6. Схемы отбойки скважинами: *а - на открытое пространство; б - в зажиме (на разрыхленную обрушенную сверху породу).*

По возможности следует располагать отбиваемые слои вертикально и взрывать их одновременно с противоположных сторон очистного пространства, чтобы обеспечить соударение слоев для лучшего дробления руды.

Долгое время отбойку считали возможной лишь на свободное пространство. В 1954 году на комбинате «Апатит» вынуждены были произвести крупный взрыв в условиях зажима и получили удовлетворительные результаты.

Рассмотрим более подробно особенности скважинной отбойки руды в зажиме. Отбойкой в зажиме называется отбойка на контактирующую вплотную с забоем отбитую руду или обрушенную вмещающую породу *(рис.7.6)*.

Свободного пространства около взрываемого массива или нет, или его недостаточно для нормального разрыхления: не более 10-20% объема взрываемого массива. Взорванная руда разрыхляется (увеличивается в объеме) в основном за счет уплотнения зажимающего материала. Обычно отбойка в зажиме бывает секционной: многорядной с короткозамедленным взрыванием каждого ряда. Однорядная (порядная) отбойка в зажиме менее эффективна.

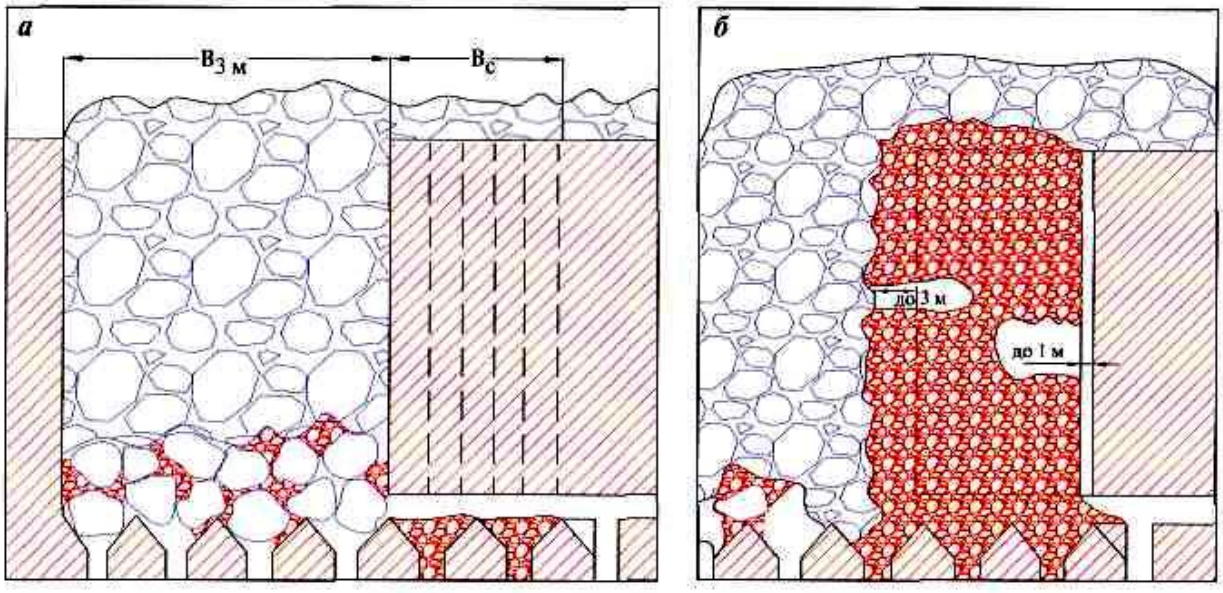


Рис. 7. Схемы скважинной отбойки руды в зажиме: *а - до взрыва скважин в секции; б - после взрыва, контакт с породами смещен влево до 3м; справа может образоваться щель*

Основные требования к технологии скважинной отбойки в зажиме заключаются в следующем:

• Отбивать руду в зажиме следует секциями, используя много рядное взрывание, с коротким замедлением для каждого ряда.

• В залежах крепких руд мощностью 18-25 м ширина секции B_c должна составлять 15-18 м, а ширина прилегающей зоны зажима ющего материала B_3 не должна быть меньше 25-30 м. Меньшая ширина зоны зажимающего материала требует соответствующего уменьшения ширины секции так, чтобы $B_c < 0{,}7\ B_3$ м.

• В залежах мощностью около 10 м ширина секции должна быть снижена до 10-12 м (примерно в 1,5 раза), так как в этом случае влияние стенок очистного пространства противодействует равномерному

уплотнению зажимающего материала.

• В весьма мощных залежах руд средней крепости возможно увеличение ширины секции до 20-30 м, но при условии принятия специальных мер против выброса руды в буровые выработки, а также при наличии значительных размеров зоны зажимающего материала (до 60 м).

• В первом ряду скважин линию наименьшего сопротивления целесообразно увеличить (до 1,3-1,5 раза при пониженной устойчивости руды) во избежание разрушения их предшествующим взрывом, а чтобы дробление массива и уплотнение зажимающего материала были достаточными, нужно увеличить соответственно и число скважин в этом ряду.

• Интервал короткозамедленного взрывания зарядов должен быть примерно в 1,5 раза больше по сравнению с обычным (например 25 мс вместо 15 мс), во-первых, чтобы реализовать преимущества более продолжительного действия взрыва на массив, связанного с сопротивлением зажимающего материала и противодавлением газов, и, во-вторых, чтобы успел образоваться просвет между массивом и отбитой рудой.

• После взрыва должен быть произведен частичный выпуск отбитой руды (в объеме примерно 20%), что создает нормальное разрыхление и уменьшает потери энергии взрывной волны в зажимающем материале при следующем взрыве.

Основными преимуществами отбойки в зажиме являются:

• отсутствие необходимости в предварительном образовании открытого компенсационного пространства, что повышает устойчивость массива и позволяет вести выемку в одну стадию с однотипной технологией;

• возможность выпускать руду непосредственно в торец буровой выработки, т. е. применить так называемый торцевой выпуск, при котором в отличие от обычного донного выпуска нет необходимости проводить трудоемкие и дорогостоящие работы по устройству выпускных выработок (воронок или траншей).

К недостаткам отбойки в зажиме можно отнести: затруднения, возникающие при выпуске первых доз уплотненной взрывом руды (зависания руды над выпускным отверстием), а также выброс руды в буровые выработки или некоторое усложнение схем подготовки блока, направленное на устранение этого выброса. В большинстве случаев эти недостатки менее существенны, чем отмеченные достоинства.

Выбор варианта отбойки для конкретных условий производится на базе соответствующих технико-экономических расчетов. Причем оптимальным не обязательно будет самый экономичный вариант отбойки (по затратам на бурение и взрывание, а также на проведение и поддержание буровых выработок).

Основные технико-экономические показатели скважинной отбойки:

• производительность труда бурильщика составляет до 250-300 м/смену в крепких рудах, до 350-400 м/смену в рудах средней крепости и до 500 м/смену в мягких рудах;

• удельный расход ВВ на отбойку до 1,5-3,5 кг/м, причём при отбойке веерными скважинами удельный расход ВВ на 10-15% выше чем при отбойке параллельными скважинами;

• выход отбитой руды на 1 м скважины - 4-5 м^3/м в крепких рудах и 15-20 м^3/м в рудах средней крепости;

• выход негабарита зависит от свойств руды и имеет различные значения на различных рудниках и составляет величину - 3-5%.

Расчет очистной выемки при системе разработки с магазинированием руды и отбойкой глубокими скважинами (рис. 8).

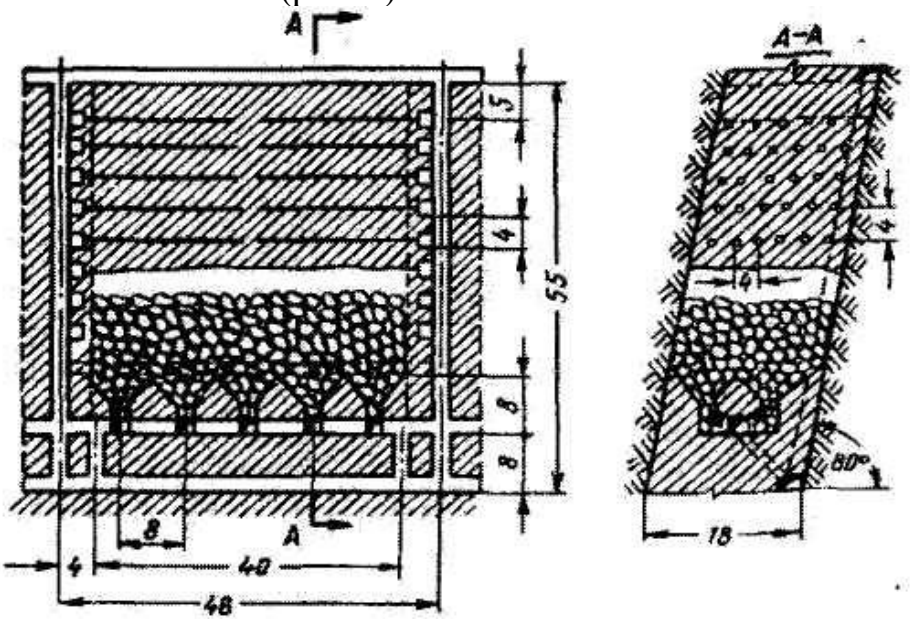


Рис. 8. Система разработки с магазинированием руды *(отбойка руды глубокими скважинами)*

Условия

Горизонтальная мощность рудного тела 18 м. Угол падения 80°. Объемный вес руды γ=3,6 т/м^3. Коэффициент крепости f=5-6.

Содержание полезного компонента в руде $A_э$ = 60%, во вмещающих породах $A_р$=30%.

Высота этажа 55 м, длина блока 48 м, высота отбиваемого слоя руды h=4 м, расстояние между рудоспусками 8 м.

Расположение скважин параллельное, диаметр скважин 100 мм, скорость бурения 15,3 м/смену.

Размеры целиков: междукамерных 8 м, надштрековых 6+8=14 м и подштрековых 5 м.

Потери руды при выемке камеры $a_ц$ = 20% и при выемке целиков $a_ц$=20%.

Разубоживание руды при выемке камеры b= 3,6% и при выемке целиков $b_ц$=15%.

Суточная производительность шахты Р=3000 т (при работе в 2 смены по 6 часов).

Среднесуточная добыча руды из целиков $Р_{оц}$ = 450 т.

Целики разбуриваются глубокими скважинами н взрываются после выпуска руды из камеры.

Решение

I. Состав производственных процессов в камере.

Первая стадия работ:

Отбойка руды (бурение, заряжание и взрывание скважин), проветривание камеры после взрывания скважин и частичный выпуск руды.

Вторая стадия работ:

Выпуск всей руды из камеры.

II. Расчет производственных процессов первой стадии работ в камере.

Отбойка руды. Толщина отбиваемого слоя руды- 4 м; число скважин в слое-12; общая длина скважин в слое 252 м; расход ВВ на слой 1436 кг; количество руды, отбиваемой в слое, 4*18*3,6*40=10368 т; расход ВВ на 1 т отбитой руды — 0,138 кг; норма выработки на бурение скважин (звено, обслуживающее станок, состоит из 2 человек) 15,3 м; продолжительность бурения скважин в слое при двух буровых станках

$$t_{бур} = \frac{\sum t}{2 * v * 2} = \frac{252}{2 * 15{,}3 * 2} = 4 \text{ суток}$$

Продолжительность заряжания, взрывания скважин и проветривания блока — I смена; количество руды, выпускаемой в размере 30%, составит 10368*0,3~3110 т. Продолжительность частичного выпуска руды из слоя при норме выработки скрепериста на приемном горизонте 193 т/смену при двух одновременно работающих скреперных установках и при двухсменной работе

3110/(193*2*2)=4 суток,

II. Организация работ в камере.

Распределение производственных процессов по сменам I-VIII-бурение скважин, частичный выпуск, IX — заряжание, взрывание и проветривание. Число рабочих смен в сутки — 2.

III. Выпуск всей руды из камеры.

Запас отбитой руды в камере, подлежащий выпуску, равен 58500 т.

Суточная производительность камеры по выпуску руды

$$P_{вып} = 193 * 2 * 2 = 772 \text{ т.}$$

Продолжительность общего выпуска руды из камеры

$$t_{вып} = \frac{58500}{772} = 71 \text{ суток}$$

IV. Количество блоков в одновременной очистной выемке.

Количество руды, выдаваемой из камеры в период отбойки и частичного выпуска руды (см. табл. 2)-25600 т.

То же, в период выпуска всей руды- 58500 т. Итого-84100 т.

Продолжительность отбойки руды в камере подсчитываем по формуле

$$t_{отб} = \frac{84100}{2592} = 32 \text{ суток}$$

где 2592=10368/4 – среднесуточная производительность камеры по отбойке руды, т.

Среднесуточная производительность камеры по выдаче руды по формуле составит

$$P_0 = \frac{T_0}{t_{отб} + t_{вып}} = \frac{84100}{32 + 71} = 816 \text{т}$$

Продолжительность очистной выемки камеры

$$t_{ок} = 32 + 71 = 103$$

Продолжительность выемки целиков

$$t_{оц} = \frac{T_{оц}}{P_{оц}} = \frac{67600}{450} = 150$$

Количество камер в одновременной очистной выемке, обеспечивающее заданную производительность рудника (с резервом), составит

$$n_к = \frac{Pk_{ок}}{P_{ок}} \Psi = \frac{3000 \cdot 0{,}51}{816} 1{,}25 = 2$$

Количество блоков под одновременной выемкой целиков (с резервом)

$$n_ц = n_к \frac{t_{оц}}{t_{ок}} = 2\frac{150}{103} = 3$$

V. Основные технико-экономические показатели при выемке камеры

1. Расход рабочей силы на один слой (чел-смен): бурение 2*2*8=32, скреперование 10368/193=53. Итого- 85.

2. Производительность труда, т/смену: бурильщика 10368/32=324; рабочего по камере 10368/85=122.

3. Расход ВВ~ 0,138 кг/т.

4. Среднее качество руды, выдаваемой из камеры

$$A_{фк} = A_э - \rho_к (A_э - A_р) = 60 - 0{,}036(60 - 30) = 58{,}92$$

Таблица 1

Варианты к практической работе № 7

№	Мощность рудного тела, м	Угол падения рудного тела, º (град)	Объемный вес руды, γ т/м³	Коэффициент крепости руды, *f*	Содержание полезного компонента в руде, %	Содержание полезного компонента во вмещ. породах, %
1.	8,5	85	2,65	13	2	0,2
2.	6,5	76	2,7	14	3	0,3
3.	5,1	75	2,8	12	4	0,4
4.	10,2	76	2,9	11	5	0,5
5.	9,5	77	3	10	6	0,6
6.	8,5	78	2,65	13	7	0,7
7.	7,5	79	2,7	14	8	0,8
8.	6	80	2,8	12	9	0,9
9.	6,5	81	2,9	11	10	1
10.	7,5	82	3	10	11	1,1
11.	8,5	75	2,65	13	3	0,3
12.	6,5	76	2,7	14	4	0,4
13.	5,1	77	2,8	13	5	0,5
14.	10,2	78	2,9	14	6	0,6
15.	9,5	79	3	12	7	0,7
16.	8,5	80	2,65	11	8	0,8
17.	7,5	81	2,7	10	9	0,9
18.	6	82	2,8	13	10	1
19.	6,5	83	2,9	14	11	1,1
20.	7,5	84	3	12	12	1,2

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 8

РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ САМОХОДНЫХ ТРАНСПОРТНЫХ СРЕДСТВ НА РУДНИКЕ

Подземное транспортирование руды и рудной массы представляет собой перемещение от пунктов выгрузки из очистных блоков до рудничного подъема. На рудниках используют следующий подземный транспорт:

• периодического действия (рельсовый или самоходное оборудование на колёсном ходу);

• непрерывного действия (конвейерный или трубопроводный).

Безрельсовый транспорт руды и рудной массы применяют лишь на некоторых рудниках. Основной вид транспорта - автосамосвалы: МоАЗ (производит Могилевский автомобильный завод, Беларусь), БелАЗ (Белорусский автомобильный завод, Беларусь), ТОРО и Супра (Тамрок, Финляндия), МТ (Атлас Копко, Швеция), и др. грузоподъемностью 20 - 80т. В России сконструированы автопоезда АШ-75 грузоподъемностью 75 т. Они состоят из двух тягачей с дизельными двигателями, расположенных в начале и конце состава, и пяти вагонов с боковой разгрузкой грузоподъемностью по 15 т каждый. Основное достоинство автопоездов заключается в том, что для их движения необходимы выработки с площадью поперечного сечения всего 10-12 м^2, тогда как для автосамосвалов МоАЗ, обладающих почти вчетверо меньшей грузоподъемностью, необходимо сечение выработки 19 м^2. Кроме того, при применении автопоездов нет необходимости в маневрировании в местах разгрузки, так как они движутся челночно, без разворота.

Сменная производительность автосамосвала: $Q_{см} = V_{куз} \cdot k_з \cdot k \cdot n$

где $V_{куз}$ – вместимость кузова, м^3;

$k_з$ – коэффициент заполнения кузова автосамосвала $k_з = 0{,}8 \div 0{,}95$;

k - – коэффициент использования автосамосвала во времени;

n – количество рейсов за смену;

Количество рейсов за смену: $$n = \frac{T_{см}}{T_ц}$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, $T_{см}$ = 7,2 часов = 432 мин;

$T_ц$ – продолжительность одного цикла, мин;

Продолжительность одного цикла определяется следующей формулой:

$$T_ц = t_{ожид} + t_{пог} + t_{ман} + t_{груж} + t_{пор} + t_{раз}$$

где: $t_{ожид}$ - время ожидания погрузки автосамосвала, в среднем принимается $t_{ожид} = 3 \div 5$ мин;

$t_{пог}$ - время на погрузку горной массы (руды или породы), при использовании вибрационных питателей типа ВДПУ-4ТМ в зависимости от вместимости кузова автосамосвала составляет $t_{пог} = 3 \div 5$ мин;

$t_{ман}$ - время на маневрирования $t_{ман} = 1$ мин;

$t_{груж}$ - время передвижения груженого автосамосвала, мин;

$t_{пор}$ - время передвижения порожного автосамосвала, мин;

$t_{раз}$ - время разгрузки горной массы, $t_{раз} = 0{,}5$ мин;

Время передвижения груженого автосамосвала составляет:

$$t_{груж} = \frac{L}{v_{груж}^{ср}}$$

где: L – расстояние транспортирования, км;

$v_{груж}^{ср}$ - средняя скорость груженого автосамосвала, $v_{груж}^{ср} = 8 \div 10$ км/час;

Время передвижения порожного автосамосвала составляет:

$$t_{пор} = \frac{L}{v_{пор}^{ср}}$$

где: $v_{пор}^{ср}$ - средняя скорость порожного автосамосвала, $v_{пор}^{ср} = 10 \div 15$ км/час;

Годовая производительность автосамосвала составляет:

$$Q_{год} = Q_{см} \cdot N_{рд} \cdot n_{см}$$

где: $N_{рд}$ – количество рабочих дней в году;

$n_{см}$– количество смен в сутки, $n_{см}$ = 3;

Рабочий парк автосамосвалов определяется по формуле:

$$N_{парк}^{раб} = \frac{П_{рудник}}{Q_{год}}$$

где: $П_{рудник}$ – производительность рудника по горной массе, м^3;

Инвентарный парк автосамосвалов определяется по формуле:

$$N_{парк}^{инв} = N_{парк}^{раб} \cdot n_{рез}$$

где: $n_{рез}$ - коэффициент резерва, $n_{рез} = 1{,}1 \div 1{,}4$;

При использовании единицы измерения производительности рудника в тоннах для определения объема горной массы используется следующая формула:

$$П_{рудник} = \frac{П_{рудник}^{тонна}}{\gamma}$$

где: $П_{рудник}^{тонна}$ - производительность рудника в тоннах;

γ – объемная масса руды (породы)

Таблица 1

Задания к практической работе №8

№	$П_{рудник}$ м^3	L, км	$N_{рд}$, дней	$V_{куз}$ м^3	k
1	500 000	0,6	300	5	0,71
2	525 000	0,7	305	6	0,73
3	550 000	0,8	310	7	0,74
4	575 000	0,9	315	8	0,76
5	600 000	1	320	10	0,77
6	625 000	1,1	325	12	0,79
7	650 000	1,2	330	15	0,80
8	675 000	1,3	335	20	0,82
9	700 000	1,4	340	5	0,83
10	725 000	1,5	345	6	0,85
11	750 000	1,6	350	7	0,86
12	775 000	1,7	300	8	0,88
13	800 000	1,8	305	10	0,89
14	825 000	1,9	310	12	0,91
15	850 000	2	315	15	0,92
16	875 000	2,1	320	20	0,94
17	900 000	2,2	325	5	0,95
18	925 000	2,3	330	6	0,97
19	950 000	2,4	335	7	0,98
20	975 000	2,5	340	8	1,00

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 9

РАСЧЕТ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Дано: ориентировочный расход ВВ (аммонит № 6ЖВ) на отбойку руды: в подсечной и отрезной камерах - 0,5 кг/т, при подэтажной отбойке в камере - 0,167 кг/т; при выемке целиков - 0,25 кг/т; камеры после выемки руды заполняются закладкой; производительность закладочного комплекса - 500 $м^3$ /сут.; выемка целиков осуществляется системой подэтажного обрушения; суточная производительность блока при выемке целиков Рц =600 т; потери руды – при выемке камер 5%, при выемке целиков 20%; разубоживание руды при выемке камер - 5%, при выемке целиков -15%, годовая производительность рудника -1.8 млн.т, число рабочих дней в году - 305; число рабочих смен в сутки - 3; продолжительность смены - 6 ч.

Решение

1. Выбираем параметры блока по методике НИГРИ и изображаем систему разработки в трех проекциях (рис.1 и 2).

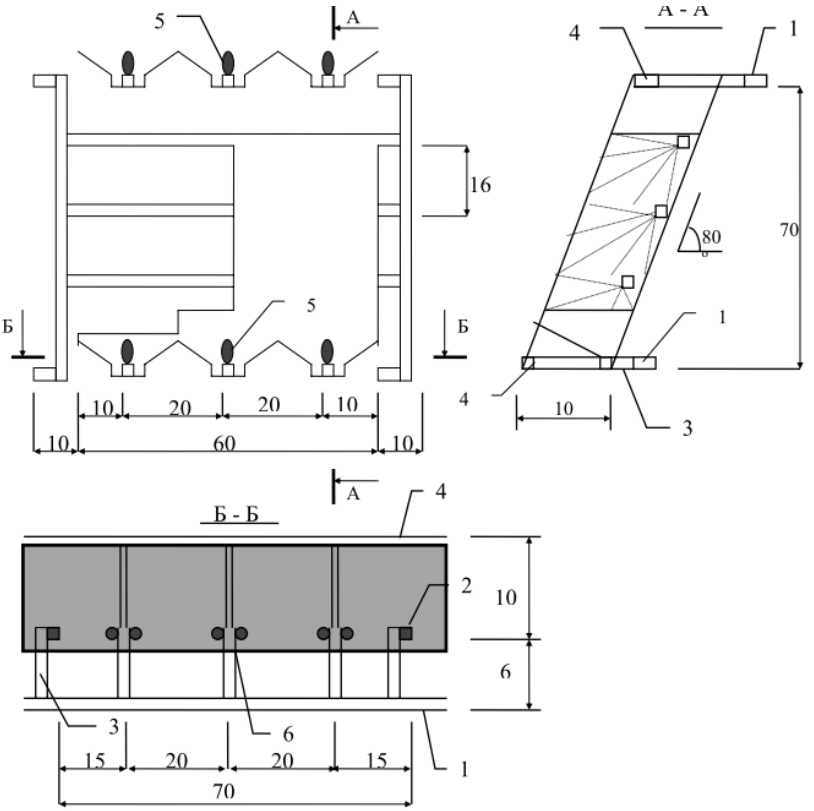


Рис. 1: Схема системы разработки: *1-откаточный штрек, 2- ходовой восстающий, 3 - сбойка с ходовым восстающим, 4 - вентиляционный штрек, 5 - целик над дучкой, 6 - погрузочная камера с вентиляционным ортом.*

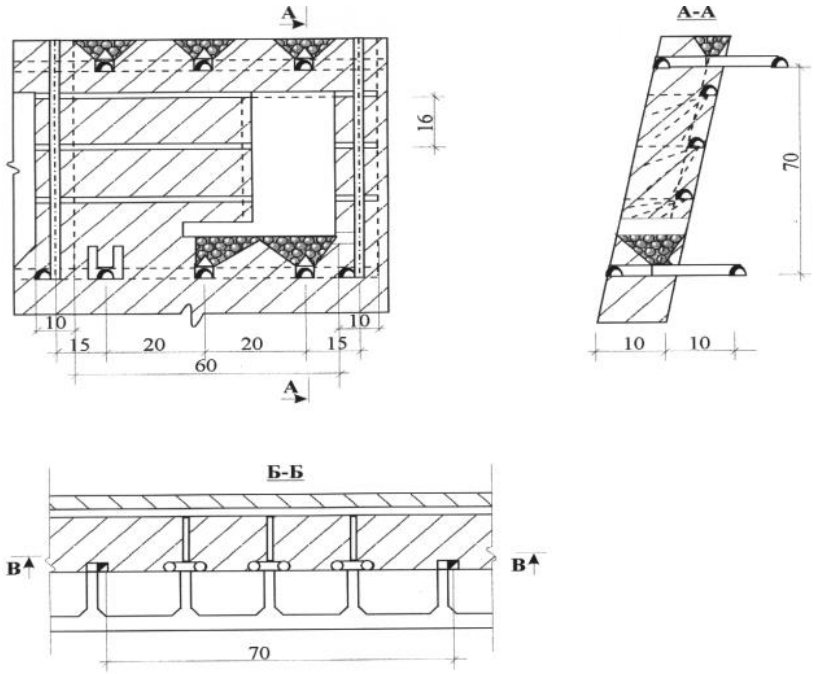


Рис. 2: *1- Погрузочная камера; 2 - Ходовой восстающий; 3 - Сбойка с ходовым восстающим; 4-Вентиляционные орты; 5 - Вентиляционный штрек; 6 - Подэтажные штреки; 7 – Рудоспуски; 8 - Полевой откаточный штрек; 9 - Отрезной восстающий*

2. Распределяем балансовые запасы по стадиям работ, устанавливаем объемы подготовительных и нарезных работ и сводим в таблицу 1.

Таблица 1

Объем подготовительных и нарезных работ и распределения балансовых запасов по стадиям работ

№ п/п	Выработки	Число Выработок	Длина, м						Площадь поперечного сечения выр-ки в проходе, $м^2$	Объем выработок, $М^3$			Балансовые запасы руды	
			одной выработки			общая								
			по руде	по породе	итого	по руде	по породе	итого		по руде	по породе	итого	Т	% к общим запасам блока
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Подготовительные работы														
1	Откаточный штрек	1	-	70	70	-	70	70	9,0	-	630	630	-	
2	Ходовой восстающий	1	71	-	71	71	-	71	4,0	284	-	284	1022,4	
3	Сбойка с ходовым восстающим	1	2	8	10	2	8	10	5,0	10	40	50	36,0	
4	Вентиляционный штрек	1	70	-	70	70	-	70	5,0	350	-	350	1260	
5	Вентиляционные орты	3	6	-	6	18	-	18	5,0	90	-	90	324,0	
6	Погрузочные камеры	3	2	8	10	6	24	30	9,0	54	216	270	194,4	
	ИТОГО	-	-	-	-	167	102	269	-	788	886	1670	2836,8	1,61
Нарезные работы														
1	Подэтажные штреки	3	68	-	68	204	-	204	10,24	2089	-	2089	7520,4	
2	Отрезной восстающий	1	53	-	53	53	-	53	5,0	265	-	265	954	
3	Рудоспуски	6	10	-	10	60	-	60	4,0	240	-	240	864	
	ИТОГО	-	-	-	-	317	-	317	-	2594	-	2594	9338,4	5,29
Очистные работы														
1	Камера	-	-	-	-	-	-	-	-	30654	-	30654	110354,4	62,56
2	Целики	-	-	-	-	-	-	-	-	14964	-	14964	53870,4	30,54
	ИТОГО	-	-	-	-	-	-	-	-	45618	-	45618	164224,8	93,1
	ВСЕГО ПО БЛОКУ	-	-	-	-	484	102	586	-	49000	886	49886	176400	100

3. Показатели потерь и разубоживанию по блоку сводим в таблицу 2.

Таблица 2

Показатели потерь и разубоживания по блоку

№ п/п	Стадии работ	Балансовые запасы, т	Коэффициент извлечения	Коэффициент разубоживания	Извлекаемые запасы руды, т	Количество добытой рудной массы, т	Доля участия в добыче рудной массы из блока
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Подготовительные работы	2836,8	1,0	0	2836,8	2836,8	--
2	Нарезные работы	9338,4	1,0	0	9338,4	9338,4	--
	ИТОГО	12175,2	1,0	0	12175,2	12175,2	0,07
3	Очистительные работы выемка камеры выемка целиков	 110354,4 53870,4	 0,95 0,80	 0,05 0,15	 104836,68 43096,32	 110354,4 50701,55	 0,64 0,29
	ИТОГО	164224,8	0,90	0,08	147933	161055,95	0,93
	ВСЕГО ПО БЛОКУ	176400	0,91	0,074	160108,2	173231,15	1,00

4. Рассчитываем первоочередную подготовку и нарезку блока (численный состав проходческой бригады, продолжительность работ, потребное проходческое оборудование) – в таблице 3.

Таблица 3

Проходческое оборудование и нормы выработки

№	Выработки	Площадь поперечного сечения выработки, $м^2$	Проходческое оборудование	Число рабочих на забой в смену	Комплексная норма выработки, $м^3$/чел-см.
1.	Погрузочные камеры	9	СБКНС-2 ППН-3	2	8,5
2.	Сбойка с ходовым восстающим.	5	УБШ-208А ПД-3	2	5,8
3.	Вентиляционные орты	5	ПД-3	2	7,5
4.	Подэтажные штреки	10,24	ПД-3	2	10,5
5.	Вентиляционные штреки	5	ПД-3	2	7
6.	Ходовой восстающий	4	КПВ-4 ПД-3	2	5,5
7.	Рудоспуски	4	ПТ-38 ПД-3	2	6,5
8.	Отрезной восстающий	5	БУ-80 ПД-3	2	6

Исходные данные.

Объем работ - $\mathbf{V_{по} = V_п + V_о = 16,5 \cdot 60 + 3 \cdot 39 \cdot 10 = 990 + 1170 = 2160}$ м^3, что соответствует балансовым запасам:

$\mathbf{Б_{по} = \rho * V_{по} = \rho * (V_п + V_о) = \rho * V_п + \rho * V_о = 3,6 \cdot 990 + 3,6 \cdot 1170 = 3564 + 4212 = 7776}$ т

Применяемое ВВ - аммонит №6 ЖВ, удельный расход ВВ - $q_{по}$ = 0,5 кг/т, диаметр скважин d=75 мм, масса заряда ВВ на 1 м длины скважины q = 3,96 кг, коэффициент использования скважины (КИС) ε = 0,8.

5. Расчет очистной выемки

А. Подсечная и отрезная камеры

Применяемое оборудование: бурильная установка БУ-80 производительностью $Р_б$ = 120 м/смену (два бурильщиками), производительность по зарядке скважин двумя рабочими $Р_з$ = 1200 кг/смену; на доставке используют ПД-3 производительностью Q = 300 т/смену и заняты на погрузке 2 чел.

Расчетные данные:

а) длина скважин при образовании камер:

$\mathbf{L_{по} = Б_{по} \cdot q_{по} / (q \cdot \varepsilon) = 7776 \cdot 0,5 / 3,96 \cdot 0,8 = 1227,3}$ **м**

на 1000 т запасов - **1227,3 * 1000 / 7776 = 157,8 м**

б) продолжительность работ при одновременной работе двух буровых установок - в отрезной и подсечной камерах (n = 2):

$\mathbf{t_{бпо} = L_{по} / (n \cdot Р_б) = 1227,3 / (2 \cdot 120) = 5,1}$ **смен**

в) трудоемкость работ при бурении скважин при использовании на каждой установке 2-х рабочих (n1 = 2):

$\mathbf{N_б = n \cdot n_1 \cdot t_{бпо} = 2 \cdot 2 \cdot 5,1 = 20,4}$ **чел·смен**

г) количество добываемой рудной массы:

$\mathbf{Д_{по} = Б_{по} \cdot К_и / (1 - r) = 7776 \cdot 0,95 / (1 - 0,05) = 7776}$ **т**

д) трудоемкость по бурению на 1000 т добытой рудной массы:

$\mathbf{N_{бо} = N_б * 1000 / Д_{по} = 20,4 * 1000 / 7776 \cdot = 2,62}$ **чел·смен**

е) продолжительность заряжания скважин при работе двух пневмозарядчиков:

$\mathbf{t_{зпо} = L_{по} * q / (2 \cdot Р_з) = 1227,3 * 3,96 / (2 \cdot 1200) = 2}$ **смены**

на 1000 т запасов - **2 * 1000 / 7776 = 0,26 смены**

ж) трудоемкость работ по заряжанию:

$\mathbf{N_з = 2 \cdot 2 \cdot 2 = 8}$ **чел-смен**

з) трудоемкость по заряжанию скважин на 1000 т добытой рудной массы:

$\mathbf{N_{зо} = N_з * 1000 / Д_{по} = 8 * 1000 / 7776 = 1}$ **чел·смен**

и) продолжительность погрузки руды:

$\mathbf{t_{упо} = Д_{по} / Q = 7776 / 300 = 25,92}$ **смены.**

к) трудоемкость работ по погрузке:

$\mathbf{N_ц = 2 \cdot 25,92 = 51,84}$ **чел-смен**.

л) трудоемкость работ по погрузке 1000 т добытой рудной массы:

$\mathbf{N_{уо} = N_ц * 1000 / Д_{по} = 51,84 * 1000 / 7776 = 6,67}$ **чел·смен.**

Организация работ при образовании подсечной и отрезной камер

До начала подэтажной отбойки руды образуют одну треть объема подсечной камеры и целиком отрезную камеру, что соответствует балансовым запасам

$Б_{п1}$=1/3*3564+4212=5400 т

а) продолжительность обуривания рудного массива в подсечной камере:

$t_{бп1}$=1/3*3564*5,1/7776=0,78 смены

б) продолжительность обуривания рудного массива в отрезной камере:

$t_{бп2}$=4212·5,1/7776=2,76 смен

в) продолжительность заряжания в подсечной камере:

$t_{зп1}$=1/3·3564·2/7776=0,31 смены

г) продолжительность заряжания в отрезной камере:

$t_{зп2}$=4212·2/7776=1,08смены

д) продолжительность доставки руды в подсечной камере:

$t_{уп1}$ = 1/3 · 3564 · 25,92 / 7776 = 4 смены

е) продолжительность доставки руды в отрезной камере:

$t_{уп2}$ = 4212· 25,92 / 7776 = 14 смен

Таблица 4

Календарный план подготовки и нарезки блока

(цифры на графике - число рабочих)

Выработки	Сутки												
	2	4	6	8	10	12	14	16	18	20	22	24	26
Погрузочные камеры:													
1-ой очереди	12												
2-ой очереди		6											
Сбойка с ходовым восстающим	6												
Орты вентиляционные:													
1-ой очереди			6										
2-ой очереди				6 6									
Ходовой восстающий					6								
Рудоспуски:													
1-ой очереди		6											
2-ой очереди			6										
Подэтажные штреки				12			18						
Вентиляционный штрек										18			
Отрезной восстающий												18	

Таблица 5

График организации работ при образовании подсечной и отрезной камер

Вид камеры	Производственный процесс	Продолжительность работ, сут: 1 (смена 1 2 3 4)	2 (1 2 3 4)	3 (1 2 3 4)	4 (1 2 3 4)	5 (1 2 3 4)	6 (1 2 3 4)	7 (1 2 3)
Подсечная камера	Бурение скважин							
	Заряжание и взрывание							
	Проветривание							
	Уборка руды							
Отрезная камера	Бурение скважин							
	Заряжание и взрывание							
	Проветривание							
	Уборка руды							

Б. Подэтажная отбойка в камере

Дано: f = 7 ÷ 8, $\gamma_р$ = 3,6 т/м^3 , ширина отбиваемого слоя В = 10 м, высота подэтажа h = 16 м, расположение скважин веерное; буровое оборудование - БУ-80 производительностью $P_б$ = 120 м/смену, площадь поперечного сечения буровой выработки $S_б$ = 10,24 м^2 , диаметр скважин d = 75 мм, применяемое ВВ - зерногранулит, масса заряда ВВ на 1 м длины скважины q = 3,96 кг/м, удельный расход ВВ $q_о$ = 0,167 кг/т, КИС - k = 0,7 , $К_и$ 0,95, r =0,05, $\delta_о$ = 1,2

1) Л.н.с. определяем по формуле:

$$W=k_н*C0*d*\sqrt{\delta о * \Theta} = 1*34*0.075*\sqrt{1.2 * 1} = 3 \text{ м}$$

где $C0=20+56*e^{-0.2*7} = 34$

2) Производим расчет длины и массы заряда веерных скважин из условия:

максимальное расстояния $a_{max} = 1,5*W = 1,5 * 3 = 4,5$ м,

наименьшее расстояние - $a_{min} = 0,6*W = 0,6 * 3 = 1,8$ м.

Общая длина скважин L_c = 99,9 м с общим весом зарядов Q_c = 300,17 кг

3) Количество рудной массы, добытой из слоя:

$$D_{сл}=(B*h*S_б)*W*\gamma_р*K_и/(1-r)=(10*16-10.24)*3*3.6*0.95/(1-0.05)=1617.4 \text{ т.}$$

4) Фактический расход ВВ на 1 т:

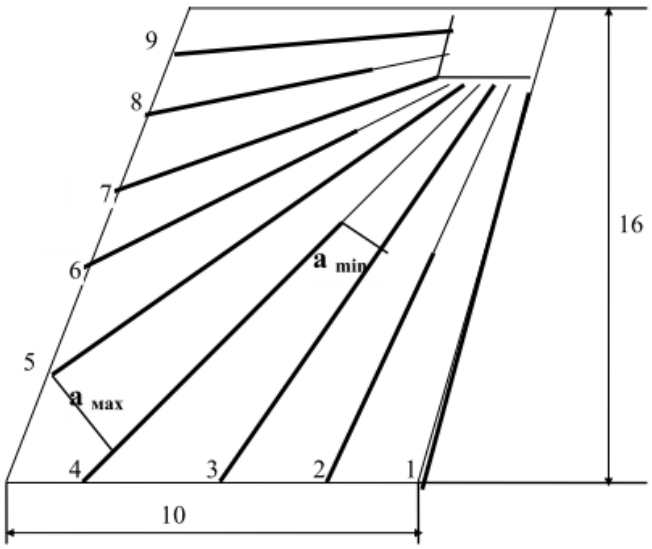
$$q_ф = Q_з / D_{сл} = 300.17 / 1617.4 = 0.186 \text{ кг / т}$$

5) Длину скважин на 1000 т отбитой рудной массы находим:

$$k_1=L_c/D_{сл}*1000=99.9*1000/1617.7= 61.77 \text{ т}$$

6) Выход рудной массы с 1 м скважины

$$k_2 = 1000 / 61,77 = 16,17 \text{ т}$$



7) Продолжительность бурения скважин в слое:

$t_б = L_c/(n_б * P_б) = 99,9 / 120 = 0,83$ *смены*

8) Трудоемкость работ по бурению скважин в слое:

$N_б=2*0,83=1,66$ *чел-смен*

9) Трудоемкость работ по бурению скважин на 1000 т добытой рудной массы в слое

$N_{бо}=N_б/D_{сл}*1000=1,66/1617,4*1000=1$ *чел-смен*

10) Продолжительность заряжания скважин

$t_з = Q /(n_з * P_з) = 300,17 /(1*1200) = 0,25$ *чел – смен*

11) Трудоемкость работ по заряжанию скважин

$N_з=2*0,25=0,5$ *чел – смены*

12) Трудоемкость работ по заряжанию скважин на 1000 т добытой рудной массы в слое

$N_{З0}=N_з/D_{сл}*1000=0,5/1617,4*1000=0,31$ *чел-смен*

13) Продолжительность уборки добытой в слое рудной массы

$t_{усл}=D_{сл}/Q=1617,4/300=5,4$ *смены*

14) Трудоемкость работ по доставке и уборке рудной массы (2 человека на ПД-3)

$N_{усл}=2*5,4=10,8$ *чел-смены*

15) Трудоемкость всех этих работ на 1000 т добытой рудной массы

$N_{уо} =10,8/1617,4*1000=6,68$ *чел-смены*

Организация работ

Поэтапная отбойка руды в камере блока ведется в три очереди - по числу погрузочных камер. Длина участка камеры, соответствующая каждой очереди, равна в среднем 60:3=20 м.

В период работ 1-й очереди используется только одна ПД-3, а в период работ 2-й и 3-й очередей используются одновременно две ПД-3.

Работы по подэтажной отбойке и выдаче руды 1-й очереди совмещаются во времени с подсечкой камеры 2-й очереди (на две приемные воронки), а подэтажная отбойка и выдача руды 2-й очереди совмещается во времени с подсечкой камеры 3-й очереди (тоже на две приемные воронки).

Расчет первой очереди

1) Камерные запасы блока составляют Бк=110354,4 т. Камерные запасы на 21 м длины камеры составляют:

$Б_1 = Б_к * 21/60 - Б_{п1} = 110354,4 * 21/60 - 5400 = 33224$ т

где **$Б_{п1}$** - балансовые запасы, извлекаемые из подсечки блока 1-й очереди (на две приемные воронки) и при образовании отрезной щели.

2) Балансовые запасы на 1 м длины камеры составят:

$б_1 = Б_1/(21-3) = 33224/18 = 1845,8$ т

3) При ширине отрезной щели 3 м наибольшая толщина отбиваемого слоя руды составит:

$x_1 = 3/(К_р-1) = 3/(1,35-1) = 9$ м или 3 веера

4) Это соответствует балансовым запасам:

$Б_x = б_1 * x_1 = 1845,8 * 9 = 16612$ т

5) Количество добываемой рудной массы:

$D_x = Б_x * к_и/(1-r) =$ **$16612 * 0,95/(1-0,05) = 16612$ т**

6) Длина скважин на отбойку рудной массы:

$L_x = k_1 * D_x/1000 =$ **$61,77 * 16612/1000 = 1026,1$м,**

где k_1 - длина скважин на 1000 т добытой рудной массы.

7) При работе 3-х бурильных установок на каждом подэтаже продолжительность бурения скважин составит:

$t_{бх} =$ **$1026,1/(3*120) = 2,85$ смены**

8) При работе 3-х пневмозарядчиков продолжительность заряжания составит:

$t_{3x} = 3 * t_{сл} =$ **$3 * 0,25 = 0,75$ смены**

9) При работе одной ПД-3 по доставке отбитой рудной массы:

$t_{ух} =$ **$16612/300 = 55,4$ смены $= 185$ суток**

Для завершения в камере работ 1-й очереди необходимо отбить еще 3 слоя руды толщиной по 3 м каждый, при этом потребуется: на бурение скважин - 2,85 смены, на заряжание скважин - 0,75 смены, на проветривание - 1,25 смены, на доставку руды - 55,4 смены.

Общая длина камеры составит:

$L_к =$ **$3+2*3*3 = 21$ м**

Из подсечки второй очереди добывается рудной массы:

$D_{п2} =$ **$3464/3 = 1188$ т**

Длина скважин $L_2 =$ **$157,8/1188 * 1000 = 132,8$ м**

При работе одной буровой установки продолжительность бурения скважин:

$t_{б2} =$ **$132,8/(1*120) = 1,1$ смены**

Продолжительность заряжания скважин при работе одного зарядчика:

t_{32} *$= (0,26*1)/118*1000 = 0,22$ смены*

При работе одной ПД-3:

$t_{у2}$ *$= 1188/300 = 3,96 = 4$ смены*

Строится график организации работ и определяется продолжительность работ 1-й очереди, которая составляет (складываем продолжительности всех процессов) **t_1** *$= 39$ суток.*

Расчет 2-й очереди

Заканчивается подсечка слоев в камере, производится подэтажная отбойка и выдача руды из шести слоев в камере. Объем работ такой же, как и в 1-й очереди, на доставке руды постоянно работаю две ПД-3.

*Продолжительность работ: бурение скважин на подэтажах - 2*2,85=5,7 смен, бурение на подсечке камеры - 1,1 смены, заряжание скважин на подэтажах - 2*0,75=15 смены, заряжание скважин в подсечке - 0,22 смены.*

*Количество добываемой рудной массы: на подэтажах - 184,8*18 = 33224,4 т, из подсечки камеры - 1188 т. Время на доставку руды:*

$t_у$ *= (33224,4 + 1188)/(2*300) = 57,5 смен = 19 суток.*

Строится график организации работ на 2-й очереди и общая продолжительность составляет - 20 суток.

Расчет 3-й очереди

Производится подэтажная отбойка и выдача руды из семи слоев в камере, постоянно работают две ПД-3. Количество выдаваемой рудной массы:

$D_З$ *= 110354,4 - 7776 - 2*33224,4 = 36120 т*

Продолжительность работ:

1) бурение скважин на подэтажах

$t_{бз}$ = 7* $t_{бол}$ *= 7*0,83 = 5,81 смен*

2) заряжание скважин на подэтажах

$t_{зз}$ = 7* $t_{зсл}$ *= 7*0,25 = 1,75 смены*

3) доставка отбитой рудной массы

$t_{дз}$ *= 36130/(2*300) = 60,2 смены = 20 суток.*

Строится график организации работ 3-й очереди, продолжительность работ составляет - 22,33 суток. Строится сводный график очистной выемки камеры блока. Бурение скважин по возможности совмещается с доставкой отбитой рудной массы.

Сводный график очистной выемки камеры блока

(продолжительность работ в сутках)

Таблица 6

Очеред-ность работ	Подсечная и от-резная камера		1-я очередь		2-я очередь		3-я очередь	
Произв. процесс	Отбойка руды	Уборка руды	Отбойка руды	Уборка руды	Отбойка руды	Уборка руды	Отбойка руды	Уборка руды
1								
2								
3								
4								
5								
6								
7								
8								
9								
10								
16								
17								
18								
19								
20								
36								
37								
38								
39								
40								
46								
47								
48								
49								
50								
51								
52								
53								
54								
55								
56								
57								
58								
59								
60								
81								
82								
83								
84								
85								

Продолжительность отработки камеры согласно графику составит
$t_{ок}$ = 84 суток = 3,23 месяца.
Среднесуточная производительность при отработке камеры:
$A_{ок} = D_к / t_{ок} = 110354,4/84 = 1313,7$ т

Составляется суммарная трудоемкость очистной выемки камеры и сводится в таблицу:

Таблица 7

Виды работ	Объем руды, т	Трудоемкость работ, чел-см						
		На 1000 т			На весь объем			
		Бурение	Заря-жание	Дос-тавка	Бурение	Заря-жание	Дос-тавка	Итого
Подсечная и отрезная камеры	7776	2,63	1,0	6,68	20,4	7,76	51,82	79,98
Подэтажная отбойка и выпуск руды: 1-й очереди	33224,4	1,0	0,31	6,68	33,23	10,3	221,98	265,52
2-й очереди	33224,4	1,0	0,31	6,68	33,23	10,3	221,98	265,51
3-й очереди	36130	1,0	0,31	6,68	36,14	11,2	241,42	288,76
Итого по камере	110354,8				123,0	39,56	737,2	899,76

Итак, производительность труда:

- на бурении скважин P **= 110354,4 / 123,0 = 897,2 т/чел-см;**
- на заряжании скважин P **= 11035,4 / 39,56 = 2789,5 т/чел-см;**
- на доставке руды P **= 110354,4 / 737,2 = 149,7 т/чел-см.**

Средняя производительность труда при образовании:

- подсечной и отрезной камер P **= 7758 / 79,98 = 97,0 т/чел-см;**
- очистной выемке камер P **= 110354,4 / 899,76 = 122,65 т/чел-см.**

Средний расход ВВ

q **= (0,5*7758 + 0,186*102596,4) / 110354,4 = 0,21 кг/т.**

Число камер в одновременной очистной выемке, обеспечивающее заданную производительность рудника:

$$n_{о.к.} = \frac{0.64 * 18 * 10^6 * 1.3}{305 * 1313.7} = 3.73 \approx 4$$

где 0,64 – доля добычи рудной массы из камеры в общей добыче из блока (см. табл. 2); 305 – число рабочих дней в году; 1,3 – коэффициент резерва.

В. Заполнение камеры закладкой

Сначала производится бурение закладочных скважин из выработок вентиляционного горизонта, монтируется закладочный трубопровод, устанавливаются закладочные перемычки.

Объем закладки камеры (включая нарезные выработки) берем из табл. 1:

$V_{з.к.}$ **= 30654+2594=33248 м^3.**

Время на закладку камеры:

$t_{з.к.} = Vз.к./Pз$ **= 33248/500 = 66.5 суток ,**

где $P_з$ **= 500 м^3/сут** – производительность закладочного комплекса.

Закладочный комплекс в сутки обслуживают 18 человек.

Трудоемкость работ по закладке на камеру:
$N_{з.к.}$ **= 18*66.5 =1197 чел-смен**.
Трудоемкость на 1000 т добываемой рудной массы:
$N_{з.к.о}$ **= 1197*1000/(110354.4+9338.4) = 10 чел-смен**.
Число камер в одновременной закладке (с резервом):
$n_{з.к.} = n_{о.к.} * t_{з.к} / t_{о.к}$ **=4*66.5/84 = 3**,
где $n_{о.к.}$– число камер в одновременной отбойкеи выдаче рудной массы;
$t_{о.к}$ - продолжительность отбойки и выдачи из камеры рудной массы, сут.
Средняя производительность очистных и закладочных работ в камере:
$P_к = Д_к / (t_{о.к} + t_{з.к})$ **=110354.4 / (84+66.5) = 733.3 т/сут.**

Г. Выемка блоковых целиков

Количество руды, добываемой при выемке блоковых целиков (см. табл.2)
$Д_ц$ **= 50701.55 т.**
Количество ВВ на отбойку
$Q_ц$ **= 50701.55*0.25 = 12675.5 кг.**
Длина скважин для отбойки руды в целиках:
$L = Q_ц / (3.96*0.7)$ **= 12675.4 / (3.96*0.7) = 4572.7 м,**
где 0.7 – коэффициент использования длины скважин.
Трудоемкость на бурении скважин:
$N_{б.ц.} = L*N_{чел}/P_б$ **= 4572.2*2 / 120 = 76.2 чел-смен**,
где $N_{чел}$ – число рабочих, обслуживающих буровую установку.
Трудоемкость бурения 1000 т рудной массы:
$N_{б.ц.о} = Nб.ц.*1000/Дц$ **=76.2*1000/50701.5 = 1.5 чел-смен.**
Трудоемкость по заряжанию скважин:
$N_{з.ц.}$ **= 12675.4*2 /1200 = 21.1 чел-смен**,
где 2 – число рабочих, обслуживающих пневмозарядчик.
Трудоемкость по заряжанию на 1000 т рудной массы:
$N_{з.ц.}$ = **21.1*1000/50701.55 = 0.42 чел-смен**
Трудоемкость по доставке руды из целиков:
$N_{д.ц.}$ **= 50701.55 / 150 = 338 чел-смен**,
где 150 – производительность труда при доставке руды, т/чел-смену.
Трудоемкость по доставке на 1000 т рудной массы:
$N_{д.ц.о}$ **= 338*1000/50701.55 = 6.67 чел-смены**.
Суммарная трудоемкость работ по очистной выемке целиков:
$N_ц = N_{б.ц.} + N_{з.ц.} + N_{д.ц.}$ **= 76.2+21.1+338 = 435.3 чел-смен**
Суммарная трудоемкость на 1000 т добытой рудной массы:
$N_{ц.о} = N_{б.ц.о} + N_{з.ц.о} + N_{д.ц.о}$ **= 1.5+0.42+6.67 = 8.59 чел-смен**.
Производительность труда при выемке целиков:
- бурильщика **1000/1.5 = 666.7 т/чел-смену**;
- взрывника **1000/0.42 = 2380.96 т/чел-смену**;
- машиниста погрузочной машины **1000/6.67 = 150 т/чел-смену**;
- средняя по очистной выемке **1000/8.59 = 116.4 т/чел-смену**.

Продолжительность отработки целиков блока:
$t_ц = Д_ц / P_ц$ **= 50701.55/600 = 84.5 суток**,

где $P_ц$ – производительность блока при выемке целиков, т/сут.

Число блоков в одновременной выемке целиков:

$n_ц = n_{о.к.} * t_ц / t_{о.к.}$ **=4*84.5/84=4**,

где $n_{о.к.}$ – число камер в одновременной отработке;

$t_{о.к.}$ - продолжительность отработки камер, сут.

Д. Очистная выемка блока

Суммарная трудоемкость очистной выемки блока приведена в таблице 8.

Таблица 8

Процессы работ	Объем работ	Трудоемкость работ, чел-смен
Отбойка и выдача руды из камеры, т	110354.4	899.76
Закладка камеры, $м^3$	33248	1197
Выемка целиков, т	50701.55	453
ИТОГО:		2550.06

Средняя производительность труда при очистной выемке блока:

$Р_{б.о.} = Д_б / N_{б.о.}$ **=161055.95/2550.06=63.2 т/чел-смен**,

где $Д_б$ - количество рудной массы, добываемой из блока очистными работами (см. табл.2).

Средний удельный расход ВВ при очистной выемке блока:

$q_{ср} = (q_{о.к.} * Д_{б.к.} + q_{о.ц.} * Д_{б.ц.}) / Д_б$ **=(0.21110354.4+0.2550701.55)/161055.95=0.22 кг/т.**

Е. Число блоков в одновременной подготовке и нарезке

Число камер в одновременной подготовке и нарезке:

$$\mathbf{N = \frac{n_0 t}{(t_0 - t_p)} = \frac{4 * 1}{(3.23 - 0.5)} = 1.47 \approx 2}$$

где n_0 – число добычных участков (блоков) в одновременной очистной выемке, обеспечивающее заданную годовую производительность рудника;

t - продолжительность подготовки и нарезки добычного участка (блока) по календарному плану выполнения подготовительно-нарезных работ, мес.;

t_0 - продолжительность очистной выемки добычного участка (блока), мес.;

t_p =0.5 - резерв времени.

Максимальная продолжительность подготовки и нарезки (без резерва времени):

$$\mathbf{t_{max} = \frac{N * t_0}{n_0} = \frac{2 * 3.23}{4} = 1.6 \quad мес.}$$

Минимальный резерв времени на подготовку и нарезку блока:

$t_{p_min} = 0.1 * t_{max} = 0.1 * 1.6 = 0.16$ *мес.*

Максимально-допустимая продолжительность работ:

$t_{max} = N * (t_0 - t_{p_min}) / n_0 = 2 * (3.23 - 0.16) / 4 = 1.53$ *мес.*

Минимальный состав проходческой бригады в сутки:

$n_{min} = 436.13 / (1.56 * 26) = 11$ *чел.*

С учетом трех рабочих смен в сутки принимаем число людей, кратное трем – т.е. n=**12 чел**.

Тогда уточненная продолжительность работ:

t=436.13/(12*26)=1.4 мес.

Уточненный резерв времени:

Δt=1.6-1.4=0.2 мес.

Календарный план подготовительно-нарезных работ в блоке и потребное проходческое оборудование были приведены в табл. 6.

По календарному плану работ продолжительность всех работ t =38 суток., резерв времени Δt =10.5 суток

Ж. Сводные технико-экономические показатели по блоку

Количество подготовительных и нарезных выработок на 1000 т подготовленных к выемки запасов руды	3.57 м
Доля добычи рудной массы:	
- из подготовительных и нарезных выработок	7%
- при выемке камеры	64%
- при выемке целиков	29%
Среднесуточная производительность:	
- рудника	5900 т
- камеры в период отбойки и выдачи руды	1313.7 т
- камеры с учетом закладочных работ	733.3 т
- при отработке целиков	116.4 т
- блока при очистной выемке	63.2 т
Продолжительность работ:	
- при подготовке и нарезке блока	38 суток
- при отбойке и доставке руды из камеры	84 суток
- при закладке камеры	66.5 сут.
- при выемке целиков	84.5 сут.
Число блоков в одновременной работе:	
- при подготовке и нарезке	2
- при отбойке и доставке руды из камеры	4
- при закладке камеры	3
- при отработке целиков	4
- ИТОГО	13
Производительность труда при отбойке и доставке руды из камеры, т/чел-смен:	
- при бурении скважин	897.2
- при заряжании скважин	2789.5
- при доставке руды	149.7
- средняя	122.65
Производительность труда при выемке целиков, т/чел-смен:	
- при бурении скважин	666.7
- при заряжании скважин	2380.96
- при доставке руды	150
- средняя	166.4
Расход ВВ, кг/т:	
- при выемке камеры	0.21
- при выемке целиков	0.25
- средний по блоку	0.22
Потери руды, %:	
- при выемке камеры	5
- при выемке целиков	20
Разубоживание руды, %:	
- при выемке камеры	5
- при выемке целиков	15

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 10

РАСЧЕТ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СКРЕПЕРНОЙ И ПОГРУЗОЧНО-ТРАНСПОРТНОЙ ДОСТАВКИ

Расчёт показателей скреперной доставки

Скреперные установки являются установками периодического действия и состоят из скреперной лебёдки, скрепера, головного и хвостового канатов, концевого и поддерживающих блочков.

Для доставки руды применяют двухбарабанные скреперные лебёдки и лишь изредка (в широких камерах или при скреперовании под углом) – трёхбарабанные лебёдки. Мощность скреперных лебёдок, используемых на рудниках, колеблется и согласно ГОСТу бывает равной 7, 10, 17, 30, 55 и 100 кВт. Лебёдки мощностью до 17 кВт применяют при отработке жильных месторождений, мощностью 17 и 30 кВт – при выемке слоёв и подэтажей с небольшим сроком отработки, а мощностью 55 и 100 кВт – в длинны очистных камерах и в доставочных выработках блоков, имеющих значительные запасы.

Вместимость скреперов изменяется от 0,1 до 1 – 2 м^3 в зависимости от мощности лебёдок и максимальных размеров доставляемых кусков руды. Так, при мощности скреперной лебёдки 17 кВт и размере кондиционного куска 400 мм вместимость скрепера равна 0,1 – 0,15 м^3, а при мощности лебёдки 55 кВт и максимальном размере кусков до 800 – 1000 мм вместимость скрепера составляет 0,5 – 1,0 м^3.

По типу скреперы делятся на гребковые и ящичные. Гребковые скреперы бывают жёсткими и шарнирно-складывающимися.

При доставке по выработкам ширина скрепера не должна быть больше 0,4 – 0,6 ширины выработки для нескладывающихся скреперов и 0,5 – 0,8 ширины выработки для шарнирно-складывающихся скреперов.

Канаты для скреперных установок применяют стальные диаметром от 10 до 28 мм. Канаты изнашиваются довольно быстро; расход их составляет 25 – 40 кг на 1000 т доставленной руды. Скреперные блочки имеют диаметр 200 – 400 мм и крепятся чаще всего к металлическим штырям, расклинённым в двух коротких шпурах, расходящихся под углом 60^0.

Обычно при высокопроизводительных системах разработки и большом размере кондиционного куска руды длина скреперной доставки не превышает 25 – 35 м, составляя нередко 15 – 20 м, а при малопроизводительных системах доходит до 50 – 80 м.

Эксплуатационная производительность скреперной установки (т/смену) может быть рассчитана по следующей формуле:

$$Q = (T_{см} - T_{пр})/(\tau_з + \tau_{в.д} + \tau_д), \quad (1),$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, мин; $T_{пр}$ – среднесменное время простоев, в том числе и из-за отсутствия порожняка (обычно $T_{пр}$ = 60 ÷ 80 мин); $\tau_з$ – удельные затраты времени на ликвидацию зависаний в выпускных выработках, мин/т; $\tau_{в.д}$ – удельные затраты времени на вторичное дробление негабарита на почве доставочной

выработки, мин/т; $\tau_д$ – удельные затраты времени собственно на доставку (скреперование), мин/т.

$$\tau_з = t_з/V_з, \qquad (2),$$

где $t_з$ – средняя продолжительность ликвидации одного зависания, мин (обычно $t_з$ = 15 мин); $V_з$ – среднее количество руды, выпускаемой из отверстия между двумя зависаниями; изменяется от 20 т (при значительном выходе негабарита и малых площадях поперечных сечений выпускных и доставочных выработок) до 100 – 200 т на зависание.

$$\tau_{в.д} = t_{в.д}n/(100pm), \qquad (3),$$

где $t_{в.д}$ – средняя продолжительность перерыва в скреперовании при одном взрыве негабаритных кусков на почве выработки ($t_{в.д} \approx 10$ мин); n – выход негабарита, %; p – средняя масса одного негабаритного куска (при кондиционном куске 400 мм p = 0,6 ÷ 0,8 т; при кондиционном куске 800 мм p = 0,8 ÷ 1,2 т); m – число одновременно взрываемых кусков на почве выработки (обычно m колеблется от 2 до 4).

$$\tau_д = (L\upsilon_г + L\upsilon_х + t_{р/h}\upsilon_г\upsilon_х)/(60\upsilon_г\upsilon_х q_с), \quad (4),$$

где L – средняя длина доставки, м; $\upsilon_г$, $\upsilon_х$ – соответственно скорости грузового и холостого хода скрепера, м/с (принимается по техническим характеристикам лебёдок или по следующим эмпирическим зависимостям: $\upsilon_г = 0{,}004N + 1{,}02$; $\upsilon_х = 1{,}38\upsilon_г$); N – мощность двигателя лебёдки, кВт; $t_{з.р}$ – время на загрузку и разгрузку скрепера (обычно $t_{з.р} \approx 20$ с); $q_с$ – грузоподъёмность скрепера, т:

$$q_с = kV_с\gamma_р, \qquad (5),$$

где k – коэффициент заполнения скрепера (для кусковой руды k = 0,7 ÷ 0,8; для мелкокусковой k = 0,9 ÷ 1,1); $V_с$ – вместимость скрепера (обычно $V_с = 0{,}016N$); $\gamma_р$ – плотность руды в разрыхленном состоянии, т/м^3.

Производительность небольших скреперных установок мощностью 10 кВт при длине доставки 10 – 15 м составляет всего 20 – 30 т/смену. Скреперные установки мощностью 55 кВт и более при расстоянии доставки 10 – 30 м и кондиционном куске 800 мм обеспечивают устойчивую производительность 300 – 350 т/смену. При кондиционном куске руды 400 мм и значительном выходе негабарита производительность этих же скреперных установок снижается до 150 и даже до 100 т/смену.

Расчёт показателей доставки при помощи погрузочно-транспортных машин.

Погрузочно-транспортные машины (ПТМ), которые раньше обычно называли погрузочно-доставочными (ПДМ), но в соответствии с ГОСТом переименовали, совмещают в себе функции и погрузочных, и доставочных машин. Они бывают бункерными (типа ПТ) и ковшовыми (типа ПД).

Бункерные погрузочно-транспортные машины типа ПТ имеют ковшовый погрузочный орган и опрокидной аккумулирующий бункер. Они загружаются самостоятельно. Эти машины подразделяются на лёгкие (массой 2,5 – 5 т) и тяжёлые (массой более 20 т).

Лёгкие бункерные ПТМ (рис. 4, *е*) отличаются высокой маневренностью и предназначены для работы в выработках небольшого сечения и высоты. Привод их пневматический, сжатый воздух подаётся по гибкому шлангу длиной 25, реже 50 м.

Лёгкие бункерные погрузочно-транспортные машины имеют вместимость от 1 до 2,5 м^3 и вместимость ковша от 0,12 до 0,5 м^3. Производительность их от 150 до 600 т/смену при длине доставки не более 50 – 100 м.

Тяжёлые бункерные машины имеют вместимость бункера от 3 до 10 м^3 при вместимости ковша от 1 до 2 м^3. Они предназначены для работы с мелкокусковой и малоабразивной рудой.

Ковшовые погрузочно-транспортные машины типа ПД надёжно работают и при крупнокусковой абразивной руде (рис. 4, *в*). Они имеют фронтальный ковш значительной вместимости (обычно порядка 3 – 5 и даже 10 м^3), загрузив который машина в нём и доставляет руду до пункта разгрузки обычно на расстояние примерно 150 – 300 м.

Все ковшовые погрузочно-транспортные машины имеют дизельный, а в последнее время и электрический привод, скорость их движения 20 – 40 км/ч.

Эксплуатационную производительность ковшовых ПТМ типа ПД можно определить по формуле

$$Q = 60T_{см}qk_1k_2k_3/T_ц, \qquad (6),$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; q – грузоподъёмность ПТМ, т; k_1– коэффициент использования машины во времени (в благоприятных условиях k_1 = 0,7 ÷ 0,8); k_2 – коэффициент снижения производительности из-за выборки и отвозки в неработающий забой негабаритных кусков (обычно k_2 = 0,9 ÷ 0,95); k_3– коэффициент снижения производительности в период освоения из-за неналаженного ремонта, несвоевременного снабжения запасными частями, несовершенства организации работ, недостаточной квалификации рабочих и т.п. (k_3 = 0,6 ÷ 0,9); $T_ц$ – продолжительность цикла, мин.

$$T_ö = \frac{0{,}12L}{\upsilon_{ñð}} + \frac{25 + 0{,}02qt_ç}{(\hat{A}/d_{ñð})^{1{,}5}} + t_ð, \qquad (7),$$

где L – длина доставки, м; $\upsilon_{ср}$ – средняя скорость движения машины, км/ч; q – грузоподъёмность машины, т; $t_з$ – средняя продолжительность ликвидации одного зависания, мин (обычно $t_з$ = 15 мин); B – ширина ковша, м; $d_{ср}$ – средний диаметр куска в отбитой руде, м; $t_р$ – время разгрузки машины, мин.

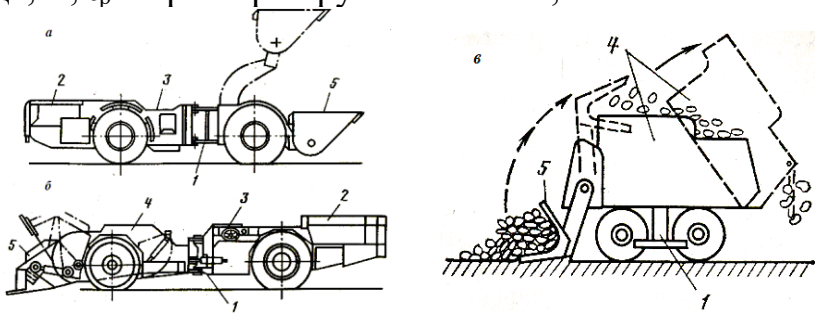


Рис. 1. Самоходное оборудование для доставки руды: *а –ковшовая ПТМ; б, в – бункерные ПТМ; 1 – рама; 2 – двигатель; 3 – место водителя; 3 – кузов (бункер); 5 – ковш*

Таблица 1

Варианты к практической работе №10

№	$T_{см,\ ч}$	q, $т$	$T_р$, $мм$	A, $м$	$d_{ср}$, $мм$	V_1, $км/ч$	$t_р$, $мин$	L,$м$
1	12	20	15	150	0,48	20	10	500
2	8	5	12	300	0,5	40	11	600
3	12	10	14	180	0,6	20	10	700
4	8	15	15	220	0,72	30	11	800
5	12	20	14	230	0,88	20	10	900
6	8	5	12	240	0,71	30	11	1000
7	12	10	18	200	0,59	40	10	1100
8	8	15	14	150	0,45	20	11	1200
9	12	15	13	160	0,44	30	10	1300
10	8	10	15	170	0,38	40	11	500
11	12	20	14	180	0,4	20	10	600
12	8	5	13	190	0,45	30	11	700
13	12	20	15	200	0,46	40	10	800
14	8	5	14	210	0,5	20	11	900
15	12	10	13	280	0,55	30	10	1000
16	8	15	12	200	0,81	40	11	1100
17	12	10	15	300	0,9	20	10	1200
18	8	5	14	180	0,32	30	11	1300
19	12	15	13	160	0,44	30	10	1000
20	8	10	15	170	0,38	40	11	1100

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 11

СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

а) расчет очистной выемки при системе разработки горизонтальными слоями с закладкой (рис. 1).

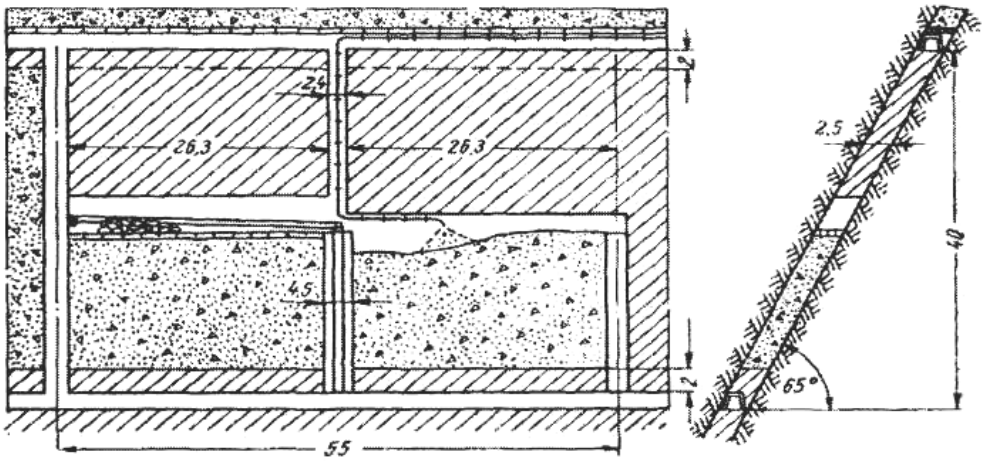


Рис 1. Система разработки с закладкой выработанного пространства (выемка горизонтальными слоями)

Горизонтальная мощность рудного тела 2,5 м. Угол падения 65°. Объемный вес руды γ = 3,8 т/м^3 коэффициент крепости f = 6.

Содержание полезного компонента в руде $A_э$ = 2,6 %, во вмещающих породах $A_р$ = 1,0 %.

Высота этажа и длина блока приведены на рис. 1, высота слоя h = 2м.

Потери руды при очистной выемке $a_э$ = 3 %. Разубоживание руды b = 3 %.

Суточная производительность шахты P = 1000 т (при работе в две смены по 6 часов).

Решение

I. **Состав производственных процессов** на I цикл работ в очистном забое.

Отбойка руды *(бурение, заряжание и взрывание шпуров),* проветривание забоя, уборка руды и закладка выработанного пространства *(уборка настила, собственно закладка, укладка настила).*

II. **Расчет производственных процессов** в очистном забое.

Отбойка руды. Площадь забоя в половине блока при мощности рудного тела 2,5 м и длине 26,3 м, составит 2,5*26,3 = 65,8 м^2.

Число шпуров при площади забоя 65,8 м^2 и площади, приходящейся на 1 шпур, равной 1м^2 составит n = 65,8 : 1 ≅ 66 шпуров.

При глубине шпура $l_ш$ = 2 м, общая длина комплекта шпуров в забое составит

$$\sum l = l_ш * n = 66 * 2 = 132м$$

При величине заряда ВВ на 1 м шпура диаметром 42 мм, равной γ_0 = 0,7 кг/м, общий расход ВВ на полный комплект шпуров в полублоке составит

$$Q = \gamma_0 * l_ш * n = 0.7 * 2 * 66 = 93кг$$

Количество руды, отбиваемое в забое комплектом шпуров, при коэффициенте полезного использования шпура $\eta_ш$ = 0,95, подсчитываем по формуле

$$v = 65.8 * 2 * 0.95 \frac{0.97}{1 - 0.03} = 125м^3$$

или

$$v * \gamma = 125 * 3.8 = 475т$$

Расход ВВ на 1т отбитой руды составит 93 : 475 = 0,193 кг.

Продолжительность обуривания забоя при норме выработки бурильщика 74 м/смену и при работе четырех бурильщиков в смену составит 475 : (75* 4) = 1,58 смены.

Продолжительность заряжания и взрывания шпуров принимаем равной 0,2 смены.

Проветривание забоя после взрывных работ осуществляется в перерыве между сменами.

Уборка руды. Продолжительность уборки руды, взорванной в полублоке на один цикл, при сменной норме выработки скрепериста и помощника 250 т составит 475 : 250 = 1,9 смены или для удобства составления графика цикличности принимаем 2 смены.

Закладка выработанного пространства. В качестве закладочного материала применяется песок с глиной.

1. Количество закладочного материала, необходимого для выполнения 1 цикла работ в забое подсчитываем по формуле

$$Q_э = \frac{V * k_з (1 + \varphi)(1 + \lambda)}{k_p^{'}} = \frac{125 * 0.75 * (1 + 0.1)(1 + 0.05)}{1.1} = 98.5м^3$$

2. Расход воды определяем по формуле

$$Q_В = \frac{Ж}{Т} Q_з = \frac{3}{1} * 98,5 \cong 296м^3$$

3. Производительность гидрозакладочной установки (по твердому) принимаем равной 16,4 м^3/ч.

Число рабочих, занятых на закладочных работах, принимаем 2 человека в смену, продолжительность закладки слоя 6 часов, или 1 смена. Продолжительность наращивания рудоспуска, восстающего и уборки настила перед началом работ по закладке, принимаем равной одной смене при двух занятых крепильщиках. Настил после окончания закладки слоя укладывают 4 рабочих за 0,3 смены.

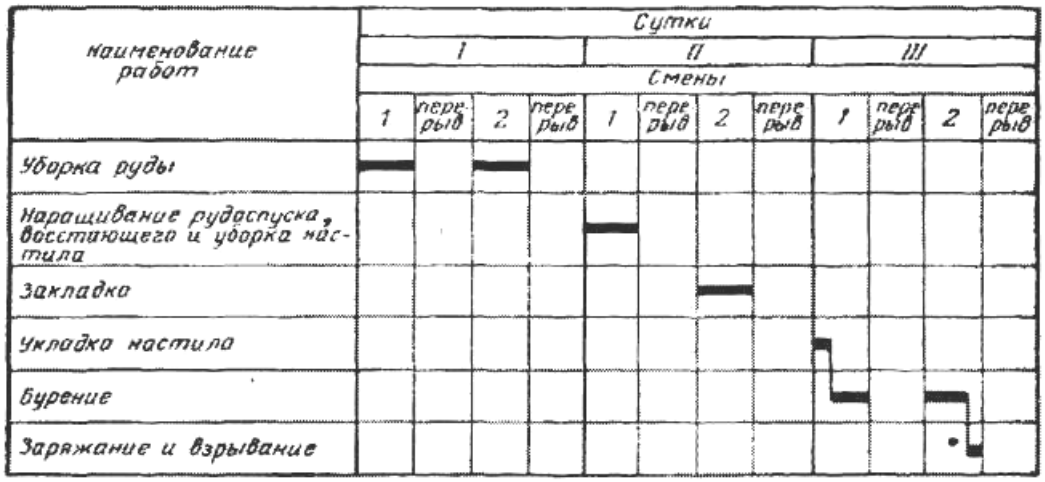


Рис. 2. График организаций работ в блоке

III. **Организация работ в блоке.**

Распределение производственных процессов по сменам видно из графика на рис. 2. Число рабочих смен в сутки - 2; число циклов в сутки $\frac{1}{3} = 0.33$. Число одновременно вынимаемых слоев в блоке (по половине длины блока) - 2.

IV. **Количество блоков** в одновременной очистной выемке. Среднесуточная производительность блока

$$P_o = 2\frac{475}{3} = 317m$$

Продолжительность выемки блока по формуле

$$t_o = \frac{T_o}{P_o} = \frac{17290}{317} = 55 \text{ суток}$$

Количество блоков в одновременной очистной выемке, обеспечивающее заданную суточную производительность шахты, по формуле составит

$$n_0 = \frac{k_0 * P}{P_0}\psi = \frac{0.83*1000}{317}*1.25 \cong 3$$

V. **Основные технико-экономические показатели** очистной выемки.

Расход рабочей силы на один слой (чел-смен): бурильщиков 8; скреперистов 4; крепильщиков 2; закладчиков 2. Итого 16.

Производительность труда забойного рабочего $\frac{475}{16} = 29.7$ т/смену

Качество руды, выдаваемой из камеры

$$A_ф = A_э - \rho(A_э - A_р) = 2{,}6 - 0{,}03(2{,}6 - 0{,}1) = 2{,}53\%.$$

б) Расчет очистной выемки при системе разработки наклонными слоями с закладкой (рис. 3).

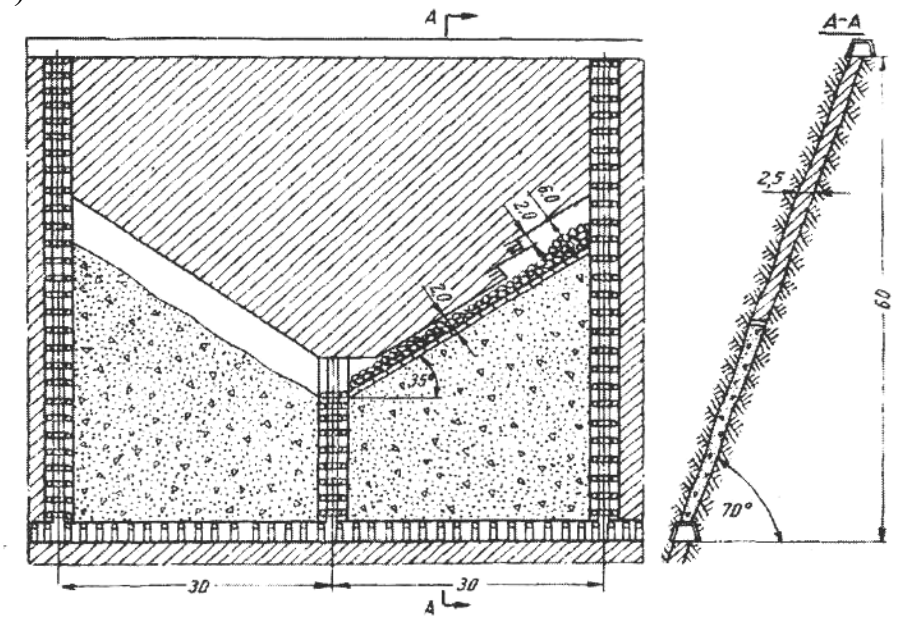


Рис. 3. Система разработки с закладкой выработанного пространства (выемка наклонными слоями)

Условия

Горизонтальная мощность рудного тела 2,5 м. Угол падения 70°. Объемный вес руды γ =3,8 т/м^3, коэффициент крепости f = 14. Содержание полезного компонента в руде $A_э$ = 3%, во вмещающих породах A_0 = 0.

Высота этажа, длина блока и высота отбиваемого слоя показана на рис. 3

Потери руды при очистной выемке $a_э$ = 5%; разубоживание руды b=5%. Суточная производительность шахты P = 850 т (при работе в две смены по 6 часов); среднесуточная производительность блока при выемке нижних и верхнего трерудаников P_0 =150 т.

Решение

I. Состав производственных процессов на 1 цикл работ в слое.

Отбойка руды, уборка руды и закладка выработанного пространства (зачистка руды и уборка настила, наращивание рудоспуска, подача и разравнивание закладки, установка настила).

II. Расчет производственных процессов на 1 цикл работ в слое. *Отбойка руды*. Площадь забоя при мощности рудного тела 2,5 м и высоте уступа 2 м составит S = 2*2,5 = 5 м^2.

Число шпуров при S = 5 м^2 и площади забоя, приходящейся на 1 шпур, равной 0,7 м^2 составит n = 5: 0,7 = 7 шпуров. Общая длина комплекта шпуров в забое при глубине одного шпура $l_ш$ = 2 м составит $\sum l_ш = 2*7 = 14$ шпуров.

Общий расход ВВ на комплект шпуров в забое при величине заряда ВВ на 1 м шпура диаметром 42 мм γ $т_0$ = 0,7 кг/м составит

$$Q = \gamma_0 \sum l_ш = 0{,}7*14 = 9{,}8 \text{ кг.}$$

Количество руды, отбиваемое в забое комплектом шпуров, подсчитываем по формуле, приняв коэффициент использования шпуров $\eta_ш$ = 0,95

$$v = 5*2*0.95\frac{0.95}{1-0.05} = 9.5м^3$$

или

$$v*\gamma = 9.5*3.8 = 36 \text{ т}$$

Расход ВВ на 1 т отбитой руды равен 9,8:36 = 0,27 кг. Количество руды, отбиваемой в наклонном слое (половина блока), по формуле составит

$$T_{сл} = \gamma\frac{L_{бл}-B_в}{2\cos\sigma}*m*h*\frac{\eta}{1-\rho} = 3.8\frac{60-3.6}{2\cos35^0}*2.5*4*\frac{0.95}{1-0.05} \cong 1320\text{т}, \text{ или } 350 \text{ м}^3.$$

Продолжительность отбойки слоя (половина блока) при сменной норме выработки 46 т, одном бурильщике в забое и при двух забоях в одновременной работе составит 1320:(46-2) = 14 смен.

В сменную норму выработки кроме бурения (0,78 смены) входит частичный выпуск руды (0,2 смены), заряжание и взрывание шпуров (0,02 смены).

Проветривание забоя после взрывных работ производится между сменами.

Уборка руды. При сменной норме выработки на уборку руды в слое, равной 109 т при двух занятых рабочих в смену, на уборку руды, отбиваемой в одном слое полублока, потребуется $\frac{1320*0.7}{2*109} = 4.3$ смены,

где 0,7 = 70% руда, оставшаяся в слое после частичного выпуска 30% ее при отбойке,

С учетом перевыполнения нормы выработки принимаем время уборки - 4 смены.

Закладка выработанного пространства. Закладочный материал - пустая порода. При норме выработки на закладочные работы, равной 65 м^3 смену, продолжительность закладки слоя составит 350 : 65 = 5,3 смены или с учетом перевыполнения нормы - 5 смен.

Вспомогательные операции при закладке выполняют 2 рабочих в течение двух смен (зачистка и уборка руды и настила - 0,5 смены, наращивание рудоспуска - 0,5 смены и укладки настила 1 смена).

III. Организация работ в слое.

Распределение производственных процессов по сменам: I-XIV смены - отбойка руды; XV-XVIII смены - уборка руды, XIX-XXV смены - закладка выработанного пространства. Число рабочих смен в сутки - 2. Число одновременно работающих забоев в слое - 2. Число одновременно вынимаемых слоев в блоке (по половине длины блока) - 2.

IV. Количество блоков в одновременной очистной выемке.

Продолжительность цикла работ в слое 15 суток. Среднесуточная производительность блока

$$P_0 = 2\frac{1320}{12.5} = 211 \text{ т}$$

Продолжительность выемки руды из блока по формуле составит

$$t_0 = \frac{T_0}{P_0} = \frac{17500}{211} = 83 \text{ суток}$$

Качество выдаваемой руды

$$A_ф = A_э - \rho(A_э - A_р) = 3 - 0{,}05*(3-0) = 2{,}85\%$$

Таблица 1

Варианты к практической работе №11

№	Мощность рудного тела, м	Угол падения рудного тела, ° (град)	Объемный вес руды, γ т/м³	Коэффициент крепости руды, *f*	Содержание полезного компонента в руде, %	Содержание полезного компонента во вмещающ. породах, %
1.	15	85	2,65	13	2	0,2
2.	20	76	2,7	14	3	0,3
3.	21	75	2,8	12	4	0,4
4.	22	76	2,9	11	5	0,5
5.	16	77	3	10	6	0,6
6.	17	78	2,65	13	7	0,7
7.	18	79	2,7	14	8	0,8
8.	19	80	2,8	12	9	0,9
9.	21	81	2,9	11	10	1
10.	25	82	3	10	11	1,1
11.	15	75	2,65	13	3	0,3
12.	20	76	2,7	14	4	0,4
13.	21	77	2,8	13	5	0,5
14.	22	78	2,9	14	6	0,6
15.	16	79	3	12	7	0,7
16.	17	80	2,65	11	8	0,8
17.	18	81	2,7	10	9	0,9
18.	19	82	2,8	13	10	1
19.	21	83	2,9	14	11	1,1
20.	25	84	3	12	12	1,2

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 12

СИСТЕМА С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ И СО СКВАЖИННОЙ ОТБОЙКОЙ ИЗ ВОССТАЮЩИХ

Рассчитать параметры скважинной отбойки руды для следующих **условий**. Глубина разработки H=400 м, угол падения 80^0, коэффициент крепости руды и вмещающих пород f=8-10, плотность руды γ=3 т/м^3, высота этажа $h_{эт}$=60 м, камера после выемки руды заполняется закладкой, производительность закладочного комплекса $P_{зак}$=300 м^3/сут, выемка целиков ведется системой подэтажного обрушения, суточная производительность блока при выемке целиков $P_{о.ц.}$=500 т, потери и разубоживание руды при выемке камер $П_к=R_к$=3.5%, при выемке целиков – $П_ц$=15% и $R_ц$=20%, годовая производительность рудника A=480 тыс.т рудной массы, мощность рудного тела (ширина отбиваемого слоя – B) m=4.3 м, длина камеры (длина отбиваемого слоя – h) $L_к$=30 м, площадь поперечного сечения бурового восстающего $S_б$=6 м^2, буровая установка на монорельсе КОВ-25, эксплуатационная производительность $П_б$=105 м/смену, расположение скважин – веерное в горизонтальной плоскости, диаметр скважин d=56 мм, применяемое ВВ – гранулит АС-8, масса заряда ВВ на 1 м скважины q=2.95 кг, удельный расход ВВ $q_о$=0.32 кг/т, коэффициент использования длины скважин k=0.7, бурение производится одним станком, который обслуживают два рабочих, число рабочих дней в году - 305, число рабочих смен в сутки – 3, продолжительность смены – 6 часов.

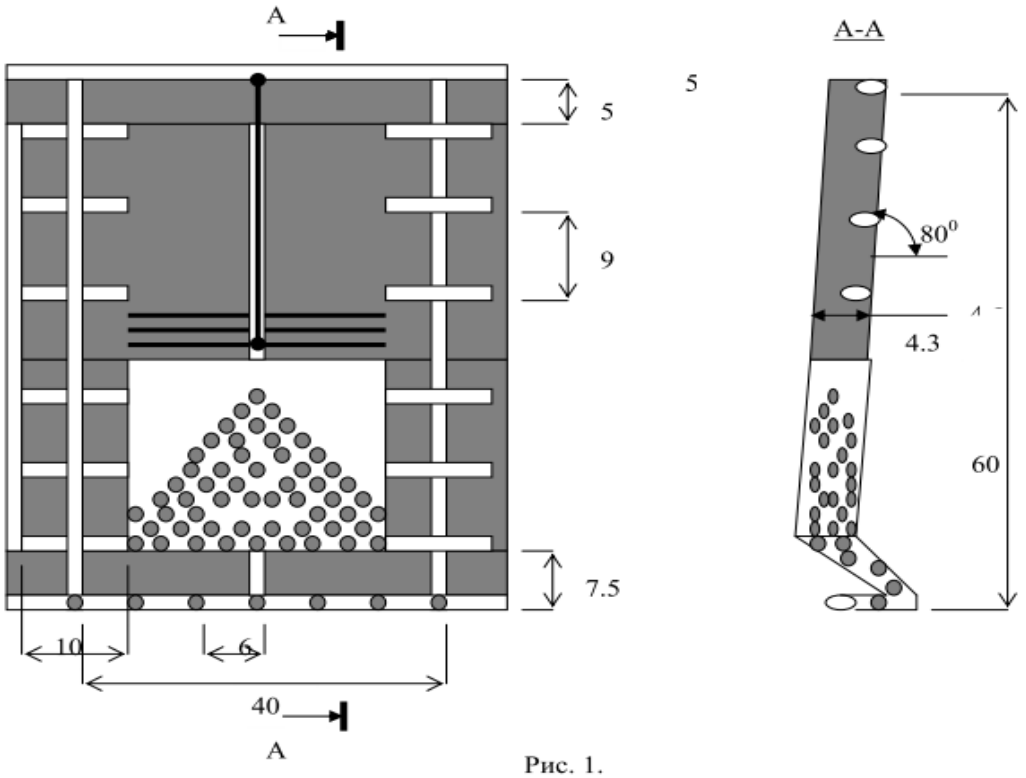


Рис. 1.

Решение.

1. Система разработки приведена на рис.1. Восстающий и горизонтальные сбойки в межкамерном целике служат для проветривания камер и для выемки этого целика.

2. Объем подготовительных и нарезных работ и распределение балансовых запасов по стадиям работ приведены в таблице 1.

Таблица 1

Выработки	Число выработок	Общая длина	Площадь поперечного сечения, м^2		Объем по руде, м^3	Балансовые запасы	
			по руде	по породе		т	%
Подготовительные работы							
Откаточный штрек	1	40	7	—	280	840	—
Блоковые восстающие	1	61	6	—	366	1098	—
Заезды	5	25	7	—	—	—	—
Погрузочные камеры	5	25	—	7	—	—	—
Итого	—	151	—	—	646	1938	6,3
Нарезные работы							
Подсечная выработка	1	40	6	—	240	720	—
Сбойка к отрезному восстающему	1	15	—	6	—	—	—
Буровой восстающий	1	53	6	—	318	954	—
Горизонтальная сбойка восстающего с камерой	6	48	5	—	240	720	—
Итого		156			798	2394	7,7
Очистные работы							
Очистная камера					5677,5	17032,5	55,0
Целик					3198,5	9595,5	31,0
Итого					8876	26628	86,0
Всего по блоку		307			10320	30960	100

Из таблицы следует, что удельный объем подготовительных и нарезных работ равен:

$$\mathbf{К_у}=6,3+7,7=14\%$$

3. Расчет показателей извлечения руды по стадиям работ - в таблице 2.

Таблица 2

Стадии работ	Балансовые запасы, т	Коэффициент извлечения руды, отн.ед.	Коэффициент разубоживания руды, отн.ед.	Извлекаемые запасы, т	Добыто рудной массы, т
Подготовительные и нарезные работы	4332	1	1	4332	4332
Очистные работы:					
- частичный выпуск из камеры (30%)	5110	1	0	5110	5110
- полный выпуск (70%)	11922.5	0.95	0.05	11326.4	11922.5
Итого:	17032.5	0.965	0.035	16436.4	17032.5
Целики	9595.3	0.8	0.15	7676.4	9031
Всего очистные работы:	26628	0.91	0.07	24112.8	26063.5
Всего по блоку:	30960	0.92	0.06	28444.8	30395.5

Рис. 2

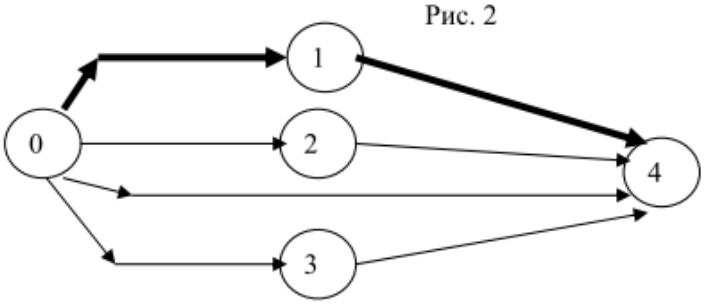


Таблица 3

Выработки	Общая длина, м	Площадь поперечного сечения в проходке, $м^2$	Суммарный объем выработок, $м^3$
Блоковый восстающий	61	6	366
Заезды	25	7	175
Погрузочные камеры	25	7	175
Подсечная выработка	40	6	240
Сбойка на буровой восстающий в висячем боку	15	6	90
Буровой восстающий	53	6	318
Горизонтальные сбойки блокового восстающего с камерой	48	5	240

Таблица 4

№	Выработки	Проходческое оборудование на забой	Число рабочих на забой	Комплексная норма выработки, $м^3$/чел-см
1	Заезды	УБШ-208А, ПД-3	2	8.5
2	Погрузочные камеры	УБШ-208А, ПД-3	2	8.5
3	Подсечная выработка	БУ-80, ПД-3	2	6
4	Сбойка на буровой восстающий в висячем боку	УБШ-208А, ПД-3	2	5.8
5	Блоковый восстающий	КПН-4А, ПД-3	2	5.5
6	Буровой восстающий		2	5.5
7	Горизонтальные сбойки блокового восстающего с камерой	УБШ-208А, ПД-3	2	5.8

Таблица 5

Выработки	Объем выработок, $м^3$	Норма выработки, $м^3$/чел-см	Трудоемкость работ, чел-см	Максимальное число выходов проходчиков в сутки	Минимальная продолжительность работ, сут.
0-1 Блоковый восстающий	366	6	6	1x2x3=6	10.2
1-4 Горизонтальные сбойки с камерой	240	5	48	6x1x3=18	2.7
0-2 Заезды	175	7.5	23.3	5x2x3=30	0.78
2-4 Погрузочные камеры	175	7.5	23.3	5x1x3=15	1.55
0-4 Подсечная выработка	240	7.5	32	1x2x3=6	5.33
0-4 Сбойка на буровй восстающий	90	4.5	20	1x2x3=6	3.33
3-4 Буровой восстающий	318	6	53	1x2x3=6	8.83

Таблица 6

Выработки	Объем руды, т	Трудоемкость работ, чел-смен								
		На 1000 т рудной массы				На весь объем				
		Бурение	Заряжание	Доставка	Закладка	Бурение	Заряжание	Доставка	Закладка	Итого
Камера	17032.5	3.88	0.52	6.67	22.2	66.1	8.86	113.6	378.1	566.66
Целики	9031	5.4	0.42	6.67	--	48.77	3.79	60.24	--	112.8
Всего:	26063.5	--	--	--	--	114.87	12.65	173.84	378.4	679.46

Таблица 7

Выработки	Число забоев в одновременной работе	Число рабочих на забой в сутки	Число выходов в сутки	Трудоемкость работ, чел-см	Срок выполнения работ, сут.	Календарный график выполнения работ, сут. 2	4	6	8	10	12	14	16	18	20
Блоковый восстающий	1	2	6	64	10.2			6							
Горизонтальные сбойки с камерой	2/4/2	1	6/12/6	48	5.4							6-12			
Заезды	1	2	6	23.3	3.88		6								
Погрузочные камеры	2/1	1	6/3	23.3	4.65						3-6				
Подсечная выработка	1	2	6	32	5.33				6						
Сбойка на буровой восстающий	1	2	6	20	3.33	6									
Буровой восстающий	1	2	6	53	8.83				6						
Потребность в оборудовании:															
УБШ-208А						4	2	3	2	2	2	2	2		
ПД-3						2	2	2	2	2	4	3			
КПН-4А						2	2	2	2	2	2				
БУ-80								1	1	1					

Таблица 8

Производственный процесс	Продолжительность работ, сут. 1				2				3				4				5				6				7…				14				15			
	Смена 1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4
Бурение скважин																																				
Заряжание и взрывание																																				
Проветривание																																				
Частичный выпуск рудной массы																																				

Расчет очистной выемки

1. Л.н.с. определяем для однородных свойств руды ($k_н$=1) по формуле:

$$W = k_н C_0 d\sqrt{\delta_0 \Theta} = 1 * 34 * 0.056 * \sqrt{1.2 * 1} = 2.1 \text{ м},$$

$$C_0 = 20 + 56 * e^{-0,2f} = 20 + 56 * 25 = 34$$

2. Суммарная длина скважин в отбиваемом слое:

$\mathbf{L = (B_h - S_\delta) * \omega * \gamma * q_0 / (q_c * к)}$ = (4,3·30-6)2,1·3·0,32/(2,21·0,7) = 160 м.

3. Количество рудной массы, добытой из слоя

$\mathbf{D_{сл} = (B_h - S_\delta) * \omega * \gamma * К_{пр} / (1-\rho)}$ = 774 т

4. Находим продолжительность бурения скважин в слое:

$\mathbf{t_\delta}$= 160 м / (1· 105) = 1,5 смен

где 1 - число станков.

5. Трудоемкость работ по бурению

$\mathbf{N_\delta}$= 2· 1,5 = 3 чел-смену

где 2 - число бурильщиков.

6. Трудоемкость работ по бурению скважин на 1000 т добытой рудной массы

$\mathbf{N_{б0}}$ = (3/ 774) · 1000 = 3,88 чел-смену

7. Продолжительность заряжания скважин в слое

$\mathbf{t_З}$ = 232,2/(1· 600) = 0,4 смены

где $\mathbf{Q_{вв} = D_{сл}*q_o}$ = 774· 0,32 = 232,2 кг, $П_з$ = 600 кг/смену

8. Трудоемкость работ по заряжанию скважин в слое находим:

$\mathbf{N_з}$ = 2·0,4 = 0,8 чел-смену

9. Трудоемкость работ по заряжанию скважин на 1000 т добытой руды:

$\mathbf{N_{з.о.}}$ = (0,8/ 774) · 1000 = 1 чел-смену

Находим количество рудной массы, выдаваемой из слоя при частичном выпуске:

$\mathbf{D_{сл.}^{част} = 0,3*D_{сл}}$ = 0,3· 774 = 232,2 т

Погрузка рудной массы в вагоны производится машиной ПД-3. Эксплуатационная производительность машины 300 т/смену, машину обслуживают двое рабочих. Тогда время на погрузку рудной массы:

$\mathbf{t_у^{част}}$ = 232,2/300 = 0.78 смены

Трудоемкость работ по погрузке на слой:

$\mathbf{N_у^{част}}$ = 2*$t_у^{част}$ = 2· 0,78 = 1,56 чел-смену

- на 1000 т рудной массы,

$\mathbf{N_{уо}^{част}}$ = 1,56*1000/232,2 = 6,67 чел-смену.

Организация работ при отбойке и частичном выпуске рудной массы

Объем компенсационного пространства после подсечки камеры:

$\mathbf{V_1 = V_п +1/3*S_к*h_п}$ = 6*30+30*4.3*7.5/3=502.5 м^3,

где $V_п$ - объем подсечной выработки в пределах камеры, м^3;

$S_к$ - площадь приемных отверстий в днище блока, м^2;

$h_п$ - высота приемных отверстий, м.

Наибольший объем рудного массива, взрываемый на подсечку камеры:

$\mathbf{V = V_1/(K_р-1)}$ = 502.5/(1.35-1) = 1435.7 м^3,

где $K_р$ =1.35 – коэффициент разрыхления руды при отбойке.

Наибольшая высота отбиваемого рудного массива:

$\mathbf{h_1=V/S_к}$ =1435.7/(30*4.3) = 11.1 м.

При толщине отбиваемого слоя **W**=2м на подсечное пространство камеры можно одновременно взорвать 11.1/2=5 слоев.

Время на обуривание 5 слоев составит

$\mathbf{t_0 =5*t_{б.сл.}}$=5*1.5=7.5 смен.

Количество одновременно взрываемого ВВ на 5 слоёв:

Q=5*232.2=1161 кг.

Время на заряжание скважин

$\mathbf{t_з=Q/1200}$=1161/1200=0.97=1 смена.

В дальнейшем отбойку руды производят по три слоя. Для этого необходимо выпустить треть отбитой руды:

$\mathbf{Д_1}$ =0.3*3*774=696.6 т.

Время на частичный выпуск рудной массы:

$t_{у1}$ =696.6/300=2.3 смены.

Время на бурение скважин в трех слоях:

$t_{б1}$ =3*1.5=4.5 смены.

Время на заряжание скважин в трех слоях:

$t_{з1}$ =3*0.2=0.6 смены.

Продолжительность работ по графику (табл.8) $t_{кр1}$=15 суток. За это время частичный выпуск рудной массы (табл.2) составит:

$Д_{к1}$ =5110 т.

Среднесуточная производительность камеры в период отбойки и частичного выпуска рудной массы

$P_{к1}$ =5110/15=340.7 т.

Полный выпуск отбитой руды

Погрузочная машина ПД-3, количество-1, производительность эксплуатационная 300 т/смену.

Среднесуточная производительность камеры в период полного выпуска составит: $P_{кп} = 300 \cdot 3 = 900$ т.

Количество выпускаемой из камеры рудной массы:

$D_{кп}$ = 11 922.5 т

Продолжительность полного выпуска руды из камеры:

$t_{кп}$ = 11922,5/ 9000 = 13,2 ≈ 14 суток

Среднесуточная производительность камеры за весь период очистной выемки (без закладки):

$P_{ок}$ = 17032,5/(15+14) = 587 т

Число блоков в одновременной работе с резервом:

$$n_{о.к.} = \frac{K_О * A * \Psi}{m * P_ђ} = \frac{0.56 * 480000 * 1.3}{303 * 587} = 1.95 \approx 2$$

из них в отбойке и частичном выпуске

$$n_{0.1} = \frac{n_{0.к.} * t_{к1}}{t_{к1} + t_{к2}} = \frac{2 * 15}{15 + 14} \approx 1$$

и в полном выпуске

$$n_{0.2} = \frac{n_{0.к.} * t_{к2}}{t_{к1} + t_{к2}} = \frac{2 * 14}{15 + 14} \approx 1$$

Закладка камеры

Объем закладываемой камеры и выработок днища:

V = 30 *45*4,3 + 1/3*30*4,3*7,5 = 6127,5 м^3.

Продолжительность закладки камер после полного выпуска:

$$t_{з.к.} = \frac{V}{P_{з.к.}} = \frac{6127.5}{300} = 20.5 \approx 21$$ сут

Среднесуточная производительность камеры с учетом закладочных работ:

$P_{о.к.з.}$ =17032,5/(15+14+21) = 340,651 т

Число блоков в одновременной закладке:

$$n_{з.к.} = n_{о.к.} * \frac{t_{з.к.}}{t_{о.к.}} = 2 * \frac{21}{50} \approx 1$$

Всего блоков в очистной выемке

$\mathbf{n_0 = n_{о.к.} + n_{з.к.}} = 3$

На закладке камеры занято 6 рабочих. Трудоемкость работ:

$\mathbf{N_{з.к.}} = 6*3=18$ чел-смен

Суммарная трудоемкость при закладке

$\mathbf{N_{зак.к.}} = 18*21 = 378$ чел-смен

Трудоемкость на 1000 т выдаваемой из камеры рудной массы:

$\mathbf{N_{зак.о.} = N_{зак.к.} * 1000 / Д_{к.}} = 378*1000/17032.5 = 22.2$ чел-смен.

Сводные технико-экономические показатели по блоку:

1. Количество подготовительных и нарезных работ на 1000 т подготовленных к выемке запасов - 11,53 м.
2. Среднесуточная производительность камеры в период отбойки и выемки рудной массы - 587 т.
3. Всего блоков в одновременной работе – 3 шт.
4. Производительность труда на очистной выемке, т/чел-смену:
- при бурении - 226,9;
- при заряжении - 2060,4;
- при погрузке – 150;
- средняя по очистной выемке - 38,4.
5. Расход ВВ при очистной выемке камеры - 0,3 кг/т.
6. Потери руды при выемке камеры 3,5%.
7. Разубоживание руды при выемке камеры 3,5%.

2. Система со шпуровой отбойкой из магазина руды

Рассчитать параметры БВР для следующих условий. Коэффициент крепости руды f=8-10, плотность руды γ=3 т/м^3, мощность рудного тела m=3 м, высота отбиваемого слоя h=2 м, диаметр шпуров d=42 мм, глубина шпуров $L_ш$=2.2 м, применяемое ВВ – аммонит № 6ЖВ, масса заряда на 1 м длины шпура q_0 =1.5 кг/м, бурение осуществляется перфоратором ПТ-29, коэффициент извлечения руды $K_и$ =0.965, коэффициент разубоживания R=0.035.

Решение.

1. Площадь обуриваемого забоя при мощности рудного тела m=3 м и длине отбиваемого слоя $\mathbf{L_{сл}}$ =36 м составит: **S**=3*36=108 м^2.
2. Число шпуров на забой при $S_у$=1.2 шп/м^2 составит:

$\mathbf{n_ш = S_у * S} = 1.2*108=130$ шт.

3. Суммарная длина шпуров в забое при глубине шпура L ш =2.2 м равна:

$\mathbf{L = n_ш * L_ш} = 130*2.2 = 286$ м.

4. Общий расход ВВ при массе заряда на 1 м шпура q_0=1.5 кг/м:

$\mathbf{Q = q_0 * L} = 1.5*286 = 429$ кг.

5. Количество рудной массы, добываемой в забое:

$$\textbf{Д}_{\textbf{сл}}\textbf{= S*L}_{\textbf{ш}}\textbf{*}\eta\textbf{*}\gamma\textbf{*K}_{\textbf{и}}\textbf{/(1-R)} = 108*2*3*0.965/(1-0.035) = 648 \text{ т}$$

6. Фактический удельный расход ВВ на 1 т добычи рудной массы:

$$\textbf{q}_{\textbf{ф}}\textbf{ = L/Д}_{\textbf{сл}} = 429/648 = 0.662 \text{ кг/т.}$$

7. Продолжительность обуривания слоя одним перфоратором при норме выработки $\textbf{П}_{\textbf{б}}$ =36 м/смену:

$$\textbf{t}_{\textbf{б}}\textbf{ = L/(n}_{\textbf{б}}\textbf{*П}_{\textbf{б}}\textbf{)} = 286 / (1*36) = 8 \text{ смен.}$$

8. Трудоемкость работ по бурению шпуров в забое (при одном бурильщике):

$$\textbf{N}_{\textbf{б}} = 1*8 = 8 \text{ чел-смен.}$$

9. Трудоемкость работ по бурению шпуров на 1000 т добытой рудной массы:

$$\textbf{N}_{\textbf{б.о.}}\textbf{ = N}_{\textbf{б}}\textbf{ * 1000 / Д}_{\textbf{сл}} = 8 * 1000 / 648 = 12.35 \text{ чел-смен.}$$

10. Продолжительность заряжания шпуров в забое одним пневмозарядчиком с производительностью $\textbf{П}_{\textbf{з}}$ =1200 кг/см:

$$\textbf{t}_{\textbf{з}}\textbf{ = Q / (n}_{\textbf{з}}\textbf{*П}_{\textbf{з}}\textbf{)} = 429 / (1*1200) = 0.36 \text{ смены.}$$

11. Трудоемкость работ по заряжанию шпуров в забое одним рабочим:

$$\textbf{T}_{\textbf{з}} = 1 * 0.36 = 0.36 \text{ чел-смены.}$$

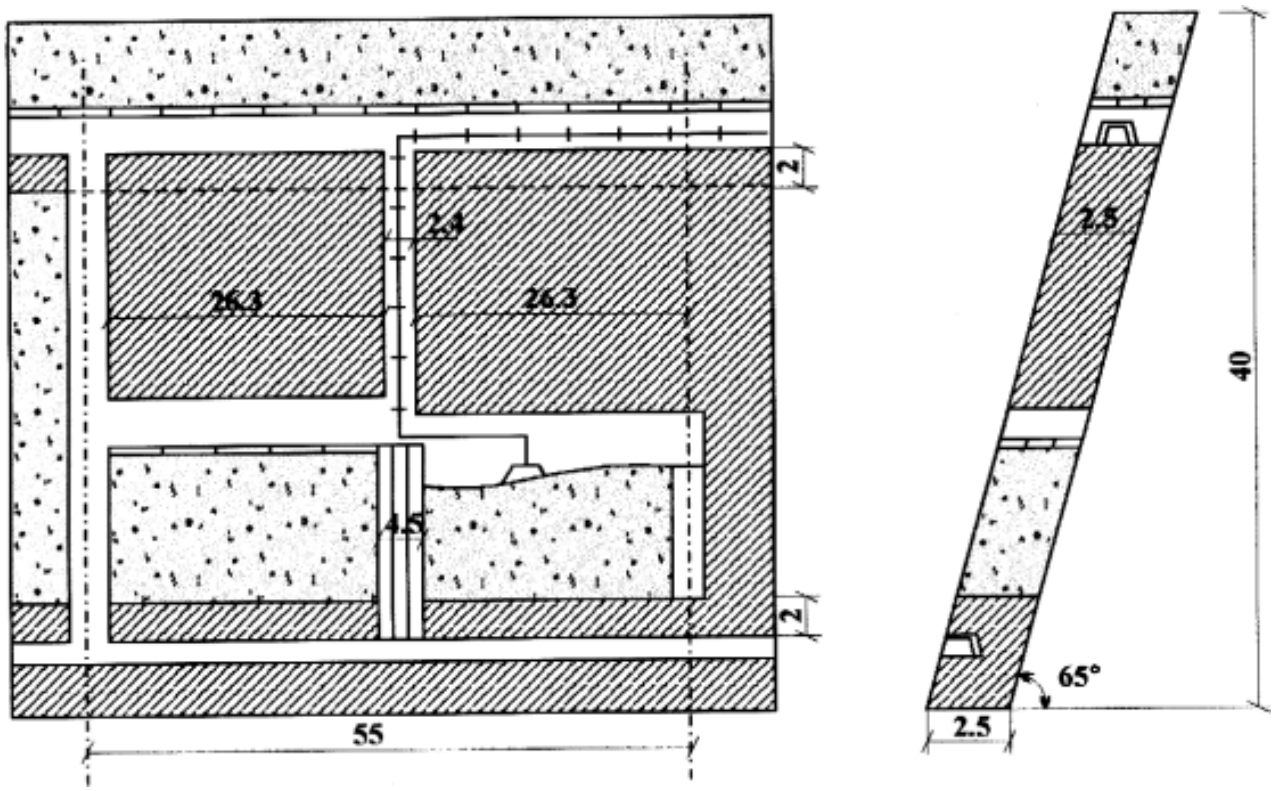
12. Трудоемкость работ по заряжанию шпуров на 1000 т добытой рудной массы:

$$\textbf{T}_{\textbf{з.о.}} = 0.36*1000 /648 = 0.55 \text{ чел-смены.}$$

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 13

СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ВОСХОДЯЩИМИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ СЛОЯМИ С ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ ЗАКЛАДКОЙ

Дано: Горизонтальная мощность рудного тела m=2,5 м, угол падения α=65°. Объемный вес руды γ=3,8 т/м^3, коэффициент крепости *f*=6, высота этажа $h_{эт}$=40 м, длина блока $L_{бл}$=55 м. Содержание полезного компонента в руде $A_р$=2,6%, во вмещающих породах $A_п$ =1%, высота отбиваемых слоев руды – h=2 м. Потери руды при очистной выемке П=3%, разубоживание: при выемке камер $R_к$ =3%, при выемке целиков $R_ц$ =10%. Суточная производительность рудника $P_{сут}$ =1000 т (при работе в две смены по 6 часов).



Решение.

I. Расчет показателей извлечения

Распределение балансовых запасов в блоке приведено в табл. 1, подсчет потерь и разубоживания по блоку – в табл. 2.

Таблица 1

Распределение балансовых запасов руды в блоке

Стадия работ	Длина, м	Площадь сечения, $м^2$		Объем по руде, $м^3$	Балансовые запасы, т
		По породе	По руде		
Подготовительные работы					
Откаточный штрек	55	4.4	7.9	435	1645
Восстающий	38	--	6	252	965
ИТОГО:	97			687	2611
Нарезные работы					
Подсечка	52.5	--	5	263	999
Рудоспуск	38	--	6	252	965
ИТОГО:	90.5			515	1964
Очистные работы					
Выемка камеры				4070-252 = 3818	15466-965 = 14501
Выемка целиков				480	1824
ИТОГО:				4298	16325
ВСЕГО по блоку:	187.5			5500	20900

Таблица 2

Подсчет потерь и разубоживания по блоку

Стадия работ	Балансовые запасы, **Б**, $м^3$	Коэффициент извлечения, $\mathbf{К_{извл}}$	Коэффициент разубоживания, **R**	Извлекаемые запасы, **И**, $м^3$	Объем добытой руды, **Д**, $м^3$
Подготовительные работы	2611	1	0	2611	2611
Нарезные работы	1964	1	0	1964	1964
ИТОГО:	4575	1	0	4575	4575
Очистные работы: -выемка камеры -выемка целиков	14501 1824	0.97 0.9	0.03 0.1	14066 1642	14501 1824
ИТОГО:	16325	0.962	0.038	15708	16325
ВСЕГО по блоку:	20900	0.97	0.0295	20283	20900

Подсчет средних величин потерь и разубоживания:

$К^{о}_{извл} = И_о / Б_о = 15708 / 16325 = 0.962,$
$К_{извл} = И / Б = 20283 / 20900 = 0.97$
$R_о = (Д_о - И_о) / Д_о = (16325-15708) / 16325 = 0.038$
$R = (Д- И) / Д = (20900-20283) / 20900 = 0.0295.$

II. Расчет параметров БВР

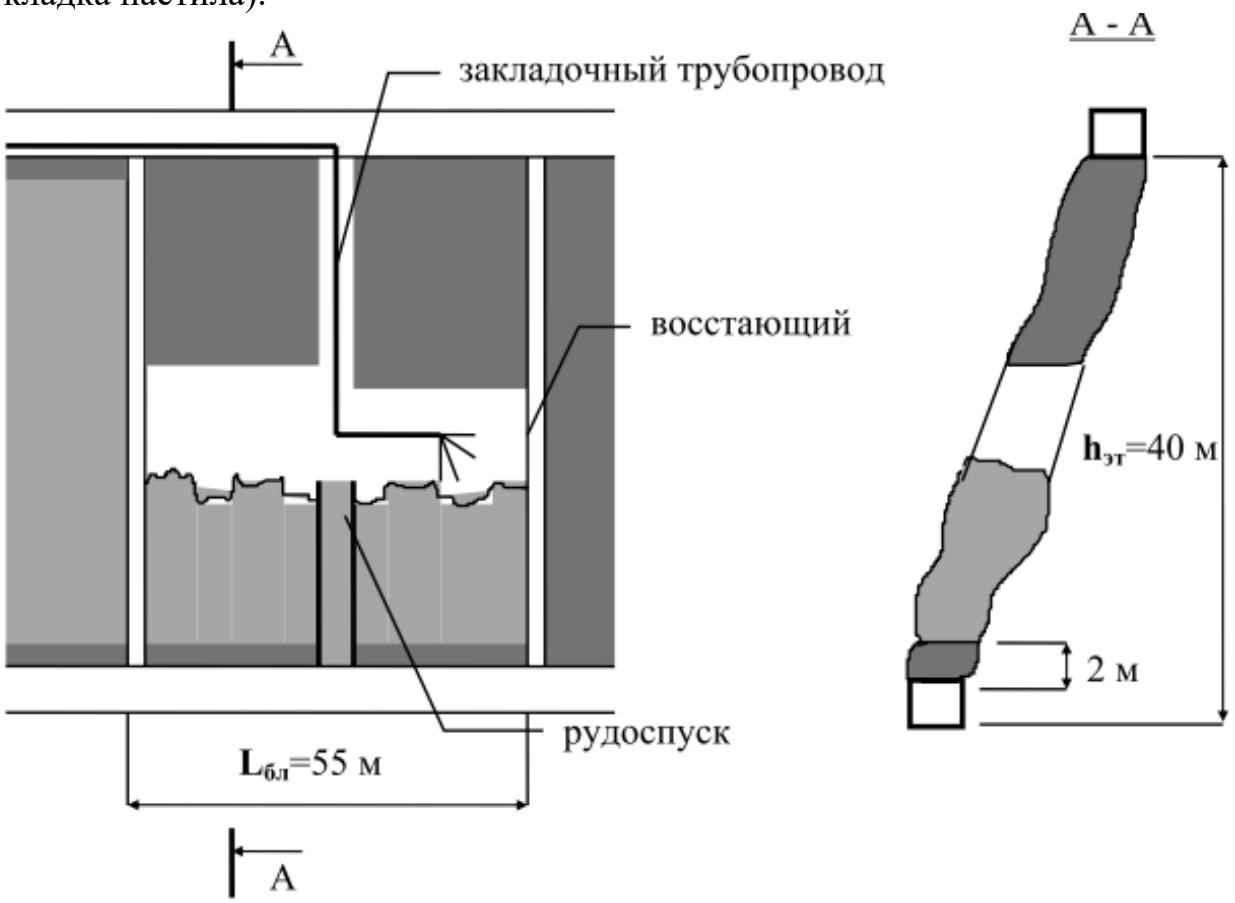
1. Состав производственных процессов на 1 цикл работ в очистном забое:

а) отбойка руды (бурение, заряжание и взрывание шпуров);

б) проветривание забоя;

в) уборка руды;

г) закладка выработанного пространства (уборка настила, установка водопроницаемых закладочных перемычек, собственно закладка, дренаж воды, укладка настила).



2. Расчет производственных процессов в одном забое.

В расчет очистной выемки и подсчет основных ТЭП входят:

1) Определение состава и продолжительности производственных процессов в блоке на один цикл очистных работ, построение графика очистных работ;

2) Определение среднесуточной производительности забоя и блока;

3) Подсчет числа блоков, находящихся в одновременной выемке в зависимости от годовой производительности шахты или участка; отрабатываемого заданной системой разработки;

4) Подсчет основных ТЭП очистной выемки (производительность труда, расход основных материалов, потери и разубоживание руды).

Отбойка руды

Площадь забоя в половине блока при m=2,5 м и длине L=26,3 м составит:

$$S=2,5\cdot 26,3=65,8 \text{ м}^2.$$

Число шпуров при площади забоя 65,8 м^2 и удельной площади, приходящейся на 1 шпур, равной 1 м^2 (по фактическим данным) составит n=65,8·1~66 шпуров. При глубине шпура $L_ш$=2 м, общая длина комплекта шпуров в забое составит:

$$\Sigma L = L_ш * n = 2\cdot 66 = 132 \text{ м}.$$

При величине удельного заряда ВВ на 1 м шпура диаметром 42 мм, равной q_o= 0,7 кг/м (по фактическим данным), общий расход ВВ на полный комплект шпуров составит в полублоке:

$$Q = q_o * L_ш * n = 0,7\cdot 2\cdot 66 = 93 \text{ кг}$$

Количество руды, отбиваемой комплектом шпуров при К.и.ш. $\eta_ш$ = 0,95, подсчитываем по формуле:

$$V=S*L_ш*\eta_ш*\frac{K_и}{1-\rho}=65,8\cdot 2\cdot 0,95\cdot\frac{0,97}{1-0,03}=125 \text{ м}^2 ,$$

$$V_1 =V*\gamma=125\cdot 3,8=475 \text{ т}.$$

Расход ВВ на 1 т отбитой руды составит:

$$93:475=0,193 \text{ кг/т}.$$

Продолжительность обуривания забоя при норме выработки бурильщика 74 т/чел-см и при работе 4-х бурильщиков в смену составит:

$$475/(4*74) \approx 1,58 \text{ смен}.$$

Продолжительность заряжания и взрывания шпуров принимаем 0,2 смены.

Проветривание забоя после взрывных работ осуществляется в перерыве между сменами.

Уборка руды

Продолжительность уборки руды, взорванной в полублоке за один цикл, при сменной норме выработки скрепериста и помощника 250 т/см составит:

$$475:250=1,9 \approx 2 \text{ смены}.$$

Перед началом работ на новом слое в кровле по длине полублока бурят короткие шпуры, развешивают блочки, через которые проходит канат скреперной установки, а саму скреперную лебедку намертво закрепляют.

Гидравлическая закладка выработанного пространства

В качестве закладочного материала применяется песок с глиной и водой.

1. Количество закладочного материала, необходимого для заполнения объема выработанного пространства на один цикл работ в забое подсчитываем по формуле:

$$Q_з = \frac{V * K_з * (1+\varphi) * (1+\lambda)}{K_р} = \frac{125 * 0.75 * (1+0.1) * (1+0.05)}{1.1} = 98.5 \quad \text{м}^2$$

где V - объем выработанного пространства, подлежащий закладке, м^3;

ϕ - коэффициент усадки закладки 0,15-0,05;

λ - коэффициент выноса закладочного материала водой для глины 0,1;

K_p - коэффициент разрыхления закладки, равен 1.1;

$K_З$ - коэффициент полноты закладки выработанного пространства, принимается обычно 0,7-0,85.

2. Расход воды определяем по соотношению жидкого и твердого в гидравлической закладке: Ж:Т = 3:1 , тогда

$$\mathbf{Q_в = 3*98.5 = 295.5\ м^3.}$$

3. Производительность гидрозакладочной установки (фактическая) - 16,4 $м^3$/ч.

Принимаем число рабочих на закладочных работах 2 человека в смену, продолжительность закладки слоя 6 час, т.е. 1 смена. Продолжительность наращивания рудоспуска, восстающего, водопроницаемых перемычек и уборки настила перед началом работ по закладке, принимаем равной одной смене при 2-х крепильщиках. После окончания закладки слоя одну смену работы в полублоке не осуществляют, происходит дренаж воды из закладки, затем 4 рабочих за 0,3 смены укладывают настил.

III. Организация работ в блоке

Распределение производственных процессов по сменам приведена в табл.3. Число рабочих смен в сутках - 2, число циклов в сутки 1/3 ≈ 0,33. Число одновременно вынимаемых слоев в блоке (на каждый цикл по половине длины блока) - 2.

Таблица 3

Наименование работ	Сутки											
	I				II				III			
	Смены											
	1	перерыв	2	перерыв	1	перерыв	2	перерыв	1	перерыв	2	перерыв
Уборка руды	—		—									
Наращивание рудоспуска, восстающего, перемычек и уборка настила					—							
Закладка							—					
Укладка настила									\			
Бурение									\		\	
Заряжание и взрывание											\	

IV. Количество блоков в одновременной очистной выемке

Среднесуточная производительность блока:

$$\mathbf{P_0 = 2*475/3 = 317\ т/сутки.}$$

Распределение запасов руды в блоке по стадиям работ - см. в табл.1.

Продолжительность выемки руды в блоке:

$$t_0 = T_0 / P_0 = 17290/317 = 55 \text{ сут}.$$

T_0 - количество руды в блоке, добываемое очистными работами, т;

P_0 - среднесуточная производительность труда по блоку, т/сут.

Количество блоков в одновременной очистной выемке, обеспечивающих заданную суточную производительность шахты по формуле:

$$n_0 = \frac{K_0 * P}{P_0} * \Psi = \frac{0.83 * 1000}{317} * 1.25 \approx 3$$

где K_0 - удельный вес объема руды, добываемой очистными работами, в общем объеме руды, добываемой в блоке (включая целики) – см. табл. 1;

ψ - коэффициент резерва, обычно не менее 1,25-1,3.

V. Основные технико-экономические показатели очистной выемки

Расход рабочей силы на один слой (чел-смен):
бурильщиков - 8, скреперистов - 4, крепильщиков - 2, закладчиков - 2.
Итого - 16.
Производительность труда забойного рабочего

$$475/16 = 29,7 \text{ т/см}.$$

Количество руды, выдаваемой из камеры:

$$A_ф = A_р - R*(A_р - A_п) = 2.6 - 0.03*(2.6 - 1.0) \approx 2,55 \%.$$

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 14

РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ЛОКОМОТИВНОГО ТРАНСПОРТА НА РУДНИКЕ

Подземный транспорт необходим для перемещения руды и породы к подъемным стволам или непосредственно на поверхность по штольням или спиральным съездам (заездам). Кроме выполнения этих основных функций, транспорт служит для перевозки людей, доставки материалов и оборудования.

Рельсовый транспорт на рудниках, разрабатывающих металлические руды, является одним из самых распространенных. Транспортирование производится с применением рудничных электровозов. Они недороги и достаточно производительны. В основном используют контактные электровозы с питанием от воздушной электрической сети

Основными исходными данными для расчета являются производственная мощность рудника, средневзвешенное расстояние транспортирования, типоразмеры электровоза и вагона, уклон рельсового пути. Для вновь проектируемого горизонта уклон рельсового пути *i* принимают одинаковым для всех откаточных участков. Для действующих горизонтов при разных уклонах на участках принимают его средневзвешенное значение.

Техническая производительность локомотивного транспорта определяется по формуле:

$$Q = \frac{3600 \cdot V \cdot \gamma \cdot k}{T_ц}, \text{ т/час} \qquad (1)$$

где: *V*– общий объем вагонеток:

$$V = n_{ваг} \cdot V_{ваг}, \qquad \text{м}^3 \quad (2)$$

k – коэффициент заполнения вагонеток (принимаем *k=0,9*);

$T_ц$– продолжительность одного цикла сек;

$n_{ваг}$– количество вагонеток в составе;

$V_{ваг}$– объем вагонетки, м^3.

γ - плотность (чаще используется объемный вес) руды, т/м^3

Продолжительность одного цикла определяется по формуле:

$$T_ц = \frac{2 \cdot L}{v_{ср}} + 1{,}1 \cdot n_{ваг} \cdot (t_{ман} + t_{гр}), \text{ сек} \quad (3)$$

где: *L* – длина транспортирования, м;

$v_{ср}$ – средняя скорость передвижения локомотива, 0,8÷0,9v_{max}, *м/сек;*

$t_{ман}$ – время на маневрирования, (30 сек. на каждую вагонетку).

$t_{гр}$ = 40 сек – время на погрузку одной вагонетки.

$t_{пор}$ = 30 сек– время на разгрузку одной вагонетки

Инвентарный парк локомотивов определяется по формуле:

$$N_{инв} = \frac{A_{ш}^{г}}{Q \cdot 300 \cdot 18} 1{,}4 \quad (4)$$

$A_{ш}^{г}$ - годовая производительность шахты, т.

Таблица 1

<u>Задания к практической работ №14</u>

№	$V_{ваг}$ $м^3$	$n_{ваг}$ шт.	γ $т/м^3$	L м	$A_{ш}^{г}$ тыс.т
1	0,8	16	2,65	500	200
2	1,2	15	2,6	600	300
3	1,5	14	2,65	700	400
4	2	12	2,6	800	500
5	2,5	10	2,65	900	600
6	0,8	20	2,6	1000	700
7	1,2	18	2,65	1200	800
8	1,5	16	2,6	1300	850
9	2	14	2,65	1500	900
10	2,5	10	2,6	1600	1000
11	0,8	15	2,65	1700	200
12	1,2	16	2,6	1800	300
13	1,5	12	2,65	1900	400
14	2	15	2,6	2000	500
15	2,5	15	2,65	2100	600
16	0,8	15	2,6	2200	700
17	1,2	20	2,65	2300	800
18	1,5	20	2,6	2400	850
19	2	10	2,65	2500	900
20	2,5	12	2,6	2600	1000

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 15

СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ВОСХОДЯЩИМИ НАКЛОННЫМИ СЛОЯМИ С ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ ЗАКЛАДКОЙ

Расчет очистной выемки при системе разработки наклонными слоями с закладкой (рис. 1).

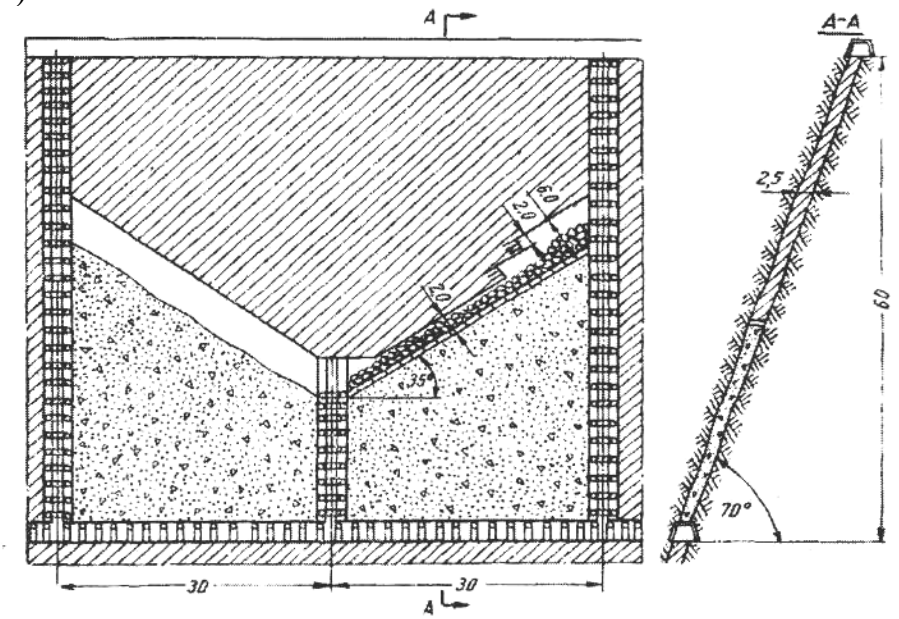


Рис. 1. Система разработки с закладкой выработанного пространства *(выемка наклонными слоями)*

Условия

Горизонтальная мощность рудного тела 2,5 м. Угол падения 70°. Объемный вес руды γ =3,8 т/м^3, коэффициент крепости f = 14/

Содержание полезного компонента в руде $A_э$ = 3%, во вмещающих породах A_0 = 0.

Высота этажа, длина блока и высота отбиваемого слоя показана на рис. 1.

Потери руды при очистной выемке $a_э$ = 5%; разубоживание руды b=5%. Суточная производительность шахты P = 850 т (при работе в две смены по 6 часов); среднесуточная производительность блока при выемке нижних и верхнего трерудаников P'$_0$ =150 т.

Решение

I.Состав производственных процессов на 1 цикл работ в слое.

Отбойка руды, уборка руды и закладка выработанного пространства (зачистка руды и уборка настила, наращивание рудоспуска, подача и разравнивание закладки, установка настила).

II.Расчет производственных процессов на 1 цикл работ в слое. *Отбойка руды.* Площадь забоя при мощности рудного тела 2,5 м и высоте уступа 2 м составит S = 2*2,5 = 5 м^2.

Число шпуров при S = 5 м^2 и площади забоя, приходящейся на 1 шпур, равной 0,7 м^2 составит n = 5: 0,7 = 7 шпуров. Общая длина комплекта шпуров в забое при глубине одного шпура $l_ш$ = 2 м составит $\sum l_ш = 2*7 = 14$ шпуров.

Общий расход ВВ на комплект шпуров в забое при величине заряда ВВ на 1 м шпура диаметром 42 мм γ т$_0$ = 0,7 кг/м составит

$$Q = \gamma_0 \sum l_ш = 0{,}7 * 14 = 9{,}8 \text{ кг.}$$

Количество руды, отбиваемое в забое комплектом шпуров, подсчитываем по формуле, приняв коэффициент использования шпуров $\eta_ш$ = 0,95

$$v = 5 * 2 * 0.95 \frac{0.95}{1 - 0.05} = 9.5 м^3$$

или

$$v * \gamma = 9.5 * 3.8 = 36 \text{ т}$$

Расход ВВ на 1 т отбитой руды равен 9,8 : 36 = 0,27 кг. Количество руды, отбиваемой в наклонном слое (половина блока), по формуле составит

$$T_{сл} = \gamma \frac{L_{бл} - B_в}{2\cos\sigma} * m * h * \frac{\eta}{1 - \rho} = 3.8 \frac{60 - 3.6}{2\cos 35^0} * 2.5 * 4 * \frac{0.95}{1 - 0.05} \cong 1320 \text{т, или 350 м}^3.$$

Продолжительность отбойки слоя (половина блока) при сменной норме выработки 46 т, одном бурильщике в забое и при двух забоях в одновременной работе составит 1320: (46-2) = 14 смен.

В сменную норму выработки кроме бурения (0,78 смены) входит частичный выпуск руды (0,2 смены), заряжание и взрывание шпуров (0,02 смены).

Проветривание забоя после взрывных работ производится между сменами.

Уборка руды. При сменной норме выработки на уборку руды в слое, равной 109 т при двух занятых рабочих в смену, на уборку руды, отбиваемой в одном слое полублока, потребуется $\frac{1320 * 0.7}{2 * 109} = 4.3$ смены, где 0,7 = 70% руда, оставшаяся в слое после частичного выпуска 30% ее при отбойке,

С учетом перевыполнения нормы выработки принимаем время уборки - 4 смены.

Закладка выработанного пространства. Закладочный материал - пустая порода. При норме выработки на закладочные работы, равной 65 м^3 смену, продолжительность закладки слоя составит 350 : 65 = 5,3 смены или с учетом перевыполнения нормы - 5 смен.

Вспомогательные операции при закладке выполняют 2 рабочих в течение двух смен (зачистка и уборка руды и настила - 0,5 смены, наращивание рудоспуска - 0,5 смены и укладки настила 1 смена).

III. Организация работ в слое.

Распределение производственных процессов по сменам: I-XIV смены - отбойка руды; XV-XVIII смены - уборка руды, XIX-XXV смены - закладка выработанного пространства. Число рабочих смен в сутки - 2. Число одновременно работающих

забоев в слое - 2. Число одновременно вынимаемых слоев в блоке (по половине длины блока) - 2.

IV. Количество блоков в одновременной очистной выемке. Продолжительность цикла работ в слое 15 суток. Среднесуточная производительность блока

$$P_0 = 2\frac{1320}{12.5} = 211 \text{ т}$$

Продолжительность выемки руды из блока (исключая отработку трерудаников) по формуле составит

$$t_0 = \frac{T_0}{P_0} = \frac{17500}{211} = 83 \text{ суток}$$

Качество выдаваемой руды

$$A_ф = A_э - \rho(A_э - A_р) = 3 - 0{,}05*(3-0) = 2{,}85\%$$

Таблица 1

Варианты к практической работе №15

№	Мощность рудного тела, м	Угол падения рудного тела, ° (град)	Объемный вес руды, γ т/м³	Коэффициент крепости руды, *f*	Содержание полезного компонента в руде, %	Содержание полезного компонента во вмещающих породах, %
1.	15	85	2,65	13	2	0,2
	20	76	2,7	14	3	0,3
	21	75	2,8	12	4	0,4
	22	76	2,9	11	5	0,5
	16	77	3	10	6	0,6
	17	78	2,65	13	7	0,7
	18	79	2,7	14	8	0,8
	19	80	2,8	12	9	0,9
	21	81	2,9	11	10	1
	25	82	3	10	11	1,1
	15	75	2,65	13	3	0,3
	20	76	2,7	14	4	0,4
	21	77	2,8	13	5	0,5
	22	78	2,9	14	6	0,6
	16	79	3	12	7	0,7
	17	80	2,65	11	8	0,8
	18	81	2,7	10	9	0,9
	19	82	2,8	13	10	1
	21	83	2,9	14	11	1,1
	25	84	3	12	12	1,2

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №16

РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ САМОХОДНЫХ ПОГРУЗОЧНО-ДОСТАВОЧНЫХ МАШИН

Сменная производительность самоходных погрузочно-транспортных и погрузочно-доставочных машин, определяется по формуле

$$H_n = \frac{(T - t_{пз} - t_л) \cdot V_к \cdot K_з}{(t_o + t_в) \cdot k_{от} \cdot K_р}, м^3 / мин, \quad (1)$$

где T – продолжительность смены $T = 7{,}2$ *час* $= 432$ *мин;*

$t_{пз}$ – продолжительность подготовительно-заключительные операции зависящая от типа машины и равная 30 ÷ 70 мин на смену;

$V_к$ – объем ковша, м^3;

$t_в$ – время вспомогательных операций, связанных с маневрами машины, штабелевкой горной массы, ее разрыхлением и разбивкой негабаритов, равное 0,8 ÷ 3 мин/рейс (большее время относится к погрузочно-транспортным машинам);

$t_л$ – личное время рабочего, равное 10 мин;

$t_в$ – удельные затраты времени на вспомогательные операции, не связанные с обменом вагонеток. Для выработок, ширина которых равна фронту захвата ковшом погрузочной машины, удельные затраты времени $t_в$ постоянны и равны 1,5 мин/м^3, если фронт погрузки фронт погрузки у ковшовых машин меньше в 1,5–2,0 раза ширины выработки, то $t_в = 3{,}3 \div 6{,}9$ мин/ м^3.

$k_{от}$ – коэффициент отдыха, равный 1,05;

$K_р$ – коэффициент разрыхления горной массы, равный 1,3÷1,8;

t_o– время основных операций на рейс;

$$t_o = \frac{2 \cdot L}{v_c} + t_n + t_р, \quad (2)$$

где: L – расстояние транспортирования, м;

v_c – средняя скорость транспортирования, равная 75–80 м/мин;

$t_р$ – время разгрузки, в среднем равное $t_р = 1$ мин;

t_n – время погрузки, равное для накопления кузова автосамосвала ковша погрузочно-доставочных машин:

$$t_n = \frac{V \cdot K_з \cdot t_ц}{V_к \cdot K_{з.к}} \quad (3)$$

где V и $V_к$ – соответственно объемы кузова и ковша, м^3, $V = 5 \cdot V_к$;

$K_з$ и $K_{з.к}$ – коэффициенты заполнения кузова $K_з = 0{,}9$ и ковша $K_{з.к} = 0{,}75$;

$t_ц$– продолжительность цикла черпания, равная $t_ц = 0{,}8$ мин.



Рис.1. Общий вид погрузочно-доставочной машины ST2D

Пример: Погрузочно-доставочная машина с дизельным приводом ST2D предназначена для погрузки и транспортировки разрыхленной горной массы в транспортное средство или рудоспуск. Машина применяется при проведении горных выработок и очистных работах.

Техническая характеристика погрузочной машины ST2D

Параметр	Показатель
Грузоподъемность, т	3,6
Вместимость ковша, м^3	2,0
Высота разгрузки, м	2,544
Мощность привода, кВт	63
Длина, м	6,88
Ширина, м	1,555
Высота, м	2,086
Масса, т	11,54

Решение:

Время основных операций на рейс:

$$t_o = \frac{2 \cdot L}{v_c} + t_n + t_p = \frac{2 \cdot 300}{75} + 1{,}2 + 1 = 10{,}2 \text{ мин;}$$

Сменная производительность погрузочной машины ST2D определяется по формуле

$$H_n = \frac{(T - t_{пз} - t_л) \cdot V_к \cdot K_з}{(t_o + t_в) \cdot k_{от} \cdot K_р} = \frac{(432 - 30 - 10) \cdot 2 \cdot 0{,}75}{(10{,}2 + 0{,}8) \cdot 1{,}05 \cdot 1{,}3} = 39{,}2 \text{ м}^3\text{/смену}$$

Таблица 2

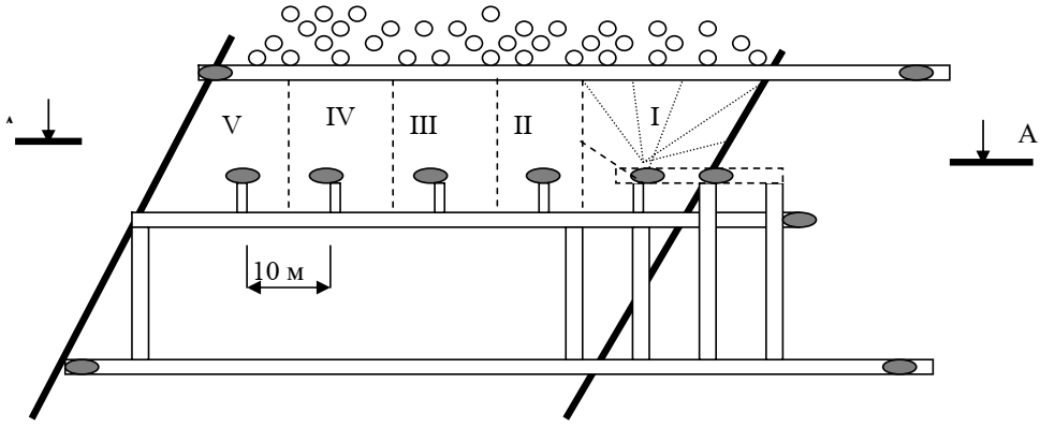
Задания к практической работе №16

№	L, м	V, м^3	$V_к$, м^3	$t_р$, мин	$t_ц$, мин
1	250	0,5	5	0,5	0,3
2	300	0,75	5,5	0,6	0,35
3	350	1	6	0,7	0,4
4	400	1,25	6,5	0,8	0,45
5	450	1,5	7	0,9	0,5
6	500	1,75	7,5	1	0,55
7	550	2	8	1,1	0,6
8	600	2,25	8,5	1,2	0,65
9	650	2,5	9	1,3	0,7
10	700	2,75	9,5	1,4	0,75
11	750	3	10	1,5	0,8
12	800	3,25	10,5	1	0,85
13	850	3,5	11	1,1	0,9
14	900	3,75	11,5	1,2	0,95
15	950	4	12	1,3	1
16	1000	4,25	12,5	1,4	1,05
17	1050	4,5	13	1,5	1,1
18	1100	4,75	13,5	1	1,15
19	1150	5	14	1,1	1,2
20	1200	5,25	14,5	1,2	1,25

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 17

СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ С ТОРЦЕВЫМ ВЫПУСКОМ

Дано. Глубина работ Нр=350 м, средняя мощность рудной залежи m=60 м, угол падения α= 80^0, коэффициент крепости руды и вмещающих пород f=10, плотность руды γ= 3.6 т/$м^3$, высота этажа $h_{эт}$=90 м, длина блока L=105 м, высота подэтажа h=15 м, ширина блока В=15 м. Потери руды при очистной выемке П=10%, разубоживание R=25%. Годовая производительность рудника $A_г$=6 млн. т. Число рабочих смен в сутках - 3, число рабочих дней в году - 305, в месяц – 26.



А-А

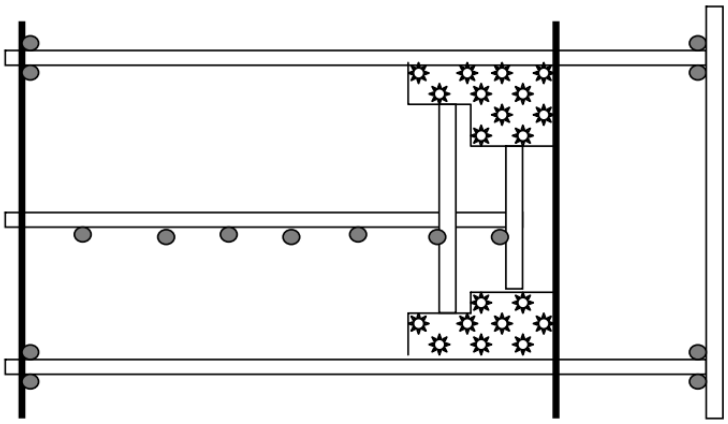


Рис. 1. Схема системы разработки

Решение.

1**. Подготовка и нарезка блока**

Определяем объем, срок выполнения и необходимое оборудование для первоочередной подготовки и нарезки блока. Объемы работ приведены в таблице 1,проходческое оборудование и нормы выработки – в таблице 2. Расчет сетевого графика (рис. 2) приведен в таблице 3. Продолжительность критического пути tк=67.59 суток.

Максимальный численный состав проходческой бригады в сутки:

$$n_{max} = 2320.4 / 67.59 = 34.3 \text{ чел.}$$

С учетом фронта работ, трех рабочих смен в сутках и состава забойного звена принимаем состав бригады n = 24 человек, по 8 чел. в смену. Для установленного состава проходческой бригады строим календарный график первоочередной проходки и нарезки блока – таблица 4.

Срок выполнения работ по календарному плану t=97.5 суток ≈ 100 суток=3.8 месяцев.

Таблица 1

Выработки	Длина, м		Площадь сечения вчерне, $м^2$	Объем, $м^3$	
	Одной выработки	Общая		Одной выработки	Общая
Откаточный штрек	230	230	9.65	2200	2200
Блоковый вентиляционный восстающий	90	90	6	540	540
Сборный вентиляционный орт со сбойками	237	237	6	1419	1419
Ходовые восстающие на подэтаж	40	80	4	160	320
Материальные восстающие на подэтаж	40	80	4	160	320
Орт	205	205	6	1230	1230
Вентиляционные восстающие блока	40	200	4	160	800
Скреперные штреки по руде	50	150	6	300	900
Рудоспуски с подэтажа	40	400	3	120	1200
Вентиляционный орт блока	30	30	4	120	120
Хозяйственный штрек	50	50	6	300	300
Восстающие на буровой горизонт	10	70	2.25	22.5	157.5
Скреперный штрек лежачего бока	50	50	6	300	300
Буровой штрек	50	50	8	400	400
Буровой орт	30	60	8	240	480
Отрезные востающие	28	56	3	84	168
Дучки	10	500	2.25	22.5	1125

Таблица 2

Выработки	Площадь сечения вчерне, $м^2$	Проходческое оборудование	Число рабочих на забой в смену	Комплексная норма выработки, $м^3$/чел-см
Откаточный орт	9.65	УБШ-208А, ПД-3	2	8.5
Ходовые восстающие на подэтаж	4	КПН-4А, ПД-3	2	5.5
Материальные восстающие на подэтаж	4	КПН-4А, ПД-3	2	5.5
Блоковый вентиляционный восстающий	6	КПН-4А, ПД-3	2	5.5
Рудоспуски	3	КПН-4А, ПД-3	2	5.5
Сборный вентиляционный орт со сбойками	6	БУ-80, ПД-3	2	6
Орт	6	БУ-80, ПД-3	2	
Скреперные штреки по руде	6	БУ-80, ПД-3	2	6
Штрек	6	БУ-80, ПД-3	2	6
Буровой штрек	8	БУ-80, ПД-3	2	6
Буровой орт	8	БУ-80, ПД-3	2	6
Вентиляционный орт блока	4	БУ-80, ПД-3	2	6
Вентиляционные восстающие блока	4	КПН-4А, ПД-3	2	5.5
Отрезные восстающие	3	КПН-4А, ПД-3	2	5.5
Ходовой восстающий	2.25	КПН-4А, ПД-3	1	5.5
Дучки	2.25	ПТ-3, ПД-3	1	8.1

Таблица 3

Шифр	Выработки	Объем работ, $м^3$	Норма выработки, $м^3$/чел-см	Трудоемкость работ, чел-см	Максимальное число выходов рабочих в сутки	Минимальная продолжительность работ, сут.
	Откаточный орт:					
0-1	- 1-й очереди	1100	9.18	120	12	10
1-7	- 2-й очереди	1100	9.18	120	22	10
0-6	Блоковый вентиляционный восстающий	540	5.1	106	6	17.7
0-5	Сборный вентиляционный орт	1419	6.75	210	12	17.5
1-2	Ходовые восстающие на подэтаж	320	3.4	94	12	7.8
1-3	Материальные восстающие на подэтаж	320	4	80	12	6.65
7-9	Хозяйственный орт	1230	3.9	316	12	26.3
6-10	Вентиляционный восстающий	800	3.43	233	30	7.8
9-10	Скреперные штреки по руде	900	3.1	290	36	8.1
	Рудоспуски с подэтажа:					
1-4	- 1-й очереди	240	4	60	12	5
7-8	- 2-й очереди	960	4	240	48	5
10-13	Вентиляционный орт блока	120	4.2	28.6	18	1.59
7-19	Хозяйственный штрек	300	9.2	32.6	12	2.72
	Служебный восстающий на буровом горизонте:					
9-12	- 1–й очереди	45	5	9	6	1.5
10-11	- 2-й очереди	112.5	5	22.5	15	1.5
13-14	Буровой штрек	400	10.5	38	12	3.16
16-17	Буровые орты	480	11.5	41.7	12	3.16
13-16	Скреперный штрек лежачего бока	300	3.1	97	12	8.1
16-19	Отрезные восстающие	168	4	42	12	3.5
	Дучки:					
13-15	- 1-й очереди	562.5	8.1	70	75	0.93
17-18	- 2-й очереди	562.5	8.1	70	75	0.93
	ИТОГО:			2320.4		67.59

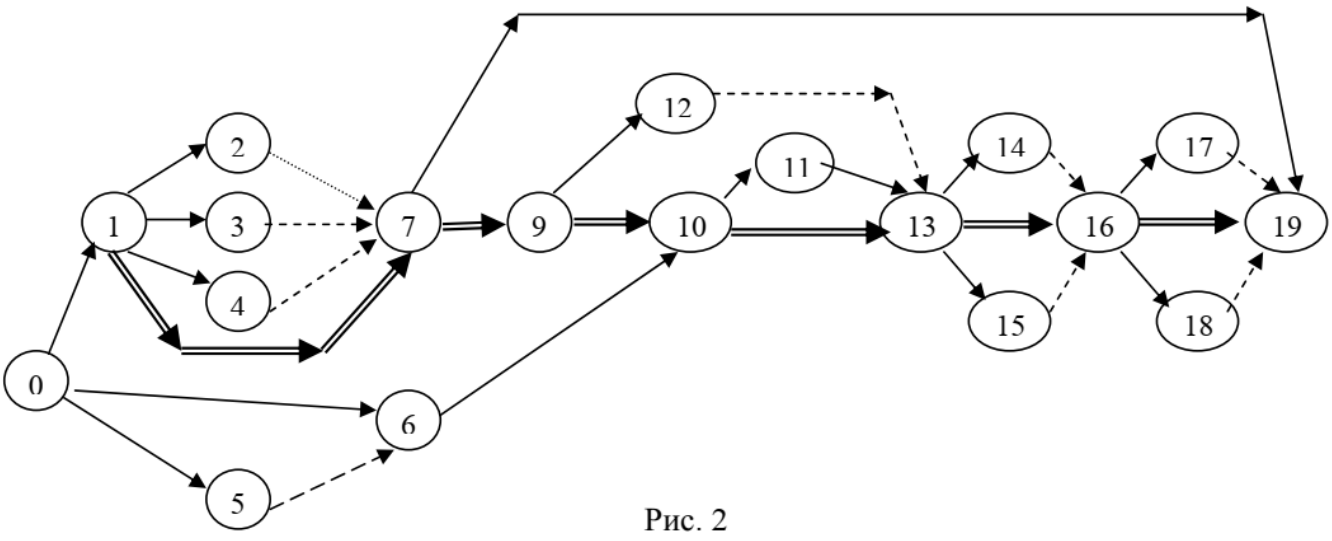


Рис. 2

Таблица 4

Выработки	Число забоев в одновременной работе	Число рабочих на забой в сутки	Число выходов в сутки	Трудоемкость работ, чел-см	Срок выполнения работ, сут.	Календарный график выполнения работ, сут.									
						10	20	30	40	50	60	70	80	90	100
Откаточный орт: - 1-й очереди - 2-й очереди	 2 2	 2 2	 12 12	 120 120	 10 10	12	12								
Ходовые восстающие на подэтажах	2	2	12	94	7.8			12							
Блоковый вентиляционный восстающий	1	2	6	106	17.7	6									
Сборный вентиляционный орт со сбойками	1/2	2	6/12	210	32.5		6								
Материальные восстающие на подэтаже	1	2	6	80	13.3			6							
Рудоспуск 1-й очереди	2	2	12	60	5										
Рудоспуски остальные	2	2	12	240	20				12						
Хозяйственный орт	2	2	12	316	26.3					12					
Хозяйственный штрек	2	2	12	32	2.8										12
Скреперные штреки по руде	2/4	2	12/24	290	20							12			
Вентиляционные востающие	2	2	12	233	19							12			
Служебные восстающие: - 1-й очереди - 2-й очереди	 2 2	 1 1	 6 6	 9 22.5	 1.5 3.75										
Вентиляционный орт блока	3	2	18	28.6	1.59										
Буровой штрек	2	2	12	38	3.2										
Скреперный штрек в лежачем боку	1/2	2	6/12	97	9.5										
Буровые орты	2	2	12	41.7	3.5										
Дучки 1-й очереди	2/4	1	6	70	6.5										
Отрезные восстающие	2	2	12	42	3.5										
Дучки остальные	4/8	1	12/24	70	4.5										
Потребность в оборудовании:															
					УБШ-208А	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
					ПД-3	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
					КПН-4А	2	2	2							
					БУ-80	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1

2. Рассчитать параметры БВР.

1) Суммарная длина скважин в отбиваемом слое:

$$\mathbf{L = \frac{(B * h - S_б) * W * \gamma * q_0}{q_c * k} = \frac{(15 * 15 - 12.5) * 1.5 * 3.6 * 0.5}{2.21 * 0.7} = 370 \quad м}$$

где B – ширина отбиваемого слоя, м; h - высота (длина) слоя, м; $S_б$ - площадь поперечного сечения буровых выработок, м^2; W - л.н.с., м; q_0 - теоретический расход эталонного ВВ, кг/м^3;

q_c - *масса заряда ВВ на 1 пм скважины, кг/м:*

$$q_c = 0.25 * \pi * d^2 * \delta$$

d – *диаметр скважины, м;* δ - *плотность заряжания ВВ в скважине, кг/м*^{3}*;*
k- *коэффициент использования длины скважины под заряд ВВ.*

2) Количество рудной массы, добываемой из слоя:

$$\mathbf{D_{сл} = \frac{(B * h - S_б) * W * \gamma * k_{и.р.}}{(1 - r)} = \frac{(15 * 15 - 12.5) * 1.5 * 3.6 * 0.9}{1 - 0.25} = 1377 \quad т}$$

3) Продолжительность бурения скважин в слое:

$$\mathbf{t = \frac{L}{n_б * П_б} = \frac{370}{1 * 140} = 2.6 \quad смены}$$

4) Трудоемкость работ по бурению скважин:

$$\mathbf{N_б = n_{рабочих} * t_б = 2 * 2.6 = 5.2 \quad чел - смены}$$

5) Трудоемкость работ по бурению на 1000 т добытой рудной массы:

$$N_{бо} = 5.2*1000/1377 = 3.78 \text{ чел-смены}$$

6) Продолжительность заряжания скважин в слое:

$$t_з = 688.5/(1*2400) = 0.3 \text{ смены}$$

где $Q = D_{сл} * q_0 = 1377*0.5 = 688.5$ кг.

7) Трудоемкость работ по заряжанию скважин:

$$N_з = 2*0.3 = 0.6 \text{ чел-смены.}$$

8) Трудоемкость работ по заряжанию скважин на 1000 т добытой рудной массы:

$$N_{з_о} = 0.6*1000/1377 = 0.73 \text{ чел-смены.}$$

3. Произвести расчет системы разработки.

Принимаем наибольший размер кусков руды – $Д_р = 500$ *мм.*

1) Рассчитываем расстояние между буровыми выработками, из которых будет забираться рудная масса

$$\mathbf{D = \sqrt{2 * p * h_{доз}^{max}} = \sqrt{2 * 0.5 * 108} = 10.4 \quad м}$$

где *p* – показатель сыпучести

$$\mathbf{p = \frac{2 * Д_р * Ln4 * \sqrt{1 - \frac{4}{3} * \cos^2\left|\frac{1}{3} * \arccos(-\frac{\pi * \sqrt{3}}{8} * K_р)\right|}}{tg(45 + 0.5 * \varphi)} =}$$

$$\mathbf{= \frac{2 * 0.5 * Ln4 * \sqrt{1 - \frac{4}{3} * \cos^2\left|\frac{1}{3} * \arccos(-\frac{\pi * \sqrt{3}}{8} * 1.3)\right|}}{tg(45 + 0.5 * 35)} = 0.5 \quad м}$$

$\mathbf{K_р}$ - *коэффициент разрыхления;* ϕ - *угол внутреннего трения сыпучего материала;* $\mathbf{h_{доз}^{max}}$ - *высота эллипсоида выпуска, соответствующего*

максимально допустимому объему единичной дозы выпускаемой рудной массы $\mathbf{Q_{доз}^{max}}$**:**

$$h_{доз}^{max} = h / \sin\psi = 15 / \sin 8 = 108 \quad м$$

$$\psi = 90 - arctq(21/A) = 90 - arctq(21/3) = 8^0$$

$$Q_{доз}^{max} = \frac{\pi * p}{3} * (h_{доз}^{max})^2 = \frac{\pi * 0.5}{3} * (108)^2 = 6100 \quad м^3$$

А – *толщина отбиваемого за цикл слоя руды, пусть отбиваются за цикл два веера, тогда*

A=2*W=*3 м.*

Принимаем расстояние между ортами, где производятся буровзрывные и погрузочно-доставочные работы **D**=*10 м.*

2) Рассчитываем объем подготовительных, нарезных работ и распределение балансовых запасов по стадиям работ – в таблице 5.

Удельный объем подготовительных и нарезных работ $\mathbf{К_у}$ *= 7.2%.*

Коэффициент подготовки и нарезки на 1000 т подготовленных к очистной выемке балансовых запасов:

$$К_{п.н.} = \frac{1000 * \Sigma L}{(Б - Б_{п.н.})} = \frac{1000 * 4857}{2041200 - 146043} = 2.56 \quad м / 1000 т$$

Таблица 5

Наименование выработки	Число выработок на блок	Общая длина выработок, м	Площадь сечения, м^2		Объем, м^3		Балансовые запасы, т
			По руде	По породе	По руде	По породе	
I. Подготовительные работы							
Штрек откаточный	1	105	--	10.5	--	1102.5	-
Квершлаг откаточного горизонта	1	25	--	10.5	--	262.5	--
Блоковый восстающий	1	92	--	6	--	552	--
Рудоспуск	1	75	--	6	--	450	--
Наклонный съезд	1	330	--	10.5	--	3465	--
ИТОГО:	5	627	--	--	--	5832	--
II. Нарезные работы							
Подэтажные штреки	6	630	10.5	--	6615	--	23814
Подэтажные орты	45	2700	12.5	--	33750	--	121500
Сбойки в лежачем боку	5	225	--	10.5	--	2362.5	--
Отрезные восстающие	45	675	0.3	--	202.5	--	729
ИТОГО:	101	4230	--	--	40567.5	2362.5	146043
III. Очистные работы							
Отбойка в камере	--	--	--	--	526432.5	--	1895157
ВСЕГО по блоку:	106	4857	--	--	567000	8194.5	2041200

Извлечение руды – приведено в таблице 6.

Таблица 6

Стадия работ	Балансовые запасы, т	Коэффициент извлечения руды	Коэффициент разубоживания руды	Извлекаемые запасы, т	Добыто рудной массы, т
Нарезные работы	146043	1.0	0	146043	194934.6
Очистныеработы	1895157	0.9	0.25	1705641.3	2274188.4
ВСЕГО по блоку:	2041200	0.91	0.23	1851684.3	2420231.4

Средний по блоку коэффициент извлечения руды:

$$K_{и.р.} = (146043 + 1705641.3) / 2041200 = 0.91$$

Средний по блоку коэффициент разубоживания руды:

$$r = (2420231.4 - 1851684.3) / 2420231.4 = 0.23$$

3) Выбор численного состава проходческой бригады:

$$n_{max} = \Sigma T / t_{кр} = 2320.4 / 97.5 = 24 \quad \text{чел.}$$

С учетом фронта работ и трех рабочих смен в сутки окончательно принимаем n_{max}=24 чел.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 18-19

ПРИМЕРЫ РАСЧЕТОВ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТОК

Пример 1. 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 γ=3,8 т/м^3; мощность рудного тела m=2,5 м; высота отбиваемого слоя h=2 м; диаметр шпуров d = 42 мм; глубина шпуров $l_ш$ = 2 м; применяемое ВВ - аммонит № 6ЖВ; масса заряда ВВ на 1 м длины шпура q=1,5 кг; бурение осуществляется перфоратором ПТ-29; коэффициент извлечения руды $k_{и.р}$ = 0,97; коэффициент разубоживания р = 0,03.

Решение.

1.Площадь обуриваемого забоя при мощности рудного тела m=2,5 м и длине отбиваемого слоя $l_{сл}$=26,3 м составит S=2,5*26,3 = 65,8 м^2.

2. Число шпуров на забой при пи= 1

$$n_ш = 1*65,8 = 66.$$

3. Суммарная длина шпуров в забое при глубине шпура $l_ш$= 2 м

$$L = 66*2 = 132 \text{ м}.$$

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

$$Q = 1,5*132 = 198 \text{ кг}.$$

5. Количество рудной массы, добываемой в забое,

$$D_{сл} = (B * h - S_б) * \omega * \gamma * \frac{k}{1-p} = 65,8*2,3*8*0,97/(1-0,03) = 500 \text{ т}.$$

6. Фактический удельный расход ВВ на 1 т добытой рудной массы определяем по формуле (13)

$$q_ф = Q/D_{сл} = 198/500 = 0,4 \text{ кг/т}.$$

7. Продолжительность обуривания забоя двумя перфораторами при норме выработки на перфоратор $П_б$ = 24 м/смену

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

8. Трудоемкость работ по бурению шпуров в забое находим по формуле (17)

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

9. Трудоемкость работ по бурению шпуров на 1000 т добытой рудной массы определяем по формуле (18)

$$N_{б.о} = \left(\frac{N_б}{D_{сл}}\right) * 1000 = (5,56/500)*1000 = 11,12 \text{ чел-смен}.$$

10. Продолжительность заряжания шпуров в забое одним пневмозарядчиком ($П_з$ = 1000 кг/смену) находим по формуле (19)

$$t_з = Q/(n_з * П_з) = 198/(1*1000) = 0,2 \text{ смены}.$$

11. Трудоемкость работ по заряжанию шпуров в забое двумя рабочими определяем по формуле (17)

$$N_з = n_р * t_з = 2*0,2=0,4 \text{ чел-смены}.$$

12. Трудоемкость работ по заряжанию шпуров на 1000 т добытой рудной массы находим по формуле (19)

$$N_{зо} = \left(\frac{N_з}{D_{сл}}\right) * 1000 = (0,4/500)*1000 = 0,8 \text{ чел-смены}.$$

Пример 2. 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 γ=4,0 т/м^3; 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 $k_{и.р}$ = 0,9; коэффициент разубоживания p = 0,2.

Решение.

1. Площадь обуриваемого забоя при мощности рудного тела m = 0,4 м и длине отбиваемого слоя $l_{сл}$ = 15 м составит S=0,4*15 = 6 м^2.

2. Число шпуров на забой при $n_у$ = 4,96

$$n_ш = 4,96*6 = 29,76 = 30.$$

3. Суммарная длина шпуров в забое при глубине шпура $l_ш$ = 1,75 м

$$L = 30*1,75 = 52,5 \text{ м}.$$

4. Площадь обуриваемого забоя при толщине подрывки пород 0,3 м составит

$$S = 0,3*15 = 4,5 \text{ м}^2.$$

5. Число шпуров на забой по породе с f= 8-10 при $n_у$ = 4,2

$$n_ш = 4,2*4,5 = 19 .$$

6. Суммарная длина шпуров в забое по породе при глубине шпура $l_ш$=1,6м

$$L_п = 19*1,6 = 30,4 \text{ м}.$$

7. Общий расход ВВ при массе заряда на 1 м шпура d = 36 мм, q=1,1 кг

$$Q = 1,1*52,5 = 57,75 \text{ кг}.$$

8. Количество рудной массы, добываемой в забое,

$$D_{сл}=(B * h - S_б) * \omega * \gamma * \frac{k}{1-p} = 6*1,75*0,86*4*0,9/(1-0,2) = 32 \text{ т},$$

где коэффициент использования шпура γ = 0,86.

9. Фактический удельный расход ВВ на 1 т добытой рудной массы определяем по формуле (13)

$$q_ф = Q/D_{сл} = 57,75/32 = 1,8 \text{ кг/т}.$$

10. Продолжительность обуривания рудного забоя двумя перфораторами при норме выработки на перфоратор $П_б$ = 30 м/смену

$$t_б = \frac{L}{n_б * П_б} = 52,5/(2*30) = 0,875 \text{ смены}.$$

11. Трудоемкость работ по бурению шпуров в забое находим по формуле (17)

$$N_б = n_р * t_б = 2*0,875 = 1,75 \text{ чел-смены}.$$

12. Трудоемкость работ по бурению шпуров на 1000 т добытой рудной массы определяем по формуле (19)

$$N_{бо} = \left(\frac{N_б}{D_{сл}}\right) * 1000 = (1,75/32)*1000 = 54,7 \text{ чел-смен}.$$

13. Продолжительность заряжания шпуров в забое двумя рабочими при норме на заряжание 300 кг/смену, находим по формуле (19)

$$t_з = \frac{Q}{n_з * П_з} = 75,75/2*300 = 0,09 = 0,1 \text{ смены}.$$

14. Трудоемкость работ по заряжанию шпуров в забое двумя рабочими определяем по формуле (17)

$$N_з = n_р * t_з = 2*0,1 = 0,2 \text{ чел-смены.}$$

15. Трудоемкость работ по заряжанию шпуров на 1000 т добытой рудной массы находим по формуле (18)

$$N_{зо} = \left(\frac{N_з}{D_{сл}}\right) * 1000 = (0,2/32)*1000 = 6,25 \text{ чел-смены.}$$

Пример 3. Рассчитать параметры скважинной отбойки и показатели буровзрывных работ применительно к системе разработки подэтажными штреками (см. рис. 1) для следующих условий: коэффициент крепости f=7-8; плотность руды γ=3,6 т/м^3; ширина отбиваемого слоя руды B=10 м равна мощности залежи m; высота подэтажа h=16 м; расположение скважин - веерное; буровое оборудо-вание - «Симба-22»; эксплуатационная производительность бурового станка $П_б$=120 м/смену; площадь поперечного сечения буровой выработки $S_б$=10,24 м^2; диаметр скважин d=75 мм; применяемое ВВ - зерногранулит; масса заряда ВВ на 1 м длины скважины q=3,96 кг; удельный расход ВВ $q_о$=0,167 кг/т; коэффициент использования длины скважин k=0,7; коэффициент извлечения руды $k_{и.р}$=0,95; коэффициент разубоживания p=0,05.

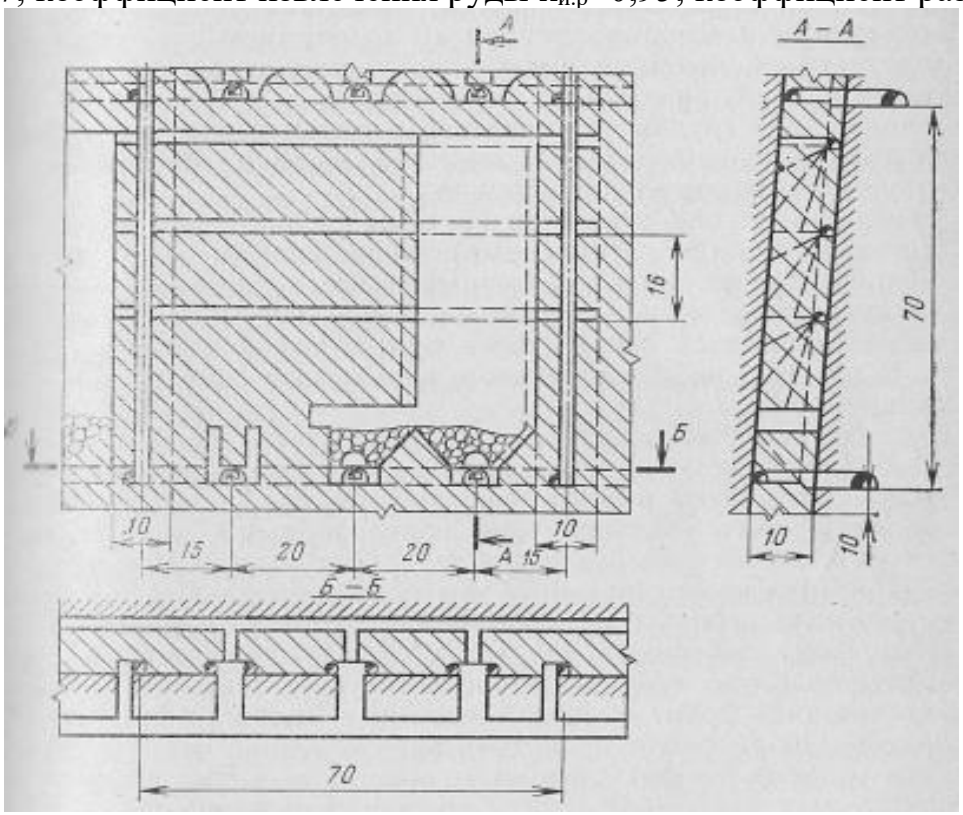


Рис. 1. Камерная система с подэтажной отбойкой руды

Решение.

1. Л.н.с. определяем по формуле (6)

$$\omega = k_н * C_0 * d * \sqrt{\delta_0 * \theta} = 1*34*0,075 = 3 \text{ м.}$$

2. Физические свойства руды - однородные, поэтому $k_н = 1$. Показатель взрываемости руды с коэффициентом крепости f=7 находим по формуле (7)

$$C_0 = 20 + 56\, e^{-0,2f} = 20 + 56*0,25 = 34.$$

3. Относительную плотность заряжания δ_0=1,2 и переводной коэффициент θ =1 находим из табл. 1.

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

4. Число скважин в слое и их общую длину определяем из рис. 2.

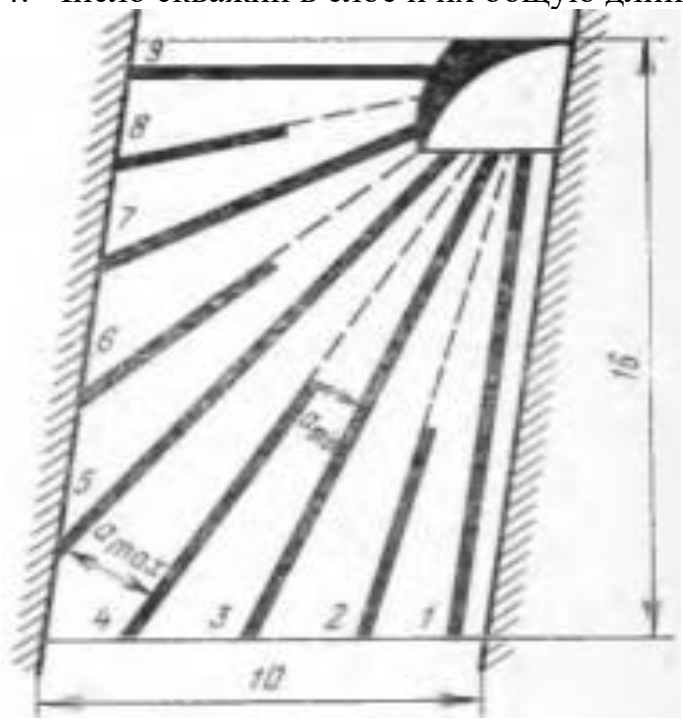


Рис. 2. Схема отбойки руды веерными скважинами (1-9 - номера скважин)

Скважины располагаем из условия, что наибольшее расстояние между зарядами ВВ a_{max}=1,5* ω=1,5*3=4,5 м,

а наименьшее – a_{min}= 0,6*ω=0,6*3=1,8 м.

5. Длины скважин в слое и величины зарядов ВВ в них при массе заряда на 1 м скважины, равной 3,96 кг, определенные графическим путем из рис. 2, приведены в табл.2.

Таблица 2

Номера скважин	Длина, м		Масса заряда, кг
	скважины	заряда ВВ	
2	13,4	6	23,76
3	14	13,5	53,46
4	15	8	31,68
5	13	12,5	49,5
6	9,6	5,6	22,18
7	8	7,5	29,7
8	7,2	4	15,84
9	6,7	6,2	24,55
Итого	99,9	75,8	300,17

6. Количество рудной массы, добытой из слоя, по формуле (12) составит

$D_{сл} = (\text{В} * \text{h} - S_б) * \omega * \gamma * \frac{k}{1 - \text{р}}$=(10*16-10,24)*3*3,6*0,95/(1-0,05)=1617,4 т.

7. Фактический удельный расход ВВ на 1 т добытой рудной массы определяем по формуле (13)

$q_ф = Q/D_{сл}$ =300,17/1617,4 = 0,186 кг/т.

8. Длину скважин на 1000 т отбитой рудной массы находим по формуле (14)

$k_1 = L/D_{сл}$ = (99,9/1617,7)*1000=61,77 м.

9. Выход рудной массы с 1 м скважины определяем по формуле (15)

$k_2 = \frac{1000}{k_1}$ = 1000/61,77 = 16,19 т.

10. Продолжительность бурения скважин в слое находим по формуле (16)

$t_б = L/(n_б * П_б)$=99,9/(1*120) = 0,83 смен,

где $n_б$ =1 - число буровых станков в работе.

11. Трудоемкость работ по бурению скважин в слое определяем по формуле (17)

$N_{б(з)} = n_р * t_{б(з)}$ = 2*0,83 = 1,66 чел-смены.

12. Трудоемкость работ по бурению скважин на 1000 т добытой рудной массы находим по формуле (18)

$N_{б(з)о} = \left(\frac{N_{б(з)}}{D_{сл}}\right) * 1000$ = (1,66/1617,4)*1000=1 чел-смена.

13. Продолжительность заряжания скважин определяем по формуле (19)

$t_з = Q/(n_з * П_з)$ = 300,17/(1*1200) = 0,25 смены,

где $n_з$=1 - число пневмозарядчиков; $П_з$ = 1200 кг/смену – производительность заряжания скважин.

14. Трудоемкость работ по заряжанию скважин находим по формуле (17)

$N_з$ = 2*0,25 = 0,5 смены,

где 2 - число рабочих на заряжании скважин.

15. Трудоемкость работ по заряжанию скважин на 1000 т добытой рудной массы определяем по формуле (18)

$N_{зо}$= (0,5/1617,4)*1000 = 0,31 чел-смены.

Пример 4. Рассчитать параметры буровзрывных работ при отбойке руды в слое параллельными скважинами применительно к условиям, приведенным в примере 4.

Решение.

1. Суммарную длину скважин в слое (м) при высоте буровой заходки $h_з$ = 3 м, величине недоруба l_0= 1 м, k=0,8 и ω = 3 м находим по формуле (2)

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

=4*10*(16-3)*3*3,6*0,167/(3,14*0,075^2*1,2*10^3*0,8) = 55 м.

2. Число скважин на отбиваемый слой определяем по формуле (3)

$$n_c = \frac{L}{[h-(h_з+l_о)]} = 55/[16-(3+1)] = 5.$$

3. Расстояние между соседними скважинами находим по формуле (4)

$$a = \frac{(B-1)}{n_c-1} = (10-1)/(5-1) = 2{,}25 \text{ м.}$$

Пример 5. Рассчитать параметры скважинной отбойки руды и показателя буровзрывных работ применительно к системе разработки с магазинированием руды для следующих условий: коэффициент крепости руды f=7; плотность руды γ= 3 т/м^3; мощность рудного тела (ширина отбиваемого слоя - B) m=4,3 м; длина камеры (длина отбиваемого слоя - h) L_k = 30 м; площадь поперечного сечения бурового восстающего $S_б$ = 6 м^2; буровой станок типа «Симба»; эксплуатационная производительность $П_б$=105 м/смену; расположение скважин - веерное; диаметр скважин d = 56 мм; применяемое ВВ - гранулит АС-8; масса заряда ВВ на 1 м длины скважины q=3,96 кг; удельный расход ВВ $q_о$=0,32 кг/т; коэффициент использования длины скважин k=0,7; бурение производится одним станком, который обслуживают два рабочих; коэффициент извлечения руды $k_{и.р}$=0,965; коэффициент разубоживания p=0,035.

Решение.

1. Л.н.с. определяем по формуле (6). Физические свойства руды - однородные, $k_н$ = 1. Показатель взрываемости руды с f = 7 находим по формуле (7).

$$C_0 = 20 + 56\, e^{-0,2f} = 20 + 56*0{,}25 = 34.$$

2. Относительную плотность заряжания δ = 1,2 и переводной коэффициент Ѳ = 1 находим из табл. 1

$$\omega = k_н * C_0 * d * \sqrt{\delta_0 * \theta} = 1*34*0{,}056*\sqrt{1{,}2 * 1} = 2{,}1 \text{ м.}$$

3. Суммарную длину скважин в отбиваемом слое находим по формуле (5)

$$L = (B * h - S_б) * \omega * \gamma * q_0/(q_c * k)=$$

(4,3*30-6)*2,1*3*0,32/(2,21*0,7)=160м.

4. Количество рудной массы, добытой из слоя, определяем по формуле (13)

$$D_{сл} = (B * h - S_б) * \omega * \gamma * \frac{k}{1-p}=(4{,}3*30-6)*2{,}1*3*0{,}965/(1-0{,}035) = 774 \text{ т.}$$

5. Продолжительность бурения скважин в слое находим по формуле (16)

$$t_б = L/(n_б * П_б) = 160/(1*105) = 1{,}5 \text{ смены.}$$

6.Трудоемкость работ по бурению скважин определяем по формуле (17)

$$N_б = n_р * t_б = 2*1{,}5 = 3 \text{ чел-смены.}$$

7. Трудоемкость работ по бурению скважин на 1000 т добытой рудной массы находим по формуле (18)

$$N_{бо} = \left(\frac{N_б}{D_{сл}}\right) * 1000$$=(3/774)*1000=3,88 чел-смены.

8. Продолжительность заряжания скважин в слое определяем по формуле (19)

$$t_з = Q/(n_з * П_з)$$=232,2/(1*600) = 0,4 смены.

где Q = $D_{сл}$* $q_о$ = 774*0,32 = 232,2 кг; $П_з$ = 600 кг/смену.

9. Трудоемкость работ по заряжанию скважин в слое находим по формуле (17)

$$N_з = n_р * t_з$$=2*0,4 = 0,8 чел-смены.

Трудоемкость работ по заряжанию скважин на 1000 т добытой рудной массы определяем по формуле (18)

$$N_{зо} = \left(\frac{N_з}{D_{сл}}\right) * 1000$$ = (0,8/774)*1000= 1 чел-смена.

Пример 6. Рассчитать параметры скважинной отбойки и показатели буровзрывных работ применительно к системе подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды для следующих условий: коэффициент крепости руды f = 10; плотность руды γ = 3,6 т/м^3; ширина панели B = 15 м; высота подэтажа h = 15 м; поперечное сечение буровой выработки $S_б$=12,5 м^2; расположение скважин - веерное; буровой станок «Симба-22»; производительность бурения $П_б$= 140 м/смену; диаметр скважин d = 75 мм; применяемое ВВ - зерногранулит; масса заряда ВВ на 1 м длины скважины q = 2,21 кг; удельный расход ВВ $q_о$ = 0,5 кг/т; коэффициент использования длины скважин k = 0,7; л.н.с.= 1,5 м; пневмозарядчик обслуживают 2 рабочих; производительность установки 2400 кг/смену; коэффициент извлечения из руды $k_{и.р}$ = 0,9; коэффициент разубоживания p = 0,25.

Решение.

1. Суммарную длину скважин в отбиваемом слое определяем по формуле (5)

$$L = (B * h - S_б) * \omega * \gamma * q_0/(q_c * k)$$=
(15*15-12,5)*1,5*3,6*0,5/(2,21*0,7) = 370 м.

2. Количество рудной массы, добытой из слоя, находим по формуле (12)

$$D_{сл} = (B * h - S_б) * \omega * \gamma * \frac{k}{1-p}$$ = (15*15-12,5)*1,5*3,6*0,9/(1-0,25) = 1377 т.

3. Продолжительность бурения скважин в слое определяем по формуле (16)

$$t_б = L/(n_б * П_б)$$= 370/(1*140) = 2,6 смены.

4. Трудоемкость работ по бурению скважин находим по формуле (17)

$$N_{б(з)} = n_р * t_{б(з)}$$= 2*2,6 = 5,2 чел-смены.

5. Трудоемкость работ по бурению скважин на 1000 т добытой рудной

массы определяем по формуле (18)

$$N_{б(з)о} = \left(\frac{N_{б(з)}}{D_{сл}}\right) * 1000 = (5{,}2/1377)*1000 = 3{,}78 \text{ чел-смены.}$$

6. Продолжительность заряжания скважин в слое находим по формуле (19)

$$t_з = Q/(n_з * П_з) = 688{,}5/(1*2400) = 0{,}3 \text{ смены,}$$

где $Q = D_{сл} * q_о = 377*0{,}5 = 688{,}5$ кг.

7. Трудоемкость работ по заряжанию скважин в слое определяем по формуле (17)

$$N_з = n_р * t_з = 2*0{,}3 = 0{,}6 \text{ чел-смены.}$$

8. Трудоемкость работ по заряжанию скважин на 1000 т добытой рудной массы определяем по формуле (18)

$$N_{зо} = \left(\frac{N_з}{D_{сл}}\right) * 1000 = (0{,}6/1377)*1000 = 0{,}73 \text{ чел-смены.}$$

Пример 7. Рассчитать параметры скважинной отбойки руды и показатели буровзрывных работ применительно к системе разработки подэтажного обрушения с донным выпуском при образовании компенсационных камер и отбойке руды в панели.

А. Образование компенсационных камер (рис. 3).

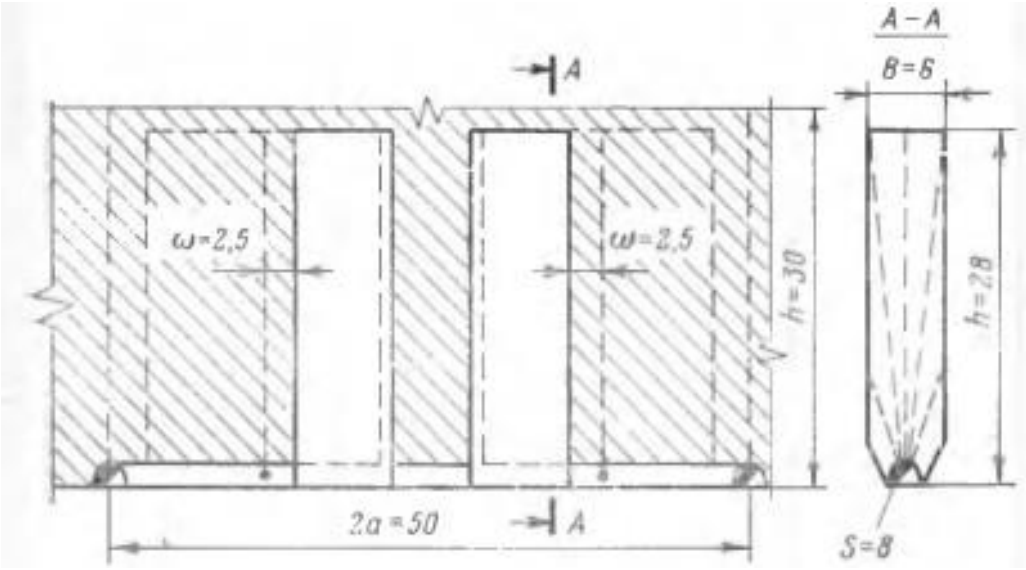


Рис.3. Схема образования компенсационных камер

Коэффициент крепости руды f=6-8; плотность руды γ = 3,5 т/м^3; ширина камеры В = 6 м; высота камеры h = 28 м; поперечное сечение буровой выработки $S_б$ = 8 м^2; расположение скважин - веерное; буровой станок НКР-100М; эксплуатационная производительность $П_б$=30 м/смену; диаметр скважин d = 100 мм; применяемое ВВ - зерногранулит; масса заряда ВВ на 1 м длины скважины q = 7,5 кг; удельный расход

ВВ q_o = 0,4 кг/т; л.н.с. ω = 2,5 м; коэффициент извлечения руды $k_{и.р}$ = 0,85; коэффициент разубоживания р=0,01.

Решение.

1. Число скважин в слое и их общую длину находим из рис. 4.

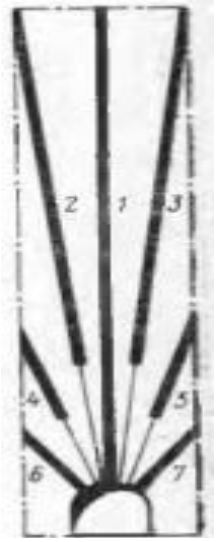


Рис. 4. Схема расположения скважин в слое

(1-7 - номера скважин)

Скважины располагаем из условия, что наибольшее расстояние между зарядами ВВ d_{max} = 1,5 * ω = 1,5*2,5 = 3,75 м, а наименьшее d_{min} = 0,6* ω = 0,6*2,5 = 1,5 м.

2. Длины скважин в слое и величины зарядов ВВ в них при массе заряда на 1 м скважины, равной 7,5 кг, определенные графическим путем из рис. 4, приведены в табл. 3.

Таблица 3

Номера скважин	Длина, м		Масса заряда, кг
	скважины	заряда ВВ	
1	25	25	187
2	25	19	142
3	25	19	142
4	8	5	37,5
5	8	5	37,5
6	4	4	30
7	4	4	30
Итого	99	81	606,0

3. Количество руды, добываемой из слоя, в компенсационной камере

$D_{сл} = (\mathrm{B} * \mathrm{h} - S_б) * \omega * \gamma * \frac{k}{1-\mathrm{p}}$ = (6*28-8)*2,5*3,5 =1400 т.

4. Фактический удельный расход ВВ на 1 т добытой рудной массы рассчитываем по формуле (13)

$q_ф = Q/D_{сл}$= 606/1400 = 0,43 кг/т.

5. Длину скважин на 1000 т отбитой рудной массы находим по формуле (14)

$k_1 = L/D_{сл}$ = (99/1400)*1000 = 70,7 м.

6. Выход рудной массы с 1 м скважины определяем по формуле (15)

$k_2 = \frac{1000}{k_1}$ = 1000/70,7 = 14,15 т.

7. Продолжительность бурения скважин в слое находим по формуле (16)

$t_б = L/(n_б * П_б)$ = 99/(1*30) = 3,3 смены.

8. Трудоемкость работ по бурению скважин в слое определяем по формуле (17)

$N_б = n_р * t_б$ = 2*3,3 = 6,6 чел-смены.

9. Трудоемкость работ по бурению скважин на 1000 т добытой рудной массы находим по формуле (18)

$N_{бо} = \left(\frac{N_б}{D_{сл}}\right) * 1000$ = (6,6/1400)*1000 = 4,7 чел-смены.

10. Продолжительность заряжания скважин в слое рассчитываем по формуле (19)

$t_з = Q/(n_з * П_з)$ = 606/(2*1200) = 0,25 чел-смены.

11. Трудоемкость работ по заряжанию скважин в слое определяем по формуле (17)

$N_з = n_р * t_з$= 2*0,25 = 0,5 чел-смены.

12. Трудоемкость работ по заряжанию скважин на 1000 т добытой рудной массы находим по формуле (18)

$N_{зо} = \left(\frac{N_з}{D_{сл}}\right) * 1000$ = (0,5/1400)*1000 = 0,357 чел-смены.

Б. Отбойка руды при отработке панели (рис. 5).

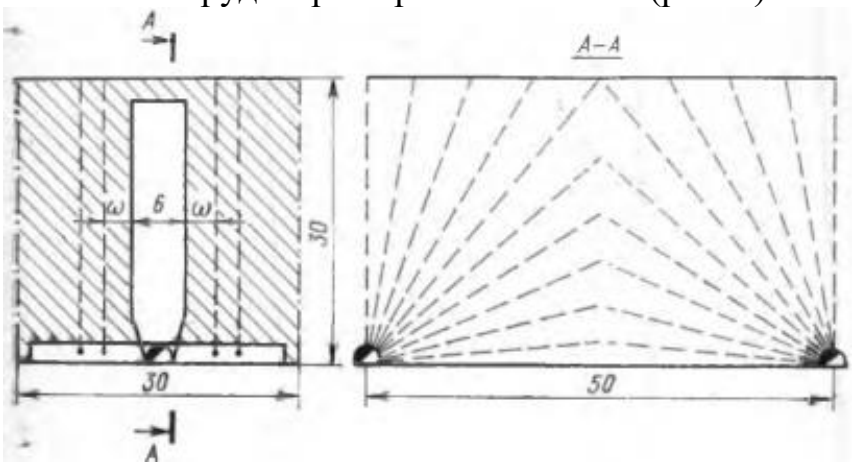


Рис. 5. Схема отбойки руды в панели

Решение.

1. Л.н.с. определяем по формуле (6). Предварительно находим значения величин $k_н$, C_o, δ_0 и Ѳ.

Физические свойства рудного массива в панели однородные, коэффициент $k_н$= 1. Для руды с коэффициентом крепости f = 8 определяем величину $e^{-0,2*f.}$ По формуле (7) C_0 = 20*56*0,2 = 31,2. Значения δ_0 и Ѳ для зерногранулита принимаем по табл.1 соответственно равными 1,1 и 1.

$\omega = k_н * C_0 * d * \sqrt{\delta_0 * \theta}$=1*100*31,2*$\sqrt{1,1 * 1}$ = 3,2 м.

2. Число скважин в слое и их общую длину находим из рис. 6. Скважины располагаем из условия, что наибольшее расстояние между зарядами ВВ a_{max} = 1,5*3,2 = 4,8 м.

3. Длины скважин в слое и величины зарядов ВВ в них при массе заряда на 1 м скважины, равной 7,5 кг, определенные графическим путем из рис. 6, приведены в табл. 4.

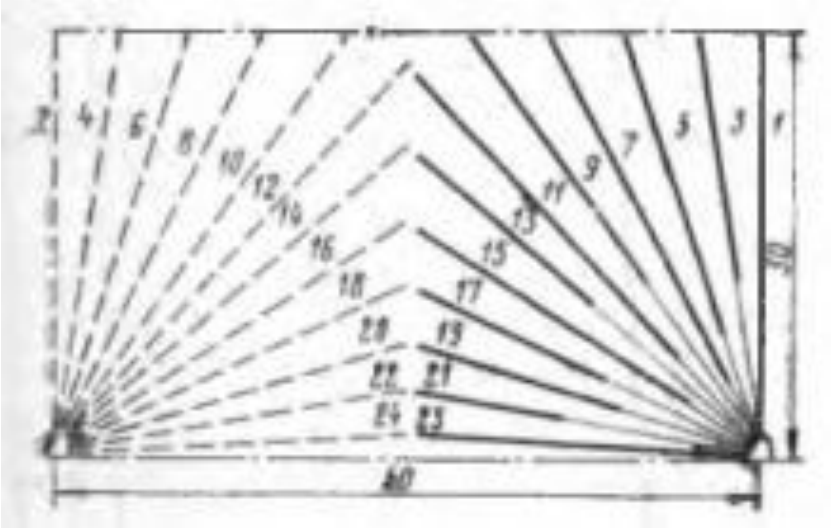


Рис. 6. Расположение скважин и зарядов ВВ в слое
(1-24 - номера скважин)

Таблица 4

Номера скважин	Длина, м		Масса заряда, кг	Номера скважин	Длина, м		Масса заряда, кг
	скважины	заряда ВВ			скважины	заряда ВВ	
1	27	27	209	13	31,5	17	127
2	27	27	209	14	31,5	17	127
3	27,5	17,5	131	15	28,5	25	187
4	27,5	17,5	131	16	28,5	25	187
5	28,5	22,5	168	17	26	15	112
6	28,5	22,5	168	18	26	15	112
7	31	28	210	19	24,5	18	136
8	31	28	210	20	24,5	18	136
9	28,5	21	157	21	24	12	90
10	28,5	21	157	22	24	12	90
11	35	28,5	213	23	23,5	23,5	175
12	35	28,5	213	24	23,5	23,5	175
				Итого	671	510	3827

4. Количество рудной массы, добываемой в слое, определяем по формуле (12)

$D_{сл} = (\text{B} * \text{h} - S_б) * \omega * \gamma * \frac{k}{1 - \text{p}}$=(50*30-8)*3,2*3,5*0,85/(1-0,1) = 15782 т.

5. Фактический удельный расход ВВ на 1 т добытой рудной массы находим по формуле (13)

$q_ф = Q/D_{сл}$=3827/15782 = 0,24 кг/т.

6. Длину скважин на 1000 т отбитой рудной массы находим по формуле (14)

$k_1 = L/D_{сл}$=(670/15782)*1000 = 42,5 м.

7. Выход рудной массы с 1м скважины определяем по формуле (15)

$k_2 = \frac{1000}{k_1}$ = 1000/42,5 = 23,5 т.

8. Продолжительность бурения скважин в слое находим по формуле (16)

$t_б = L/(n_б * П_б)$= 671/(2*30) = 11,2 смены.

9. Трудоемкость работ по бурению скважин в слое (три рабочих обслуживают два станка) определяем по формуле (17)

$N_б = n_р * t_б$ = (3/2)*11,2 = 16,8 чел-смены.

10. Трудоемкость работ по бурению скважин в слое на 1000 т добытой рудной массы находим по формуле (18)

$N_{б(з)о} = \left(\frac{N_{б(з)}}{D_{сл}}\right) * 1000$ = (16,8/15782)*1000 = 1,1 чел-смены.

11. Продолжительность заряжания скважин в слое при четырех рабочих в смену рассчитываем по формуле (19)

$t_з = Q/(n_з * П_з)$ = 3827/(4*1200) = 0,8 чел-смены.

12. Трудоемкость работ по заряжанию скважин в слое определяем по формуле (18)

$N_з = n_р * t_з$= 4*0,8=3,2 чел-смены.

13. Трудоемкость работ по заряжанию скважин на 1000 т добытой рудной массы находим по форму (18)

$N_{зо} = \left(\frac{N_з}{D_{сл}}\right) * 1000$ = (3,2/15782)*1000 = 0,2 чел-смены.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 20

ВЫПУСК РУДЫ ПОД ОБРУШЕННЫМИ ПОРОДАМИ

При истечении отбитой руды из одиночного отверстия объем выпущенной руды близок по величине объему эллипсоида вращения. Поэтому его называют эллипсоидом выпуска.

Объем эллипсоида вращения (выпуска)

$$Q_{\text{в}} = \frac{2}{3}\pi b^2 a, \qquad (1)$$

где b и a - соответственно малая и большая оси эллипсоида.

При выпуске руды над выпускным отверстием образуется зона разрыхления руды, форма которой представляет собой также эллипсоид вращения. Объем эллипсоида разрыхления пропорционален объему эллипсоида выпуска: $Q_{\text{р}} \approx 15Q_{\text{в}}$.

Параметры эллипсоида выпуска и разрыхления зависят от параметров днища блока, сыпучих свойств, гранулометрического состава, влажности, коэффициента разрыхления руды и т.д.

Объем эллипсоида выпуска для конкретных горно-геологических условий может быть определен на основании показателя сыпучести

$$Q_{\text{в}} = \frac{\pi}{3}\text{p}h^2, \qquad (2)$$

где p - показатель сыпучести руды; h - высота эллипсоида выпуска.

Пользуясь установленным для месторождения показателем сыпучести, можно по методике В.В.Куликова определить показатели извлечения руды при выпуске под обрушенными породами.

Акад. Г.М.Малаховым предложены эмпирическая зависимость для определения параметров эллипсоида выпуска и метод расчета показателей извлечения

$$Q_{\text{в}} = \left(\frac{h}{2{,}73} + 0{,}85d\right)^3, \qquad (3)$$

откуда

$$h = 2{,}73\left(\sqrt[3]{Q_{\text{в}}} - 0{,}85d\right), \qquad (4)$$

где d - диаметр рудоспуска.

При равномерном выпуске руды из слоя высотой H с поддержанием горизонтального контакта между рудой и налегающими породами можно условно принимать, что зона влияния каждого рудоспуска ограничена параллелепипедом, высота которого равна высоте слоя обрушенной руды H, а площадь основания - l^2, где l - расстояние между осями рудоспусков (рис. 1).

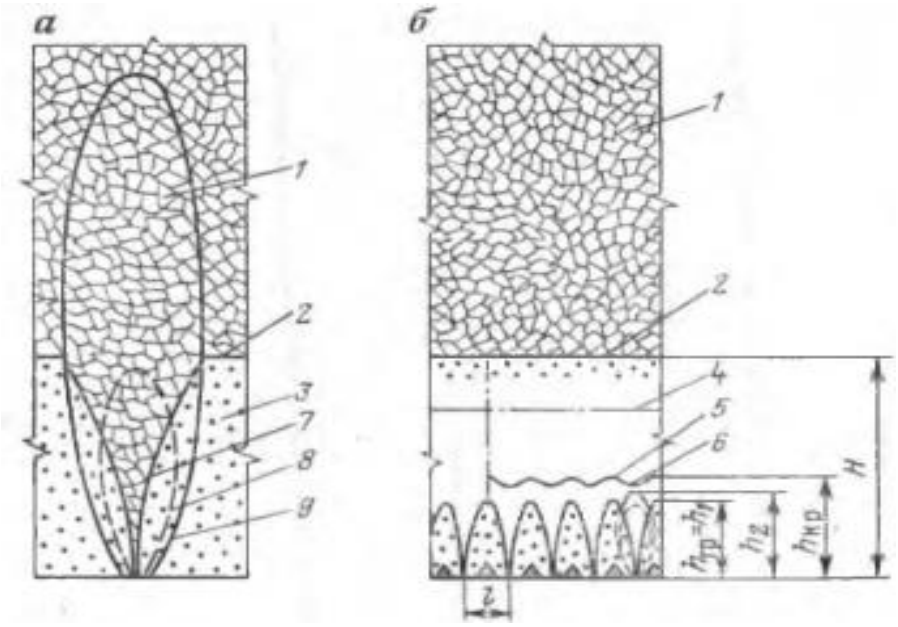


Рис. 1. Схемы к расчету показателей извлечения при выпуске руды под обрушенными породами из обособленного (а) и смежных (б) отверстий:
1 - обрушенная порода; 2 - первоначальное положение контакта отбитой руды с обрушенными породами; 3 - отбитая руда; 4,5 - промежуточные положения контакта; 6 - воронка прогиба; 7 - воронка внедрения; 8 - эллипсоид выпуска;
9 - эллипсоид разрыхления

При выпуске руды горизонтальность ее контакта с налегающими породами сохраняется лишь до некоторой высоты $h_{кр}$, называемой критической высотой эллипсоида выпуска, которую можно определить по эмпирической формуле

$$h_{кр} = 3{,}3(l - d), \qquad (5)$$

Ниже критической высоты поверхность контакта между отбитой рудой и обрушенными налегающими породами прогибается и становится волнистой.

Для получения хороших показателей выпуска отношение H/l должно быть не менее 7.

Процесс разубоживания руды начинается при достижении контакта отбитой руды с обрушенными породами выпускного отверстия. При этом между выпускными отверстиями образуются гребни отбитой руды, высота которых равна

$$h_{гр} = 0{,}75 * h_{кр} \qquad (6)$$

В расчетах эту высоту принимают как высоту h_1, соответствующую началу разубоживания. Таким образом, при выпуске руды из слоя высотой h_1 объем эллипсоида выпуска чистой руды (из расчета на одно выпускное отверстие) будет равен Q_1.

Общий объем чистой руды ($м^3$), выпущенной до начала разубоживания,

$$Q_{ч.р} = (H - h_1)*l^2 + Q_1. \qquad (7)$$

При дальнейшем выпуске к руде будет примешиваться обрушенная порода из воронки внедрения. Если принять дозу выпуска

разубоженной руды постоянной ΔQ, тогда объемы второго, третьего и т.д. эллипсоидов выпуска рудной массы будут равны соответственно

Q_2= Q 1 + ΔQ; Q_3= Q 1 + 2ΔQ и т.д. Высоту этих эллипсоидов (h_2; h_3 и т.д.) определяют по формуле (18).

Объемное разубоживание в дозе выпуска (доли единицы)

$$p_0 = 1 - 3h_1^2/(h_1^2 + h_n h_{n+1} + h_{n+1}, \quad (8)$$

где h_1 - расчетная высота слоя руды до начала разубоживания, м;

h_n и h_{n+i} - высоты эллипсоидов выпуска рудной массы, соответствующие объемам Q_n и Q_{n+1}; n - номер дозы выпуска.

Коэффициент разубоживания руды в дозе выпуска (доли единицы) определяют по формуле

$$p=(Y_п/Y_{р.м})*p_о , \quad (9)$$

где $Y_п$ и $Y_{р.м}$ - плотности соответственно породы и рудной массы в дозе выпуска, т/м^3; p_0 - объемное разубоживание руды, доли единицы.

Плотность рудной массы (т/м^3) определяют по формуле

$$Y_{р.м} = p_о * Y_п + (1- p_о)*Y_р, \quad (10)$$

где $Y_р$ - плотность руды, т/м^3.

Зная коэффициент разубоживания в каждой дозе выпуска, можно определить содержание (%) в них полезного компонента по формуле

$$c_п = c - p_п (c - b), \quad (11)$$

где c - содержание полезного компонента в рудном массиве, %;

$p_п$ - коэффициент разубоживания руды в дозе выпуска;

b - содержание полезного компонента в разубоживающих породах, %.

Объем разубоживающей породы (м^3) в дозе выпуска

$$V_п = p_{о.п} * ΔQ_п, \quad (12)$$

где $p_{о.п}$ - объемное разубоживание руды в дозе ыпуска; $ΔQ_п$ - объем дозы выпуска, м^3.

Результаты расчетов сводят в табл. 1.

Таблица 1

Дозы выпуска	Объем выпущенной руды и рудной массы, м³	Содержание полезного компонента, %	Коэффициент разубоживания, доли ед.	Объемное разубоживание, доли ед.	Объем разубоживающей породы, м³
Чистая руда	$Q_{ч.р}$	c	0	0	0
Доза разубоженной руды:					
1-я	Q_2	c_2	p_2	$p_{о2}$	$V_{п2}$
2-я	Q_3	c_3	p_3	$p_{о3}$	$V_{п3}$
. . . . .	. . .	. . .	. . .	. . .	. . .
n-я (при предельном разубоживании)	Q_n	$c_п$	$p_п$	$p_{оп}$	$V_{пп}$
Итого	ΣQ	—	—	—	$\Sigma V_п$

Из табл. 1 находим средние показатели по выпуску, применяя для подсчета среднего разубоживания формулу

$$p_o = \Sigma V_п / \Sigma Q. \qquad (13)$$

При заполнении табл. 1 среднюю плотность рудной массы подсчитывают по формуле (34), а средний коэффициент объемного разубоживания по формуле

$$p = Yn^*\Sigma V_п / Y_{р.м}^*\Sigma Q = B/D, \qquad (14)$$

где В - общая масса примешанных при разубоживании пустых пород, т; D - общая масса добытого полезного ископаемого, т.

Средний коэффициент извлечения руды

$$k_{и.р} = D\,(c_{ср} - b)/[Б(c - b)], \qquad (15)$$

где Б - запасы руды, подлежащие выемке.

Пример. Определить показатели извлечения и разубоживания руды применительно к условиям железорудного месторождения: система разработки - этажное принудительное обрушение; высота слоя отбитой руды H = 60 м; расстояние между осями выпускных отверстий l = 6 м; диаметр выпускных отверстий d = 2 м; содержание железа в рудном массиве c = 56 %; содержание железа в разубоживающих породах b = 41%; плотность отбитой руды $Y_р$ = 2,5 т/м^3; плотность пород $Y_п$ = 2 т/м^3; предельное содержание железа в последней дозе выпуска разубоженной руды $c_п$ = 45%.

Решение.

1. Критическая высота эллипсоида выпуска по формуле (5) равна

$$h_{кр} = 3{,}3(l - d) = 3{,}3\ (6 - 2) = 13{,}2 \text{ м}.$$

2. Высоту слоя руды (в гребнях), соответствующая началу разубоживания, определяем по формуле (6)

$$h_{гр} = 0{,}75 * h_{кр} = 0{,}75\text{-}13{,}2 = 9{,}9 \text{ м}.$$

3. Объем чистой руды, выпущенной из слоя высотой h_1, по формуле (3) равен

$$Q_в = \left(\frac{h}{2{,}73} + 0{,}85d\right)^3 = \left(\frac{9{,}9}{2{,}73} + 0{,}85 * 2\right)^3 = 151 \text{ м}^3.$$

4. Общий объем чистой руды, выпущенной до начала разубоживания, находим пэ формуле (7)

$$Q_{ч.р} = (H - h_1)^*l^2 + Q_1 = (60 - 9{,}9)^*6^2 + 151 = 1954 \text{ м}^3.$$

5. Принимаем дозу выпуска рудной массы, равной 100 м^3. Выпуск разубоженной руды производим до тех пор, пока содержание железа в дозе выпуска не уменьшится до 45 %.

Найдем высоты эллипсоидов выпуска с объемами Q_2 = 251 м^3, Q_3= 351 м^3 и т.д. по формуле (4)

$$h_2 = 2{,}73\left(\sqrt[3]{Q_в} - 0{,}85d\right) = 2{,}73\left(\sqrt[3]{251} - 0{,}85 * 2\right) = 12{,}6 \text{ м},$$

соответственно $h_3 = 14{,}6$ м, h_4 = 16,3 м, h_5 = 17,7 м, h_6 = 19 м, h_7 = 20,2 м, h_8 = 21 м.

6. Объемное разубоживание в дозах выпуска находим по формуле (8), откуда объемное разубоживание в первой дозе выпуска разубоженной руды составит

$$p_{02} = 1 - \frac{3h_1^2}{h_1^2 + h_n h_{n+1} + h_{n+1}} = 1 - 3 * 9{,}9^2 \,/(9{,}9^2 \; + 9{,}9 * 12{,}6 + 12{,}6^2) = 0{,}229,$$

соответственно во второй дозе $p_{оз}$=0,471, в третьей $p_{о4}$ = 0,59 и т.д.

7. Плотность рудной массы в первой дозе выпуска разубоженной руды определим по формуле (10)

$$Y_{р.м2} = p_о * Y_п + (1- p_о)*Y_р = 0{,}229*2(1-0{,}229)*2{,}5 = 2{,}386 \text{ т/м}^3,$$

соответственно

$Y_{р.м3}$ = 2,265 т/м^3, $Y_{р.м4}$ = 2,205 т/м^3, $Y_{р.м5}$ = 2,169 т/м^3,
$Y_{р.м6}$ = 2,147 т/м^3, $Y_{р.м7}$ = 2,126 т/м^3, $Y_{р.м8}$ = 2,107 т/м^3.

8. Коэффициенты разубоживания в дозах выпуска находим по формуле (9)

$$p_2=(Y_п/Y_{р.м})*p_о = (2/2{,}386)*0{,}228 = 0{,}191,$$ соответственно p_3 = 0,414 и т.д.

9. Содержание железа в первой дозе выпуска разубоженной руды определяем по формуле (11)

$c_2 = c - p_п (c - b) = 56\text{-}0{,}191(56\text{-}41) = 53{,}14$ %, соответственно c_3 =49,8 % и т.д.

10. Объем примешанной породы в первой дозе разубоженной руды находим по формуле (12)

$V_{п2} = p_{о.п} * \Delta Q_п = 0{,}229*100=22{,}9$ м^3, соответственно $V_{п3}$ = 47 м^3 и т.д.

11. Результаты расчетов приведены в табл. 2.

Таблица 2

Доза выпуска	Объем выпущенной руды и рудной массы, м³	Содержание полезного компонента, %	Коэффициент разубоживания, доли ед.	Объемное разубоживание, доли ед.	Объем разубоживающей породы, м³
Чистая руда	1954	56	0	0	
Доза разубоженной руды:					
1-я	100	53,14	0,191	0,229	22,9
2-я	100	49,8	0,414	0,471	47,1
3-я	100	48	0,534	0,59	59
4-я	100	46,8	0,611	0,662	66,2
5-я	100	46,1	0,66	0,702	70,2
6-я	100	45,5	0,7	0,745	74,5
7-я	67	45	0,734	0,786	52,6
Итого	2622	—	—	—	392,5

12. Среднее объемное разубоживание находим по формуле (13)

$$p_о = \Sigma V_п/\Sigma Q = 1392{,}5:2622 = 0{,}15.$$

13. Средняя плотность рудной массы по формуле (10)

$$Y_{р.м} = p_о * Y_п + (1- p_о)*Y_р = 0,15*2+(1 - 0,15)*2,5 = 2,42 \text{ т/м}^3.$$

14. Средний коэффициент разубоживания по формуле (14)

$$р = Yn*\Sigma V_п / Y_{р.м}*\Sigma Q = B/D=2*392,5/(2,42*2622) = 0,124.$$

15. Среднее содержание железа в рудной массе по формуле (11)

$$c_{ср} = c - p_п (c - b) = 56 - 0,124*(56-41) = 54,14\%.$$

Средний коэффициент извлечения руды определяем по формуле (15)

$$k_{и.р} = D (c_{ср} - b)/[Б(c - b)] = 5560(54,14-41)/5400(56-41) = 0,9,$$

где $D = Y_{рm} \Sigma Q - Yn \Sigma V_п = 2,42*2622 – 2*392,5 = 5560$ т; (16)

$$Б = l^2 *H* Y_р = 6^2*60*2,5 = 5400 \text{ т}.$$

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 21

РАСЧЁТ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОТКРЫТЫМ ОЧИСТНЫМ ПРОСТРАНСТВОМ

Расчет систем разработки включает:

- выбор параметров блока (добычного участка);
- подсчет объема подготовительных и нарезных работ, распределение балансовых запасов по стадиям работ и элементам блока (добычного участка);
- подсчет показателей извлечения руды по стадиям работ и элементам блока (добычного участка);
- расчет первоочередной подготовки и нарезки блока (численный состав проходческой бригады, продолжительность работ, потребное проходческое оборудование);
- расчет очистной выемки (среднесуточная производительность и продолжительность очистной выемки блока, потребное оборудование, число блоков в одновременной работе, обеспечивающих заданную годовую производительность рудника, основные технико-экономические показатели);
- расчет текущей подготовки и нарезки блока (численный состав проходческой бригады, продолжительность работ, необходимое проходческое оборудование);
- увязка графиков подготовительных и очистных работ и расчет технико-экономических показателей по системе разработки.

СИСТЕМЫ С ОТКРЫТЫМ ОЧИСТНЫМ ПРОСТРАНСТВОМ

В системах разработки с открытым очистным пространством применяется двухстадийная отработка блока (добычного участка) -выемка камеры и целиков. Исключение составляют камерно-столбовая система с постоянными целиками и потолкоуступная с распорной крепью при небольшой мощности рудного тела без оставления целиков.

Выемка камеры, в свою очередь, разделяется на образование подсечного (отрезного) пространства и отработку основных камерных запасов при цикличной организации работ.

Состав и продолжительность производственных процессов на один цикл работ определяется горно-геологическими условиями разрабатываемого участка месторождения, особенностями системы разработки и организационно-техническими факторами.

Среднесуточную производительность (т) блока (добычного участка) при выемке камеры рассчитывают по формуле

$$Р_{о.к} = \left(\frac{Д_{ц.к}}{\boldsymbol{t}_{ц.к}}\right) * \boldsymbol{n}_{с} * \boldsymbol{n}_{з.к}, \qquad (1)$$

где $Д_{ц.к}$ - количество добываемой в камере рудной массы за цикл работ, т; $n_с$ - число рабочих смен в сутки; $n_{з.к}$ - число забоев в блоке (добычном участке) в одновременной работе при выемке камеры; $t_{ц.к}$ -продолжительность цикла работ в камере, смен.

Среднесуточную производительность (т) блока (добычного участка) при выемке целиков определяют по формуле

$$\mathbf{P_{о.ц} = (Д_{ц.ц}/t_{ц.ц})*n_с*n_{з.ц},} \qquad (2)$$

где $Д_{ц.ц}$ - количество рудной массы, добываемой в целике за один цикл работ, т; $n_{з.ц}$ - число забоев в блоке (добычном участке) в одновременной работе при выемке целиков; $t_{ц.ц}$ - продолжительность цикла работ в целике, смен.

Число блоков в одновременной работе для обеспечения заданной годовой производительности рудника при выемке камер подсчитывают по формуле

$$\mathbf{n_{о.к} = К_{о.к}*A*ψ/(m*P_{о.к}),} \qquad (3)$$

где $К_{о.к}$ - доля добычи рудной массы из камеры в общей добыче из блока (добычного участка); А - годовая производительность рудника, т;

ψ - коэффициент резерва; m - число рабочих дней в году;

$Р_{о.к}$ -среднесуточная производительность камеры, т.

Число блоков в одновременной работе при выемке целиков определяют по формуле

$$\mathbf{n_{о.ц} = К_{о.ц}*A*ψ/(m*P_{о.ц}),} \qquad (4)$$

или

$$\mathbf{n_{о.ц} = n_{о.к}*t_{о.ц}/t_{о.к},} \qquad (5)$$

где $К_{о.ц}$ - доля добычи рудной массы из целиков в общей добыче из блока (добычного участка); $Р_{о.ц}$ - среднесуточная добыча рудной массы при выемке целиков, т; $t_{о.к}$ и $t_{о.ц}$ - продолжительность отработки соответственно камеры и целиков.

Число блоков в одновременной подготовке и нарезке приближенно может быть определено по формуле

$$\mathbf{n_{о.п.н} = (n_{о.к} + n_{о.ц})* t_{п.н}/(t_{о.к} + t_{о.ц}),} \qquad (6)$$

где $t_{п.н}$ - продолжительность подготовки и нарезки блока.

Средние по блоку (добычному участку) технико-экономические показатели очистной выемки рассчитываются по следующим формулам:

производительность труда, т/чел-смену

$$\mathbf{P_о = Д_о/[(Д_к/P_{о.к}) + (Д_ц/P_{о.ц})[,} \qquad (7)$$

где $Д_о$ - количество рудной массы, добываемой в блоке (добычном участке) при очистной выемке камер и целиков, т; $Д_к$ и $Д_ц$ - количество рудной массы, добываемой очистными работами соответственно из камер и целиков, т; $Р_{о.к}$ и $Р_{о.ц}$ - производительность труда соответственно при очистной выемке камеры и целиков, т/чел-смену;

затраты на материалы и энергию, (руб.)

$$\mathbf{C_о =[C_{о.к}*Д_к+C_{о.ц}*Д_ц[/Д_о,} \qquad (8)$$

где $С_{о.к}$ - соответствующий показатель при выемке камеры;

$С_{о.ц}$ - то же, при выемке целиков;

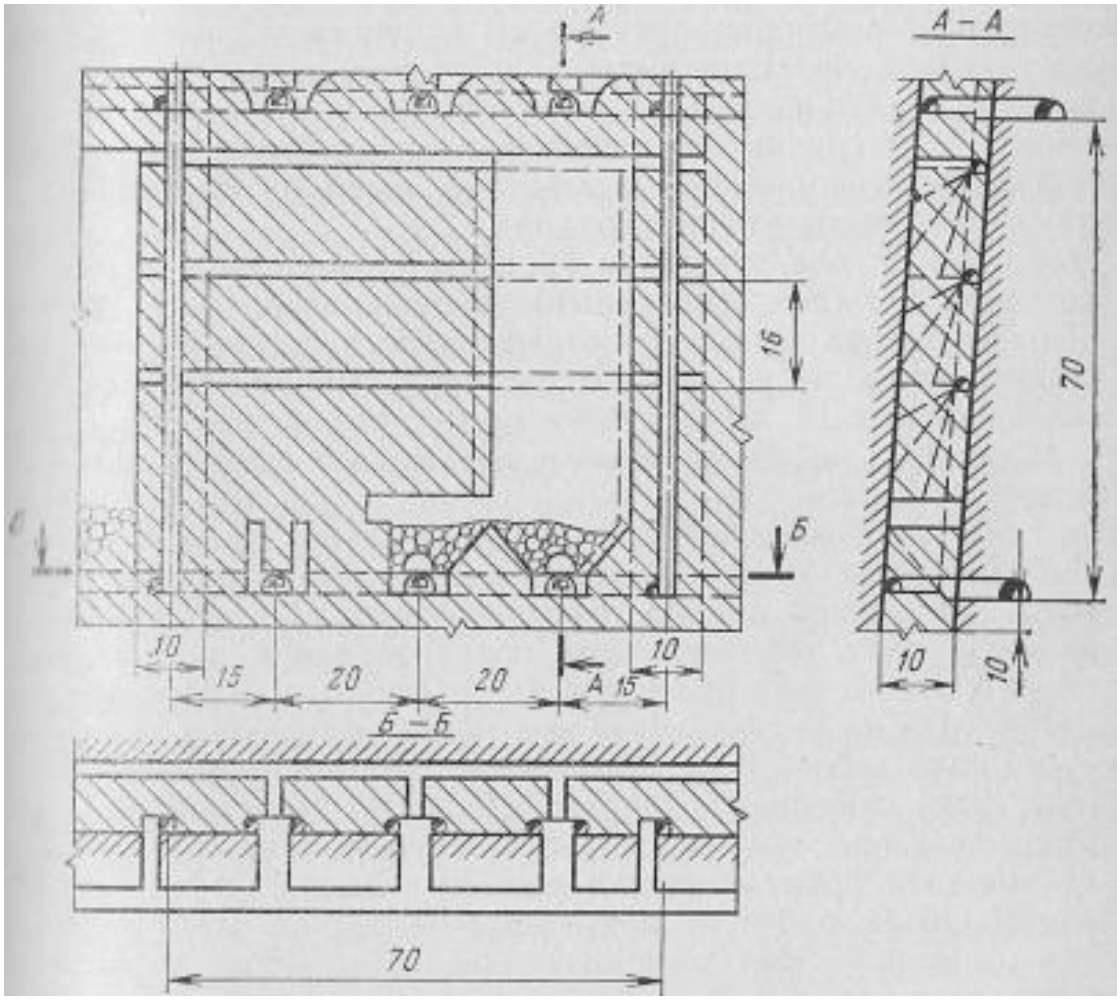
$Д_к$ и $Д_ц$ - количество руды, добываемой соответственно при очистной выемке камеры и целиков блока, т;

$Д_о$ - общее количество рудной массы, добываемой в блоке при очистной выемке камеры и целиков, т.

Пример. Камерная система с подэтажной отбойкой руды.

Произвести расчет системы разработки для следующих условий: глубина работ Н = 400 м; мощность рудного тела m = 10 м; угол падения α = 80°; коэффициент крепости руды $f_р$ = 6-8, вмещающих пород $f_п$= 16-18; плотность руды в массиве γ = 3,6 т/м^3; ориентировочный расход ВВ (аммонит № 6ЖВ) на отбойку руды: в подсечной и отрезной камерах - 0,5 кг/т, при подэтажной отбойке руды в камере - 0,167 кг/т, при выемке целиков - 0,25 кг/т; высота этажа $h_{эт}$ = 70 м; камеры после выемки руды заполняются закладкой, производительность закладочного комплекса 500 м^3/сут; выемка целиков производится системой подэтажного обрушения, суточная производительность блока при выемке целиков $Р_ц$= 600 т; потери руды: при выемке камеры $n_к$ = 5 %, при выемке целиков $n_ц$ = 20 %; разубоживание руды при выемке камеры $p_к$ = 5 %; при выемке целиков $p_ц$ = 15 %; годовая производительность рудника А=

= 1,8 млн.т; число рабочих дней в году 305, число рабочих смен в сутки - 3, продолжительность смены 6 ч.



Решение.

1. Конструкция и параметры системы разработки приведены на рис. 1.

2. Объем подготовительных и нарезных работ и распределение балансовых запасов руды по стадиям работ приведены в табл. 1.

Таблица 1

Выработки	Число выработок	Длина, м: одной выработки: по руде	по породе	итого	Длина, м: общая: по руде	по породе	итого	Площадь поперечного сечения выработки в проходке, м²	Объем выработок, м³: по руде	по породе	итого	Балансовые запасы руды: т	% к общим запасам блока
Подготовительные работы													
Откаточный штрек	1	—	70	70	—	70	70	9,0	—	630	630	—	
Ходовой восстающий	1	71		71	71		71	4,0	284	—	284	1022,4	
Сбойка с ходовым восстающим	1	2	8	10	2	8	10	5,0	10	40	50	36,0	
Вентиляционный штрек	1	70	—	70	70	—	70	5,0	350	—	350	1260	
Вентиляционные орты	3	6	—	6	18	—	18	5,0	90	—	90	324	
Погрузочные камеры	3	2	8	10	6	24	30	9,0	54	216	270	194,4	
Итого	—	—	—	—	167	102	269	—	788	886	1674	2836,8	1,61
Нарезные работы													
Подэтажные штреки	3	68	—	68	204	—	204	10,24	2089	—	2089	7520,4	
Отрезной восстающий	1	53	—	53	53	—	53	5,0	265	—	265	954	
Рудоспуски	6	10	—	10	60	—	60	4,0	240	—	240	864	
Итого	—	—	—	—	317	—	317	—	2594	—	2594	9338,4	5,29
Очистные работы													
Камера	—	—	—	—	—	—	—	—	30 654	—	30 654	110 354,4	62,56
Целики	—	—	—	—	—	—	—	—	14 964	—	14 964	53 870,4	30,54
Итого	—	—	—	—	—	—	—	—	45 618	—	45 618	164 224,8	93,1
Всего по блоку	—	—	—	—	484	102	586	—	49 000	886	49 886	176 400	100

Удельный объем подготовительных и нарезных работ $К_у$ = 6,9 %, коэффициент подготовки и нарезки блока $k_{п.нр}$ = 3,57 м на 1000 т готовых к очистной выемке запасов руды.

3. Показатели извлечения руды по стадиям работ приведены в табл. 2.

Таблица 2

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	110 354,4	0,95	0,05	104 836,68	110 354,4	0,64
то же, целиков	53 870,4	0,80	0,15	43 096,32	50 701,55	0,29
Итого	164 224,8	0,90	0,08	147 933	161 055,95	0,93
Всего по блоку	176 400	0,91	0,074	160 108,2	173 231,15	1,00

Коэффициент извлечения руды из камер $k_{и.р.к}$=0,95, из целиков ки.р.ц = 0,8, средний по очистной выемке $k_{и.р.о}$ = 0,90; коэффициент разубоживания руды при выемке камеры $p_к$ = 0,05, при выемке целиков $p_п$ = 0,15, средний по очистной выемке $p_о$ = 0,08; доля участия в добыче рудной массы из блока: камеры $k_{о.к}$=0,64, целиков $k_{о.п}$ = 0,29; средняя $k_о$= 0,93.

4. Расчет минимальной продолжительности подготовки и нарезки блока.

Объем работ, необходимое проходческое оборудование и нормы выработки приведены в табл. 3.

Таблица 3

Выработки	Площадь поперечного сечения выработки, м²	Проходческое оборудование	Число рабочих на забой в смену	Комплексная норма выработки, м³/чел-смену
Погрузочные камеры	9	СБКН-2П ППН-2Г	2	8,5
Сбойка с ходовым восстающим	5	СБКН-2П ПД-3	2	5,8
Вентиляционные орты	5	ПД-3	2	7,5
Подэтажные штреки	10,24	ПД-3	2	10,5
Вентиляционный штрек	5	ПД-3	2	7
Ходовой восстающий	4	КПВ-1 ПД-3	2	5,5
Рудоспуски	4	ПТ-36 ПД-3	1	6,5
Отрезной восстающий	5	«Симба-2» ПД-3	2	6

Сетевой график подготовки и нарезки блока показан на рис. 2, а его расчет приведен в табл. 4.

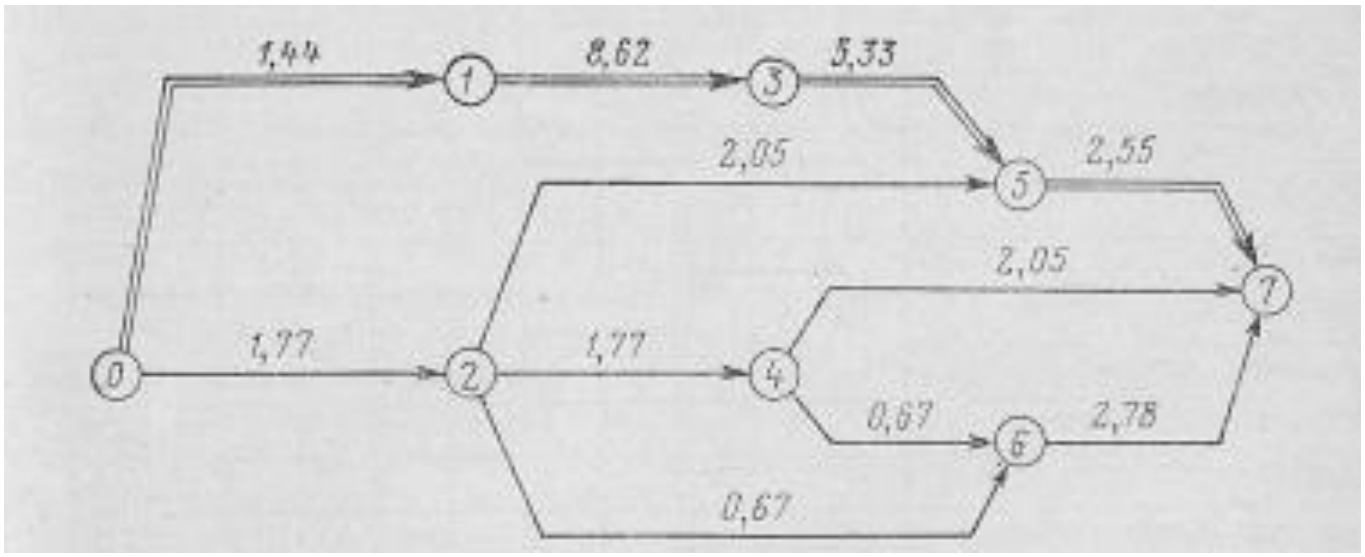


Рис. 2. Сетевой график ПНР

Таблица 4

Выработки	Шифр по рис. 4.6	Объем работ, м³	Норма выработки, м³/чел-смену	Трудоемкость работ, чел-смен	Максимальное число выходов рабочих в сутки	Минимальная продолжительность работ, сут
Сбойка с ходовым восстающим	0—1	50	5,8	8,63	1·2·3=6	1,44
Ходовой восстающий	1—3	284	5,5	51,7	1·2·3=6	8,62
Подэтажные штреки	3—5	2089	10,5	199,2	6·2·3=36	5,33
Отрезной восстающий	5—7	265	6	45,9	3·2·3=18	2,55
Погрузочные камеры:						
1-й очереди	0—2	180	8,5	21,2	2·2·3=12	1,77
2-й очереди	2—4	90	8,5	10,6	1·2·3=6	1,77
Рудоспуски:						
1-й очереди	2—5	80	6,5	12,3	2·1·3=6	2,05
2-й очереди	4—7	160	6,5	24,6	4·1·3=12	2,05
Вентиляционные орты:						
1-й очереди	2—6	60	7,5	8	2·2·3=12	0,67
2-й очереди	4—6	30	7,5	4	1·2·3=6	0,67
Вентиляционный штрек	6—7	350	7	50	3·2·3=18	2,78
Итого				436,13		

Продолжительность критического пути $t_к$ = 18 сут.

Состав проходческой бригады в сутки n = 18 чел.

Календарный план подготовки и нарезки блока показан на рис.3.

Из графика находим продолжительность работ (t = 26 сут) и необходимое проходческое оборудование.

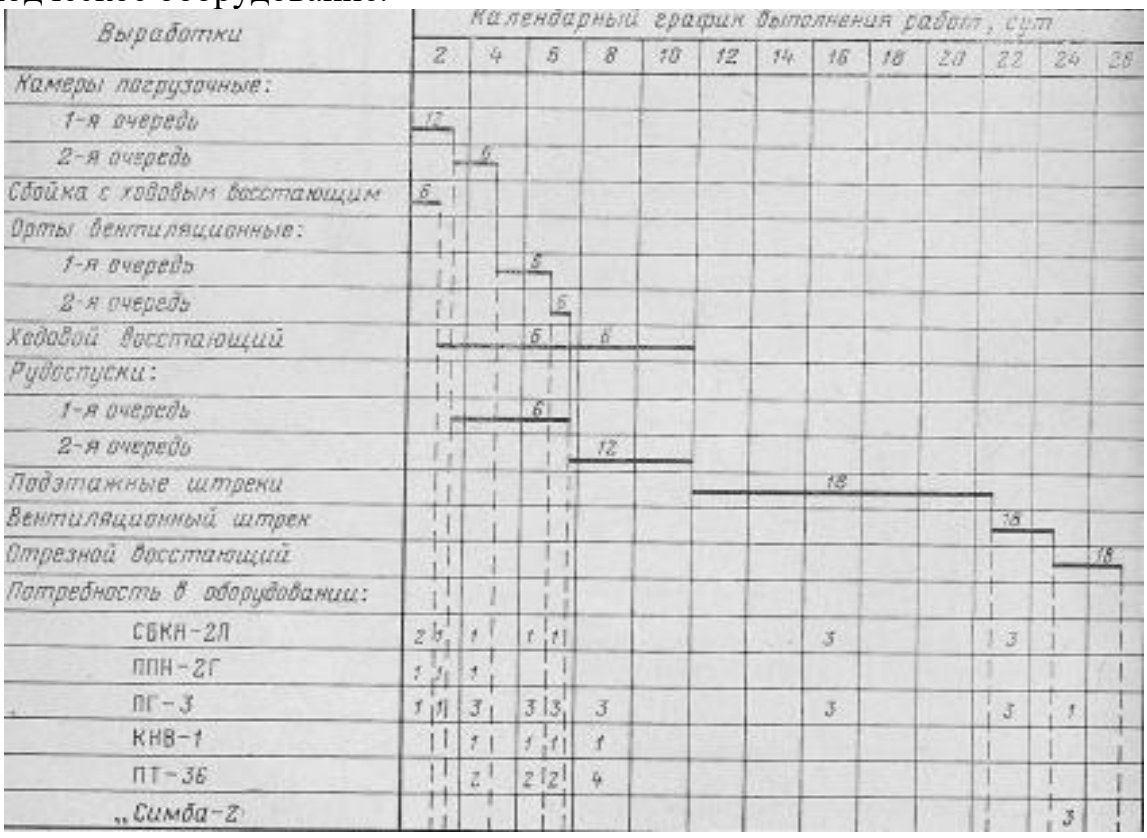


Рис.3. Календарный план ПНР блока

5. Расчет очистной выемки.

А. Подсечная и отрезная камеры.

Исходные данные: объем работ (см. рис. 1) $V_{п.о}$ = 2155 м^3, что соответствует балансовым запасам:

$Б_{п.о} = V_{п.о} * \gamma = 2155*3,6 = 7758$ т, из них отрезная камера - 4212 т и подсечная - 3546 т;

применяемое ВВ - аммонит № 6ЖВ, удельный расход ВВ $q_{п.о}$ = 0,5 кг/т;

диаметр скважин d = 75 мм, масса заряда ВВ на 1 м длины скважины q = 3,96 кг; коэффициент использования длины скважин ε = 0,8;

бурильная установка «Симба-22», ее производительность $Р_б$=120 м скважин в смену; установку обслуживают два человека;

производительность по зарядке скважин $Р_з$ = 1200 кг ВВ в смену, пневмозарядчик обслуживают два человека;

на доставке руды применяют погрузочную машину ППН-2Г, норма выработки ее на погрузку руды $Р_п$ = 300 т/смену (на погрузке руды заняты два человека).

Расчетные данные:

длина скважин при образовании камеры

$L_{п.о} = В_{п.о}*q_{п.о}/(q*\varepsilon) = 7758*0,5/(3,96*0,8) = 1224,4$ м,

на 1000 т запасов - 1224,4/7758*1000 = 157,8 м.

При одновременной работе двух установок продолжительность при бурении скважин по формуле (16)

$t_{б.п.о} = 1224,4/(2*120) = 5,1$ смен.

Трудоемкость работ при бурении скважин по формуле (18)

$N_б = 2*2*5,1 = 20,4$ чел-смен.

Количество добываемой рудной массы

$Д_{п.о} = Б_{п.о}*k_{и.р.о}/(1-р) = 7758*0,95/(1-0,05) = 7758$ т.

Трудоемкость по бурению на 1000 т добытой рудной массы по формуле (18):

$N_{бо} = (20,4/7758)*1000 = 2,63$ чел-смен.

Продолжительность заряжания скважин при работе двух пневмозарядчиков по формуле (19)

$t_{з.п.о} = (1224,4*3,96)/(2*1200) = 2$ смены,

на 1000 т рудной массы - 2/7758*1000 = 0,26 смены.

Трудоемкость работ по заряжанию $N_з$ = 2*2*2 = 8 чел-смен.

Трудоемкость по заряжанию скважин на 1000 т добытой рудной массы по формуле (19)

$N_{з.о} = (8/7758)*1000 = 1$ чел-смена.

Продолжительность погрузки руды

$t_{у.п.о} = Д_{п.о}/Р_п = 7758*300 = 25,86$ смен.

Трудоемкость работ на погрузке **$N_у = 2*25,86 = 51,72$ чел-смен**.

Трудоемкость на погрузке 1000 т добытой рудной массы

$N_{у.о} = (N_у/Д_{п.о})*1000 = (51,72/7758)*1000 = 6,7$ чел-смен.

Организация работ.

До начала подэтажной отбойки руды, образуют одну треть подсечной камеры и отрезную камеру, что соответствует балансовым запасам:

$Б_{П1} = 1/3*3546 + 4212 = 5394$ т.

Соответственно, продолжительность обуривания рудного массива в подсечной камере

$t_{б.п1}$ **= 1/3*3546*5,1/7758 = 0,78 смены**;

в отрезной камере

$t_{б.п2}$ **= 4212*5,1/7758 = 2,76 смены.**

Продолжительность заряжания в подсечной камере

$t_{з.п1}$ **= 1/3*3546*2/7758 = 0,3 смены;**

в отрезной камере

$t_{з.п2}$ **= 4212*2/7758 = 1,1 смены**.

Продолжительность доставки руды в подсечной камере

$t_{у.п1}$ **= 1/3*3546*25,86/7758 = 4 смены**;

в отрезной камере

$t_{у.п2}$ **= 4212*25,86/7758 = 14 смен**.

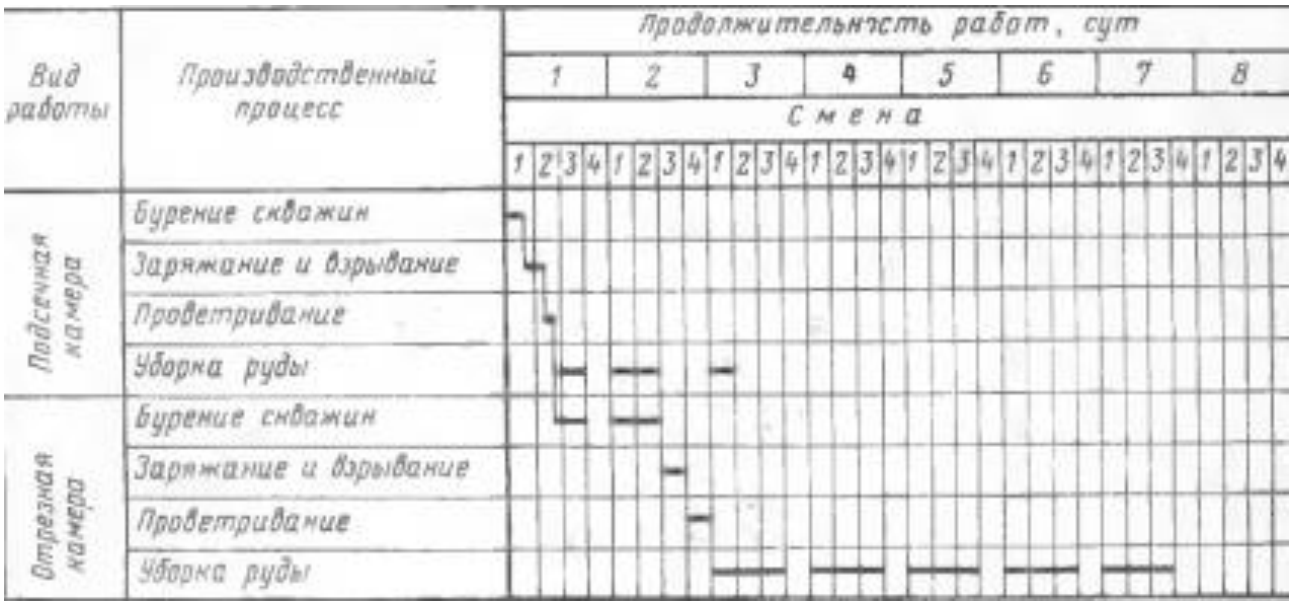


Рис. 4. График организации работ при образовании подсечной и отрезной камер

Продолжительность работ по графику (рис. 4) составляет 7 сут.

Б. Подэтажная отбойка руды в камере.

Продолжительность погрузки добытой в слое рудной массы

$t_{у.сл}$ **= 1617,4/300 = 5,4 смен**.

Трудоемкость работ по погрузке рудной массы (машину обслуживают два человека)

$N_{у.сл}$**=2*** $t_{у.сл}$ **= 2*5,4 = 10,8 чел-смен**.

Трудоемкость работ на 1000 т добытой рудной массы по формуле (19)

$N_{у.о}$ **= (10,8/1617,4)*1000 = 6,68 чел-смен.**

Организация работ.

Подэтажная отбойка руды в камере блока ведется в три очереди, соответственно числу погрузочных камер. Длина участка камеры, соответствующая каждой очереди, равна в среднем 60:3 = 20 м, где 60 - длина камеры.

В период работ первой очереди используется только одна погрузочная машина, в периоды работ второй и третьей очередей используются одновременно две погрузочные машины.

Работы по подэтажной отбойке и выдаче руды первой очереди совмещаются во времени с подсечкой камеры второй очереди (на две приемные воронки), а подэтажная отбойка и выдача руды второй очереди совмещаются во времени с подсечкой камеры третьей очереди (также на две приемные воронки).

Расчет работ первой очереди.

Камерные запасы блока согласно табл. 1 составляют $Б_к$=110354,4т.

Камерные запасы на 21 м составляют

$$Б_1=(Б_к/60*21)-Б_{п1}$$

где $Б_{п1}$ - балансовые запасы, извлекаемые из подсечки блока первой очереди (на две приемные воронки) и при образовании отрезной щели шириной 3 м:

$$Б_1 = (110\ 354,4/60*21)-5394 = 33230\ т.$$

Балансовые запасы на 1 м длины камеры составят

$$\delta_1 = Б_1/(21-3) = 33230/18 = 1846,1\ т.$$

При ширине отрезной щели 3 м наибольшая толщина отбиваемого слоя руды в камере

$$X_1 = 3/(К_р – 1) = 3/(1,35 – 1) = 9\ м = 3\ слоя.$$

где $К_р$ - коэффициент разрыхления отбитой руды.

Это соответствует балансовым запасам

$$Б_х = \delta_1 * X_1 = 1846,1*9 = 16615\ т.$$

Количество добываемой рудной массы

$$Д_х = Б_х * k_{п.р}/(1-р) = 16615*0,95/(1-0,05) = 16615\ т.$$

Длина скважин на отбойку рудной массы

$$L_х = k_1 * Д_х/1000 = 61,77*16615/1000 = 1026,3\ м,$$

где $К_1$ - длина скважин на 1000 т добытой рудной массы, м.

При работе трех бурильных установок продолжительность бурения скважин по формуле (16) составит:

$$t_{бх} = 1026,3/(3*120) = 2,85\ смены.$$

При работе трех пневмозарядчиков продолжительность заряжания скважин составит

$t_{з.х} = 3* t_{з.сл} = 3*0,25 = 0,75$ **смены,** где $t_{з.сл}$ - время на заряжание скважин в одном слое, смен.

При работе одной погрузочной машины время на погрузку отбитой рудной массы

$$t_{у.х} = 16615/300 = 55,4\ смены = 18,5\ сут.$$

Для завершения в камере работ первой очереди необходимо отбить еще три слоя руды толщиной по 3 м каждый. При этом потребуется: на бурение скважин - 2,85 смены; на заряжание скважин - 0,75 смены; на проветривание - 1,25 смены; на доставку руды - 55,4 смены.

Общая длина камеры по простиранию (включая отрезную камеру) составит

$$L_к = 3 + 2*3*3 = 21\ м.$$

Из подсечки второй очереди добывается рудной массы

$Д_{п.2}$= 3546/3 = 1182 т.

Длина скважин **L_2= 157,8*(1182/1000) = 186,5 м,** где 157,8 - длина скважин на 1000 т добытой рудной массы из подсечки, м.

При работе одной буровой установки продолжительность бурения скважин по формуле (17):

$t_{б2}$ = 186,5/(1*120) = 1,6 смены.

Продолжительность заряжания скважин при работе одного пневмозарядчика **$t_{з.2}$ = 0,26*2*1182/1000 = 0,6 смены**.

При работе одной погрузочной машины время на погрузку рудной массы

$t_{у.2}$ = 1182/300 = 3,94 = 4 смены.

График организации работ первой очереди приведен на рис. 5.

По графику (рис. 5) продолжительность работ первой очереди составляет 38,67 = 39 сут.

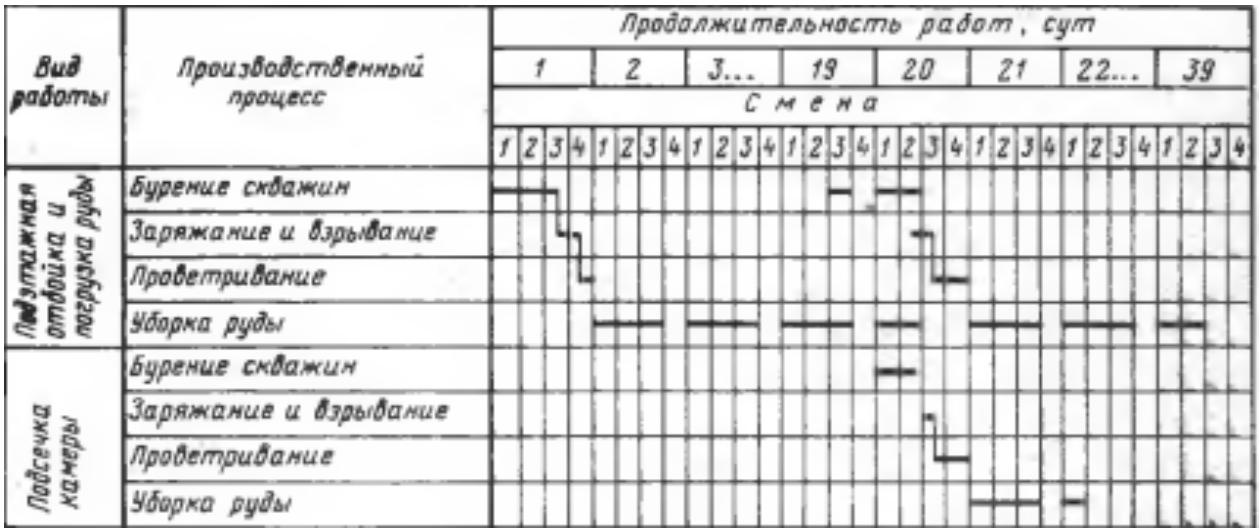


Рис. 5. График организации работ 1-й очереди подэтажной отбойки и выдачи руды из камеры

<u>Расчет второй очереди работ</u>.

Производится подэтажная отбойка и выдача руды из шести слоев в камере, заканчивается ее подсечка. Объем работ такой же, как и в первой очереди. На доставке руды постоянно работают две погрузочные машины.

Продолжительность работ:

- бурение скважин на подэтажах – 2*2,85 = 5,7 смен;
- бурение скважин на подсечке камеры - 1,6 смены;
- заряжание скважин на подэтажах – 2*0,75 = 1,5 смены;
- заряжание скважин в подсечке – 0,6 смены.

Количество добываемой рудной массы: на подэтажах - 1846,1*18= 33229,8 т; из подсечки камеры - 1182 т.

Время на доставку руды

$t_у$ = (33229,8 + 1182)/(2*300) = 57,4,смены = 19 сут.

По графику (рис. 6) продолжительность работ второй очереди составляет 20 сут.

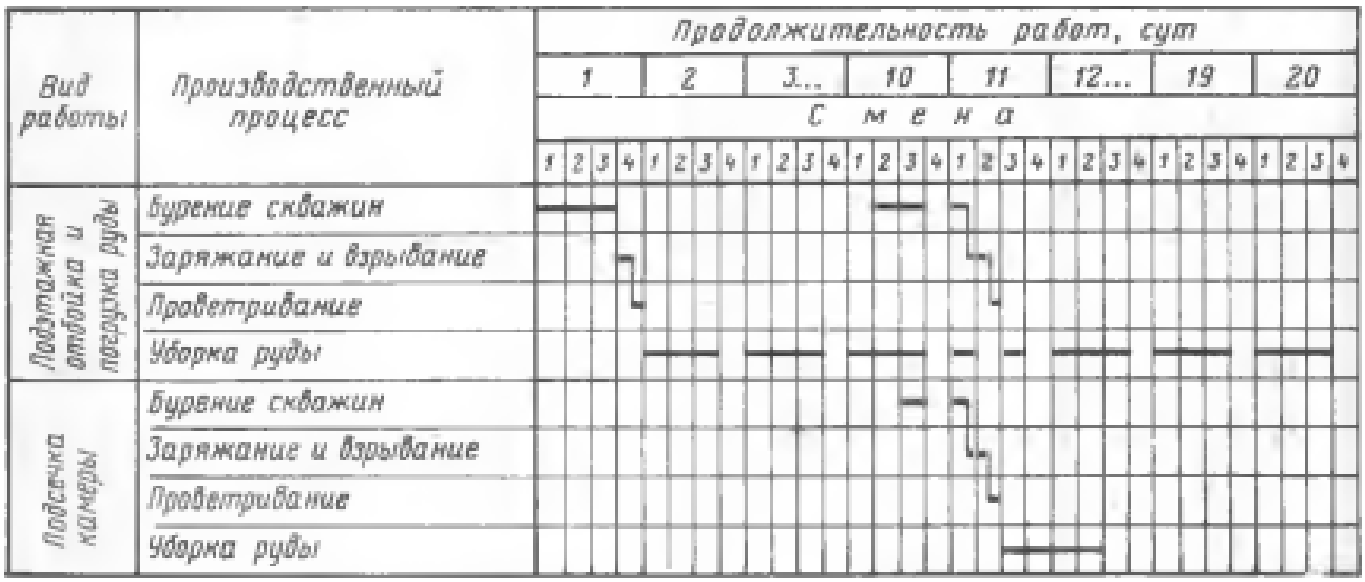


Рис. 6. График организации работ 2-й очереди подэтажной отбойки и выдачи руды из камеры

<u>Расчет работ третьей очереди</u>.

Производится подэтажная отбойка и выдача руды из семи слоев в камере. Постоянно работают две погрузочные машины.

Количество выдаваемой рудной массы

$Д_з$ = 110354,4-7758-2*16615-33229,8 = 36136,6 т.

Продолжительность работ:

- бурение скважин на подэтажах $t_{бз}$= 7* $t_{б.сл}$ = 7*0,83 = 5,81 смены, где

$t_{б.сл}$ - время на бурение скважин в одном слое;

- заряжание скважин на подэтажах $t_{зз}$ = 7* $t_{з.сл}$ = 7*0,25 = 1,75 смены;

- доставка отбитой рудной массы

$t_{д.з}$ = 36136,6/(2*300) = 60,2 смены = 20 сут.

По графику (рис. 7) продолжительность работ третьей очереди составляет 22,33 сут.



Рис. 7. График организации работ 3-й очереди подэтажной отбойки и выдачи руды из камеры

Сводный график очистной выемки камеры блока приведен на рис.8.

Бурение скважин, по возможности, совмещено с доставкой отбитой рудной массы. Продолжительность отработки камеры согласно графику (см. рис. 8) составляет $t_{о.к}$ = 84 сут = 3,23 мес.

Среднесуточная производительность при отработке камеры

$$\mathbf{P_{о.к} = Д_к / t_{о.к} = 110354,4:84 = 1313,7\ т,}$$

где $Д_к$ - количество рудной массы, добываемой из камеры блока, т (см. табл.1);

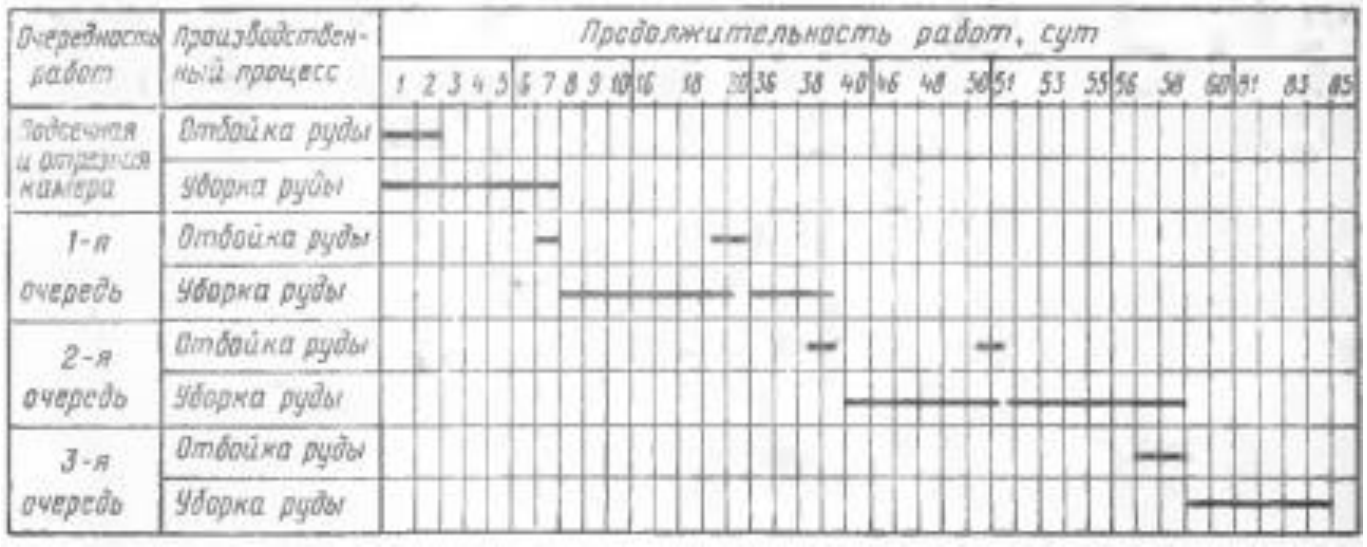


Рис. 8. График организации работ при очистной выемке в камере

Суммарная трудоемкость очистной выемки камеры приведена в табл. 5.

Таблица 5

Виды работ	Объем руды, т	Трудоемкость работ, чел-смен						
		на 1000 т			на весь объем			
		Бурение	Заряжание	Доставка	Бурение	Заряжание	Доставка	Итого
Подсечная и отрезная камеры	7758	2,63	1,0	6,68	20,4	7,76	51,82	79,98
Подэтажная отбойка и выпуск руды:								
1-й очереди	33 230	1,0	0,31	6,68	33,23	10,3	221,98	265,51
2-й очереди	33 229,8	1,0	0,31	6,68	33,23	10,3	221,98	265,51
3-й очереди	36 136,6	1,0	0,31	6,68	36,14	11,2	241,42	288,76
Итого по камере	110 354,4				123,0	39,56	737,2	899,76

Производительность труда:

на бурении скважин $\mathbf{P_{б.о} = 110354,4 : 123,0 = 897,2}$ т/чел-смену;

на заряжание скважин $\mathbf{P_{з.о} = 11035,4 : 39,56 = 2789,5}$ т/чел-смену;

на доставке руды $\mathbf{P_{у.о} = 110354,4 : 737,2 = 149,7}$ т/чел-смену.

Средняя производительность труда при производстве подсечной и отрезной камер

$$\mathbf{P_{т.п} = 7758:79,98 = 97}\ \text{т/чел-смену;}$$

очистной выемке камеры

$\mathbf{P_{т.р} = 110354,4 : 899,76 = 122,65}$ т/чел-смену.

Средний расход ВВ

$\mathbf{q_{о.к} = 0,5*7758 + 0,186*102596,4:110354,4 = 0,21}$ кг/т.

Число камер в одновременной очистной выемке, обеспечивающее заданную годовую производительность рудника, определяем из формулы (3)

$\mathbf{n_{о.к} = К_{о.к}*A*\psi/(m*P_{о.к}) = 0,64*18000000*1,3/(305*1313,7) = 3,73 = 4}$,

где 0,64 - доля добычи рудной массы из камеры в общей добыче из блока (табл. 2); 305 - число рабочих дней в году;

1,3 - коэффициент резерва.

В. Заполнение камеры закладкой.

Объем закладки камеры (включая нарезные выработки) из табл. 3;

$\mathbf{V_{з.п} = 30654 + 2594 = 33248}$ м^3.

Время на закладку камеры

$\mathbf{t_{з.к} = V_{з.к}/P_з = 33248 : 500 = 66,5}$ сут.

где $P_З$ = 500 м^3/сут - производительность закладочного комплекса.

Закладочный комплекс в сутки обслуживают 18 человек.

Трудоемкость работ по закладке на камеру

$\mathbf{N_{з.к} = 18*66,5 = 1197}$ чел-смен.

Трудоемкость на 1000 т добываемой рудной массы

$\mathbf{Nз.к.о = 1197/(110354,4 + 9338,4)*1000 = 10}$ чел-смен.

Число камер в одновременной закладке (с резервом)

$\mathbf{n_{з.к} = n_{о.к}(t_{з.к}/t_{о.к}) = 4(66,5:84) = 3}$,

где $n_{о.к}$ - число камер в одновременной отбойке и выдаче рудной массы;

$t_{о.к}$ - продолжительность отбойки и выдачи из камеры рудной массы, сут.

Средняя производительность камеры с учетом закладочных работ

$\mathbf{P_к = Д_к/(t_{о.к}+t_{з.к}) = 110354,4/(84 + 66,5) = 733,3}$ т/сут.

Г. Выемка блоковых целиков.

Количество руды, добываемой при выемке блоковых целиков (табл. 2),

$\mathbf{Д_ц = 50701,55}$ т.

Количество ВВ $\mathbf{Q_ц = 50701,55*0,25 = 12675,5}$ кг.

Длина скважин для отбойки руды в целиках

$\mathbf{L = Q_ц/(3,96*0,7) = 12675,4/(3,96*0,7) = 4572,7}$ м,

где 0,7 - коэффициент использования скважин.

Трудоемкость на бурение скважин по формуле (17)

$\mathbf{N_{б.ц} = 4572,7*2/120 = 76,2}$ чел-смен,

где 2 - число рабочих, обслуживающих буровую установку.

Трудоемкость бурения 1000 т рудной массы по формуле (18)

$\mathbf{N_{б.ц.о} = 76,2*1000/ 50701,5 = 1,5}$ чел-смен.

Трудоемкость по заряжанию скважин по формуле (7)

$\mathbf{N_{з.ц} = 12675,5*2/1200 = 21,1}$ чел-смен

где 2 - число рабочих, обслуживающих пневмозарядчик.

Трудоемкость по заряжанию на 1000 т рудной массы по формуле (18)

$\mathbf{N_{з.ц.о} = 21,1*1000/50701,55 = 0,42}$ чел-смен.

Трудоемкость по доставке руды из целиков

$$N_{з.ц} = Д_ц/150 = 50701,55/150 = 338 \text{ чел-смен},$$

где 150 - производительность труда при доставке руды, т/чел-смену.

Трудоемкость по доставке на 1000 т рудной массы

$$N_{д.ц.о} = 338/50701,55 = 6,67 \text{ чел-смены}.$$

Суммарная трудоемкость работ по очистной выемке целиков

$$N_ц = N_{б.ц} + N_{з.ц} + N_{д.ц} = 76,2+21,1+338,0 = 435,3 \text{ чел-смен}.$$

Трудоемкость на 1000 т добытой рудной массы

$$N_{ц.о} = N_{б.ц.о} + N_{з.ц.о} + N_{д.ц.о} = 1,5+0,42+6,67 = 8,59 \text{ чел-смен}.$$

Производительность труда при выемке целиков:

бурильщика 1000 : 1,5 = 666,7 т/чел-смену;

взрывника 1000 : 0,42 = 2380,96 т/чел-смену;

машиниста погрузочной машины 1000 : 6,67= 150 т/чел-смену;

средняя по очистной выемке 1000 : 8,59= 116,4 т/чел-смену.

Продолжительность отработки целиков блока:

$$t_ц = Д_ц/P_ц = 50701,55 : 600 = 84,5 \text{ сут},$$

где $P_ц$ - производительность блока при выемке целиков, т/сут.

Число блоков в одновременной выемке целиков

$$n_ц = n_{о.к} * t_ц / t_{о.к} = 4*84,5/84 = 4,$$

где $n_{о.к}$ и $t_{о.к}$ - соответственно число в одновременной работе и продолжительность отработки камер, сут.

Д. Очистная выемка блока.

Суммарная трудоемкость очистной выемки блока приведена в табл. 6.

Таблица 6

Процессы работ	Объем работ	Трудоемкость работ, чел-смен
Отбойка и выдача руды из камеры, т	110 354,4	899,76
Закладка камеры, м³	33 248	1197,0
Выемка целиков, т	50 701,55	453,3
Итого		2550,06

Средняя производительность труда при очистной выемке блока

$$P_{т.о} = Д_б/N_{б.о} = 161055,95 : 2550,06 = 63,2 \text{ т/чел-смен},$$

где $Д_б$ - количество рудной массы, добываемой из блока очистными работами (см. табл. 2), т.

Средний удельный расход ВВ при очистной выемке блока

$$q_{ср}=(q_{о.к}*Д_{б.к}+q_{о.ц}*Д_{б.ц})/Д_б=(0,21*110354,4+0,25*50701,55):161055,9=0,22$$

кг/т.

Е. Число блоков в одновременной подготовке и нарезке.

Продолжительность работ.

Система разработки относится к первой группе.

Объем подготовительных и нарезных работ в блоке приведен в табл.1,

а сетевой график - на рис.2. Продолжительность критического пути $t_к$=18сут, суммарная трудоемкость работ М = 436,13 чел-смен.

Состав проходческой бригады в сутки n=18 чел., продолжительность работ t = 1 мес.

Продолжительность отбойки и выдачи рудной массы из камеры

$t_{о.к}$= =3,23 мес, число камер в одновременной работе $n_{о.к}$ = 4.

Число камер в одновременной подготовке и нарезке по формуле (11)

N = 4/(3,23 - 0,5) = 1,47. Принимаем **N = 2**.

Максимальная продолжительность подготовки и нарезки блока без резерва времени по формуле (12)

$$\mathbf{t_{max} = 2 * 3,23 : 4 = 1,6} \text{ мес.}$$

Минимальный резерв времени на подготовку и нарезку блока по формуле (12)

$$\mathbf{t_{p.min} = 0,1*1,6 = 0,16} \text{ мес.}$$

Максимальная продолжительность работ по формуле (13)

$$\mathbf{t_{max} = 2*(3,23 - 0,16) : 4 = 1,53} \text{ мес.}$$

минимальный состав проходческой бригады в сутки по формуле (14)

$$\mathbf{n_{min} = 436,13/(1,56*26) = 11} \text{ чел.}$$

С учетом трех рабочих смен в сутки принимаем n_1 = 12 чел.

Выработки	Число забоев в одновременной работе	Число смен в сутки	Число рабочих на забой в смену	Число выходов в сутки	Трудоемкость работ чел - смен	Срок выполнения работ, сут	Календарный график выполнения работ, сут: 10	20	30	40
Камеры погрузочные:										
1-я очередь	1	3	2	6	21,2	3,5				
2-я очередь	1	3	2	6	10,6	1,77				
Сбойка с ходовым восстающим	1	3	2	6	8,63	1,44				
Орты вентиляционные										
1-я очередь	1	3	2	6	8	1,33				
2-я очередь	1	3	2	6	4	0,67				
Ходовой восстающий	1	3	2	6	51,7	8,62				
Рудоспуски:										
1-я очередь	1	3	1	6	12,3	2,05				
2-я очередь	1	3	1	6	24,6	4,1				
Подэтажные штреки	1/2/1	3	2	6/12/6	199,2	21,3				
Вентиляционный штрек	1	3	2		50	8,3				
Отрезной восстающий	2/1	3	2	12/6	45,9	7,1				
Потребность в оборудовании:										
СБКН-2П										
ППН-2Г										
ПД-3										
КПВ-1										
ПТ-36										
„Симба-2"										

Рис. 9. Календарный план подготовки и нарезки блока

Уточненная продолжительность работ по формуле (16)

$\mathbf{t_1 = 436,13*12,26 = 1,4}$ мес.

Уточненный резерв времени по формуле (17)

$\mathbf{\Delta t = 1,6 - 1,4 = 0,2}$ мес.

Календарный план подготовительно-нарезных работ в блоке и потребное проходческое оборудование показаны на рис. 9.

По календарному плану работ продолжительность работ t = 38 сут, резерв времени $\mathbf{\Delta t = 10,5}$ сут.

Ж. Сводные технико-экономические показатели по блоку.

Количество подготовительных и нарезных выработок на 1000 т подготовленного к очистной выемке запасов руды - 3,57 м.

Доля добычи рудной массы:

- из подготовительных и нарезных работ - 7 %;
- при выемке камеры - 64 %, целиков – 29 %.

Среднесуточная производительность: рудника - 5900 т;

- камеры в период отбойки и выдачи руды - 1313,7 т;
- камеры с учетом закладочных работ - 733,3 т;
- при отработке целиков - 116,4 т;
- блока при очистной выемке - 63,3 т.

Продолжительность работ при подготовке и нарезке блока 38 сут;

при отбойке и доставке руды из камеры 84 сут; при закладке камеры -

66,5 сут; при выемке целиков - 84,5 сут.

Число блоков в одновременной работе: при подготовке и нарезке - 2; при отбойке и доставке рудной массы из камеры - 4; при закладке камеры - 3; при отработке целиков - 4 (итого - 13).

Производительность труда при отбойке и доставке руды из камеры, т/чел-смену: при бурении скважин - 897,2; при заряжании скважин -2789,5; при доставке руды - 149,7; средняя - 122,65.

Производительность труда при отработке целиков, т/чел-смену;

при бурении скважин - 666,7; при заряжании скважин - 2380,96; при доставке руды - 150; средняя - 166,4.

Расход ВВ, кг/т:

- при выемке камеры - 0,21;
- при выемке целиков - 0,25;
- средний по блоку - 0,22.

Потери руды: при выемке камеры - 5%; при выемке целиков - 20 %.

Разубоживание руды:

- при выемке камеры - 5 %;
- при выемке целиков - 15%.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 22

СИСТЕМЫ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ ОТБИТОЙ РУДЫ В ОЧИСТНОМ ПРОСТРАНСТВЕ

Системы с магазинированием отбитой руды в очистном пространстве отличаются сложностью технологии горных работ. При средней и большой мощности месторождения блок, как правило, отрабатывается в две стадии - выемка камеры и выемка целиков. Выемка камеры, в свою очередь, разделяется на отбойку с частичным выпуском руды и полным (окончательным) выпуском руды. Перед выемкой целиков камера, как правило, заполняется закладкой.

При разработке месторождений небольшой мощности необходим (не менее 65°) угол падения, ровные контакты руды с вмещающими породами и достаточная (не менее 1-1,2 м) ширина очистного пространства.

Ограничением применения системы является склонность отбитой руды к окислению и самовозгоранию. Организация очистных работ цикличная. Состав и продолжительность производственных процессов на один цикл работ определяются горно-геологическими условиями разрабатываемого месторождения, конструктивными особенностями системы разработки и организационно-техническими факторами.

Среднесуточная производительность блока (добычного участка) в период отбойки и частичного выпуска рудной массы (т)

$$\mathbf{Р}_{К1} = \mathbf{Д_{ц.к}} * (Кр - 1) * n_c * n_{з.к} / (t_1 + t_2), \qquad (1)$$

где: $Д_{ц.к}$ - количество рудной массы, отбиваемой в забое за один цикл работ, т;

$К_р$ - коэффициент разрыхления руды при отбойке;

t_1 - время отбойки руды на один цикл работ, смен;

t_2 - время частичного выпуска рудной массы на один цикл работ, смен;

n_c - число рабочих смен в сутки;

$n_{з.к}$ - число забоев в камере (добычном участке) в одновременной работе.

Продолжительность отбойки и частичного выпуска рудной массы из камеры (сут) составит

$$t_{к1} = Д_{к1}(К_р - 1)/Р_{к1}, \qquad (2)$$

где $Д_{К1}$ - количество рудной массы, отбиваемой в камере (добычном участке), т;

Кр - коэффициент разрыхления руды при отбойке;

$Р_{к1}$ - среднесуточная производительность камеры (добычного участка) в период отбойки и частичного выпуска рудной массы, т.

Среднесуточная производительность блока в период полного (окончательного) выпуска рудной массы определяется техническими и организационными условиями (производительность и число применяемого оборудования, пропускная способность рудовыпускных отверстий и их число в одновременной работе, число рабочих смен в сутки и др.).

Продолжительность полного (окончательного) выпуска руды из камеры (сут) составит

$$t_{к2} = Д_{к2}/Р_{к2}, \qquad (3)$$

где $Д_{к2}$ - количество рудной массы в камере на начало полного выпуска с учетом рудной массы, выданной в период частичного выпуска, т;

$P_{к2}$ - среднесуточная производительность камеры в период полного выпуска рудной массы, т.

Среднесуточная производительность камеры (т) за весь период очистной выемки составит

$$\mathbf{P_{о.к} = (Д_{к1} + Д_{к2})/(t_{к1} + t_{к2}),} \quad (4)$$

Среднесуточная производительность блока (т) при выемке целиков составит

$$\mathbf{P_{о.ц} = Д_{ц.ц} * n_с * n_{з.ц} / t_ц,} \quad (5)$$

где $Д_{ц.ц}$ - количество рудной массы, добываемой в целике за один цикл работ, т;

$t_ц$ - продолжительность цикла работ в целике, смен;

$n_с$ - число рабочих смен в сутки;

$n_{з.ц}$ - число забоев в блоке, находящихся в одновременной работе при выемке целиков.

Число блоков с одновременной очистной выемкой камер, обеспечивающих заданную годовую производительность рудника

$$\mathbf{n_{о.к} = К_{о.к}.A \cdot \psi/(m \cdot P_{о.к}),} \quad (6)$$

где $К_{о.к}$ - доля добычи рудной массы из камеры в общей добыче рудной массы из блока;

A - годовая производительность рудника, т;

m - число рабочих дней в году;

$P_{о.к}$ - среднесуточная производительность камеры за весь период очистной выемки, т;

ψ - коэффициент резерва.

Из общего числа блока в очистной выемке $n_{о.к}$ число блоков в отбойке и частичном выпуске рудной массы

$$\mathbf{n_{о1} = n_{о.к}\ t_{к1}/(t_{к1}+t_{к2}),} \quad (7)$$

при полном выпуске рудной массы

$$\mathbf{n_{о1} = n_{о.к}\ t_{к2}/(t_{к1}+t_{к2}),} \quad (8)$$

Число блоков в одновременной выемке целиков составит

$$\mathbf{n_{о.ц} = К_{о.ц}.A \cdot \psi\ /(mP_{о.ц}),} \quad (9)$$

где $К_{о.ц}$ - доля добычи рудной массы из целиков в общей добыче из блока;

$P_{о.ц}$ - среднесуточная производительность блока при выемке целиков, т.

Методика расчета средних по блоку технико-экономических показателей приведена ранее.

ПРИМЕРЫ

Пример 1. Система с магазинированием руды и шпуровой отбойкой из очистного пространства.

Произвести расчет системы разработки для следующих условий:

глубина работ H = 350 м; мощность рудного тела m = 3 м;

угол падения $\alpha = 80°$; коэффициент крепости руды и пород f = 8-10;

плотность руды в массиве γ = 3 т/м^3; высота этажа $h_{эт}$ = 60 м;

камеры после выемки руды заполняются закладкой, производительность закладочного комплекса 300 м^3/сут;

выемка целиков ведется системой подэтажного обрушения; суточная производительность блока при выемке целиков $P_{о.ц}$= 470 т;

потери руды: при выемке камер $n_к$=3,5%, при выемке целиков $n_ц$= 15%;

разубоживание руды: при выемке камер $p_к$= 3,5%, при выемке целиков $p_ц$ = 15%; годовая производительность рудника А = 457500 т; число рабочих дней в году - 305, число рабочих смен и сутки - 3, продолжительность смены - 6 ч.

Решение.

1.Система разработки показана на рис. 1.

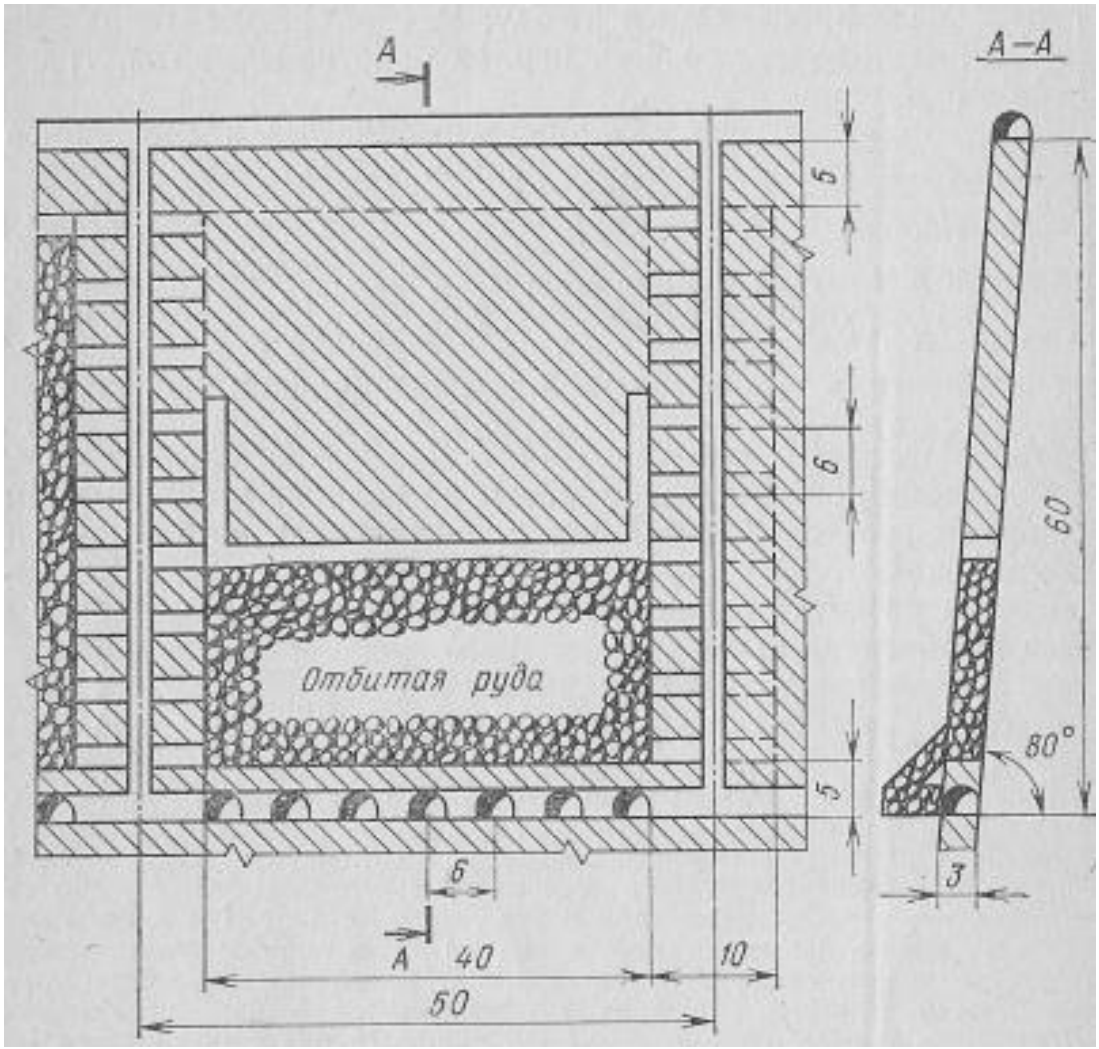


Рис. 1. Система разработки с магазинированием руды
(шпуровая отбойки руды из очистного пространства)

2.Объем подготовительных и нарезных работ и распределение балансовых запасов приведены в табл. 1.

Длина подготовительных и нарезных выработок на блок

$$\sum l_{пн} = 385 \text{ м.}$$

Удельный объем подготовительных и нарезных работ (см. табл. 1)

$$К_у = 18{,}76\%.$$

Коэффициент подготовки и нарезки блока на 1000 т готовых к очистной выемке запасов по формуле (4.3)

$$\kappa_{пн} = 1000 \cdot 385/(27000 - 5064) = 17{,}55 \text{ м.}$$

Таблица 1

Выработки	Число выработок	Общая длина выработок, м	Площадь поперечного сечения в проходке, м²: по руде	по породе	Объем по руде, м³	Балансовые запасы: т	% к балансовым запасам
Подготовительные работы							
Откаточный штрек	1	50	7		350	1050	
Блоковый восстающий	1	61	6		366	1098	
Заезды	7	35		7			
Погрузочные камеры	7	35		7			
Итого	16	191			716	2148	7,96
Нарезные работы							
Подсечная выработка	1	40	6		240	720	
Горизонтальная сбойка камеры с восстающим	16	64	3		192	576	
Вертикальные сбойки в камере	2	90	6		540	1620	
Итого	19	194			972	2916	10,8
Очистные работы							
Выемка камер					5220	15 660	58,00
То же целиков					2092	6276	23,24
Итого					7312	21 936	81,24
Всего по блоку		385			9000	27 000	100,00

3.Извлечение руды по стадиям работ приведено в табл. 2.

Таблица 2

Стадии работ	Балансовые запасы, т	Коэффициент извлечения руды	Коэффициент разубоживания руды	Извлекаемые запасы, т	Добыча рудной массы, т	Доля участия в добыче рудной массы
Подготовительные и нарезные работы	5064	1	0	5064	5064	0,19
Очистные работы:						
частичный выпуск из камеры (30 %)	4700	1	0	4700	4700	
полный выпуск (70 %)	10 960	0,95	0,05	10 412	10 960	
Итого	15 660	0,965	0,035	15 112	15 660	0,58
Целики	6276	0,85	0,15	5335	6276	0,23
Всего очистные	21 936	0,93	0,07	20 447	21 936	0,81
Всего по блоку	27 000	0,945	0,055	25 511	27 000	1

Доля участия в добыче рудной массы из блока (см. табл. 2): камеры $\mathbf{К_{о.к} = 0{,}58}$, целиков $\mathbf{К_{о.ц} = 0{,}23}$, очистной выемки в целом

$\mathbf{К_о = 0{,}81}$.

4.Расчет минимальной продолжительности подготовки и нарезки блока.

Объем выработок приведен в табл. 3.

Таблица 3

Выработка	Общая длина, м	Площадь поперечного сечения в проходке, м²	Объем выработок м³
Блоковый восстающий	61	6	366
Заезды	35	7	245
Погрузочные камеры	35	7	245
Подсечная выработка	40	6	240
Горизонтальные сбойки в камеру	64	3	192
Вертикальные сбойки в камере	90	6	540

Откаточный штрек проводят при подготовке этажа.

Проходческое оборудование и нормы выработки на проходческие работы приведены в табл. 4.

Таблица 4

Класс выработок	Выработки	Проходческое оборудование на забой	Число рабочих на забой	Комплексная норма выработки, м³/чел-смену
I	Заезды	СБКН-2П ППН-2Г	2	7,5
II	Блоковый восстающий	КПРС ППН-2Г	2	6,0
III	Подсечная выработка	БК-2, ЛС-2	2	7,5
IV	Горизонтальные сбойки в камеру	ПР-30М ППН-2Г	1	5,0
V	Погрузочные камеры	ПТ-29, ППН-2Г	1	7,5
VI	Вертикальные сбойки в камере	ПТ-29	1	10,5

Сетевой график подготовки и нарезки блока показан на рис. 2, а расчет приведен в табл. 5.

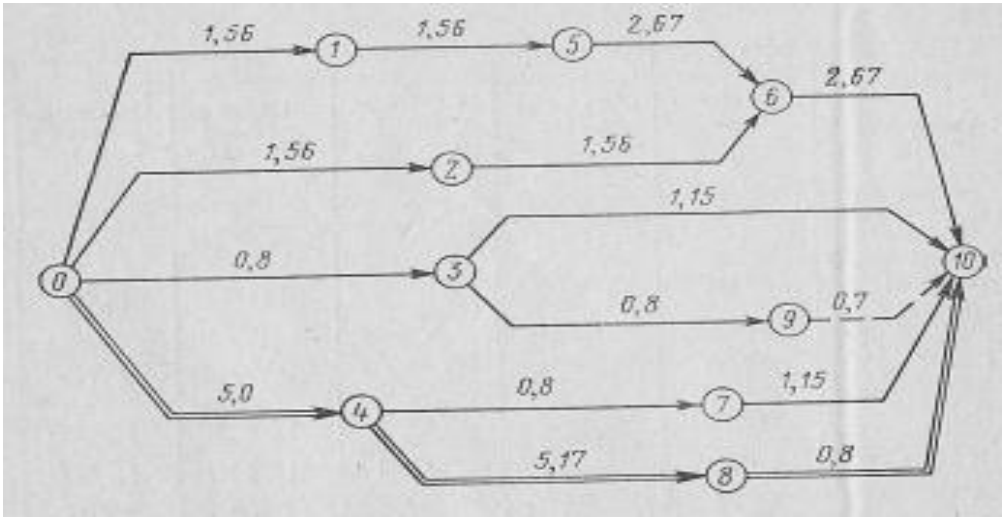


Рис. 2. Сетевой график первоочередной подготовки и нарезки блока (0-4-8-10 - критический путь)

Таблица 5

Выработки	Шифр по рис. 7.14	Объем работ, м³	Норма выработки, м³/чел-смену	Трудоемкость работ, чел-смен	Максимальное число выходов проходчиков в сутки	Минимальная продолжительность работ, сут.
Заезды (левые) 1-й очереди	0—1	105	7,5	14,0	3×2×3=18	0,78
То же, 2-й очереди	0—2	140	7,5	18,7	4×2×3=24	0,78
Погрузочные камеры (левые) 1-й очереди	1—5	105	7,5	14,0	3×1×3=9	1,56
То же, 2-й очереди	2—6	140	7,5	18,7	4×1×3=12	1,56
Подсечные выработки 1-й очереди	5—6	120	7,5	16,0	1×2×3=6	2,67
То же, 2-й очереди	6—10	120	7,5	16,0	1×2×3=6	2,67
Горизонтальные сбойки в камеру (левые) 1-й очереди	0—3	36	5,0	7,2	3×1×3=9	0,8
То же, 2-й очереди	3—9	60	5,0	12,0	5×1×3=15	0,8
Вертикальные сбойки в камере (левые) 1-й очереди	3—10	108	10,5	10,3	3×1×3=9	1,15
Вертикальные сбойки в камере (правые) 1-й очереди	7—10	108	10,5	10,3	3×1×3=9	1,15
Горизонтальные сбойки в камеру (правые) 1-й очереди	4—7	36	5,0	7,2	3×1×3=9	0,8
То же, 2-й очереди	8—10	60	5,0	12,0	5×1×3=15	0,8
Блоковый восстающий (правый) 1 очереди	0—4	180	6,0	30,0	1×2×3=6	5
То же, 2-й очереди	4—8	186	6,0	31,0	1×2×3=6	5,17
Итого						

Продолжительность критического пути **t = 10,97≈ 11 сут**.

Максимальный состав проходческой бригады в сутки по формуле (4.10)

$$\mathbf{n_{max}=217,4 : 11 = 19,7\ чел.}$$

По фронту работ (см. рис. 7.14) с учетом числа рабочих смен в сутки принимаем **n= 12 чел**.

Из графика (рис. 3) находим продолжительность работ **t = 20** сут и определяем необходимое проходческое оборудование.

5.Расчет очистной выемки.

Отбойка и частичный выпуск руды.

Расчет отбойки и показателей буровзрывных работ приведены в гл.5, пример 1.

Количество рудной массы, выдаваемой из камеры в период частичного выпуска (на слой)

$$\mathbf{Д_{ц.к}=Д_{сл}\ *0,3=648*0,3 = 194,4\ т.}$$

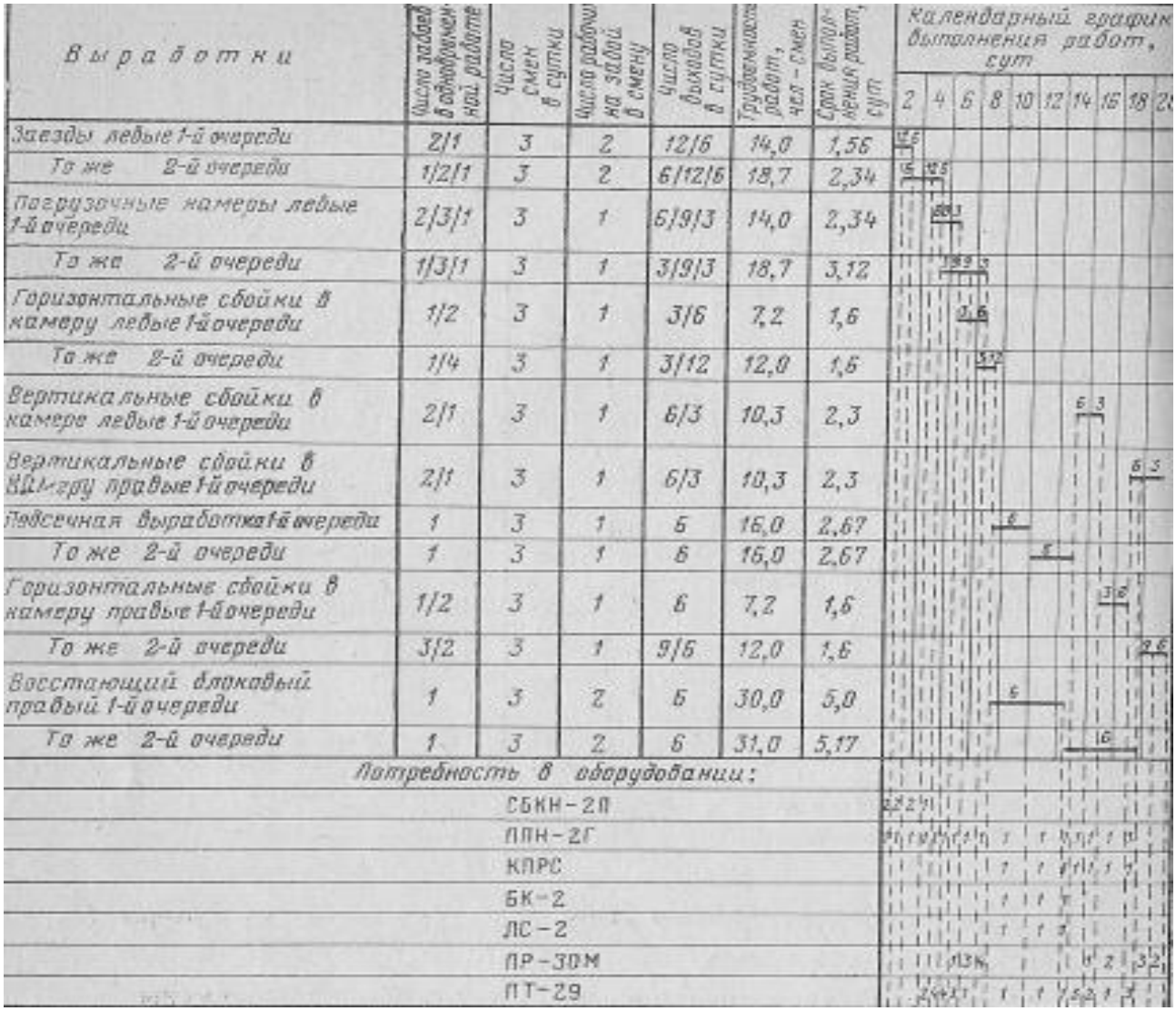
Производительность погрузочной машины ППН-2Г составляет 300 т/смену на погрузке рудной массы заняты два человека.

Продолжительность частичного выпуска рудной массы из камеры (на слой)

$$t_{у.сл} = 194,4 : 300 = 0,65 \text{ смены}.$$

Трудоемкость работ на слой

$$N_у = 2 * t_{у.сл} = 2 \cdot 0,65 = 1,3 \text{ чел-смены.}$$



Выработки	Число забоев в одновременной работе	Число смен в сутки	Число рабочих на забой в смену	Число выходов в сутки	Трудоемкость работ, чел-смен	Срок выполнения работ, сут
Заезды левые 1-й очереди	2/1	3	2	12/6	14,0	1,56
То же 2-й очереди	1/2/1	3	2	6/12/6	18,7	2,34
Погрузочные камеры левые 1-й очереди	2/3/1	3	1	6/9/3	14,0	2,34
То же 2-й очереди	1/3/1	3	1	3/9/3	18,7	3,12
Горизонтальные сбойки в камеру левые 1-й очереди	1/2	3	1	3/6	7,2	1,6
То же 2-й очереди	1/4	3	1	3/12	12,0	1,6
Вертикальные сбойки в камере левые 1-й очереди	2/1	3	1	6/3	10,3	2,3
Вертикальные сбойки в камеру правые 1-й очереди	2/1	3	1	6/3	10,3	2,3
Подсечная выработка 1-й очереди	1	3	1	6	16,0	2,67
То же 2-й очереди	1	3	1	6	16,0	2,67
Горизонтальные сбойки в камеру правые 1-й очереди	1/2	3	1	6	7,2	1,6
То же 2-й очереди	3/2	3	1	9/6	12,0	1,6
Восстающий дланковый правый 1-й очереди	1	3	2	6	30,0	5,0
То же 2-й очереди	1	3	2	6	31,0	5,17
Потребность в оборудовании:						
СБКН-2П						
ППН-2Г						
КПРС						
БК-2						
ЛС-2						
ПР-30М						
ПТ-29						

Календарный график выполнения работ, сут: 2 4 6 8 10 12 14 16 18 20

Рис. 3. Календарный план подготовки и нарезки блока

Трудоемкость на 1000 т выданной рудной массы

$$N_{у.0} = (1,3 : 194,4) \cdot 1000 = 6,69 \text{ чел-смен.}$$

На выравнивание поверхности отбитой руды в камере затрачивается $t_ц = 0,35$ **смены.** Трудоемкость работ на слой

$$N_ц = 2\, t_ц = 2 \cdot 0,35 = 0,7 \text{ чел-смены}$$

Трудоемкость на 1000 т выданной рудной массы

$$N_{в.0} = (0,7 : 194,4)\, 1000 = 3,6 \text{ чел-смены}.$$

Всего на 1000 т на доставке рудной массы

$$N_{у.в} = 6,69 + 3,6 = 10,29 \text{ чел-смен.}$$

6.Организация работ

Обуривание слоя в камере выполняют четыре бурильщика; выполнение работ

$$\mathbf{t_{б.сл} = 8 : 4 = 2\ смены}.$$

На зарядке скважин заняты два человека, продолжительность работ при этом составляет

$$\mathbf{t_{з.сл} = 0{,}36 : 2 = 0{,}18\ смены}.$$

Заряжание скважин и проветривание камеры после взрыва производят между рабочими сменами.

На частичном выпуске и погрузке отбитой рудной массы занята одна погрузочная машина, которая обслуживается двумя рабочими; тогда продолжительность работ

$$\mathbf{t_{у.сл} = N_у/2 = 1{,}3/2 = 0{,}65\ смены}.$$

На выравнивание поверхности отбитой руды в камере заняты два человека, продолжительность работ составляет $\boldsymbol{t_в}$ **= 0,35 смены**.

Из графика (рис. 4) находим продолжительность цикла отбойки и выпуска рудной массы из камеры $\mathbf{t_{ц.п}}$ **= 1 сут.**



Рис. 4. График организации работ в слое

Среднесуточная производительность блока в период отбойки и частичного выпуска рудной массы

$\boldsymbol{P_{к1}}$ **= 194,4 : 1 = 194,4 т,**

где 194,4 - количество рудной массы, выдаваемое из слоя в период частичного выпуска, т.

Время на отбойку и частичный выпуск рудной массы из камеры блока (табл. 2)

$\boldsymbol{t_{к1}}$ **= 4700 : 194,4 = 24,2 сут.**

В период окончательного выпуска рудной массы из камеры блока задалживается одна погрузочная машина ППН-2Г со сменной производительностью 300 т.

Время полного (окончательного) выпуска отбитой рудной массы из камеры блока по формуле (3)

$\boldsymbol{t_{к2}}$**= 10960 : (300 ·3) = 12,2 сут.**

Среднесуточная производительность камеры блока за весь период очистной выемки (без закладки) по формуле (4)

$P_{о.к} = \frac{4700+10960}{24.2+12.2}$ **= 430.2 т**

Число блоков в одновременной очистной выемке камер (см. табл. 2) по формуле (6)

$n_{о.к} = \frac{0.58 \cdot 457500 \cdot 1.3}{305 \cdot 430.2}$ **= 2.63 = 3**

Из них:

в отбойке и частичном выпуске рудной массы по формуле (7)

$n_{0.1} = 3\frac{24.2}{24.2+12.2} = 1$

при полном выпуске рудной массы по формуле (8)

$n_{0.2} = 3\frac{12.2}{24.2+12.2} = 1$

Закладка камеры.

Продолжительность закладки камеры после полного выпуска руды

$t_{зк}$ **= 40 · 3 · 50 : 300 = 20 сут**.

Среднесуточная производительность камеры с учетом закладочных работ

$P_{о.к.з} = \frac{15660}{36.4+20}$ **= 277.7 т.**

Число блоков в одновременной закладке камерах

$n_{з.к} = n_{о.к}(t_{з.к}/t_{о.к})3\frac{20}{36.4} = 1.7 = 2$

где $t_{з.к}$ - продолжительность закладки камеры,

$t_{о.к}$ - продолжительность выемки руды из камеры, сут.

Всего блоков в очистной выемке камер $n_о = n_{о.к} + n_{з.к} = 3+2 = 5$.

На закладке камеры заняты шесть рабочих; трудоемкость работ по закладке

$N_{за} = 6 \cdot 3 = 18$ **чел·смен.**

Суммарная трудоемкость работ по закладке на камеру

$N_{зак.к} = N_{зак.}t_{зак.} = 18 \cdot 20 = 360$ **чел-смен.**

Трудоемкость работ па 1000 т выдаваемой из камеры рудной массы

$A_{зак.о} = \frac{360}{15660}1000 = 23$ **чел·смены.**

Выемка целиков.

Удельный расход ВВ на 1 т добытой рудной массы при выемке целиков

$q_ц = 0{,}25$ **кг/т**.

Суммарная длина скважин для разбуривания целиков

L = 6276 · 0,25 : 0,7 = 2241,4 м,

где 0,7 - масса заряда ВВ, размещаемого в 1 м скважины, кг.

Трудоемкость при бурении скважин в целиках

$N_{б.ц} = 2241{,}4 : 36 = 62{,}3$ **чел-смены**,

где 36 - норма выработки на бурильщика, м/смену.

Трудоемкость на 1000 т добываемой рудной массы из целиков

$N_{б.ц.о} = (62{,}3/6276)1000 = 10$ **чел-смен.**

Количество ВВ для отбойки руды в целиках

$Q_ц = q_ц D_ц = 0.25 * 6276 = 1569$ **кг**.

Трудоемкость при заряжании скважин в целиках

$N_{з.ц} = 1569 : 560 = 2{,}8$ **чел-смены**,

где 560 - норма выработки на взрывника, кг/см.

Трудоемкость работ по заряжанию на 1000 т добываемой рудной массы

$$N_{з.ц\ о}=(2.8\backslash6276)1000=0.45 \text{ чел-смены},$$

Трудоемкость работ при погрузке рудной массы из целиков

$$N_{у.ц} = 6276 * 2 : 300 = 41{,}84 \text{ чем-смен},$$

где 2 - число рабочих, занятых на погрузке рудной массы.

Трудоемкость на 1000 т добываемой рудной массы

$$N_{у.ц.о}=(41.84\backslash6276)1000=6.67 \text{ чел-смены}$$

Продолжительность выемки целиков из блока

$$t_о = 6276 : 470 = 13{,}4 \text{ сут},$$

где 470 - суточная производительность блока при выемке целиков, т.

Число блоков в одновременной выемке целиков по формуле (9)

$$n_{о.ц}=\frac{0.23*457500}{305*470}1.3=2$$

Суммарная трудоемкость при очистной выемке блока приведена в табл. 6.

Таблица 6

Выработки	Объем руды, т	Трудоемкость работ, чел-смен: на 1000 т рудной массы				на весь объем работ				
		Бурение	Заряжание	Доставка	Закладка	Бурение	Заряжание	Доставка	Закладка	Итого
Камера	15 560	12,3	0,55	10,29	23	192,62	8,62	161,14	360,2	722,58
Целики	6276	10	0,45	6,67	—	62,76	2,82	41,86	—	107,44
Всего	21 936					255,38	11,44	203,0	360,2	830,02

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

на бурение скважин $P_{б.о} = 21\ 936 : 255{,}38 = 85{,}9$;

на заряжание $P_{з.о} = 21\ 936 : 11{,}44 = 1917{,}5$;

на доставке (погрузке) руды $P_{о.у} = 21\ 936 : 203 = 108$;

средняя на очистной выемке $P_о = 21\ 936 : 830{,}02 = 26{,}4$.

Продолжительность очистной выемки камеры

$$t_{о.к} = t_{отб} + t_{вып} + t_{зак} = 24{,}2 + 4 - 12{,}2 + 20 = 56{,}4 \text{ сут},$$

где $t_{отб}$, $t_{вып}$ и $t_{зак}$ - продолжительность соответственно при отбойке и частичном выпуске руды, полном выпуске и закладке камеры, сут.

Средний расход ВВ по очистной выемке

$$q_0 = \frac{0.3*15660+0.25*6276}{21936} = 0{,}286 \text{ кг/т}.$$

7. Число блоков в одновременной подготовке и нарезке.

Принимаем методику расчета подготовки и нарезки блока для систем первой группы.

Объем подготовительных и нарезных выработок на блок приведен в табл. 3, проходческое оборудование и нормы выработки на проходческие работы - в табл. 4.

График подготовки и нарезки блока показан на рис. 2. Продолжительность критического пути $t_к$ **= 11 сут**;

трудоемкость работ M **= 217,4 чел-смены;**

численный состав проходческой бригады в сутки, рассчитанный по критическому пути, n**=12 чел**.,

продолжительность работ t **= 20 сут**.

Продолжительность очистной выемки камеры $t_{о.к}$ **= 56,4 сут**,

число камер в одновременной очистной выемке $n_{о.к}$ **= 5**.

Число блоков в одновременной текущей подготовке

$$N = 5\,\frac{20}{56.4-13} = 2{,}3.$$

Принимаем N_1 **= 2** блока.

Продолжительность подготовки блока без резерва времени

$$t_{max} = 2 \cdot 56{,}4 : 5 = 22{,}6 \text{ сут.}$$

Минимальный резерв времени на подготовку и нарезку блока

$$t_{pmin} = 0{,}1 \cdot 22{,}6 = 2{,}26 \text{ сут.}$$

Максимальная продолжительность работ по формуле

$$t_{max} = 2\,(56{,}4 - 2{,}26) : 5 = 21{,}6 \text{ сут.}$$

Минимальный состав проходческой бригады в сутки по формуле

$$n_{min} = 217{,}4{:}21{,}6 = 10{,}1 \text{ чел.}$$

С учетом трех рабочих смен в сутки принимаем n_1 **= 12 чел**.

Уточненная продолжительность работ

$$t_1 = 217{,}4 : 12 = 18{,}1 \text{ сут}.$$

Уточненный резерв времени

$$\Delta t = 22{,}6 - 18{,}1 = 4{,}5 \text{ сут.}$$

Продолжительность работ по графику (см. рис. 4) **t = 20 сут**, резерв времени Δt **= 2,6 сут**.

8. Сводные технико-экономические показатели по блоку.

Количество подготовительных и нарезных выработок на 1000 т подготовленных к очистной выемке запасов руды - 17,55 м.

Доля добычи рудной массы из блока: при подготовительных и нарезных работах - 19%, при выемке камер - 58%, целиков - 23%.

Среднесуточная производительность: рудника - 1500 т, камеры в период отбойки и выдачи руды - 430,2 т, камеры с учетом закладочных работ - 277,7 т.

Продолжительность работ: при подготовке и нарезке блока - 20 сут; при отбойке и частичном выпуске рудной массы из камеры - 24,2 сут; при полном выпуске рудной массы - 12,2 сут; при закладке камеры - 20 сут; при выемке целиков - 13,4 сут; при полной обработке блока - 89,8 сут.

Число блоков в одновременной работе:

при подготовке и нарезке - 2;

при отбойке и частичном выпуске рудной массы - 2;

при полном выпуске рудной массы - 1;

при закладке камеры - 2; при выемке целиков - 2.

Всего блоков - 9.

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

на бурении скважин - 85,9; на заряжании - 1917,5; на погрузке рудной массы - 150; средняя по очистной выемке - 28,37.

Расход ВВ при очистной выемке, кг/т: камеры - 0,3; целиков - 0,25; средний по очистной выемке - 0,286.

Потери руды: при выемке камеры - 3,5%; при выемке целиков - 15%.

Разубоживание руды: при выемке камеры - 3,5 %, при выемке целиков - 15 %.

Пример 2. Система с магазинированием руды и отбойкой из восстающих.

Произвести расчет системы разработки для следующих условий: глубина работ H = 400 м; мощность рудного тела m= 4,3 м;

угол падения α = 80°; коэффициент крепости руды и вмещающих пород f = 8-10; плотность руды в массиве γ = 3 т/м^3; высота этажа $h_{эт}$ = 60 м; камера после выемки руды заполняется закладкой, производительность закладочного комплекса $P_{зак}$ = 300 м^3/сут;

выемка целиков ведется системой подэтажного обрушения; суточная производительность блока при выемке целиков $P_{о.ц}$ = 500 т;

потери руды: при выемке камер $П_к$ = 3,5%; при выемке целиков $П_ц$ = 15%; разубоживание руды: при выемке камер $Р_к$= 3,5%, при выемке целиков $Р_ц$ = 20%;

годовая производительность рудника A = 480 000 т; число рабочих дней в году - 305; число рабочих смен в сутки - 3; продолжительность смены - 6 ч.

Решение.

Система разработки показана на рис. 5.

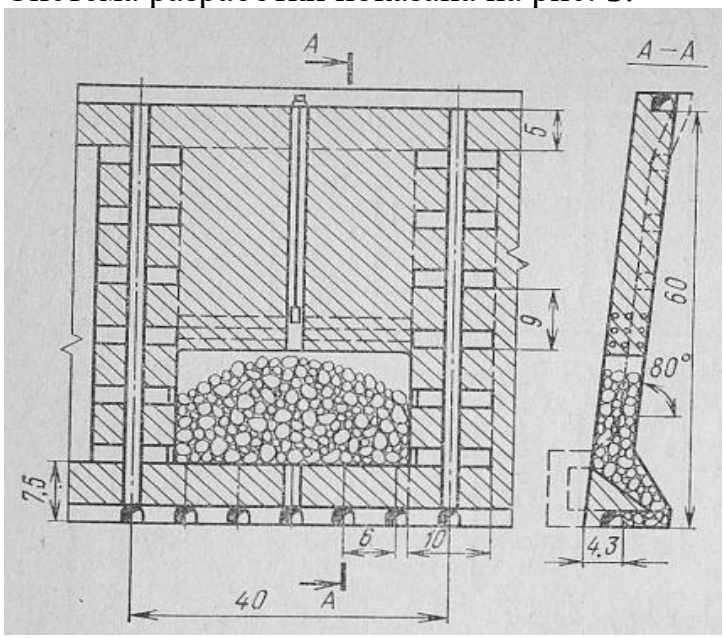


Рис. 5. *Система разработки с магазинированием руды* (скважинная отбойка из специальных выработок)

Восстающий и горизонтальные сбойки в междукамерном целике служат для проветривания камеры и выемки междукамерного целика.

Объем подготовительных и нарезных работ и распределение балансовых запасов по стадиям работ приведены в табл. 8.

Таблица 8

Выработки	Число выработок	Общая длина выработок, м	Площадь поперечного сечения в проходке, м²		Объем по руде, м³	Балансовые запасы	
			по руде	по породе		т	% к балансовым запасам
Подготовительные работы							
Откаточный штрек	1	40	7	—	280	840	—
Блоковый восстающий	1	61	6	—	366	1098	—
Заезды	5	25	7	—	—	—	—
Погрузочные камеры	5	25	—	7	—	—	—
Итого	—	151	—	—	646	1938	6,3
Нарезные работы							
Подсечная выработка	1	40	6	—	240	720	—
Сбойка на отрезной восстающий в висячем боку	1	15	—	6	—	—	—
Буровой восстающий	1	53	6	—	318	954	—
Горизонтальные сбойки блокового восстающего с камерой	6	48	5	—	240	720	—
Итого	—	156	—	—	798	2394	7,7
Очистные работы							
Выемка камер	—	—	—	—	5677,5	17 032,5	55,0
То же целиков	—	—	—	—	3198,5	9595,5	31,0
Итого	—	—	—	—	8876	26 628	86,0
Всего по блоку	—	307	—	—	10 320	30 960	100

По данным таблицы удельный объем подготовительных и нарезных работ

$K_у$ **= 6,3+7,7= 14,0 %,** коэффициент подготовки и нарезки блока на 1000 т готовых к очистной выемке запасов по формуле (4.3)

$$K_{п.и} = \frac{1000*307}{30960-4332} = 11.53 \text{ м.}$$

3.Извлечение руды по стадиям работ приведено в табл. 9.

По данным таблицы доля участия в добыче рудной массы из блока камеры $К_{ок}$= 0,56, целиков $К_{оц}$= 0,30, очистной выемки $К_о$ = 0,86.

Таблица 9

Стадии работ	Балансовые запасы, т	Коэффициент извлечения руды, доли ед.	Коэффициент разубоживания руды, доли ед.	Извлекаемые запасы, т	Добыто рудной массы, т	Доля в добыче рудной массы
Подготовительные и нарезные работы	4332	1,0	0,0	4332	4332	0,14
Очистные работы:						
частичный выпуск из камеры (30%)	5110	1,0	0,0	5110	5110	0,17
полный выпуск (70%)	11 922,5	0,95	0,05	11 326,4	11 922,5	0,39
Итого	17 032,5	0,965	0,035	16 436,4	17 032,5	0,56
Целики	9595,3	0,80	0,15	7676,4	9031	0,30
Всего очистные	26 628	0,91	0,07	24 112,8	26 063,5	0,86
Всего по блоку	30 960	0,92	0,06	28 444,8	30 395,5	1,00

4. Расчет минимальной продолжительности подготовки и нарезки блока. Объем выработок приведен в табл. 10. Откаточный штрек проводят при общей подготовке этажа.

Таблица 10

Выработки	Общая длина, м	Площадь поперечного сечения в проходке, м²	Суммарный объем выработок, м³
Блоковый восстающий	61	6	366
Заезды	25	7	175
Погрузочные камеры	25	7	175
Подсечная выработка	40	6	240
Сбойка на буровой восстающий в висячем боку	15	6	90
Буровой восстающий	53	6	318
Горизонтальные сбойки блокового восстающего с камерой	48	5	240

Проходческое оборудование и нормы выработки на проходческие работы приведены в табл. 11.

Таблица 11

Класс выработок	Выработки	Проходческое оборудование на забой	Число рабочих на забой	Комплексная норма выработки, м³/чел-смену
I	Заезды	СБКН-2П ППН-2Г	2	7,5
II	Погрузочные камеры	ПТ-29 ППН-2Г	1	7,5
III	Подсечная выработка	БК-2 ЛС-2	2	7,5
IV	Сбойка на буровой восстающий в висячем боку	СБКН-2П ППН-2Г	2	4,5
V	Блоковый восстающий Буровой восстающий	ПТ-29 КПВ-2 ППН-2Г	2	6,0
VI	Горизонтальные сбойки блокового восстающего с камерой	ПР-30М ППН-2Г	1	5,0

Сетевой график подготовки и нарезки блока показан на рис. 6, а его расчет приведен в табл. 12.

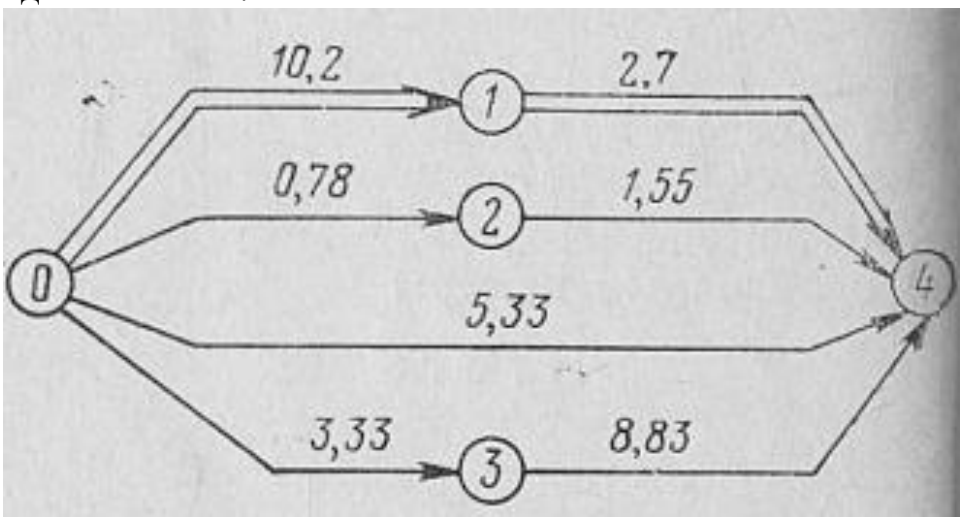


Рис. 6. Сетевой график подготовки и нарезки блока *(*0-1-4 - *критический путь)*

Количество рудной массы, выдаваемой из слоя при частичном выпуске

$Д_{сл.ч} = 0{,}3Д_{сл} = 0{,}3 \cdot 774 = 232{,}2$ **т**.

Погрузка рудной массы в вагоны производится машиной ППН-2Г, производительностью 300 т/смену, машину обслуживают двое рабочих.

Время на погрузку рудной массы $t_{у.ч} = 232{,}2 : 300 = 0{,}78$ **смены**.

Трудоемкость работ по погрузке на слой

$N_{у.ч} = 2t_{у.ч} = 2 \cdot 0{,}78 = 1{,}56$ **чел-смены.**

Трудоемкость работ по погрузке на 1000 т рудной массы

$Nу.о = \frac{-1.56}{232.2} * 1000 = 6.67$ **чел-смен**.

Таблица 12

Выработки	Шифр по рис. 7.18	Объем выработок, м³	Норма выработки, м³/чел-смену	Трудоемкость работ, чел-смен	Максимальное число выходов проходчиков в сутки	Минимальная продолжительность работ, сут
Блоковый восстающий	0—1	366	6,0	6,0	1×2×3=6	10,2
Горизонтальные сбойки с камерой	1—4	240	5,0	48,0	6×1×3=18	2,7
Заезды	0—2	175	7,5	23,3	5×2×3=30	0,78
Погрузочные камеры	2—4	175	7,5	23,3	5×1×3=15	1,55
Подсечная выработка	0—4	240	7,5	32,0	1×2×3=6	5,33
Сбойка на буровой восстающий	0—4	90	4,5	20,0	1×2×3=6	3,33
Буровой восстающий	3—4	318	6,0	53,0	1×2×3=6	8,83

6. Организация работ при отбойке и частичном выпуске рудной массы из камеры блока.

Объем компенсационного пространства после подсечки камеры

$$\boldsymbol{V1 = V_п + \frac{1}{3} S_к * h_п}$$

где $V_п$ - объем подсечной выработки в пределах камеры, м^3;

$S_к$ - площадь приемных отверстий в днище блока, м^2;

$h_п$ - высота приемных отверстий, м.

$$\boldsymbol{V_1 = 6 * 30 + \frac{1}{3} 30 * 4,3 * 7,5 = 502,5}\ \text{м}^3\boldsymbol{.}$$

Наибольший объем рудного массива (м^3), взрываемый на подсечку камеры

$\boldsymbol{V K_р = V + V_1}$

где $K_р$ = 1,35 - коэффициент разрыхления руды при отбойке.

Откуда

$\boldsymbol{V = V_1/(K_р - 1) = 502,5:(1,35-1) = 1435,7}$ м^3**;**

Наибольшая высота отбиваемого рудного массива

$\boldsymbol{h_1 = V/S_к = 1435,7:(30 \cdot 4,3) = 11,1}$ **м.**

При толщине отбиваемого слоя $\boldsymbol{\dot{\omega} = 2}$ **м**, на подсечное пространство камеры можно одновременно взорвать **11,1:2 = 5 слоев**.

Время на обуривание 5 слоев составит $\boldsymbol{t_б = 5 t_{б.сл} = 5 \cdot 1,5 = 7,5}$ **смен**.

Количество одновременно взрываемого ВВ на 5 слоев

$\boldsymbol{Q = 5 Q_{сл} = 5 \cdot 232,2 = 1161}$ **кг**.

Время на заряжание скважин $\boldsymbol{t_з = Q/1200 = 1161:1200 = 0,97 \approx 1}$ **смена.**

В дальнейшем отбойку руды производят по три слоя. Для этого необходимо выпустить $\boldsymbol{Д_1 = 0,3 \cdot 3 \cdot 774 = 696,6}$ **т** рудной массы.

Выработки	Число забоев в одновременной работе	Число смен в сутки	Число рабочих на забой в смену	Число выходов в сутки	Трудоёмкость работ, чел – смен	Срок выполнения работ, сут	Календарный график выполнения работ, сут
							2 4 6 8 10 12 14 16 18 20
Блоковый восстающий	1	3	2	6	61	10,2	6
Горизонтальные сбойки с камерой	2/4/2	3	1	6/12/6	48	5,4	6 12 12 6
Заезды	1	3	2	6	23,3	3,88	6
Погрузочные камеры	2/1	3	1	6/3	23,3	4,65	6 6 3
Подсечная выработка	1	3	2	6	32	5,33	6
Сбойка на буровой восстающий	1	3	2	6	20	3,33	6
Буровой восстающий	1	3	2	6	53	8,83	6
Потребность в оборудовании							
СБКН-2П							2 1
ППН-2Г							2 2 2 2 2 2 2 1
ПТ-29							2 2 2 1
БК-2							1
ЛС-2							1
КПВ-2							2 2 2 1
ПР-30М							2 4 4 4 2

Рис. 7. Календарный план подготовки и нарезки блока

Время на частичный выпуск рудной массы

$t_{у1}$ = 696,6 : 300 = 2,3 смены.

Время на бурение скважин в трех слоях

$t_{б1}$ = $3_{тб.сл}$ = 3·1,5 = 4,5 смены.

Время на заряжание скважин в трех слоях

$t_{З1}$ = $3t_{з.сл}$ = 3·0,2 = 0,6 смены.

Продолжительность работ по графику (рис. 7) **$t_{к1}$ = 15 сут**. За это время частичный выпуск рудной массы (см. табл. 17) составит **$Д_{к1}$=5110 т**.

Среднесуточная производительность камеры в период отбойки и частичного выпуска рудной массы **$Р_{к1}$=5110:15=340,7 т**.

Полный выпуск отбитой руды.

При полном выпуске отбитой руды из камеры используется одна погрузочная машина ППН-2Г производительностью 300 т/смену. Следовательно, среднесуточная производительность камеры в период полного выпуска руды составит **$Р_{к2}$ = 300·3=900 т.**

Количество выпускаемой из камеры рудной массы (см. табл. 8)

$Д_{к2}$ = 11 922,5 т.

Продолжительность полного выпуска руды из камеры по формуле (3)

$t_{к2}$ = 11922,5:900 = 13,2 ≈ 14 сут.

Среднесуточная производительность камеры за весь период очистной выемки (без закладки) по формуле (4)

$Р_{о.к}$ = 17 032,5 : (1 5 + 14) = 587 т.

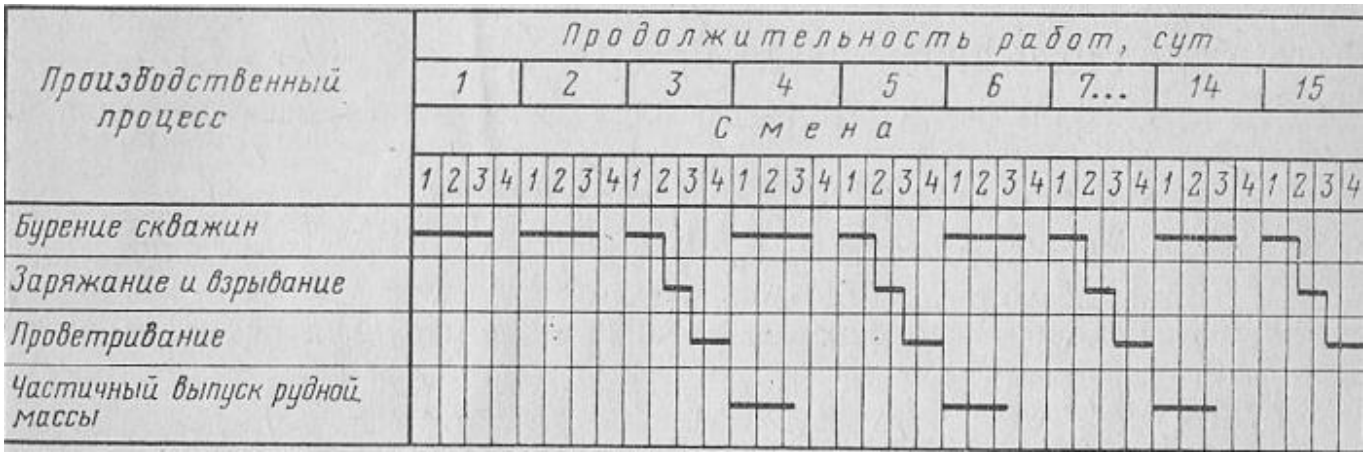


Рис. 8. График организации работ в камере в период отбойка и частичного выпуска рудной массы

Число блоков в одновременной очистной выемке (см. табл. 8) с резервом по формуле (6)

$$n_{о.к} = \frac{0.56 \cdot 480\,000 \cdot 1.3}{305 \cdot 587} = 1{,}95 \approx 2.$$

Из них:

в отбойке и частичном выпуске по формуле (7)

$$n_{о1} = 2\,\frac{14}{15+14} \approx 1;$$

при полном выпуске рудной массы по формуле (8)

$$n_{о2} = 2\,\frac{14}{15+14} \approx 1.$$

Закладка камеры.

Объем закладываемой камеры и приемных выработок днища блока

$$V = 30 \cdot 45 \cdot 4{,}3 + 1/3 \cdot 30 \cdot 4{,}3 \cdot 7{,}5 = 6127{,}5 \text{ м}^3;$$

Продолжительность закладки камеры после полного выпуска рудной массы

$$t_{з.к} = V/P_{з.к} = 6127{,}5 : 300 = 20{,}5 \approx 21 \text{ сут}.$$

Среднесуточная производительность камеры с учетом закладочных работ

$$P_{о.к.з} = 17\,032{,}5:(t_{к1} + t_{к2} + t_{з.к}) = 17\,032{,}5:(15+14+21) = 340{,}65 \text{ т}.$$

Число блоков в одновременной закладке камер

$$n_{з.к} = 2 \cdot 21 : 50 \approx 1$$

Всего блоков в очистной выемке камер $n_о = n_{о.к} + n_{з.к} = 2 + 1 = 3$, где $n_{о.к}$ - число блоков на выдаче рудной массы;

$n_{з.к}$ - число блоков под закладкой камер.

На закладке камеры заняты шесть рабочих; трудоемкость работ по закладке камеры в сутки $N_{зак} = 6 \cdot 3 = 18$ **чел-смен**.

Суммарная трудоемкость работ по закладке камеры

$$N_{зак} = 18 \cdot 21 = 378 \text{ чел-смен}.$$

Трудоемкость на 1000 т выдаваемой из камеры рудной массы

$$N_{зак.о} = \frac{N_{зак.к}}{Д_к} \cdot 1000 = \frac{378}{17032{,}5} \cdot 1000 = 22{,}2 \text{ чел-смен}$$

Выемка целиков.

Удельный расход ВВ на 1 т рудной массы при выемке целиков

$q_{п.ц}$ **= 0,25 кг/т**

Суммарная длина скважин для разбурнвания целиков

L **= 9031 · 0,25 : (0,7 · 2,21) = 1459,5 м,**

где 2,21 - удельный расход ВВ, кг/м; 0,7 - коэффициент использования длины скважины под заряд ВВ.

Трудоемкость работ по бурению скважин в целиках

$N_{б.ц}$ **= 1459,5 : 30 = 48,6 чел-смен,**

где 30 - норма выработки на бурение, м/смену

Трудоемкость работ по бурению на 1000 т добытой рудной массы

$$N_{б.ц.о} = \frac{48,6}{9031} 1000 = 5,4 \text{ чел-смен}$$

Количество ВВ для обрушения целиков

$Q_ц = q_{о.ц} Д_ц$ **= 0,25·9031=2257,8 кг**

Трудоемкость при заряжании скважин в целиках

$N_{з.ц} = Q_ц/600$ **= 2257,8/600 = 3,8 чел-смен**.

Трудоемкость работ по заряжанию на 1000 т добываемой рудной массы по формуле (18)

$N_{б.ц.о}$ **= 48,6/9031·1000=0,42 чел-смен**

Трудоемкость при погрузке рудной массы из целиков

$$N_{з.ц} = \frac{9031 \cdot 2}{300} = 60,2 \text{ чел.смен}$$

где 2 - число рабочих, занятых на погрузке руды;

300 - сменная производительность погрузочной машины, т/смену.

Трудоемкость работ на погрузке 1000 т добываемой рудной массы

$N_{у.ц.о}$**=60,2/9031·1000 = 6,67 чел-смен**

Продолжительность выемки целиков в блоке

$t_{о.ц} = Д_ц/P_{о.ц}$**=9031/500=18 сут**

где $P_{о.ц}$ - производительность блока при выемке целиков, т/сут

Число блоков в одновременной выемке целиков по формуле

$$n_{о.ц} = \frac{0,3 * 480000 * 1,3}{305 * 500} = 1$$

Суммарная трудоемкость при очистной выемке блока приведена в табл. 12.

Таблица 12

Выработки	Объем руды, т	Трудоемкость работ, чел-смен								
		на 1000 т рудной массы				на весь объем работ				
		Бурение	Заряжание	Доставка	Закладка	Бурение	Заряжание	Доставка	Закладка	Итого
Камера	17 032,5	3,88	0,52	6,67	22,2	66,1	8,86	113,6	378,1	566,66
Целики	9031	5,4	0,42	6,67	—	48,77	3,79	60,24	—	112,8
Всего	26 063,5	—	—	—	—	114,87	12,65	173,84	378,4	679,46

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

на бурение скважин $P_{з.о}$ **= 26 063,5 : 114,87 = 226,9**;

на заряжание $P_{з.о}$ **= 26 063,5 : 12,65=2060,4;**

на доставке (погрузке) рудной массы $P_{о.у}$**=26 063,5 : 173,84= 150**;

средняя на очистной выемке P_0**= 26063,5 : 679,46=38,4.**

Продолжительность очистной выемки камеры

$t_о = t_{отб} + t_{вып} + t_{зяк}$ **= 15+14+21 = 50 сут,**

где $t_{отб}$, $t_{вып}$ и $t_{зак}$ - продолжительность соответственно при отбойке и частичном выпуске рудной массы, полном выпуске и закладке камеры, сут.

Средний по очистной выемке удельный расход ВВ

$$q_0 = \frac{0.3 \cdot 17032.5 \cdot 0.25 \cdot 9031}{26063.5} = 0.283 \text{ кг/т.}$$

7. Подготовка и нарезка блока.

Принимаем методику расчета подготовки и нарезки блока для систем первой группы (гл. 4).

Объем подготовительных и нарезных выработок на блок приведен в табл. 7.18, а необходимое проходческое оборудование и нормы выработки - в табл. 7.19.

Продолжительность критического пути (см. рис. 7.18) $t_к$**= 12,9 сут,** суммарная трудоемкость работ **М = 260,6 чел-смен**, состав проходческой бригады в сутки **п = 18 чел**., продолжительность работ ***n*=16 сут**.

Продолжительность очистной выемки камеры $t_{о.к}$ **= 50 сут**, число камер в одновременной работе $n_{о.к}$ **= 3**.

Необходимое число блоков в одновременной подготовке и нарезке

***N* = 3·16:(50-13) = 1,29.**

За счет некоторого сокращения резерва времени принимаем

N_1 **= 1.**

Продолжительность подготовки и нарезкн блока без резерва времени

t_{max}**= 1 · 50 : 3 = 16,7 сут**.

Минимальный резерв времени

t_{pmin} **= 0,1 · 16,7 = 1,67 сут.**

Максимальная продолжительность работ

t_{max} **= 1 (50 - 1,67) : 3 = 16,1 сут.**

Минимальный состав проходческой бригады в сутки

n_{min} **= 260,6:16,1 = 16,2 чел**. с учетом трехсменной работы принимаем n_1**= 18 чел.**

Уточненная продолжительность работ

t_l **= 260,6:8 ≈ 14,5 сут**.

Уточненный резерв времени на подготовку и нарезку блока

Δt **= 16,7 - 14,5 = 2,2 сут**.

Продолжительность работ по графику (см. рис. 9) **t=15,4 сут**, резерв времени

Δt **=16,7-15,4=1,3 сут.**

8. Сводные технико-экономические показатели по блоку.

Количество подготовительных и нарезных выработок на 1000 т подготовленных в очистной выемке запасов руды 11,53 м

Доля добычи рудной массы из подготовительных и нарезных работ - 14 %; из камер - 56 %, целиков - 30 %.

Среднесуточная производительность: рудника - 1574 т; камеры в период отбойки и выдачи рудной массы - 587 т; камеры с учетом закладочных работ - 340,65 т.

Производительность работ: при подготовке и нарезке блока - 16 сут; при отбойке и частичном выпуске рудной массы - 15 сут; при полном выпуске рудной массы - 14 сут; при закладке камеры - 21 сут; при выемке целиков - 18 сут. Итого по очистной выемке - 68 сут. Отработка блока составляет 84 сут.

Число блоков в одновременной работе: при подготовке и нарезке - 1; при отбойке и частичном выпуске рудной массы - 1; при полном выпуске рудной массы - 1; при закладке камеры - 1; при выемке целиков - 1. Всего блоков в одновременной работе - 5.

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

при бурении скважин - 226,9; при заряжании - 2060,4; на погрузке рудной массы - 150; средняя по очистной выемке - 38,4.

Расход ВВ при очистной выемке, кг/т: камеры - 0,3; целиков - 0,25; средний - 0,283. Потери руды: при выемке камеры - 3,5%; при выемке целиков - 20%.

Разубоживание руды: при выемке камеры - 3,5 %; при выемке целиков - 15%.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 23

СИСТЕМЫ С ЗАКЛАДКОЙ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

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

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

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

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

При крутом падении бок жилы подрабатывают с той стороны, с которой имеется более четкий и правильный контакт или зальбанд;

породы отличаются от руды по цвету, крепости и т. п. С опережением на слой отбивают более слабую руду или породу. Часто применяют шпуры диаметром 30-32 мм и рассредоточенные заряды ВВ.

Ширину подрывки породы (м) определяют по формуле

$$\mathbf{M_п=m_р/K_з/(K_рK_п)}, \qquad (1)$$

где $m_р$ - мощность рудного тела, м;

$К_з$=0,75÷0,8 - коэффициент заполнения выработанного пространства;

$К_р$= 1,35÷1,5 - коэффициент разрыхления подрываемой породы в закладке;

$К_п$ = 0,85÷1,0 - коэффициент использования подорванной породы для закладки очистного пространства *(верхний, обогащенный полезным компонентом слой породы иногда выдают вместе с рудной массой).*

Среднесуточную производительность блока (т) рассчитывают по формуле

$$\mathbf{P_о}= \frac{Дц}{\boldsymbol{t}доб+\boldsymbol{t}зак} *\mathbf{n_c n_з} \qquad (2)$$

где $Д_ц$ - количество рудной массы, добываемое в блоке (добычном участке) за цикл работ, т;

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

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

$n_с$ - число рабочих (добычных) смен в сутки;

$n_з$ - число забоев в блоке.

Общее число блоков (добычных участков) в одновременной очистной выемке определяют по формуле

$$\mathbf{n_о=K_о *A*Ψ/(m*P_о)} \qquad (3)$$

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

А - годовая производительность рудника, т;

m - число рабочих дней в году;

$Р_0$ - среднесуточная производительность блока (добычного участка), т;

ψ - коэффициент резерва.

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

в одновременной выдаче рудной массы;

$$\mathbf{n_{доб}=n_o t_{доб}/(t_{доб}+t_{зак})} \quad (4)$$

в одновременной закладке

$$\mathbf{n_{зак}=n_o t_{зак}/(t_{доб}+t_{зак})} \quad (5)$$

Пример 1. <u>Система разработки горизонтальными слоями с гидравлической закладкой очистного пространства</u>.

Произвести расчет системы разработки для следующих условий: глубина работ Н=320 м; средняя мощность рудного тела m = 2,5 м;

угол падения α = 65°; коэффициент крепости пород: руды $f_р$ = 6÷8,

вмещающих пород $f_п$ = 4÷5; плотность руды в массиве γ =3,8т/м^3;

высота этажа $h_{дт}$= 40 м; закладка выработанного пространства - твердеющая, расход цемента на 1 м^3 - 160 кг;

производительность закладочного комплекса $Р_{з.к}$ = 330 м^3/сут;

междуэтажный целик извлекается подэтажным обрушением с торцовым выпуском отбитой руды;

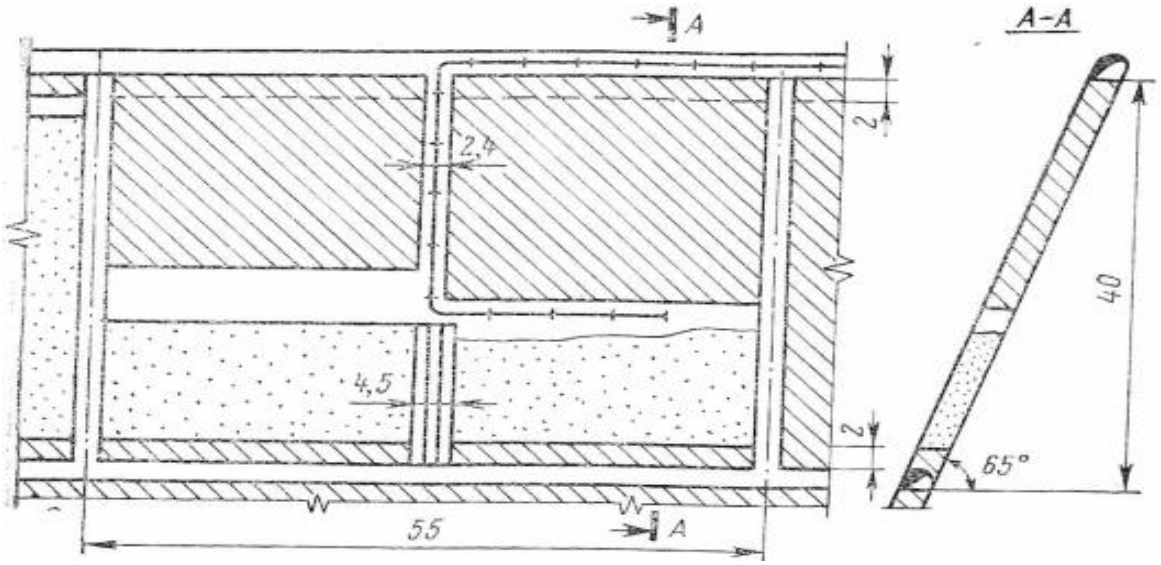
среднесуточная производительность блока при выемке целиков $Р_{о.ц}$=150 т; потери руды: при выемке камеры $П_к$ = 3 %, при выемке целика $П_ц$ = 10 %; разубоживание руды: при выемке камеры $Р_к$ = 3 %, при выемке целика $Р_ц$= 10 % ;

годовая производительность рудника А = 450 тыс. т;

число рабочих дней в году - 305, число рабочих смен в сутки - 3, продолжительность смены - 6 ч.

Решение.

1. Система разработки показана на рис. 1.



2. Объем подготовительных и нарезных работ и распределение балансовых запасов по стадиям работ приведены в табл. 2.

Таблица 2

Стадии работ	Число выработок	Длина, м		Площадь поперечного сечения, выработки, м²	Объем по руде, м³	Балансовые запасы, т
		одной выработки	общая			
Подготовительные 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					4070	15 466
то же, целиков (около штреков)					480	1824
Итого					4550	17 290
Всего по блоку			149,6		5500	20 900

Удельный объем подготовительных и нарезных работ.

$$\mathbf{К_у = \frac{687+263}{5500} * 100 = 17\%}$$

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

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

3. Подсчет показателей извлечения руды по стадиям работ приведен в табл. 3.

Таблица 3

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	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	15 466	0,97	0,03	15 002	15 466	0,74
то же, целиков	1824	0,9	0,1	1462	1824	0,087
Итого	17 290	0,952	0,048	16 464	17 290	0,827
Всего по блоку	20 900	0,96	0,04	20 074	20 900	1,00

Доля участия в добыче рудной массы: из камеры $\mathbf{К_{о.к} = 0,74}$ из целиков $\mathbf{К_{о.ц} = 8.7\ \%.}$

4. Расчет подготовки и нарезки блока.

Откаточный штрек проводят при общей подготовке этажа. Объем работ, проходческое оборудование и нормы выработки на проходческие работы приведены в табл. 4.

Таблица 4

Выработки	Общая длина, м	Площадь поперечного сечения в проходке, м²	Суммарный объем выработок, м³	Проходческое оборудование на забой	Число рабочих на забой	Комплексная норма выработки, м³/чел-смену
Блоковый восстающий	42	6,0	252	КПВ-2 ППН-2Г	2	6,0
Подсечная выработка	52,6	5,0	263	БК-2 ЛС-2 ППН-2Г	2	7,5

Проходка выработок в блоке ведется последовательно; продолжительность проходки блокового восстающего

$$\mathbf{t_1 = \frac{252}{2*6*3} = 7\ сут;}$$

подсечной выработки

$$\mathbf{t_2 = \frac{263}{2*7.5*3} = 5.84 \approx 6\ сут.}$$

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

4. Расчет очистной выемки.

Отработка камеры.

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

Продолжительность уборки отбитой рудной массы

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

Трудоемкость работ $\mathbf{N_{у.сл} = 2t_{у.сл} = 2*3 = 6}$ **чел-смен**.

Трудоемкость работ на 1000 т добытой рудной массы

$$\mathbf{N_{у.о} = (Nу.сл/Дсл)\cdot 1000 = (6/500) \bullet 1000 = 12 \text{ чел-смен}}.$$

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

$$\mathbf{Q_З = VK_з\ (\ 1- \varphi\ )\ (1 + \lambda)/К_р}\ ,$$

где V - объем закладываемого слоя, $м_З$;

$К_з$ - коэффициент полноты закладки слоя;

φ - коэффициент усадки закладки;

λ - коэффициент выноса закладочного материала водой;

$К_Р$ - коэффициент разрыхления породы.

При закладочном материале из песка и глины

$$\mathbf{Q_З = 65,8 \bullet 2 \bullet 0,75\ (1+0,1)\ (1 + 0,5)\ ;\ 1,1 = 103,7\ м^3.}$$

Расход воды при Ж : Т = 3 : 1, $\mathbf{Q_В = 3\ *103,7 = 311\ м^3.}$

Расход цемента на 1 цикл работ $\mathbf{Q_ц = 0,16Q_З = 0,16*103,7 = 16,6}$ **т**.

Расход цемента на 1000 т добытой рудной массы

$$\mathbf{Qц.о = (16,6/500)\cdot 1000 = 33,2}\ \mathbf{т}.$$

Продолжительность закладки слоя

$$\mathbf{t_{зак} = Qз/Рз.к = 103,7/330 = 0,32\ сут \approx 1\ смена}$$

Закладку в забое производят двое рабочих. Подготовку забоя к закладке и наращивание ходков и рудоспуска два рабочих выполняют за одну смену.

Общая продолжительность закладочных работ на слой

$$\mathbf{\sum t_{зак} = 1 + 1\ = 2\ смены}.$$

Трудоемкость работ на один слой

$$\mathbf{N_{зак.сл} = 2\sum t_{зак.сл} = 2*2 = 4\ чел\text{-}смены}$$

Трудоемкость работ по закладке на 1000 т добытой рудной массы

$$\mathbf{N_{зак.о} = (N_{зак.сл}/Д_{сл})\ 1000 = (4/500) \bullet 1000 = 8\ чел.смен}.$$

Организация работ в блоке.

Выдачу рудной массы и закладку в полублоках производят поочередно (рис. 2). После закладочных работ 7 смен отводят на затвердевание закладки, после чего приступают к бурению скважин.

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

Среднесуточная производительность блока по формуле (2) составляет (без выемки целиков)

$$\mathbf{n_{о.к}} = \frac{0,74*450\,000*1,3}{305*250} = \mathbf{5,7}$$

Из них:

на выдаче руды по формуле (4)

$$n_{доб}=6*\frac{2}{2+2}=3;$$

под закладкой по формуле (5)

$$n_{зак}=6\frac{2}{2+2}=3.$$

Отработка целиков.

Удельный расход ВВ при выемке целиков $q_{о.ц}$**=0,35 кг/т** добытой рудной массы.

Количество рудной массы, добываемой из целиков (см. табл. 3),

$$Д_ц = 1824 \text{ т}.$$

Количество ВВ на отбойку руды в целиках

$$Q_ц = q_{о.ц} Д_ц = 0,35*1824 = 638,4 \text{ кг}$$

Суммарная длина скважин

$$L = 638,4 \bullet (0,7 \bullet 2,21) = 412,7 \text{ м},$$

где 2,21 - масса заряда на 1 м длины скважины, кг;

0,7 - коэффициент использования длины скважин под заряд ВВ.

Расход скважин на 1000 т добываемой рудной массы

$$l_{о.ц}=412,7/1824*1000=226,2 \text{ м}$$

Общая трудоемкость работ при бурении скважин

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

Трудоемкость работ при бурении на 1000 т добываемой рудной массы

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

Суммарное время на заряжание скважин

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



Рис. 2. График организации работ в блоке

Трудоемкость работ по заряжанию

$$N_{з.ц}=2t_ц = 2*0,43=0,86 \text{ чел-смены}.$$

Трудоемкость работ по заряжанию на 1000 т добываемой рудной массы

$$N_{з.ц}=\frac{0.86}{1826}1000=0.47 \text{ чел-смен}.$$

Общая трудоемкость работ на уборке рудной массы

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

где 170 - эксплуатационная производительность ПД-3.

Трудоемкость работ на 1000 т добываемой рудной массы

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

Продолжительность отработки целиков

$$t_{0.ц} = Дц/P_{0.ц} = 1824 : 150=12 \text{ сут}.$$

Число блоков с одновременной выемкой целиков

$$n_{о.ц} = n_{0.К}*t_{0.ц}/t_{0.К} = 6 \cdot 12 : 62 = 1,16 \approx 1.$$

Суммарная трудоемкость очистной выемки блока приведена в табл. 5.

Таблица 5

Выработки	Объем руды, т	Трудоемкость работ, чел-смен								
		на 1000 т рудной массы				на весь объем работ				
		Бурение	Заряжание	Доставка	Закладка	Бурение	Заряжание	Доставка	Закладка	Итого
Камера	15 466	11,12	0,8	12	8	171,98	12,37	185,6	123,73	493,68
Целик	1824	9,1	0,47	12	—	16,6	0,86	21,9	—	39,36
Всего	17 290	—	—	—	—	188,58	13,23	207,5	123,73	533,04

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

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

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

при выемке камеры $P_{0.к}=15\,466 : 493,68 = 31,33$;

при выемке целиков $P_{0.ц}=1824 : 39,36 = 46,34$;

при отработке блока $P_0= 17\,290 : 533,04 = 32,44$.

Средний удельный расход ВВ при очистной выемке

$$q_о=\frac{0,43*15466+0,35*1824}{17290}=0,42 \text{ кг/т}.$$

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

6. Число блоков в одновременной подготовке и нарезке.

Объем подготовительных и нарезных работ в блоке приведен в табл. 7.22. Продолжительность работ $t_{п.н}$ = **13 сут**, а при очистной выемке (без целиков) $t_{о.к}$ **= 62 сут.**

Число блоков в одновременной подготовке и нарезке для обеспечения необходимого резерва подготовленных и готовых к очистной выемке рудных запасов

$$n_{пн} =n_{ок}*t_{п.н}/t_{о.к}=6•13:62=1,25≈2.$$

7. Сводные технико-экономические показатели по блоку.

Количество подготовительных и нарезных выработок на 1000 т подготовленных к очистной выемке запасов **$К_{п.ц}$ = 8,65 м**.

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

Среднесуточная производительность по руднику - **1475 т**; при выемке камеры - **250 т** и целика - **150 т**. Продолжительность подготовки и нарезки блока - **13 сут**; при выемке камеры - **62 сут**; целика - **12 сут**.

Продолжительность отработки блока **87 сут**. Число блоков в одновременной работе при подготовке и нарезке - **2**; при выемке камер - **6**; целиков - **1**. Всего - **9** блоков.

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

при бурении скважин - **91,7;**

при доставке рудной массы - **83,32**;

средняя по блоку - **32,44**.

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

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

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

Пример 2. Система разработки с закладкой очистного пространства подрываемыми в очистном забое породами

Произвести расчет системы разработки для следующих условий: глубина работ H= 175 м; средняя мощность рудного тела m = 0,4 м; средний угол падения α = 80°; коэффициент крепости руды $f_р$ = 5-7, вмещающих пород $f_п$ = 8-10; плотность руды в массиве у = 4 т/м^3; высота этажа $h_{Эт}$ = 30 м, высота отбиваемого слоя руды h=1,5 м; руды и порода отбиваются раздельно (сначала руда, затем порода); потери руды при очистной выемке $П_р$ = 10 %; разубоживание $Р_р$ = 20%; годовая производительность рудника А = 120 тыс. т; число рабочих дней в году - 305, число добычных смен в сутки - 3.

Решение.

1. Система разработки показана на рис. 3.

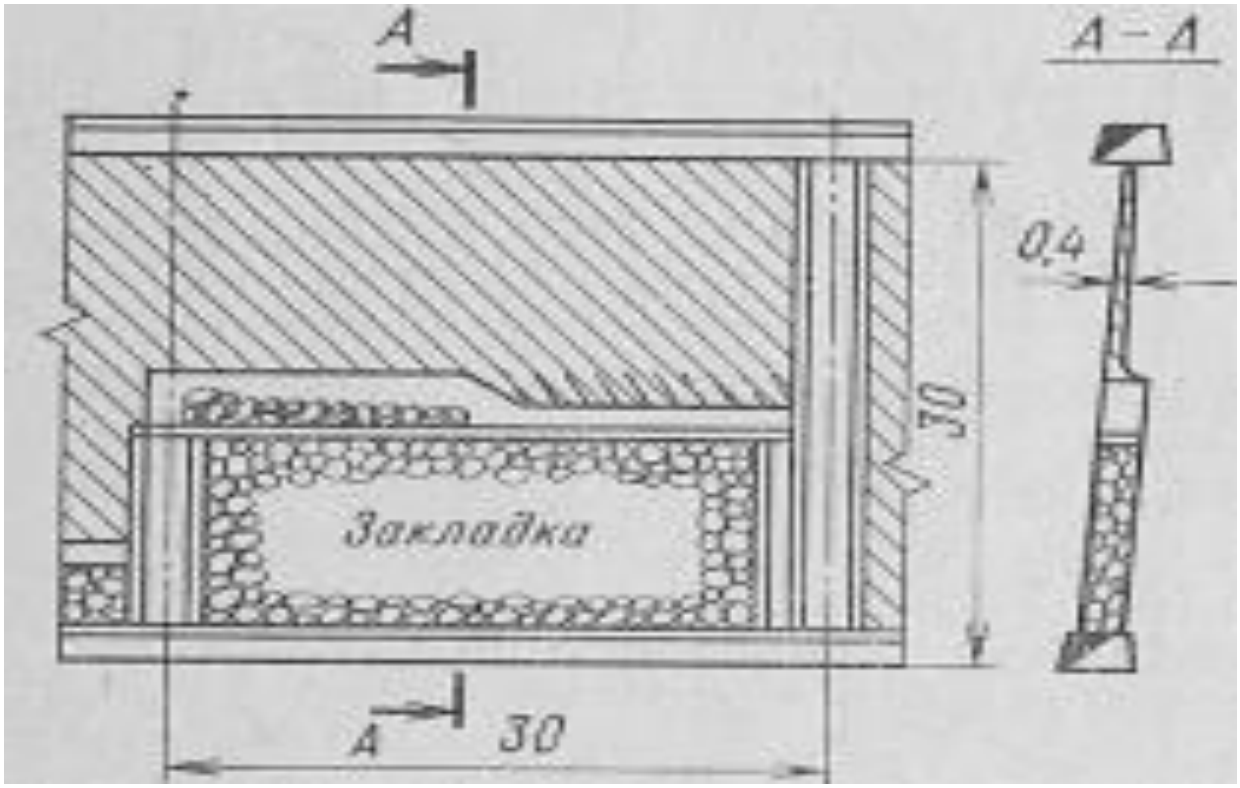


Рис.3. Система разработки с закладкой от подрывки боковых пород

1.Объем подготовительных и нарезных работ в блоке и распределение балансовых запасов по стадиям работ приведены в табл. 7.24.

Удельный объем подготовительных и нарезных работ $К_у$ = 21,7 %.

Коэффициент подготовки и нарезки блока (на 1000 т подготовленных запасов руды)

$$К_{п.н}=(1000*60)/1440-312=53,2 \text{ м.}$$

1. Объем подготовительных и нарезных работ в блоке и распределение балансовых запасов по стадиям работ приведены в табл. 6.

Разубоживание руды определяют по формуле

$$Р_{п.н}= (V_{п.н} -V_р)/V_{п.н},$$

где $V_{п.н}$ - общий объем подготовительных и нарезных выработок на блок, $м^3$;

$V_р$ - объем подготовительных и нарезных выработок на блок по руде, $м^3$.

Коэффициент извлечения руды при проведении этих выработок принимаем

$$к_{и.р} = 1,0.$$

Необходимая ширина подрывки пород в очистном пространстве (подсечном забое) по формуле (1)

$$М_п = 0,4\frac{0.8}{1.4*0.8} = 0,3 \text{ м},$$

где 0,4 - мощность рудного тела, м; 0,8 - коэффициент заполнении выработанного пространства; 1,4 - коэффициент разрыхления породы в закладке; 0,8 - коэффициент использования подорванной породы для закладки.

Таблица 6

Выработки	Число выработок на блок	Общая длина выработок, м	Площадь поперечного сечения в проходке, м²		Объем по руде, м³	Балансовые запасы	
			по руде	по породе		т	% к балансовым запасам блока
Подготовительные и нарезные работы							
Откаточный штрек с подсечным слоем	1	30	1,8	7,5	54	216	—
Восстающий	1	30	0,8	2,2	24	96	—
Итого	2	60	—	—	78	312	21,7
Очистные работы							
					282	1128	78,3
Всего по блоку	2	60	—	—	360	1440	100,0

Следовательно, ширина очистного пространства

$$\mathbf{B = m_р + M_п = 0,4+0,3 = 0,7м}.$$

Площадь поперечного сечения подсечной выработки

$$\mathbf{S_П = 2* 0,7= 1,4\ м^2.}$$

Площадь типового сечения откаточного штрека с креплением деревом в проходке $\mathbf{S_ш= 7,9\ м^2.}$

Объем откаточного штрека с подсечным слоем

$\mathbf{V_ш = (S_Ш+ S_П)*30 = (7,9+ 1,4)*30=279\ м^3}$.

Объем восстающего $\mathbf{V_В = S_В*30 = 3*30= 90\ м^3}$.

Объем добываемой руды из подготовительных и нарезных выработок (см. табл. 7.24) $\mathbf{\sum V_Р = 78\ м^3}$.

Коэффициент разубоживания руды при проходке подготовительных и нарезных выработок определяют по формуле

$$\mathbf{P_{п.и} = V_ш + V_В - \sum V_Р)/(V_ш + V_В) = (279+ 90 -78)/(279 + 90) = 0,79}.$$

2. Извлечение руды по стадиям работ приведено в табл. 7.

Таблица 7

Стадии работ	Балансовые запасы, т	Коэффициент извлечения руды	Коэффициент разубоживания руды	Извлекаемые запасы, т	Добыто рудной массы, т	Доля в добыче рудной массы
Подготовительные и нарезные работы	312	1,0	0,79	312	1486	0,54
Очистные работы	1128	0,9	0,2	1015	1269	0,46
Всего по блоку	1440	0,92	0,52	1327	2755	1,0

Доля в добыче рудной массы из блока: при подготовке и нарезке - 54 % ($Л_{п.н}$ = 0,54); при очистной выемке - 46 % ($К_о$ = 0,46).

4. Расчет первоочередной подготовки и нарезки блока.

Объем работ приведен в табл. 8.

Таблица 8

Выработки	Длина, м	Площадь поперечного сечения в проходке, м²	Объем руды, м³	Проходческое оборудование на забой	Число рабочих на забой в смену	Комплексная норма выработки, м³/чел-смену
Откаточный штрек с подсечной выработкой	30	9,3	279	СБКН-2П ППН-2Г	2	4,5
Восстающий	30	3,0	90	КПВ-2 ППН-2Г	2	3,5

Проведение выработок в блоке последовательное; продолжительность проведения откаточного штрека с подсечной выработкой

$$t_1 = \frac{279}{2*3*45} = 11 \text{ сут},$$

восстающего

$$t_2 = \frac{90}{2*3*3.5} = 5 \text{ сут},$$

Общая продолжительность подготовки и нарезки блока

$$t_{п.н} = 11 + 5 = 16 \text{ сут.}$$

5. Расчет очистной выемки.

За один прием обуривается и отбивается половина длины блока (15 м).

Заряжание производят пневмозарядчиком, норма выработки на одного рабочего - 300 кг/смену.

Отбойка рудной массы ведется на настил, состоящий из двух слоев досок с брезентом между ними; уборка ее осуществляется скреперной лебедкой, норма выработки на уборку рудной массы - 60 т/чел-смену; после уборки рудной массы настил убирают и производят отбойку породы лежачего бока в закладку; норма выработки на зачистку рудной массы и уборку настила - 10 м^2/чел-смену; норма выработки на наращивание рудоспуска и ходка - 0,75 м/чел-смену,

двое рабочих выполняют эту работу в течение одной смены;

норма выработки на разравнивание поверхности закладки и устройство настила - 5 м^2/чел-смену.

Доставка отбитой рудной массы.

Продолжительность доставки отбитой руды к рудоспуску

$$t_{у.сл} = D_{сл}/60 = 100 : 60 = 1,7 \text{ смены.}$$

Трудоемкость работ (при работе двух человек в смену)

$$N_{у.сл} = 2t_{у.сл} = 2 \cdot 1,7 = 3,4 \text{ чел-смен.}$$

Трудоемкость работ по доставке на 1000 т добытой рудной массы

$$N_{у.о} = (3.4\backslash 100)1000 = 34 \text{ чел-смен.}$$

Закладка выработанного пространства.

Площадь настила в слое $S_н = Bl_{с.л} = 0,7*15 = 10,5$ м^2.

Время на зачистку рудной массы и разборку настила

$$t_{у.н} = S_Н/ (2 • 10) = 10,5/(2 • 10) = 0,525 \text{ смены,}$$

где 2 - число одновременно занятых рабочих.

Трудоемкость работ на разборке настила на слой

$$N_{у.п} = 2t_{у.н} = 2*0,525 = 1,05 \text{ чел-смены}.$$

Трудоемкость работ на 1000 т добытой рудной массы.

$$N_{у.и.о} = (1.05/100)1000 = 10,5 \text{ чел-смен.}$$

Трудоемкость работ на наращивание ходка и рудоспуска на слой

$$N_х = 2*1 = 2 \text{ чел-смен}.$$

Трудоемкость работ на 1000 т добытой рудной массы

$$N_{х.о} = (2/100) • 1000 = 20 \text{ чел-смен.}$$

Продолжительность обуривания забоя по породе на слой

$$t_{б.п} = 30,4/(2-28) = 0,55 \text{ смены}$$

где: 30,4 - суммарная длина шпуров, м;

2 - число перфораторов;

28 - норма выработки па перфоратор, м/смену.

Трудоемкость работ на бурение шпуров по породе

$$N_{б\ п} = 2*0,55 = 1,1 \text{ чел.-смен.}$$

Трудоемкость работ на 1000 т добытой рудной массы

$$N_{б-п-о} = (1,1/100)*1000 = 11 \text{ чел-смен}.$$

Количество ВВ для заряжания шпуров по породе

$$q_п = 0,79 • 30,4 = 23,3 \text{ кг}.$$

где 0,79 - удельный расход ВВ, кг/м.

Продолжительность заряжания шпуров

$$t_{з.п} = Q_п/2 • 300 = 23,3 : 600 = 0,04 \text{ смены}$$

Трудоемкость работ по заряжанию шпуров на слой

$$N_{з.п} = 2 • 0,1 = 0,2 \text{ чел-смены}.$$

Трудоемкость работ на 1000 т добытой рудной массы

$$N_{з.по} = (0,2/100) • 1000 = 2 \text{ чел-смены.}$$

Время на выравнивание закладки и устройство настила

$$t_н = S_Н/(2 • 5) = 10,5/10 = 1 \text{ смена.}$$

Трудоемкость работ на слой

$$N_п = 2*1 = 2 \text{ чел-смены.}$$

Трудоемкость работ на 1000 т добытой рудной массы

$$N_{Н.0} = (2/100) • 1000 = 20 \text{ чел-смен.}$$

Организация работ в блоке.

Блок по простиранию разделяют на две равные части (полублоки). В одной части ведутся работы по добыче рудной массы, в другой - по закладке.

По графику (рис. 7.23) цикл добычных и закладочных работ в полублоке выполняется за двое суток. В одновременной работе находятся два полублока. Среднесуточная производительность блока по формуле (2)

$$P_о = 100/6*3*2 = 100 \text{ т.}$$

Продолжительность очистной выемки блока

$$\mathbf{t_o = 1269/100 = 12{,}69 = 13\ сут,}$$

где 1269 - количество рудной массы, добываемое очистными работами, т.

Число блоков в одновременной работе, необходимое для обеспечения заданной годовой производительности рудника, по формуле (3)

$$\mathbf{n_0 = \frac{0.46*120000}{305*100}\,1.3 = 3}$$

Суммарная трудоемкость очистной выемки блока приведена в табл. 9.

Таблица 9

Виды работ	Объем на блок, т	Трудоемкость работ, чел-смен	
		на 1000 т	на весь объем
Бурение шпуров по руде	1269	17,5	22,2
Заряжание и взрывание		2,0	2,54
Доставка рудной массы		34,0	43,2
Разборка настила		10,5	13,33
Наращивание рудоспусков		20,0	25,4
Бурение шпуров по породе		11,0	13,96
Заряжание и взрывание		2,0	2,54
Устройство настила		2,0	25,4
Итого		—	148,57

Производительность труда, т/чел-смену:

при бурении скважин

$$\mathbf{P_б = \frac{1269}{22.2+13.96} = 35{,}1;}$$

при заряжании

$$\mathbf{P_з = \frac{1269}{2+2} = 317{,}25}$$

при доставке рудной массы

$$\mathbf{P_у = \frac{1269}{34} = 37{,}3;}$$

средняя по очистной выемке

$$\mathbf{P_{ср} = \frac{1269}{148.57} = 8{,}54}$$

6. Число блоков в одновременной подготовке и нарезке.

Продолжительность подготовки и нарезки блока $\mathbf{t_{п.н} = 16\ сут}$.

Число блоков в одновременной подготовке к нарезке, обеспечивающих необходимый резерв подготовленных и готовых к очистной выемке рудных запасов

$$\mathbf{n_{пн} = n_0(t_{пн}\,/t0) = 3\,\frac{16}{13} = 4}$$

7. Технико-экономические показатели по системе разработки. Количество подготовительных и нарезных выработок на 1000 т подготовленных к очистной выемке запасов руды **53,2 м**.

Добыча рудной массы из блока при подготовительных и нарезных работах - **54 %**, при очистных - **46 %**.

Среднесуточная производительность рудника - **393,4 т**, блока - **100 т**.

Продолжительность работ в блоке при подготовке и нарезке - **16 сут**, при очистной выемке - **13 сут.** Всего - **29 сут**.

Число блоков в одновременной работе при подготовке и нарезке - **4**, при очистной выемке - **3**. Всего **7** блоков.

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

при бурении скважин - **35,1**; при доставке рудной массы - **37,3**; средняя одного забойного рабочего - **8,54**.

Удельный расход ВВ - **0,6 кг/т**.

Потери руды при очистной выемке - **10 %,** разубоживание - **20 %**.

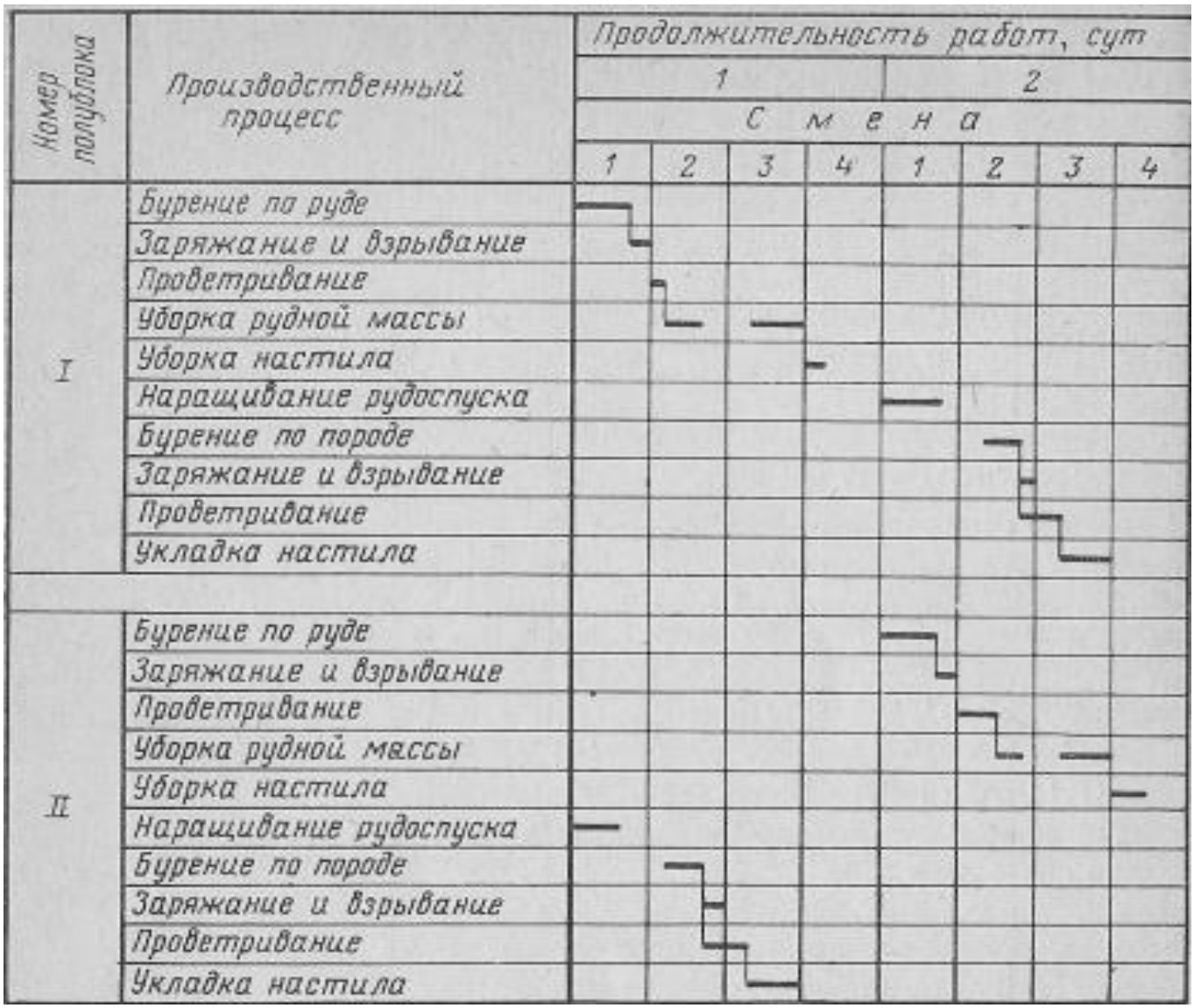


Рис. 4. График организации работ в блоке

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 24

ТЕХНОЛОГИЯ И РАСЧЕТ ПРОВЕТРИВАНИЯ ВЫРАБОТОК ПРИ ИХ ПРОХОДКЕ

Проветривание забоев должно обеспечить содержание кислорода в воздухе не менее 20 % (по объему), а углекислого газа не более 0,5%. При этом минимальная скорость движения воздуха должна быть 0,25 м/с, а температура воздуха не выше 26 °С при относительной влажности до 90%. Разжижение газообразных продуктов взрыва и удаление их из забоя должны происходить не более чем за 3 мин после взрывания зарядов.

Одиночные выработки с тупиковыми забоями проветривают вентиляторами местного проветривания ВМП по трем схемам: нагнетательной, всасывающей и комбинированной. Наиболее широкое распространение нашла нагнетательная схема.

При этой схеме ВМП устанавливают на свежей струе воздуха на расстоянии не менее 10 м от исходящей струи во избежание рециркуляции. При большой длине проветриваемой выработки для достижения повышенного напора или для снижения времени проветривания допускается каскадная установка ВМП. На негазовых горнодобывающих предприятиях возможно рассредоточенное расположение вентиляторов по металлическому трубопроводу. Допускается с разрешения главного инженера шахты установка ВМП в выработках с исходящей струей, если содержание метана в ней не превышает 0,5 %, а состав воздуха соответствует установленным нормам.

Подача ВМП не должна превышать 70 % того количества воздуха, которое поступает к нему за счет общешахтной депрессии. При установке в одной выработке нескольких вентиляторов, работающих на отдельные трубопроводы и расположенных на расстоянии не менее 10 м друг от друга, их суммарная подача не должна превышать 70 % количества воздуха, поступающего к первому вентилятору (считая по ходу струи). Расстояние от конца вентиляционной трубы до забоя в газовых шахтах должно быть не более 8, в негазовых 12, а на рудниках 10 м.

Количество воздуха $Q_э$ ($м^3$/мин) для проветривания тупикового забоя определяют по пяти факторам: количеству одновременно взрываемого ВВ, газовыделению, числу одновременно работающих людей, по минимальной скорости струи и тепловому. По количеству одновременно взрываемого ВВ

$$Q_Э = 2{,}25\frac{S_{СВ}}{t}\sqrt{\frac{R_1 Ab}{S_{СВ}p^2}}L^2,$$

где $S_{СВ}$ - площадь поперечного сечения выработки в свету, $м^2$; t - время проветривания выработки (не более 30 мин); R_1 - коэффициент, учитывающий обводненность выработки (для сухих - 0,8, влажных - 0,6, проводимых по водоносным породам или с применением водяных заслонов - 0,3);

A - количество одновременно взрываемого ВВ, кг; b - газовость ВВ (при взрывании по руде - 100 л/кг, по породе - 40 л/кг); p - коэффициент разжижения воздуха; L - коэффициент утечек воздуха.

Максимальная длина, на которой происходит разжижение ядовитых газов до допустимой концентрации (0,008 %) $L_{\max} = 12{,}5\dfrac{R_T Ab}{S_{CB}}$,

где R_T = 0,24÷0,67 - коэффициент турбулентной диффузии. Если $L_{\max} < L$, то в формулу подставляют $L_{\max}$.

Для прорезиненных труб коэффициент утечек воздуха равен:

Длина трубопровода, м.	100	200	300	400	500	600	700	800
Коэффициент утечки воздуха, *p*	1,07	1,14	1,19	1,25	1,3	1,36	1,39	1,43

Количество воздуха (м^3/мин) для проветривания выработки по газовыделению.

$$Q_З = \frac{100}{c - c_0} I_П$$

где $c \le 1\%$ - максимально допустимое содержание метана в исходящей вентиляционной струе; c_0 - содержание метана в поступающей вентиляционной струе, %; $I_П$ - суммарное метановыделение с обнаженной поверхности руданого пласта и из отбитого угля, м^3/мин.

Количество воздуха (м^3/мин) для проветривания выработки по наибольшему числу людей в забое $Q_З = 6n_л$,

где $n_л$ - наибольшее число людей, одновременно работающих в забое выработки.

Количество воздуха (м^3/мин) для проветривания выработки по минимальной скорости движения воздуха $Q_З = 60v_{\min}S_{CB}$

где $v_{\min}$= 0,15 м/с - минимально допустимая скорость движения воздуха в призабойном пространстве, м/с. Количество воздуха (м^3/мин) для проветривания выработки по тепловому фактору $Q_З = 20v_{n\min}S_{CB}$,

$v_{n\min}$-минимально допустимая скорость движения воздуха в выработке по тепловому фактору.

Для подачи в забой принимают наибольшее количество воздуха, полученное из расчетов по приведенным выше формулам.

Для металлических труб *p* принимают (*p = 1,36*).

При комбайновой технологии проведения выработок количество воздуха, необходимое для проветривания забоя, рассчитывают по всем факторам (кроме по одновременному взрываемому ВВ) и дополнительно еще по пылевому фактору.

По пылевому фактору $Q_З = 60v_{\min}S_{CB}$, где $v_{\min}$= 0,3 м/с - минимальная допустимая скорость движения воздуха по выработке.

Необходимая подача вентилятора (м^3/мин) $Q_В = pQ_З$,

Полный напор вентилятора (Па) $h = h_{СТ} + h_{ДИН}$,

Статический напор вентилятора $h_{СТ} = pRQ_В^2$,

а динамический $h_{ДИН} = v^2\gamma_В/(2g)$,

где v - средняя скорость движения воздуха на выходе трубопровода ($v = Q_B / S_{TP}$), м/с; γ_B=1,2 кг/м^3 - удельная масса воздуха; g = 9,81 м/с^2 -ускорение свободного падения; S_{TP} - площадь сечения вентиляционной трубы, м^2.

Потеря напора, вызванная сопротивлением трубопровода

$$R = 6{,}5\alpha L / d_{TP}^2$$

где α - коэффициент аэродинамического трения, зависящий от шероховатости стен труб (для прорезиненных труб α=0,00045, текстовинитовых-0,00016, металлических - 0,00035); d_{TP}-диаметр трубопровода, м.

Вентилятор подбирают по подаче и напору, по графикам рабочих зон вентиляторов.

В настоящее время изготавливают в основном регулируемые вентиляторы, что позволяет уменьшить их напор в начальной стадии проведения выработки с целью экономии энергии. Для проветривания выработок длиной до 1000 м используют электрические осевые вентиляторы местного проветривания ВМ-3М; ВМ-4М; ВМ-5М; ВМ-6М; ВМ-8М; ВМ-12М; ВЦ-7 и пневматические вентиляторы ВКМ-200А; ВМП-3м; ВМП-4; ВМП-5; ВМП-6м.

Широко применяют гибкие трубопроводы из прорезиненной ткани типа Му диаметром 400; 500 и 600 мм. Возможно использование металлических трубопроводов тех же диаметров звеньями до 3 м. При большой длине трубопроводов для уменьшения утечки воздуха и снижения его аэродинамического сопротивления в трубу вводят полиэтиленовый рукав.

Пример 1: Выбрать вентилятор (предварительно рассчитав потребную подачу и напор) с целью проветривания тупиковой выработки длиной L = 600 м; площадь поперечного сечения в свету S_{CB} = 7 м^2; ВВ - гранулит АС-8В; -количество одновременно взрываемого ВВ A = 38,2 кг. Выработка сухая

(R = 0,8). Способ проветривания - нагнетательный. Наибольшее количество потребного воздуха рассчитать по одновременно взрываемому ВВ. принимаем прорезиненные трубы диаметром d_T = 600 мм; время

Решение. При нагнетательном способе проветривания проветривания t = 30 мин (по ПБ); газовость ВВ b = 40 л/кг.

При длине выработки L = 600 м принимаем коэффициент утечек p = 1,36 и количество воздуха

$$Q_Э = \frac{2{,}25 \cdot 7}{60 \cdot 30} \sqrt[3]{\frac{0{,}8 \cdot 38{,}2 \cdot 40 \cdot 600^2}{7 \cdot 1{,}36^2}} = 2{,}85 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Проверяем минимальную скорость движения воздуха по выработке

$$v = 2{,}85/7 = 0{,}4 \text{ м/с} \succ 0{,}25 \text{ м/с}.$$

Определяем потребную подачу вентилятора

$$Q_B = pQ_З = 1{,}36 \cdot 2{,}85 = 3{,}85 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Определяем аэродинамическое сопротивление трубопровода из прорезиненных труб $R = 10 \cdot 6{,}5\alpha L / d_{TP}^5 = 65 \cdot 0{,}00045 \cdot 600 / 0{,}6^5 = 226\, H \cdot c^2/\text{м}^4$.

Рассчитываем депрессию трубопровода (напор вентилятора). Предварительно определяем скорость движения воздуха по трубопроводу

$v_T = Q_з / (\pi r^2) = 2{,}85/(3{,}14 \cdot 0{,}3^2) = 10{,}1$ м/с. Тогда $h_{CT} = pRQ_3^2 = 1{,}35 \cdot 226 \cdot 2{,}85^2 = 2480$Па; $h_Д = v^2 \gamma_B / (2g) = 10{,}1^2 \cdot 1{,}2 / 2 \cdot 0{,}81 = 63$Па; *h = 2480 + 63 = 2543* Па.

Подбираем вентиляторы по графикам рабочих зон вентилятора из книги [19], исходя из значений: Q_B = 3,85 м^3/с и *h* =25,43 Па. Принимаем вентилятор ВМ-6М, который имеет Q_B = 2÷8 м^3/с и обеспечивает давление *h* = 735÷3334 Па.

Пример 2: Рассчитать параметры вентилятора при проветривании порожняковой ветви скипового ствола при ее проходке, если площадь сечения ее в черте 16,8 м2, длина 316 м. Количество одновременно взрываемого ВВ -

54 кг (*b* = 40 л/кг), диаметр гибкого трубопровода 0,8 м, коэффициент утечек 1,116. Наибольшее число работающих людей в забое - 6 чел. Шахта негазовая, выработка сухая. Температура 22 °С, при влажности 90 % .

Решение: Определяем количество воздуха, которое необходимо подать в забой:

по расходу ВВ $Q_B = \frac{2{,}25 \cdot 16{,}8}{60 \cdot 30} \sqrt[3]{\frac{0{,}8 \cdot 54 \cdot 40 \cdot 316}{16{,}8 \cdot 1{,}116^2}} = 3{,}9$ м^3/с;

по минимальной скорости движения воздуха

$$Q_B = 60 \cdot 0{,}25 \cdot 16{,}8/60 = 4{,}2 \text{ м}^3/\text{с};$$

по числу работающих людей $Q_B = \frac{6 \cdot 6}{60} = 0{,}6$ м^3/с;

по тепловому фактору $Q_B = 20 \cdot 0{,}25 \cdot 16{,}8 = 1{,}4$ м^3/с;

Для дальнейших расчетов принимаем Q_3=4,2 м^3/с.

Определяем необходимую подачу вентилятора

$$Q_B = 1{,}116 \cdot 4{,}2 = 4{,}69 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Сопротивление трубопровода $R = 6{,}5 \cdot 0{,}00045 \frac{316}{0{,}85} = 3{,}55$ кμ.

Полный напор вентилятора $h = 1{,}116 \cdot 3{,}55 \cdot 4{,}2^2 + \frac{4{,}69^2}{3{,}14 \cdot 0{,}4^2} \cdot \frac{12}{2 \cdot 9{,}81} = 1874$Па.

По значениям Q_B и *h* подбираем вентилятор СВМ-6М с подачей от 3 до 7 м^3/с и давлением от 1177 до 2402 Па.

Пример 3: Рассчитать количество необходимого воздуха и выбрать средства проветривания проходимой выработки при следующих данных: площадь поперечного сечения в свету S = 17,3 м^2; конечная длина выработки 2000 м; наибольшее количество одновременно работающих людей в забое *n*= 8 чел. Забой сухой. Абсолютное газовыделение метана Q_{CH_4}=0,3 м^3/мин, углекислого газа Q_{CO_2}=0,2 м^3/мин. Концентрация метана и углекислого газа в поступающей вентиляционной струе c_0=0. Температура воздуха в забое

t=10 °С. Выработку проходят с помощью буровзрывных работ. Количество одновременно взрываемого ВВ *A* = 64,4 кг, газовость ВВ *b* = 40 л/кг, коэффициент утечек воздуха R_1= 1,54, коэффициент турбулентной диффузии R_T = 0,396.

Решение: По концентрации газов выбираем нагнетательную схему проветривания.

Расчет необходимого количества воздуха по наибольшему числу людей в забое

$$Q_З = 6 \cdot 8 = 48 \text{ м}^3/\text{мин};$$

по тепловому фактору $Q_З = 20 \cdot 0{,}25 \cdot 17{,}3 = 87 \text{ м}^3/\text{мин};$

по газовыделению (раздражение метана до 0,5 %)

$$Q_З = \frac{100 \cdot 0{,}3 \cdot 1{,}1}{1-0} = 33 \text{ м}^3/\text{мин};$$

по разжижению углекислого газа до 0,5 % $Q_З = \frac{100 \cdot 0{,}2 \cdot 1{,}1}{0{,}5-0} = 44 \text{ м}^3/\text{мин}$

Для вычисления количества воздуха по одновременно взрываемому ВВ, в связи с большой протяженностью выработки определим критическую длину выработки, на которой происходит разжижение ядовитых газов до допустимой концентрации (0,007 %). При этом длину тупиковой части выработки принимаем равной этой критической длине.

Критическая длина выработки $L_{\max} = 12{,}5\frac{0{,}396 \cdot 64{,}4 \cdot 40}{17{,}3} = 750$ м.

Тогда $$Q_З = \frac{2{,}25 \cdot 17{,}3}{30}\sqrt[3]{\frac{64{,}4 \cdot 750^2 \cdot 40 \cdot 0{,}8}{17{,}3 \cdot 1{,}54^2}} = 260 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

При обеспечении минимальной скорости движения воздуха $Q_З = 60 \cdot 0{,}25 \cdot 17{,}3 = 235{,}3 \text{ м}^3/\text{мин} = 4{,}33 \text{ м}^3/\text{с}$.

Необходимая подача вентилятора $Q_В = 1{,}54 \cdot 260 = 400 \text{ м}^3/\text{мин} = 6{,}66 \text{ м}^3/\text{с}$. Полный напор вентилятора при диаметре трубопровода 0,6 м

$$h = \frac{6{,}5\alpha L Q_В^2}{d_{TP}^2} + v_T^2\gamma_В / (2g) = \frac{6{,}5 \cdot 0{,}00035 \cdot 1{,}54 \cdot 2000 \cdot 6{,}66^2}{0{,}6^5} + \frac{6{,}66^2}{3{,}14 \cdot 0{,}3^{-2}} 1{,}2(2 \cdot 9{,}81) = 862 \text{ Па}.$$

Далее на совместном графике вентиляционных характеристик трубопроводов и вентиляторов из книги находим точку пересечения характеристики трубопровода с вертикальной прямой равных расходов, которая показывает величину депрессии, необходимой для подачи в забой потребного количества воздуха. Вентиляторы, графики, характеристики которых проходят через данную точку или несколько выше ее, обеспечивают проветривание выработки.

На основании этого приходим к выводу, что при длине тупиковой части выработки 2000 м требуется две вентиляторные установки и два става вентиляционных труб. Каждая вентиляторная установка состоит из двух вентиляторов СВМ-6М или одного вентилятора ВМ-6М. Проверку соответствия этих вентиляторов условиям проветривания производим с помощью совмещения графиков вентиляционных характеристик трубопроводов и принятых вентиляторов, которая показала, что при угле наклона лопаток θ=0, эти вентиляторы соответственно имеют $Q_В = 2 \times 240 = 480$ м^3/мин; $h = 2 \times 450 = 900$Па. Следовательно, принятые каскады вентиляторов вполне подходят.

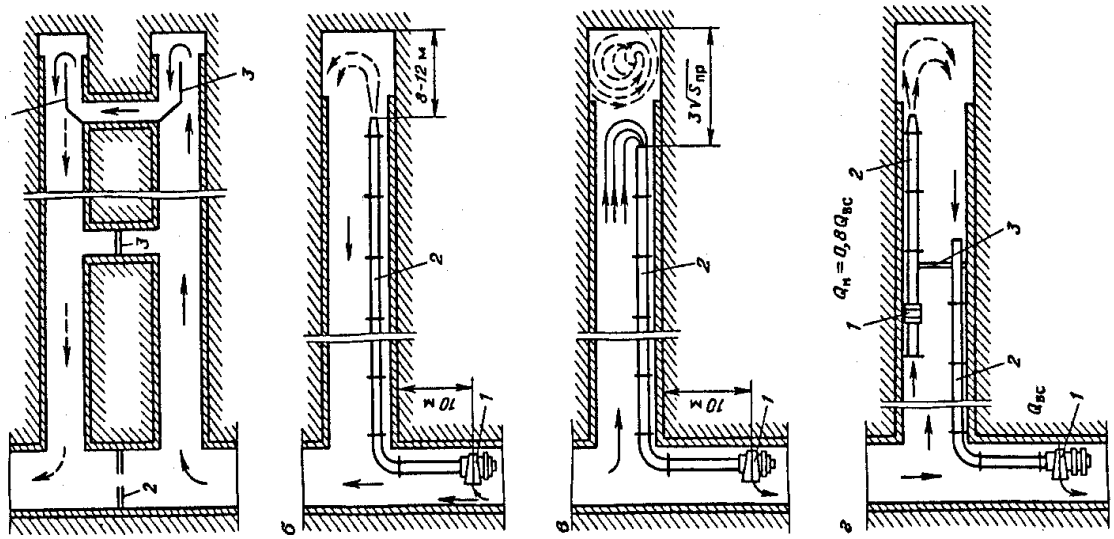


Рис.1. Схемы проветривания тупиковых выработок. *1 – трубопровод; 2 – перемычка; 3 – вентилятор; $Q_н$ и $Q_{вс}$ – производительность соответственно нагнетательного и всасывающего вентиляторов*

Задания к практической работе № 24

№	Площадь попереч-ного сечения, м^2	Время на проветрива-ние, мин	Кол-во одновремен но взрывамого ВВ, кг	Коэффиц-нт, учитывающий разжижение воздуха	Коэффициент, учитывающий утечки воздуха
1.	6,3	25	300	1,2	1,2
2.	7,2	30	400	1,15	1,25
3.	8,4	20	500	1,1	1,22
4.	9,8	15	600	1,12	1,19
5.	10,5	25	700	1,11	1,21
6.	11,4	25	800	1,13	1,23
7.	12,8	30	900	1,09	1,24
8.	14,4	20	1000	1,08	1,2
9.	15,75	15	900	1,07	1,25
10.	18,2	25	800	1,3	1,22
11.	6,3	25	700	1,2	1,19
12.	7,2	30	600	1,15	1,21
13.	8,4	20	500	1,1	1,23
14.	9,8	15	400	1,12	1,24
15.	10,5	25	300	1,11	1,2
16.	11,4	25	400	1,13	1,21
17.	12,8	30	500	1,09	1,22
18.	14,4	20	600	1,08	1,23
19.	15,75	15	700	1,07	1,24
20.	18,2	25	800	1,3	1,25

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 25

РАСЧЕТ ЭТАЖНО-КАМЕРНОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Исходные данные. Разработка участка месторождения запроектирована этажно-камерной системой с отбойкой вертикальных слоев руды встречными веерными комплектами глубоких скважин. Мощность пласта 20 м, руда магнетитовая с коэффициентом крепости f=8-10. Вмещающие породы - устойчивые сиениты и габбро (f=10-12). Плотность руды 3,5 т/м^3, вмещающих пород 2,8 т/м^3. Падение пласта вертикальное.

Подсечка траншейная, выпуск руды производится на горизонт скреперования, расположенный в кровле откаточных ортов. Схема расположения подготовительно-нарезных выработок показана на рис. 1.

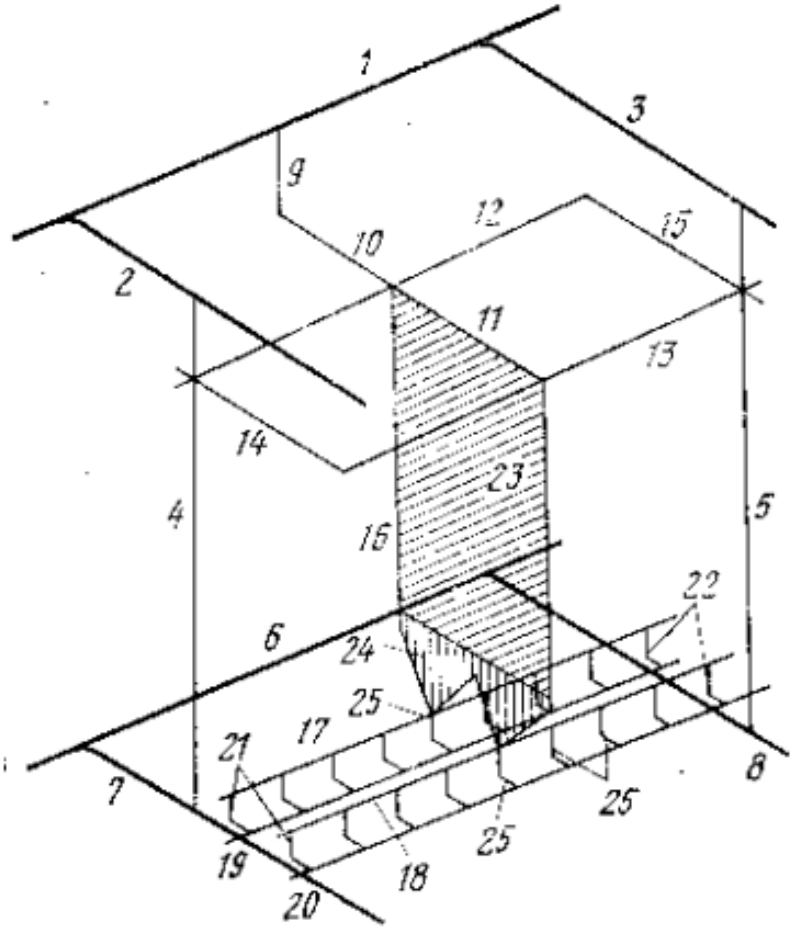


Рис. 1. Схема подготовки блока при этажно-камерной системе разработки

Выработки *1, 2, 3, 6* проведены до начала подготовки блока.

На рис. 2 изображена система после завершения начальной стадии очистной выемки.

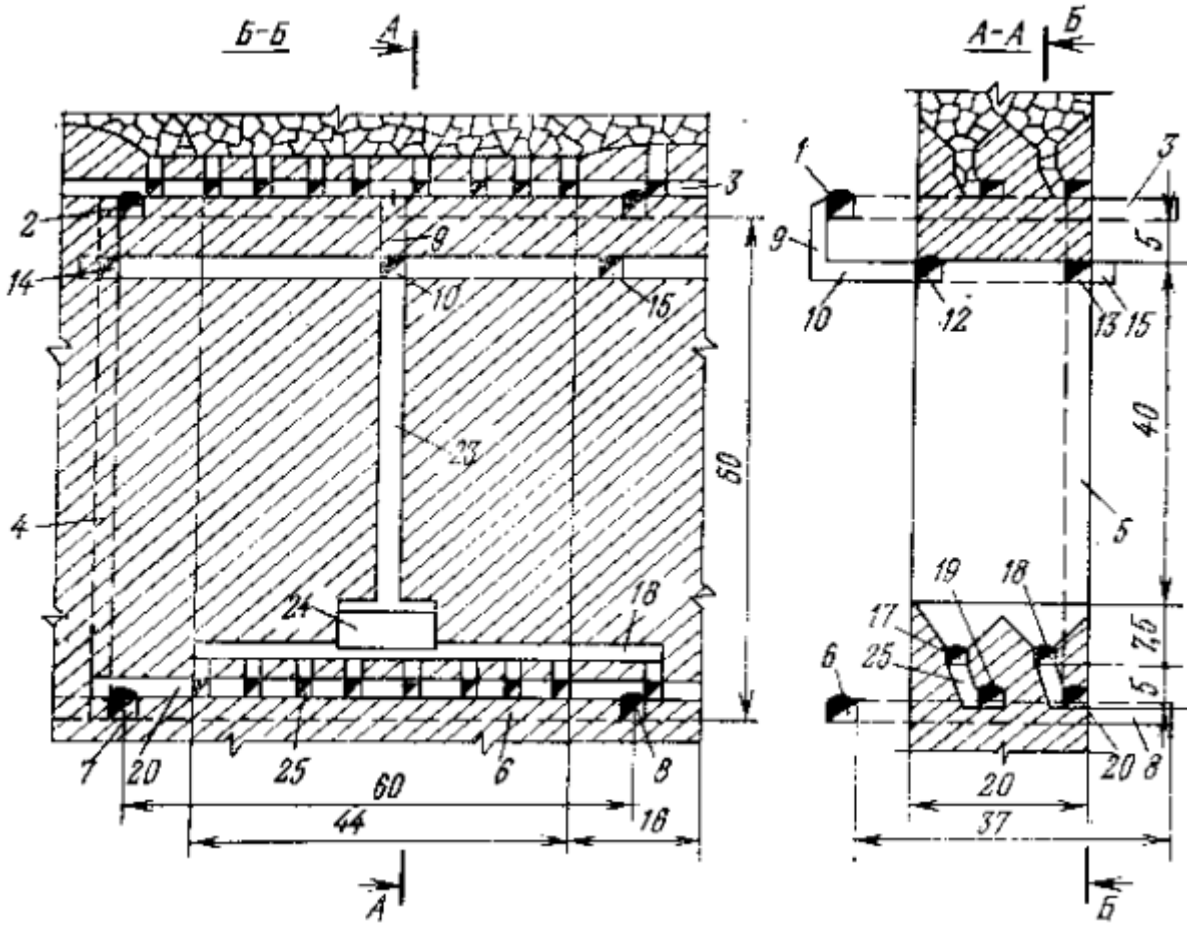


Рис. 2. Схема этажно-камерной системы разработки:
1 - вентиляционный штрек; 4,5 – восстающие; 7,8 - откаточные орты;
9,10 - вентиляционные сбойки; 11 - отрезной орт; 12,13 - буровые штреки;
14,15 - вентиляционные орты; 16 - отрезной восстающий;
17,18 - траншейные штреки; 19,20 - штреки скреперования;
22 - четырнадцать дучек и 4 ходка; 23 - отрезная щель; 24 - подсечка блока

Распределение промышленных и извлекаемых запасов по элементам системы разработки приведено в табл. 1.

Таблица 1

Элементы системы разработки (см. рис. 137)	Длина, м, число	Объем, м³	Промышленный запас		Коэффициент извлечения	Извлекаемый запас		Коэффициент убожи-вания	Количество рудной массы, т
			т	%		т	%		
Подготовительные выработки									
Штрек откаточный *6*	60	540							
Орт откаточный *8*	37	296	560						
Восстающий блоковый *5*	60	300	1 050						
Нарезные выработки									
Штреки скреперования *19, 20*	60×2	600	2 100						
Штреки траншейные *17, 18*	55×2	440	1 540						
Ходки *21, 22*	5×4	80	280						
Дучки *25*	5×14	280	980						
Отрезной восстающий *16*	40	120	420						
Буровые штреки *12, 13*	53×2	742	2 597						
Орты *14, 15*	22×2	308	980						
Орт отрезной *11*	16	112	392						
Сбойка вентиляционная *9*	8	24	—						
Сбойка вентиляционная	10	40							
Итого	701	3882	10 899	4,3	1	10 899	5,3	0,05	11 450
Очистная выемка									
Отрезная щель *23*		1 600	5 400						
Подсечка первоначальная *24*		900	3 350						
Подсечка параллельно с очистной выемкой		1 740	6 090		0,95	5 800	—	0,1	6 430
Нормальная стадия		33 000	115 500	46	0,95	110 000	53	0,1	122 000
Итого		37 240	130 340	52	0,95	124 000	60	0,1	138 000
Отработка целиков		31 646	110 761	43	0,65	72 000	34	0,2	90 000
Всего		72 768	25 200	100	0,82	207 000	100	0,136	239 500

В первой графе указан номер выработки (по рис. 1 и 2).

Один блоковый восстающий и откаточный орт в таблицу не включены, так как они будут служить для отработки соседнего блока.

Разубоживание при проведении выработок принято 5% (0,05) в связи с тем, что ряд нарезных выработок 12, 13, 20 располагается по контакту с пустыми породами. Суммарные коэффициенты потерь и разубоживания определены после вычисления извлекаемого запаса и рудной массы.

Удельный вес подготовительных работ составляет

$$3882 : 72000*100 = 5,4\ \%.$$

Опуская расчет проходки подготовительных и нарезных выработок, поскольку он рассматривается в курсе проведения и крепления горных работ, рассмотрим на примере расчет технологического процесса очистной выемки.

Расчет нормальной стадии очистной выемки

Нормальная стадия очистной выемки (см. рис. 2) состоит в бурении из штреков 12 и 13 встречных веерных комплектов глубоких скважин с последующим их заряжанием и взрыванием, проветриванием очистного пространства и доставкой отбитой руды скреперованием по штрекам 19 и 20 к погрузочным полкам в ортах 7 и 8.

Скважины бурят станком НКР-100М, доставка руды скреперной лебедкой ЛС-55 со скрепером вместимостью 0,35 м^3. В каждом штреке скреперования установлены по две лебедки.

На основании практических данных для скважин диаметром 100-110 мм принимаем толщину отбиваемого слоя 3,5 м при расстоянии между концами скважин 4 м. Объем слоя без учета потерь и разубоживания руды равен $20 \bullet 40 \bullet 3,5 = 2800$ м^3.

Суммарная глубина скважин на слой

$$2AB/a = 2*40*20 : 4 = 400 \text{ м}.$$

Суммарный заряд на слой при вместимости в 1 м скважины 7 кг и коэффициенте заполнения скважин 0,75 составит 7 * 400 * 0,75=2100 кг.

1. Продолжительность обуривания слоя одним буровым станком при сменной производительности бурения по породам данной крепости 6,9 м/смену будет равна 400 : 6,9 = 58 смен.
2. Сменная производительность лебедки ЛС-55 со скрепером вместимостью 0,35 м^3 при среднем расстоянии скреперования 15 м равна 38,3 м^3 (в массиве).

При загрузке одного состава одновременно двумя скреперными лебедками определяем производительность двух лебедок (с учетом поправочного коэффициента 0,9, учитывающего увеличение простоев лебедки при замене вагонов)

$$38,3 *0,9*2 = 69 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

Продолжительность уборки руды одного слоя (с учетом 210 м^3 подсечки на каждый отбитый слой, которая ведется параллельно с отбойкой скважин)

$$(2800+210) : 69=45 \text{ смен}.$$

3. В расчете очистной выемки при этажно-камерных системах разработки важна связь буровых работ с уборкой руды. Время обуривания слоя должно равняться времени уборки отбитой руды. В нашем случае время на уборку руды

45:3=15 сут, а бурение двумя станками (из двух буровых штреков) 58 : 2 : 3 = 9,7 сут. Продолжительность операций можно уравнять, приняв двусменную работу станков в сутки; тогда время обуривания составит 58 : 2 : 2= 14,5 сут.

4. На заряжание и взрывание двух слоев принимаем две смены. При норме 850 кг/смену расход рабочей силы только на заряжание составит

2*2100 : 850=5 чел/смену.

5. На проветривание и на приведение выработок в безопасное состояние и текущий ремонт оборудования принимаем по две смены. Буровые станки можно ремонтировать в третью нерабочую смену.

Отработка слоев с двух сторон одновременная при замедленном взрывании одного слоя относительно другого. Число отбиваемых слоев при ширине отрезной щели 2-2,2 м равно (44-2,1):3,5=12; число циклов (взрывов) 12:2 = 6.

На период взрыва буровые станки во избежание поломок их взрывной волной целесообразно переносить из буровых штреков в орты 14 и 15 (см. рис. 1 и 2).

Заряжание и взрывание скважин приурочивается к концу рабочей недели, чтобы для проветривания использовать нерабочий день. Такая организация работ обычно требует значительного опережения бурения; число слоев, взрываемых за один прием, так же как и интервалы между взрыванием, непостоянны.

6. Подсечка ведется параллельно с очистной выемкой. Объем подсечки 1740 м^3 (сюда не входят 900 м^3, извлеченных из подсечки до начала очистной выемки).

Для подсечки принимаем штанговые шпуры диаметром 72 мм. Толщина отбиваемого при подсечке слоя 2 м; расстояние между концами штанговых шпуров 2 м. Выход горной массы с одного шпурометра составит 2 м^3; удельный расход аммонита №6 = 1,5 кг/м^3.

Приняв производительность труда бурильщика 8 м/смену, определим продолжительность подсечки одним бурильщиком

1740 : 8 = 108 смен (36 сут).

7. Коэффициент использования скреперных установок во времени для данных условий не превышает 0,3, вследствие чего скреперист, имеющий Единую книжку взрывника, имеет возможность выполнять ликвидацию зависания руды в дучках и вторичное дробление руды на горизонте скреперования. Принимаем для данных условий расход ВВ и ДШ па вторичное дробление равным 50 % от расхода на первичную отбойку.

8. Затраты труда на зарядку штанговых шпуров при норме на одного взрывника 400 кг/смену составят 1,5*1740:400 = 6 чел-смен.

9. Затраты па подноску ВМ определяются исходя из нормы 60 мешков в смену на одного подносчика при подъеме по восстающим выработкам (лебедкой), 80 мешков при подноске вручную по горизонтальным выработкам (до 30 м) и 70 мешков при доставке в вагонетках.

Основные показатели нормальной стадии очистной выемки (с подсечкой) следующие:

Объем, м^3..... 34 740

Извлекаемый запас, т 115 800
Количество рудной массы, т … ... 128 430
Расход материалов и энергии на весь объем:
ВВ, кг 41 700
в т.ч. на вторичное дробление .. 13 900
детонирующий шнур, м 18 900
в т.ч. на вторичное дробление 6300
буровые коронки для станка, шт 95
буровой стали, м 144
буровые коронки (для перфоратора), шт 18
пневмоударник, шт 4
канат скреперной лебедки,м 1200
электроэнергия, кВт*ч 75 000
сжатый воздух, $м^3$ 1700000
вода, $м^3$ …….. 3240
Выход рудной массы с 1 м скважины, т 25
Среднесменная производительность труда, т:
забойного рабочего за период нормальной
стадии очистной выемки …… 43,5
бурильщика (на станке) 76
скрепериста 110
Затраты труда, чел-смен ..... 2951, в т.ч.:
машиниста бурового станка 800
помощника машиниста бурового станка 800
скрепериста 1180
бурильщика (на подсечке) 108
взрывника 36
подносчика ВМ 27
Производительность блока, т/мес 39000
Продолжительность цикла, смен 50
Общая продолжительность стадии, смен 345
Задолженность оборудования (в станко-сменах):
буровой станок НКР-100М..... 1200
перфоратор ПК-60 108
скреперная лебедка ЛС-55..... 1180
погрузочный скреперный полок 1180

Построение графиков на отработку блока

На основе проведенных расчетов построены циклограммы на отработку слоя и камеры (рис. 3). Рабочая неделя - непрерывная.

Общая продолжительность нормальной стадии очистной выемки камеры 345 смен. Месячная производительность блока 128430*90:295=39000 т.

а

Наименование операций	Продолжительность (в смену)	Сутки; смены 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17
Бурение	29	
Скреперование	45	
Заряжание и взрывание (подноской ВМ)	2	
Проветривание	2	
Приведение выработок в безопасное состояние	2	
Текущий ремонт оборудования, переноска станков до взрыва и после взрыва	4	

б

Наименование операций	Месяцы, декады 1 (1 2 3) 2 (1 2 3) 3 (1 2 3) 4 (1 2 3)
Бурение (в 2 смены)	
Скреперование (в 3 смены)	
Заряжание, взрывание, проветривание и прочие операции	
Продолжительность (смены)	

Рис. 3. Циклограмма на отработку слоя (а) и блока (б)

Таблица 2

Выработка (в скобках число)	Длина, м. Объем одной выработки, м³	Номера выработок	Скорость проходки в месяц одним забоем, м	Продолжительность проходки одним забоем, сут	Среднесуточное число выходов рабочих на один забой, чел-смен
Штрек откаточный (1)	—	6	Проведен		
Штрек вентиляционный (1)	—	1	То же		
Орт вентиляционный (2)	37	2,3	»		
Орт откаточный (2)	37	7,8	100	11	12
Восстающий блоковый (2)	60	4,5	60	30	7
Штрек скреперования (2)	60	19,20	80	22	5
Штрек траншейный (2)	55	17,18	80	21	5
Ходки (4)	5	21,22	120	1,25	5
Дучки (14)	5	25	120	1,25	5
Отрезной восстающий (1)	40	16	—	8	7
Буровой штрек (2)	53	12,13	75	21	5
Орт (2)	22	14,15	75	9	5
Орт отрезной (1)	16	11	60	8	5
Сбойка вентиляционная (1)	10	10	75	4	5
То же	8	9	60	4	5
Отрезная щель	1600	23	—	27	6
Первоначальная подсечка (включая отрезные восстающие для нее)	900	24	—	20	6

Построим методом сетевого планирования график подготовительных и нарезных работ, включая начальную стадию очистной выемки - образование отрезной щели и первоначальную подсечку.

Данные граф 4, 5, 6 в табл. 2 принимаются такие же, как и при расчете подготовительно-нарезных выработок (см. табл. 3).

Таблица 3

Показатели	Выработки					
	откаточный штрек	блоковый восстающий	штрек скреперования	буровой штрек	прочие	Итого
1. Параметры выработок						
I. Площадь поперечного сечения, м²						
2. Общая длина, м						
3. Общий объем, м³						
4. Средняя глубина шпуров, м						
5. Подвигание за цикл, м						
6. Число шпуров на забой						
II. Расход материалов и энергии на м³ (числитель) и на весь объем (знаменатель):						
ВВ, кг						
огнепроводный шнур (электропровод), м						
капсюли-детонаторы (электродетонаторы)						
крепежный лес, м³						
металл, кг						
твердый сплав, кг						
электроэнергия, кВт·ч						
сжатый воздух, м³						
III. Показатели проходки						
1. Скорость проходки, м/смену						
2. Продолжительность проходки, смен						
3. Производительность труда одного рабочего, м³/смену						
4. Численность рабочих в бригаде						
5. Трудоемкость проходки всей выработки, чел-смен						
IV. Задолженность оборудования (в станко-сменах)						
1. Перфоратор ПК-60						
2. Погрузочная машина ППН-3						

Первоначально принятый порядок проходки показан на сетевом графике (рис. 4, а). Цифры в кружках условно означают окончание соответствующей операции (проходки той или *иной* выработки). Цифры над сплошными линиями указывают продолжительность операции в сутках, под линией — число занятых рабочих. Штриховые линии, соединяющие отдельные позиции графика, указывают на необходимость окончания этих работ до производства следующей операции. Последовательность расположения позиций на линии соответствует последовательности совершаемых операций.

Указанный график составлен из условия производства четверти первоначальной подсечки (225 м^3) до момента проходки отрезного восстающего и остальной подсечки к началу образования отрезной щели.

Проведение бурового штрека предусматривается раньше отрезного восстающего, который проходят из бурового штрека путем секционного взрывания глубоких скважин.

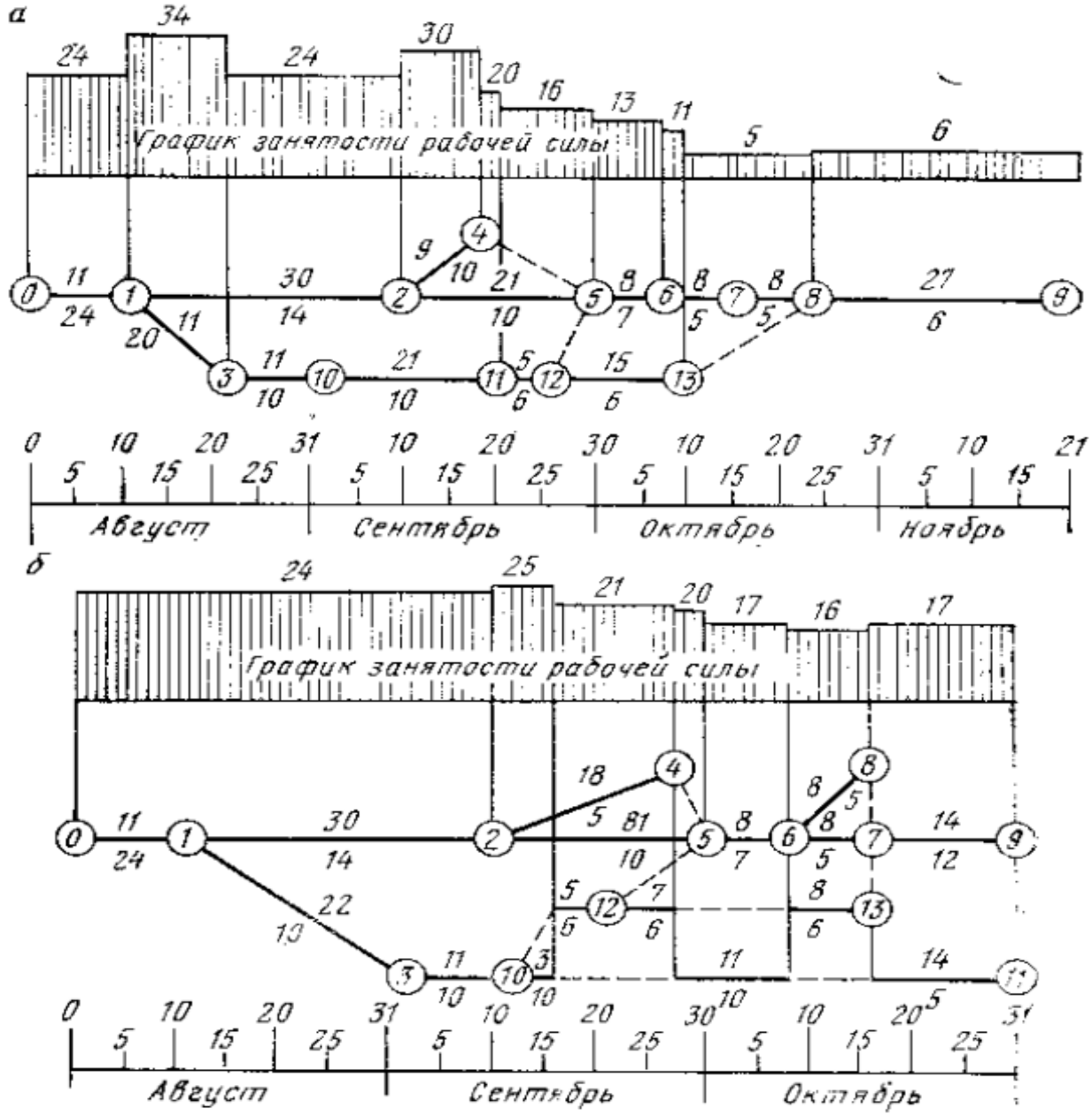


Рис. 4. Календарно-сетевые графики и графики занятости рабочей силы при подготовке блока

Ниже приводится расшифровка отдельных позиций графика:

0-1- проведение откаточных ортов 7, *8* (см. рис. 1 и 2) двумя забоями одновременно;

1-2 - проходка восстающих *4, 5* двумя забоями одновременно;

1-3 - проведение штреков скреперования *19, 20* четырьмя забоями одновременно;

1-4 - проведение ортов *14, 15* двумя забоями одновременно;

2-5 - проведение буровых штреков *12, 13* двумя забоями одновременно;

5-6 - проходка отрезного восстающего *16;*

6-7 - проведение отрезного орта *11;*

7-8 - проведение вентиляционных сбоек *10* и 9;

5-7 - образование отрезной щели 25;

7-8 - проходка четырнадцати дучек и четырех ходков двумя забоями одновременно:

10-11 - проведение траншейных штреков *17, 18* из дучек двумя забоями одновременно;

11-12 - подсечка дли отрезного восстающего (225 $м^3$);

11-15 подсечка оставшаяся (675 $м^3$).

Из графика следует, что критический путь, вызывающий наибольшие затраты времени, идет по линии, соединяющей позиции *0-1-2-5-6-7-8-9* и составляет 113 сут, т.е. не укладывается в установленный заданием срок 92 дня.

Кроме того, график занятости рабочей силы свидетельствует о недостаточно равномерном распределении объема работ во времени.

Дальнейшее совершенствование графика должно заключаться в сокращении продолжительности операций на критическом пути и изменении продолжительности или очередности (если это возможно) операций по линиям *1-3-10-11-12-13-8* и *2-4-5* с целью более равномерного распределения работ во времени.

Для сокращения критического пути совместим проведение отрезного орта *11* (операция *6-7)* с проходкой вентиляционных сбоек *10, 0* (см. рис. 4). Кроме того, обуривание отрезной щели будем вести двумя станками с соответствующим увеличением числа рабочих. Оба этих мероприятия позволяют сократить продолжительность подготовки на 21 день, т.е. уложиться в намеченный срок.

Для более равномерного распределения объема работ по времени внесем следующие изменения в график:

1.Проходку ортов *14* и *15* (операция *2-4)* будем вести последовательно одним забоем, что уменьшает число занятых в этот период рабочих.

2.В два раза увеличим время на проведение штреков скреперования *19, 20* (операция *1-3),* сокращая в два раза число одновременно работающих забоев и рабочих.

3.Принимая во внимание, что первоначальная подсечка и проведение основной части траншейных штреков могут вестись как последовательно, так и параллельно и что проведение траншейных штреков (с одной стороны блока) можно осуществлять одновременно с образованием отрезной щели, изменим как последовательность, так и продолжительность этих операций *(10-11, 11-12, 12-13).*

На новом графике (рис. 4, б) штриховые линии в разрыве между сплошными указывают на перерыв в производстве этих работ.

Изменения графика работ позволяют уменьшить максимальное число занятых рабочих с 34 до 25 и равномерное распределение объема работ на период подготовки блока.

Таким образом, в новом графике измененные позиции означают;

1-3 - проведение штреков скреперования *19, 20* двумя забоями одновременно;

1-4 - проведение ортов *14, 15* одним забоем;

6-8 - проведение вентиляционных сбоек *9* и *10* одним забоем;

6-9 - образование отрезной щели 23;

10-12-13 - подсечка блока *24;*

7-11 - проведение траншейных штреков *17* и *18* (двумя и одним забоем).

Обозначение и содержание остальных позиций остается без изменения.

Подобный сетевой график можно составить на одновременную подготовку и отработку нескольких *блоков.* В отличие от обычных циклограмм сетевой график отражает более глубокую зависимость во времени между отдельными операциями (а не только последовательность), позволяет определять критический путь и проще решать вопросы перераспределения объема работ и сокращения их общего срока.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 26

РАСЧЕТЫ ПАРАМЕТРОВ СЕТКИ СКВАЖИН

Выбор схемы расположения скважин. Выбор расположения скважин определяется в первую очередь техническими возможностями. Например, веерное расположение скважин иногда невозможно из-за сильного разрушения междукамерных целиков зарядами в концах скважин; пучковое - невозможно из-за сильного сейсмического эффекта и разрушения окружающего массива руд.

Когда технически приемлемы две или три схемы, выбор между ними делается путем сравнения затрат на бурение скважин и проведение буровых выработок:

$$P=p*L+q*V, \quad (1)$$

где **P** - полные затраты на буровые работы (с учетом проведения буровых выработок), руб.; **p** - затраты на бурение 1 м скважины, руб.; **L** - суммарная длина скважин (на блок, слой), м; **q** - затраты на проведение 1 м^3 буровой выработки, руб.; **V** - объем буровых выработок (на блок, слой), м^3.

Суммарная длина скважин на слой при веерном расположении

$$L_B = 2\ AB/a \quad (2)$$

при параллельном расположении

$$L_п=AB/b+A \quad (3)$$

где **A, B** - соответственно длина и ширина обуриваемого слоя;

a, b - расстояние между скважинами (концами скважин) соответственно при веерном и параллельном их расположении.

При отсутствии оконтуривающей скважины с одной из сторон слоя

$$L_п=AB/b \quad (4)$$

Если толщина слоя равна расстоянию между скважинами, то суммарная глубина скважин на весь блок с размерами А*x*В*x*С составит:

для веерного расположения

$$L_в = 2\ ABC/a^2 \quad (5)$$

для параллельного расположения

$$L_п=ABC/b^2 \quad (6)$$

для пучкового расположения скважин

$$L_{пч}=3ABC/c^2 \quad (7)$$

где **c** - расстояние между концами скважин в пучке.

Для одних и тех же условий целесообразно принимать

$$a=b=c.$$

Пример 1. При системе подэтажного обрушения обуривание подэтажа ведется тремя горизонтальными веерными комплектами скважин при толщине слоя и расстоянии между концами скважин 5 м (рис. 1). Целесообразен ли переход на пучковое обуривание этого подэтажа из нижней буровой камеры, если затраты на бурение 1 м скважины p = 2 руб., на 1 м^3 буровых выработок q =12 руб.

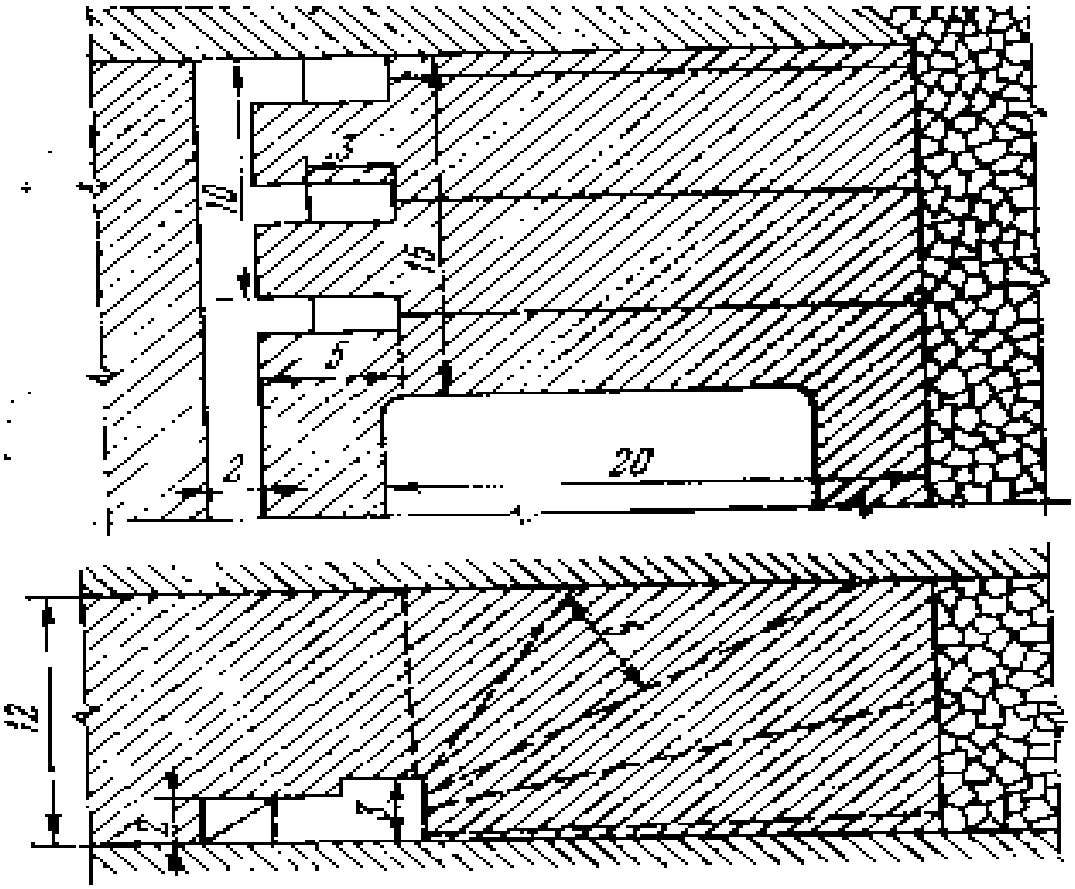


Рис. 1. Веерное расположение скважин при подэтажном обрушении

Решение.

1. Разница в суммарной длине скважин при пучковом и веерном расположении составит при a=c

$\Delta L = L_{пч} - L_в = 3ABC/a^2 - 2ABC/a^2 = ABC/a^2$=15*12*20:5 = 720 м.

Таким образом, при пучковом расположении скважин затраты по бурению на 2*720=1440 руб выше, чем при параллельном.

2. Экономия от сокращения объема буровых выработок при пучковом расположении будет равна

(26*2+4*10)*12 = 1100 руб.,

где 26 - объем одной буровой камеры, $м^3$.

Следовательно, веерное расположение позволяет в данных условиях получить экономию 1440-1100=340 руб.

Пример 2. Определить экономическую целесообразность отбойки веерными комплектами глубоких скважин по сравнению с отбойкой параллельными скважинами, если затраты на 1 м буровых выработок 50 руб., затраты на 1 м скважины 3 руб., a=4 м, b=3 м, толщина слоя при параллельном расположении 5 м.

Решение.

1. Общая длина скважин на слой:

при веерном расположении

$L_B = 2\ AB/a = 2*20*30:4$ = 300 м;

при параллельном расположении

$$L_п = AB/b + A = 20*30:3 + 30 = 230 \text{ м.}$$

2. Длина буровых выработок на слой:

при веерном расположении 4 м;

при параллельном 5+18=23 м.

3. Суммарные затраты на обуривание (с учетом проведения буровых выработок):

при веерном расположении

$$3*300 + 50*4 = 1100 \text{ руб.}$$

при параллельном

$$3*230 + 50*23 = 1840 \text{ руб.}$$

4. Затраты на 1 м^3 буровых работ:

при веерном расположении

$$1100 : 20*30*4 = 0{,}46 \text{ руб.;}$$

при параллельном расположении

$$1840 : 20*30*5 = 0{,}61 \text{ руб.}$$

Следовательно, даже без учета других преимуществ веерного расположения скважин (меньше объем мелкошпурового бурения при проведении буровых выработок, большая безопасность и др.) оно для данных условий целесообразнее параллельного.

Расчет сетки скважин при известном удельном расходе ВВ

Общий заряд (кг) на отбиваемый слой

$$\boldsymbol{Q = qABm}, \qquad (8)$$

где **q** - удельный расход ВВ, кг/м^3; ***A, B, m*** - соответственно длина, ширина и толщина отбиваемого слоя, м.

Общая длина скважин в слое при параллельном и веерном расположении определяется по формулам (2), (3), (4).

С другой стороны

$$\mathbf{L = Q/Q_1 = qABm/Q_1}, \qquad (9)$$

где $\mathbf{Q_1}$ - среднее количество ВВ на 1 м скважины.

$$\mathbf{Q_1 = \alpha\pi d^2/4 * 10\, \gamma_{вв}\Psi}, \qquad (10)$$

где **α** - средний коэффициент заполнения скважин по длине (**α = 0,9-1,0** - при параллельном расположении, **α = 0,6-0,7** - при веерном расположении, **α = 0,4-0,45** - при пучковом расположении);

d - диаметр скважины, дм;

$\boldsymbol{\gamma_{вв}}$ - плотность ВВ, кг/дм^3;

Ψ - коэффициент заряжания (для объема скважины, заполненной ВВ; **Ψ = 0,8-0,9** - при ручном заряжании, **Ψ = 0,9-1,0** - при механическом заряжании).

Приняв **m = ka** (**k** - величина, обратная коэффициенту сближения скважины, равная **1-1,2** при параллельном расположении), **m = kb** (**k=0,8-1** при веерном расположении) и приравняв (6) и (7), найдем из них **a**, **b** и **c**.

Пример 3. Рассчитать параметры сетки скважин, если отбойка ведется вертикальными веерами глубоких скважин из бурового штрека. Диаметр скважин 110 мм, удельный расход ВВ 0,2 кг/т, плотность пород 3,6 т/м^3. Количество ВВ на 1м 7,5 кг (при полном заполнении).

Решение.

Приравниваем (9) и (2) для веерного расположения скважин

$$qABm/Q_1 = 2AB/a \qquad (11)$$

при **m=a** получим

$$qa/Q_1 = 2/a, \qquad (12)$$

откуда

$$a^2 = 2\,Q_1/q, \quad a=\sqrt{2Q_1/q} \text{ или}$$

$$a = 1{,}4\,\sqrt{Q_1/q} \qquad (13)$$

$$Q_1 = 0{,}7*7{,}5 = 5{,}2 \text{ кг}$$

$$q = 0{,}2*3{,}6 = 0{,}72 \text{ кг/м}^3,$$

$$a = 1{,}4\,\sqrt{5{,}2} : 0{,}72 = 3{,}8 \text{ м.}$$

Приняв а = 3,8 м, построим сетку скважин. При зарядке коэффициенты заполнения скважин по длине чередуются в веере в последовательности:

1, 2/3, ½, 1, 2/3, ½ и т.д.

<u>Проверка. Общая длина скважин</u>

$$L_в = 2\,AB/a = 2*20*30 : 3{,}8 = 315 \text{ м.}$$

Общий расход ВВ: $Q = 315 * 7{,}5 * 0{,}7 = 1640$ кг.

Удельный расход ВВ

$q = Q/ABm = 1640 : 20*30*3{,}8 = 0{,}72$ кг/м^3, что соответствует условию.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 27

СИСТЕМЫ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

Системы с обрушением руды и вмещающих пород (сокращенно - системы с массовым обрушением) широко применяют при добыче железных и фосфатных руд средней и ниже средней ценности.

По высоте обрушаемого слоя различают системы подэтажного и системы этажного обрушения. По способу обрушения руды и пород различают принудительное обрушение и самообрушение.

Выпуск обрушенной руды может быть торцовым и донным. Имеет место тенденция к расширению области применения подэтажного *(с увеличенной высотой подэтажа)* обрушения с торцовым выпуском руды.

Мощность залежи при крутом падении должна быть не менее 3-5 м, при пологом залегании - не менее 10-20 м. Крепости руды и вмещающих пород могут быть различными, но преимущественно системы применяются в рудах и породах средней крепости.

Большая часть руды выпускается под обрушающимися породами, что приводит к повышенным потерям и разубоживанию руды. Затраты на добычу рудной массы, как правило, незначительные, а производительность труда и интенсивность разработки месторождения — высокие.

В работе рассматриваются только системы подэтажного обрушения. Принципы их расчета могут быть применены и для расчета систем этажного принудительного обрушения. Этажное самообрушение руды применяется редко.

При системах подэтажного обрушения отработку блока (добычного участка) производят секциями или панелями с одновременным ведением очистных и подготовительно-нарезных работ.

Среднесуточную производительность секции (панели) при очистной выемке (т) определяют по формуле

$$\mathbf{Р_{оп}=Д_{оп}/t_{оп}} \qquad (1)$$

где $\mathbf{Д_{оп}}$ - количество рудной массы, добываемой из секции (панели) очистными работами, т; $\mathbf{t_{оп}}$ - продолжительность очистной выемки секции (панели) из графика организации работ, сут.

Обычно в блоке в одновременной отработке находятся несколько секций (панелей), включение их в очистную выемку производится последовательно, что усложняет расчет среднесуточной производительности блока.

Если наибольшее число секций (панелей), находящееся в блоке в одновременной очистной выемке, будет **R**, количество добываемой в секции (панели) рудной массы $\mathbf{Д_{оп}}$, срок очистной выемки секции (панели) **t**, то число одновременно включаемых в очистную выемку секций при развитии работ в блоке (или исключаемых при доработке блока) будет **К**.

Тогда число наращивания (или сокращения) производительности очистной выемки в блоке составит

$$\mathbf{S=(R - 1)/К}$$ единиц.

Продолжительность наращивания (сокращения) производитель-ности очистной выемки в блоке (сут) составит

$$t_{ЦС}=S*t_{оп} \qquad (2)$$

За период наращивания и сокращения производительности очистной выемки в блоке будет отработано секций (панелей)

$$\sum N_{П} = 2KS. \qquad (3)$$

При этом из блока будет добыто рудной массы (т)

$$Д_{0.П} = Д_{0.П} \sum N. \qquad (4)$$

Продолжительность очистной выемки (сут) блока составит

$$t_0=(Д_0-\sum Д_{0.П})RP_{о.п} +2t_{ПС} \qquad (5)$$

где $Д_0$ - количество рудной массы, добываемой из блока очистными работами, т; $P_{о.п}$ - среднесуточная производительность секции (панели) из очистных работ, т.

Продолжительность t_0 может быть определена также и из календарного графика очистной выемки блока.

Число блоков в одновременной очистной выемке, обеспечивающих заданную годовую производительность рудника, определяют по формуле

$$n_0 = K_0*A\psi/(n_Д P_0), \qquad (6)$$

где K_0 - доля добычи рудной массы в блоке очистными работами;

A - годовая производительность рудника, т;

$n_Д$ - число рабочих дней в году;

P_0 - среднесуточная производ-сть блока из очистных работ, т;

ψ - коэффициент резерва.

Подготовка и нарезка блока разделяется на первоочередную (до начала в блоке очистных работ) и текущую (одновременно с очистными работами).

Число блоков в одновременной первоочередной подготовке и нарезке определяют по формуле

$$n_{ПП} = n_0 t_{ПП}/t_0, \qquad (7)$$

где n_0 - число блоков в одновременной очистной выемке; $t_{ПП}$ - продолжительность первоочередной подготовки и нарезки блока (по календарному плану работ), сут; t_0 - продолжительность очистной выемки блока, сут.

По текущей подготовке и нарезке блока система подэтажного обрушения относится ко второй группе. В зависимости от условий может приниматься простая или сложная организация работ с соответствующей методикой расчета состава проходческой бригады и числа блоков в одновременной подготовке и нарезке.

ПРИМЕРЫ

Пример 1. Система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды (рис. 1).

Произвести расчет системы разработки для следующих условий: глубина работ $H_р$ = **350 м**; средняя мощность рудной залежи **m = 60 м**; угол падения α = **80°**; коэффициент крепости руды и вмещающих пород **f=10** ; плотность руды γ = **3,6 т/м^3**;

размер наибольших кусков руды $Д_р$ = **500 мм**; высота этажа $h_{эт}$ = **90 м**; длина блока $L_б$ = **105 м**; высота подэтажа **h=15 м**; потери руды при очистной выемке **П=10%**; разубоживание руды **Р = 25%**;

годовая производительность рудника **А = 6 млн. т**;

число рабочих дней в году $\mathbf{n_д = 305}$,

число рабочих (добычных) смен в сутки - **3**.

Решение.

1. Определяем размеры панели и секции:

ширина панели **Bn= h = 15 м**,

ширина подэтажного орта $\mathbf{B = 10Д_Р = 10*0,5 = 5}$ **м**,

средняя высота подэтажного орта **H=2,5 м**;

расстояние между подэтажными ортами $\mathbf{B_п}$**-B=15-5=10 м**;

толщина отбиваемого слоя руды **V=0,2h=0,2*15=3 м.**

2. Объем подготовительных и нарезных работ и распределение балансовых запасов по стадиям работ в блоке приведены в табл. 1.

Удельный объем подготовительных и нарезных работ $\mathbf{К_У = 7,2\%}$.

Коэффициент подготовки и нарезки на 1000 т подготовленного к очистной выемке рудного запаса по формуле (8):

$$К_{п.н} = \mathbf{1000}\sum \mathbf{l}_{п.н}/(Б - Б_{п.н}) = \mathbf{1000}\sum \mathbf{l}_{п.н}/Б_о = \frac{1000*4857}{2041200-146043} = \mathbf{2.56}$$

3.Извлечение руды по стадиям работ приведено в табл. 1.

Средний по блоку коэффициент извлечения руды

$$\mathbf{К_{ИР}} = \frac{146043+1705641.3}{2041200} = \mathbf{0.91}$$

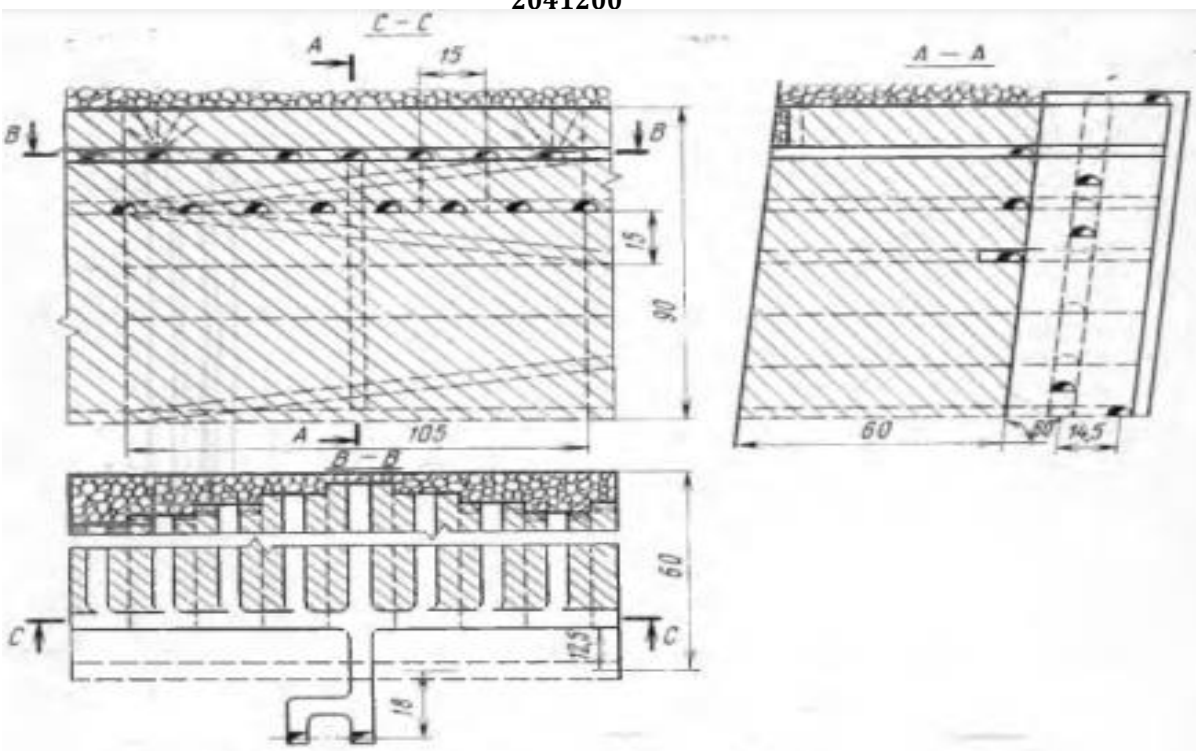


Рис. 1. Система подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды

Таблица 1

Выработки	Число выработок на блок	Общая длина выработок, м	Площадь поперечного сечения в проходке, м²		Объем, м³			Балансовые запасы	
			по руде	по породе	по руде	по породе	итого	т	% к балансовым запасам блока
Подготовительные работы									
Штрек откаточный	1	105	—	10,5	—	1102,5	1102,5	—	—
Квершлаг откаточного горизонта	1	25	—	10,5	—	262,5	262,5	—	—
Блоковый восстающий	1	92	—	6,0	—	552	552	—	—
Рудоспуск	1	75	—	6,0	—	450	450	—	—
Наклонный съезд	1	330	—	10,5	—	3465	3465	—	—
Итого	—	627	—	—	—	5832	5832	—	—
Нарезные работы									
Подэтажные штреки	6	630	10,5	—	6615	—	6615	23 814	—
Подэтажные орты	45	2700	12,5	—	33 750	—	33 750	121 500	—
Сбойки в лежачем боку	5	225	—	10,5	—	2362,5	2362,5	—	—
Отрезные восстающие	45	675	0,3	—	202,5	—	202,5	729	—
Итого	101	4230	—	—	40 567,5	2362,5	42 930	146 043	7,2
Очистные работы									
Всего по блоку	— 106	— 4857	— —	— —	526 432,5 567 000	— 8194,5	526 432,5 575 194,5	1 895 157 2 041 200	92,8 100,0

Таблица 7.29

Стадии работ	Балансовые запасы, т	Коэффициент извлечения руды	Коэффициент разубоживания руды	Извлекаемые запасы, т	Добыто рудной массы, т	Доля в добыче рудной массы
Нарезные работы	146 043	1,0	0,0	146043	194 934,6	0,06
Очистные работы	1 895 157	0,9	0,25	1 705 641,3	2 274 188,4	0,94
Всего по блоку	2 041 200	0,91	0,23	1 851 684,3	2 420 231,4	1,00

Средний по блоку коэффициент разубоживания руды

$$P=\frac{2420231.4+1851684.3}{2420231.4}=0.23$$

Доля в добыче рудной массы из блока при нарезных работах **6% ($К_и$= 0,06)**, очистных - **94,0 % ($К_о$ = 0,94).**

4. Расчет первоочередной подготовки и нарезки блока.

Объем работ приведен в табл. 2. Откаточный штрек проводится при общей подготовке этажа.

Таблица 2

Выработки	Число выработок на блок	Общая длина выработок, м	Площадь поперечного сечения в проходке, м²	Суммарный объем, м³
Квершлаг откаточного горизонта	1	25	10,5	262,5
Блоковый восстающий	1	92	6,0	552
Рудоспуск	1	75	6,0	450
Наклонный съезд	1	330	10,5	3465
Подэтажный штрек	1	105	10,5	1102,5
Подэтажные орты	7	420	12,5	5250
Сбойки в лежачем боку	1	45	10,5	472,5
Отрезные восстающие	7	105	0,3	31,5

Проходческое оборудование и нормы выработки на проходческие работы приведены в табл. 3.

Таблица 3

Класс выработок	Выработки	Проходческое оборудование на забой	Число рабочих на забой в смену	Комплексная норма выработки, м³/чел-смену
I	Квершлаг откаточного горизонта	СБКН-2П	2	7,5
	Наклонный съезд	ПТ-5	2	7,0
	Подэтажный штрек		2	7,5
	Подэтажные орты		2	8,0
	Сбойки в лежачем боку		2	7,5
II	Блоковый восстающий	КПРС	2	4,0
	Рудоспуск	ПТ-5	2	4,5
III	Отрезные восстающие	СБВ-600	2	1,5

Сетевой график первоочередной подготовки и нарезки блока показан на рис. 2, а его расчет приведен в табл. 4.

Продолжительность критического пути $t_н$= **55 сут**.

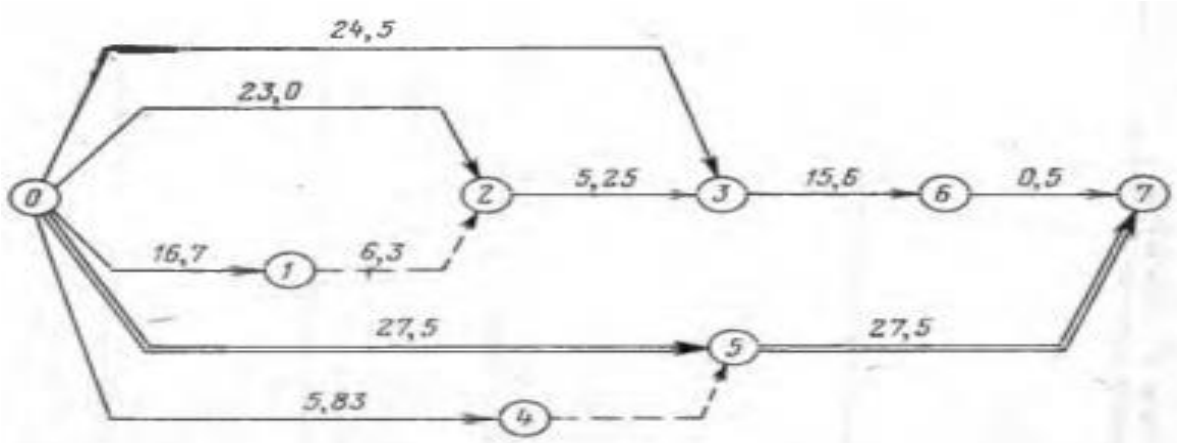


Рис. 2. Сетевой график первоочередной подготовки и нарезки блока
(0-5-7 – критический путь)

Таблица 4

Выработки	Шифр по рис. 7.25	Объем выработок, м³	Норма выработки, м³/чел-смену	Трудоемкость работ, чел-смен	Максимальное число выходов проходчиков в сутки	Максимальная продолжительность работ, сут
Служебный восстающий	0—2	552	4,0	138	1×2×3=6	23
Рудоспуск	0—1	450	4,5	100	1×2×3=6	16,7
Наклонный съезд:						
I очередь (110 м)	0—5	1155	7,0	165	1×2×3=6	27,5
II очередь (220 м)	5—7	2310	7,0	330	2×2×3=12	27,5
Подэтажный штрек	0—3	1102,5	7,5	147	1×2×3=6	24,5
Квершлаг откаточного горизонта	0—4	262,5	7,5	35	1×2×3=6	5,83
Сбойки в лежачем боку	2—3	472,5	7,5	63	2×2×3=12	5,25
Подэтажные орты	3—6	5250	8,0	656,25	7×2×3=42	15,6
Отрезные восстающие	6—7	31,5	1,5	21	7×2×3=42	0,5
Итого	—	—	—	1655,25	—	—

Выбор численного состава проходческой бригады.

Максимальный состав бригады в сутки по формуле (9)

$$n_{max} = M/t_к = 1655{,}25 : 55 = 30 \text{ чел}.$$

С учетом фронта работ и трех рабочих смен в сутки принимаем

$$n = 24 \text{ чел.}$$

По календарному плану (рис. 3) продолжительность первоочередной подготовки и нарезки блока $t_{пн} = 24$ сут, а необходимое проходческое оборудование показано на рисунке.

5. Расчет очистной выемки.

Продолжительность уборки отбитой из одного слоя рудной массы

$t_{у.сл} = 1377 : 500 = 2{,}75$ смены,

где 500 - производительность уборки руды из забоя, т/руб.

Трудоемкость работ по уборке рудной массы отбитой в слое, при работе одного рабочего $N_{у\text{-}сл} = 1 \cdot 2{,}75 = 2{,}75$ чел-смены.

Трудоемкость работ по доставке на 1000 т добытой рудной массы

$$N_{у.0} = 2{,}75 \cdot 1000 : 1377.= 2 \text{ чел-смены.}$$

Выработки	Число забоев в одновременной работе	Число смен в сутки	Число рабочих на забой в смену	Число выходов в сутки	Трудоемкость работ, чел-смен	Срок выполнения работ, сут	Календарный график выполнения работ, сут (10 20 30 40 50 60 70 80)
Служебный восстающий	1	3	2	6	138	23	
Рудоспуск	1	3	2	6	100	16,7	
Наклонный съезд							
I очередь	1	3	2	6	165	27,5	
II очередь	2	3	2	12	330	27,5	
Подэтажный штрек	1	3	2	6	147	24,5	
Квершлаг откаточного горизонта	1	3	2	6	35	5,83	
Свойки в лежачем боку	2	3	2	12	63	5,25	
Подэтажные орты	12/3/2	3	2	5/12/18/2	656,25	46,5	
Отрезные восстающие	2/1	3	2	12/6	21	3	
Потребность в оборудовании							
СБКН-2П							
ПТ-5							
КПРС							
СБ8-600							

Рис. 3. Календарный план первоочередной подготовки и нарезки блока

Организация работ в забое.

Одновременно отбивается два слоя. График организации работ в забое приведен на рис. 4. Продолжительность очистной выемки секции $t_{0.п} = t_ц = 4$ сут.

Среднесуточная производительность панели в период очистной выемки по формуле (1) $P_{0П} = 2 \cdot 1377 : 4 = 688{,}5$ т.

Необходимое число панелей в одновременной работе для обеспечения заданной годовой производительности рудника по формуле (6)

$$n_{0П} = \frac{0.94 * 6000000 * 1.3}{305 * 688.5} = 35$$

Наибольшее число секций, находящееся в блоке в одновременной очистной выемке, **R = 7** (рис. 1). В блоке в очистную выемку одновременно включаются две секции (К).

Число наращиваний производительности очистной выемки в блоке **S = (R - 1) / К = (7 - 1) : 2 = 3.**

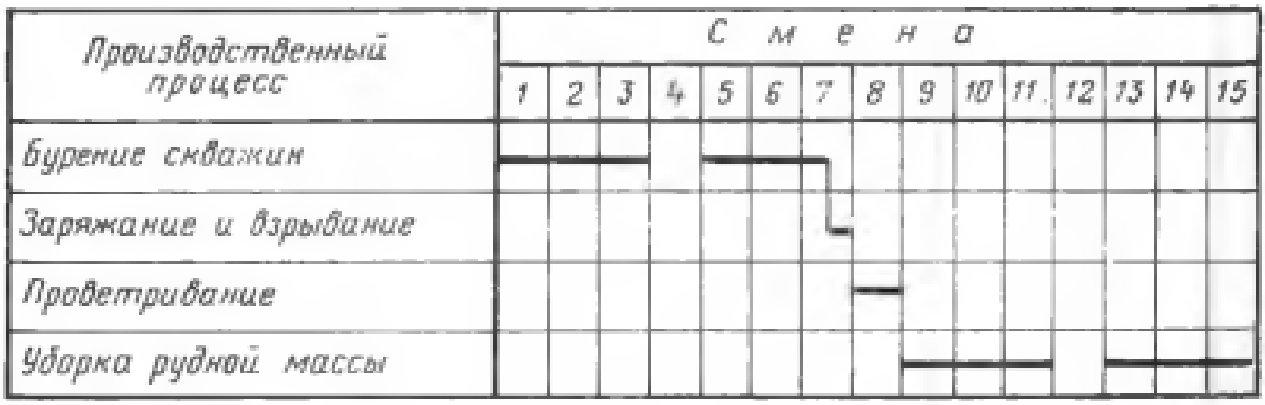


Рис. 4. График организации работ в забое

Продолжительность наращивания производительности очистной выемки в блоке по формуле (2)

$$t_{п.с} = 3 - 4 = 12 \text{ сут.}$$

За время наращивания и сокращения фронта очистной выемки в блоке будет отработано $\sum N_П = 2\text{-}2\text{-}3 = 12$ **секций**.

При этом добыто рудном массы но формуле (4)

$$D = 2 \cdot 1377 \cdot 12 = 33\,048 \text{ т},$$

где 2 - число одновременно нарываемых слоев в панели.

Продолжительность очистной выемки блока по формуле (5) составит

$$t_0 = \frac{2274188,4 - 33048}{7 \cdot 688,5} + 2 \cdot 12 = 489 \text{ сут}$$

Среднесуточная производительность блока из очистных работ по формуле (1)

$$P_0 = 2274188,4 : 489 = 4650,7 \text{ т}.$$

Число блоков в одновременной очистной выемке, обеспечивающее заданную годовую производительность рудника, по формуле (6)

$$n_0 = \frac{0.94 \cdot 6000000 \cdot 1.3}{305 \cdot 4650.7} \approx 5$$

Число блоков в одновременной первоочередной подготовке и нарезке по формуле (7)

$$n_{п.п} = 5\frac{74}{489} = 0,8 \approx 1$$

Суммарная трудоемкость очистной выемки блока приведена в табл.5.

Таблица 5

Виды работ	Объем на блок, т	Трудоемкость работ, чел-смен	
		на 1000 т	на весь объем
Бурение скважин	2 274 188,4	3,78	8596,4
Заряжание		0,436	991,5
Доставка рудной массы		2,0	991,5
Итого		—	14 136,3

Производительность труда, т/чел-смену:
при бурении скважин $\mathbf{P_б = 2274188,4 : 8596,4=264,55;}$
при заряжании $\mathbf{P_з = 2274188,4 : 991,5=2293,68;}$
при доставке рудной массы $\mathbf{P_у = 2274188,4 : 4548,4 = 500}$;
средняя по очистной выемке $\mathbf{P_{ср} = 2274188,4:14136,3=160,87.}$

6. Текущая подготовка и нарезка блока.

Объем подготовительных и нарезных работ на очередной подэтаж приведен в табл. 6.

Таблица 6

Выработки	Число выработок	Общая длина выработок, м	Площадь поперечного сечения в проходке, м²	Общий объем выработок, м³
Подэтажный штрек	1	105	10,5	1102,5
Подэтажные орты	8	480	12,5	6000
Сбойки в лежачем боку	1	45	10,5	472,5
Отрезные восстающие	8	120	0,3	36

Проходческое оборудование и нормы выработки на проходческие работы приведены в табл. 3.

Сетевой график текущей подготовки и нарезки блока показан на рис. 5, а его расчет приведен в табл. 7.

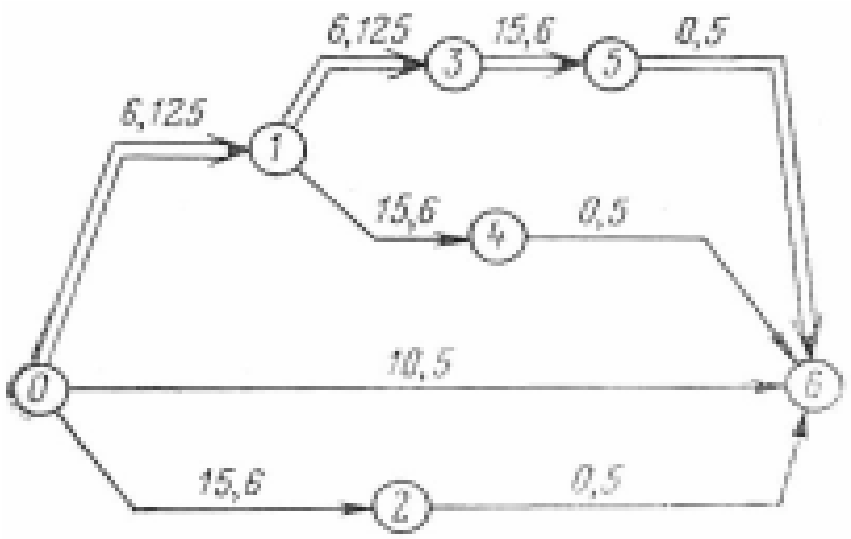


Рис. 5. Сетевой график текущей подготовки и нарезки блока
(0-1-3-5-6 – критический путь)

Таблица 7

Выработки	Шифр по рис. 7.28	Объем выработок, м³	Норма выработки, м³/чел-смену	Трудоемкость работ, чел-смен	Максимальное число выходов проходчиков в сутки	Минимальная продолжительность работ, сут
Подэтажный штрек:						
1-й очереди	0—1	551,25	7,5	73,5	2×2×3=12	6,125
2-й очереди	1—3	551,25	7,5	73,5	2×2×3=12	6,125
Подэтажные орты:						
1-й очереди	3—5	750	8,0	93,75	1×2×3=6	15,6
2-й очереди	1—4	2250	8,0	281,25	3×2×3=18	15,6
3-й очереди	0—2	3000	8,0	375	4×2×3=24	15,6
Отрезные восстающие:						
1-й очереди	5—6	4,5	1,5	3	1×2×3=6	0,5
2-й очереди	4—6	13,5	1,5	9	3×2×3=18	0,5
3-й очереди	2—6	18,0	1,5	12	4×2×3=24	0,5
Сбойка в лежачем боку	0—6	472,5	7,5	63	1×2×3=6	10,5
Итого	—	—	—	984	—	—

Продолжительность очистной выемки первого подэтажа определяем по формуле

$$\boldsymbol{t}_{\text{о}1} = \frac{\text{Д}_{\text{о}1} - \sum \text{Д}_{\text{о.п}1}}{\boldsymbol{R}\text{Р}_{\text{о.п}}} + 2\boldsymbol{t}_{\text{н.с}},$$

где $\boldsymbol{Д_{о1}}$ - количество рудной массы, добываемой в первом подэтаже, т; $\boldsymbol{Д_{о.п1}}$ - количество рудной массы, добываемой в подэтаже в период развития в нем очистных работ, т;

$\boldsymbol{R}$ - наибольшее число секций в подэтаже в одновременной очистной выемке; $\boldsymbol{R_{оп}}$ - среднесуточная производительность секции, т; $\boldsymbol{t_{н.с}}$ - срок наращивания (свертывания) очистной добычи в подэтаже, сут.

$Д_{о1}$=$Д_{о}$ /6 = 2274188,4 : 6 = 379031,4 т,

где $Д_о$ - количество рудной массы, добываемой из блока очистными работами, т; **6** - число подэтажей в этаже.

$$\sum Д_{о.п1} = 2К*S*Д_{о.п} = 2 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 3 \cdot 1377 = 33048 \text{ т},$$

где *К* - число секций в подэтаже, одновременно включаемых в очистную выемку; **S** - число очередей наращивания производительности очистной выемки и подэтаже; $Д_{о.п}$ - количество рудной массы, добываемое в секции (два слоя), т.

Следовательно $t_{о1} = \frac{379031,4-33048}{7 \cdot 688,5} + 24 = 95,8 \approx 96$ сут.

Устанавливаем вид организации работ

$t_{кi} \leq 0.5\ [t_{0(i-1)} - t_{мз}]$;

28,35 < 0,5[96-13];

28,35 < 41,5

Принимаем сложную организацию работ.

Согласно табл. 7, **М = 984 чел.смен**.

Максимальный состав проходческой бригады в сутки по формуле (10)

$$n_{max} = M_i / t_{кi} = 984 : 28,35 = 34,7 \text{ чел}.$$

По фронту работ на сетевом графике (см. рис. 5) с учетом трех рабочих смен в сутки принимаем **n = 24 чел**.

Продолжительность работ

$$t = 984 : 24 = 41 \text{ сут.}$$

Определяем число блоков, в которых одновременно ведут подготовительнонарезные работы. Так как число блоков в одновременной очистной выемке $n_0 = 5$ является простым числом, расчет текущей подготовки ведем на число блоков в одновременной очистной выемке **(n + 1) = 6**.

$$N = (n_0 + 1)\frac{1}{t_o - t_p} = (5 + 1)\frac{41}{96 - 13} = 3.$$

Продолжительность подготовки второго этажа без резерва времени по формуле (11)

$$t_{max} = N_1 t_o / n = 3 \cdot 96 : (5 + 1) = 48 \text{ сут.}$$

Минимальный резерв времени $t_{p.min} = 0,1 \cdot 48 = 4,8$ **сут**.

Максимальная продолжительность работ

$$t_{max} = A(t_0 - t_{p.min})/(n_o + 1) = 3(96 - 4,8) : 6 = 45,6 \text{ сут.}$$

Минимальный состав проходческой бригады в сутки

$$n_{min} = 984 : 45,6 = 22 \text{ чел},$$

с учетом трехсменной работы принимаем $n_1 = 24$ **чел**.

Уточненная продолжительность работ $t_1 = 984 : 24 = 41$ **сут**.

Уточненный резерв времени $\Delta t = 48 - 41 = 7$ **сут**.

Срок выполнения работ по календарному плану (рис. 6) **t = 44 сут**.

Резерв времени $\Delta t = 48 - 44 = 4$ **сут**.

Выработки	Число забоев в одновременной работе	Число смен в сутки	Число рабочих на забой в смену	Число выходов в сутки	Трудоемкость работ, чел-смен	Срок выполнения работ, сут	Календарный график выполнения работ, сут: 10	20	30	40	50
Подэтажный штрек											
1-я очередь	2	3	2	12	73,5	6,13					
2-я очередь	2	3	2	12	73,5	6,13					
Подэтажные орты											
1-я очередь	1	3	2	6	93,75	15,6					
2-я очередь	1/3/2	3	2	6/18/12	281,25	17,0					
3-я очередь	1/2/4/3/2	3	2	6/12/24/18/12	375	27,5					
Отрезные восстающие											
1-я очередь	1	3	2	6	3	0,5					
2-я очередь	1	3	2	6	9	1,5					
3-я очередь	2	3	2	12	12	1,0					
Сбойка в лежачем боку	1	3	2	6	63	10,5					
Потребность в оборудовании:											
СБКН-2П											
ПТ-5											
СБВ-600											

Рис. 6. Календарный план текущей подготовки и нарезки блока

7. Технико-экономические показатели по системе разработки. Количество подготовительных и нарезных выработок на 1000 т подготовленных к очистной выемке запасов руды **2,56 м**. Добыча рудной массы из подготовительных и нарезных работ – **6 %**, из очистных – **94 %**.

Среднесуточная производительность: рудника – **19670 т**; блока из очистных работ – **4650,7 т**.

Продолжительность работ при первоочередной подготовке и нарезке блока – **74 сут**; при текущей подготовке и нарезке подэтажа – **44 сут**; при очистной выемке подэтажа – **96 сут**; при очистной выемке блока – **489 сут**.

Число блоков в одновременной работе при первоочередной подготовке й нарезке - **1**; при очистной выемке - **5**; из них в текущей подготовке и нарезке - **3**.

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

при бурении скважин - **264,55**; при доставке рудной массы - **500**; рабочего очистного забоя -**160,87**.

Потери руды при очистной выемке – **10 %**; разубоживание - **25 %**.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 28

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

Пример. Система подэтажного обрушения с донным выпуском руды (рис. 1).

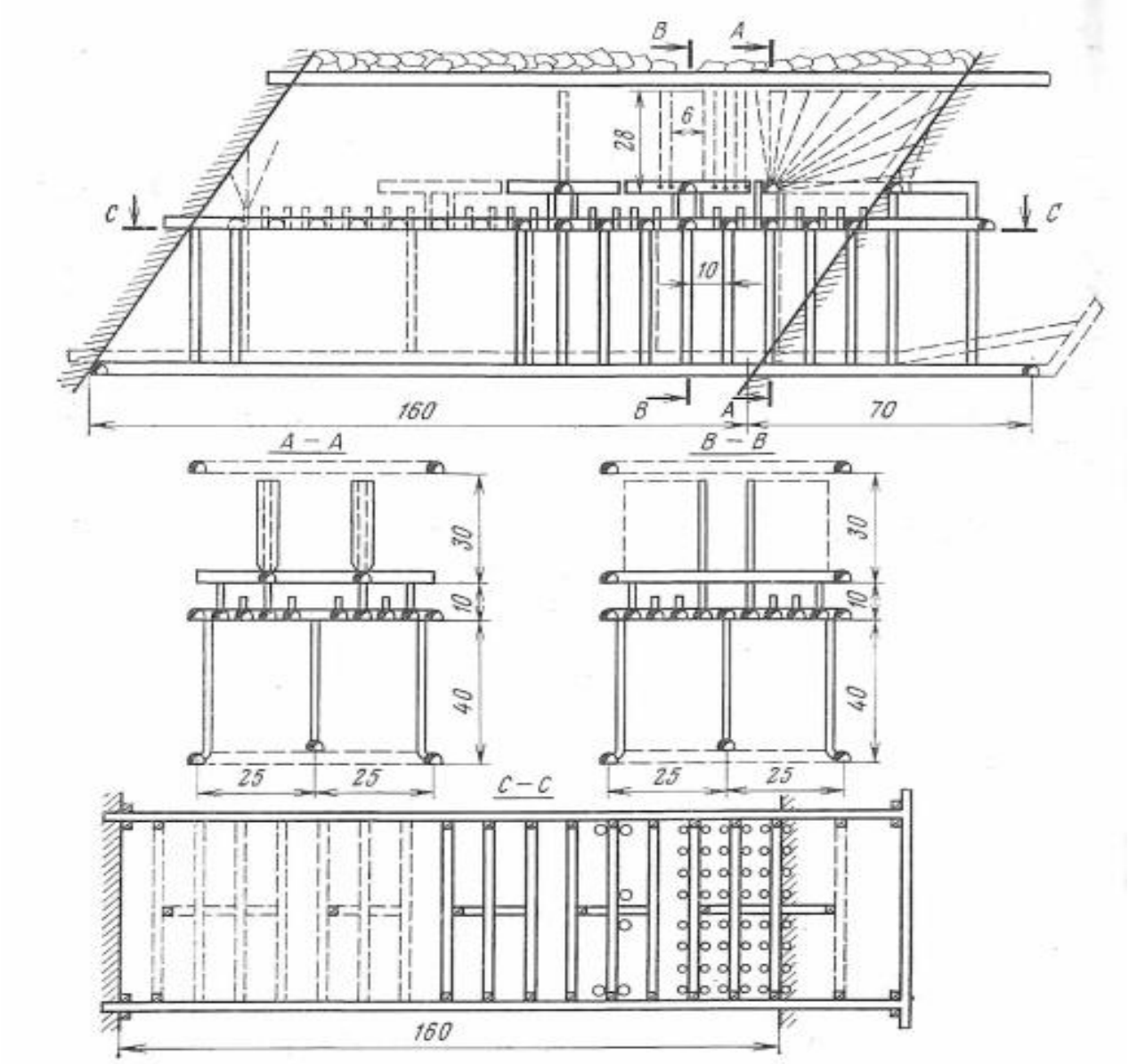


Рис. 1.

Произвести расчет системы разработки для следующих условий: глубина работ **H = 600 м**; мощность рудной залежи ***m*=160 м;** угол падения **α = 55°**; коэффициент крепости руды f_p **= 5 - 7**, вмещающих пород f_n = **6 - 8**; плотность руды **γ = 3,5 т/м^3**;

высота этажа $\mathbf{h_{эт}}$ **= 80 м**; длина блока $\mathbf{L_б}$ **= 50 м**; потери руды при обрушении массива ***П=15%***; разубоживание руды **Р=10%**; годовая производительность рудника **А = 5,0 млн. т**; число рабочих дней в году $\mathbf{n_д}$ **= 305**, число рабочих (добычных) смен в сутки – **3**.

Решение.

1. Принимаем размеры панели в плане: по простиранию $2a$ = 50 м, вкрест простирания $в$ = 30 м.

2. Подсчет объема подготовительных и нарезных выработок на блок приведен в табл. 1.

Таблица 1

Выработки	Число выработок	Общая длина выработок, м			Площадь поперечного сечения выработки в проходке, м²	Объем выработок, м³		
		по руде	по породе	итого		по руде	по породе	итого
Подготовительно-нарезные работы								
Откаточный орт	1	160	70	230	9,65	1575	645	2220
Блоковый вентиляционный восстающий	1	—	90	90	6,0	—	540	540
Сбойки на сборный вентиляционный орт	2	—	6	6	1,5	—	9	9
Сборный вентиляционный орт	1	160	75	235	6	960	450	1410
Ходовой восстающий на подэтаж	2	40	40	80	4	160	160	320
Материальные восстающие на подэтаж	2	40	40	80	4	160	160	320
Хозяйственный орт	1	160	45	205	6	960	270	1230
Хозяйственный штрек лежачего бока	1	—	50	50	6	—	300	300
Рудоспуски с подэтажа	34	1160*	200*	1360	3	3480	600	4080
Вентиляционные восстающие панели	5	200	—	200	4	800	—	800
Скреперные штреки	34	1160**	100**	1700	6	9600	600	10 200
Вентиляционные орты панелей	10	240	—	240	4	960	—	960
Служебные восстающие на буровой горизонт	62	560	60	620	2,25	1260	135	1395
Штреки на буровой горизонт	10	500	—	500	8	4000	—	4000
Орты на буровой горизонт	20	260	—	260	8	2080	—	2080
Восстающие отрезных щелей	452	4520	—	4520	2,25	10 400	—	10 400
Итого		10 160	776	10 936		38 075	3869	41 944
Очистные работы								
Компенсационные камеры						70 672	—	70 672
Обрушение массива						531 253	—	531 253
Итого						601 925	—	601 925
Всего по блоку						640 000	—	640 000

* Длина рудоспуска с подэтажа 40 м.
** Длина скреперного штрека 50 м.

Коэффициент подготовки и нарезки на 1000 т подготовленных к очистной выемке балансовых запасов по формуле (8)

$$К_{пн} = \frac{1000 \cdot 10936}{2240000 - 133262.5} = 5.2$$

3. Потери и разубоживание руды по блоку приведены в табл. 2. Доля очистных работ в добыче рудной массы из блока $К_о$ = 0,938.

Таблица 2

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 и нарезные работы	133 262,5	1,0	0,0	133 262,5	133 262,5	6,2
Очистные работы:						
компенсационные камеры	247 352	1,0	0,0	247 352	247,352	11,6
обрушение массива	1 859 385,5	0,85	0,1	1 580 477,6	1 756 086,2	82,2
Итого	2 106 737,5	0,868	0,088	1 827 829,6	2 003 438,2	93,8
Всего по блоку	2 240 000	0,875	0,082	1 961 092,1	2 136 700,7	100,0

4. Расчетная схема первоочередной подготовки и нарезки блока показана на рис. 8, объем работ приведен в табл. 3.

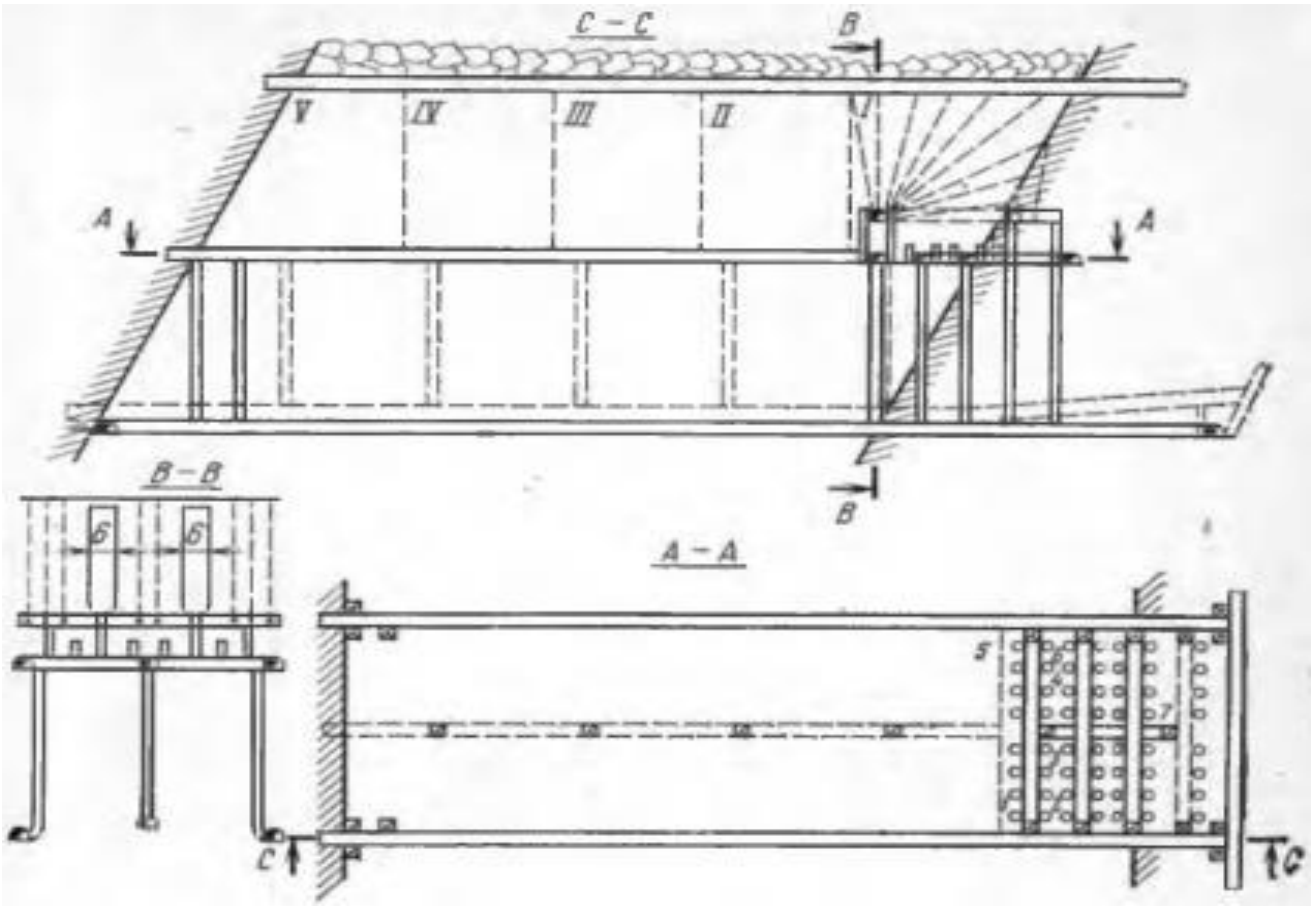


Рис. 2. Схема первоочередной подготовки и нарезке блока при системе подэтажного обрушения

Таблица 3

Выработки	Число выработок	Длина, м		Площадь поперечного сечения выработки в проходке, м²	Объем, м³	
		одной выработки	общая		одной выработки	общий
Откаточный орт	1	230	230	9,65	2200	2200
Блоковый вентиляционный восстающий	1	90	90	6	540	540
Сборный вентиляционный орт со сбойками	1	237	237	6	1419	1419
Ходовые восстающие на подэтаж	2	40	80	4	160	320
Материальные восстающие на подэтаж	2	40	80	4	160	320
Орт	1	205	205	6	1230	1230
Вентиляционные восстающие панелей	5	40	200	4	160	800
Скреперные штреки по руде	3	50	150	6	300	900
Рудоспуски с подэтажа	10	40	400	3	120	1200
Вентиляционный орт панели	1	30	30	4	120	120
Хозяйственный штрек	1	50	50	6	300	300
Восстающие на буровой горизонт	7	10	70	2,25	22,5	157,5
Скреперный штрек лежачего бока	1	50	50	6	300	300
Буровой штрек	1	50	50	8	400	400
Буровой орт	2	30	60	8	240	480
Отрезные восстающие	2	28	56	3	84	168
Дучки	50	10	500	2,25	22,5	1125

Необходимое проходческое оборудование и календарный план первоочередной подготовки и нарезки блока показан на рис. 3. Продолжительность работ по календарному плану $\mathbf{t_{пп} = 100\ сут}$ или $\approx$ **3,8 мес**.

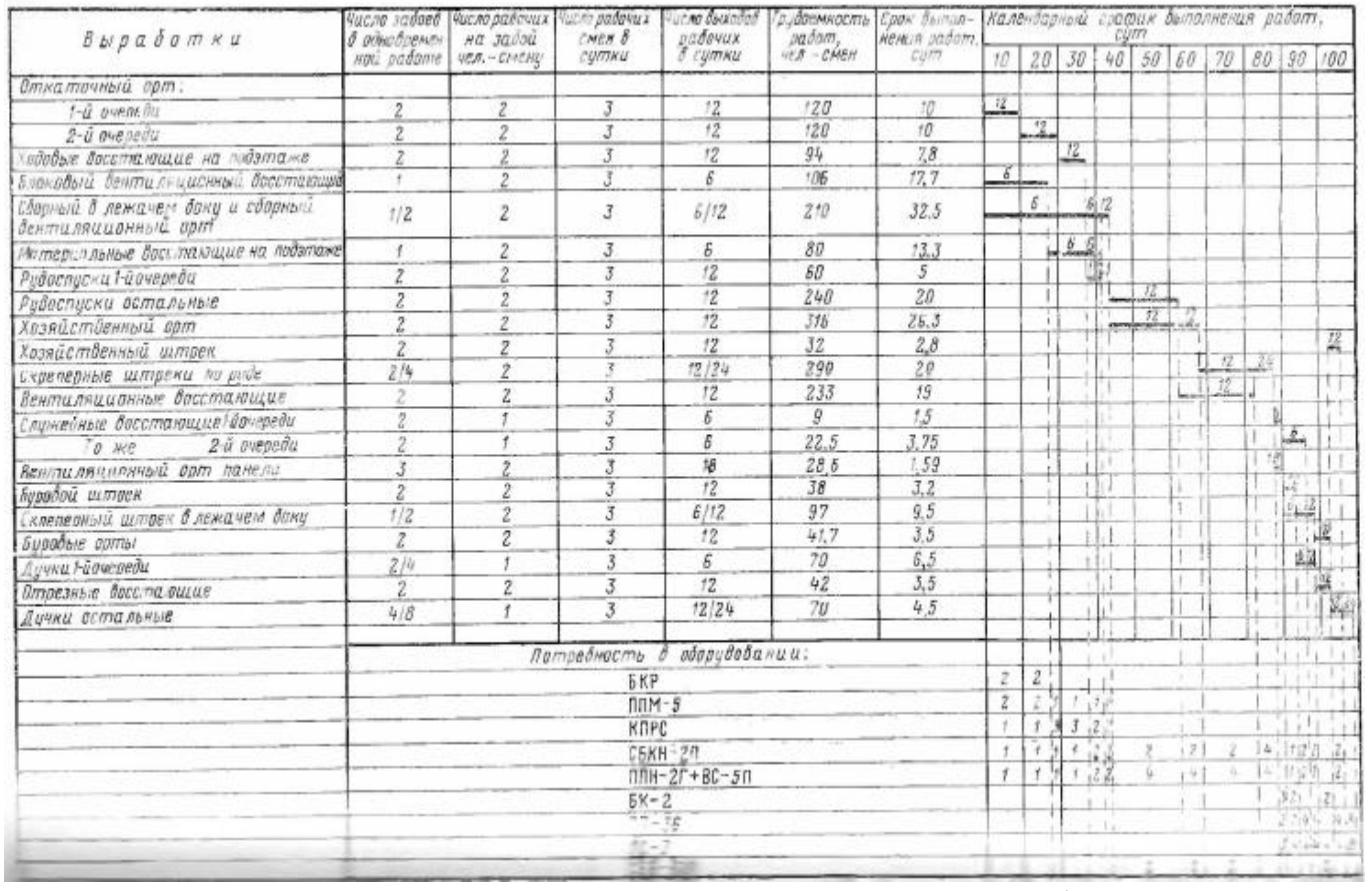


Рис. 3. Календарный план первоочередной подготовки и нарезки блока

5. Расчет очистной выемки.

Образование компенсационных камер (типовая панель).

Продолжительность при доставке отбитой в слое рудной массы при работе двух скреперных лебедок производительностью 225 т/смену каждая

$$t_{у.сл} = 1400 : 2 \cdot 225 = 3{,}1 \text{ смены.}$$

Трудоемкость работ по доставке рудной массы из отбитого слоя

$$N_{у.сл} = 2 \cdot 3{,}1 = 6{,}2 \text{ чел-смены.}$$

Трудоемкость работ по доставке на 1000 т добытой рудной массы

$$N_{у.0} = 6{,}2 \cdot 1000 : 1400 = 4{,}44 \text{ чел-смены}.$$

Организация работ.

В каждой полукамере работает один буровой станок. Обе полукамеры образуются одновременно. График организации работ при образовании двух полукамер приведен на рис. 4.

Номер забоя	Производственный процесс	Продолжительность работ, сут							
		1				2			
		Смена							
		1	2	3	4	1	2	3	4
I	Бурение скважин								
	Заряжание								
	Взрывание и проветривание								
	Уборка руды								
II	Бурение скважин								
	Заряжание								
	Взрывание и проветривание								
	Уборка руды								

Рис. 4. График организации работ при образовании компенсационной камеры

Среднесуточная производительность блока при образовании компенсационной камеры

$$P_1 = \frac{D_{сл}}{t_{сл}} n_с n_з = 1400 : 6 \cdot 3 \cdot 2 = 1400 \text{ т},$$

где $t_{сл}$ – срок отработки слоя, смен; $n_с$ – число рабочих смен в сутки;

$n_з$ – число одновременно отрабатываемых слоев (полукамер).

Продолжительность образования в блоке компенсационной камеры

$$t_1 = D_1 / P_1 = 247352 : (10 \cdot 1400) = 17{,}7 \approx 18 \text{ сут}$$

Расчетная производительность труда, т/чел-смену:

при бурении скважин

$$P_б = 1400 : 6 = 234;$$

при заряжании

$$P_з = 1400 : 0{,}5 = 2800;$$

при доставке руды

$$P_y = 1400 : 6 = 234;$$

одного забойного по камере

$$P_{01} = 1400 : (6 + 6 + 0{,}5) = 112.$$

Продолжительность при обуривании панели

$$t_{б.п} = \frac{Д_п}{1000}\frac{К_1}{4Р_б} = \frac{Д_б}{10 \cdot 1000}\frac{К_1}{4Р_б},$$

где $Д_п$ – количество рудной массы, добываемой в панели, т;

$Д_б$ – то же, н блоке (табл. 6.6);

10 – число панелей в блоке;

$К_1$ – длина скважин на 1000 т добытой рудной массы, м;

$Р_б$ – производительность бурового станка, м/смену

Массовая отбойка запасов панели (обрушение массива).

Доставка отбитой рудной массы производится после отбойки ее по всей панели. Производительность скреперной лебедки P_y=**225т/смену**.

Организация работ.

Обуривание панели производится из двух буровых ортов одновременно четырьмя буровыми станками НКР-100М. Взрывные работы и проветривание осуществляют в выходные дни.

$$t_{б.п} = \frac{1756068{,}2}{10 \cdot 1000}\frac{42{,}5}{4 \cdot 30} = 62{,}2 \text{ смены} \approx 23 \text{ сут.}$$

Продолжительность доставки рудной массы из панели

$$t_{у.п} = \frac{Д_п}{6Р_у} = \frac{Д_б}{10 \cdot 6Р_у} = \frac{1756086{,}2}{10 \cdot 6 \cdot 225} = 130 \text{ смен} \approx 44 \text{ сут.}$$

где $Р_у$ – сменная производительность скреперной лебедки, т; **6** – число скреперных лебедок в одновременной работе.

Трудоемкость работ на панель $N_{у.п} = 44 \cdot 6 \cdot 3 = 792$ **чел-смены.**

Трудоемкость работ на 1000 т добытой рудной массы

$$N_{у.о} = \frac{792 \cdot 1000}{1756086{,}2} = 4{,}5 \text{ чел. смен}$$

Из графика (рис. 5) продолжительность очистной выемки панели составляет

$t_{о.п}$ **= 85 сут = 3,3 мес.**

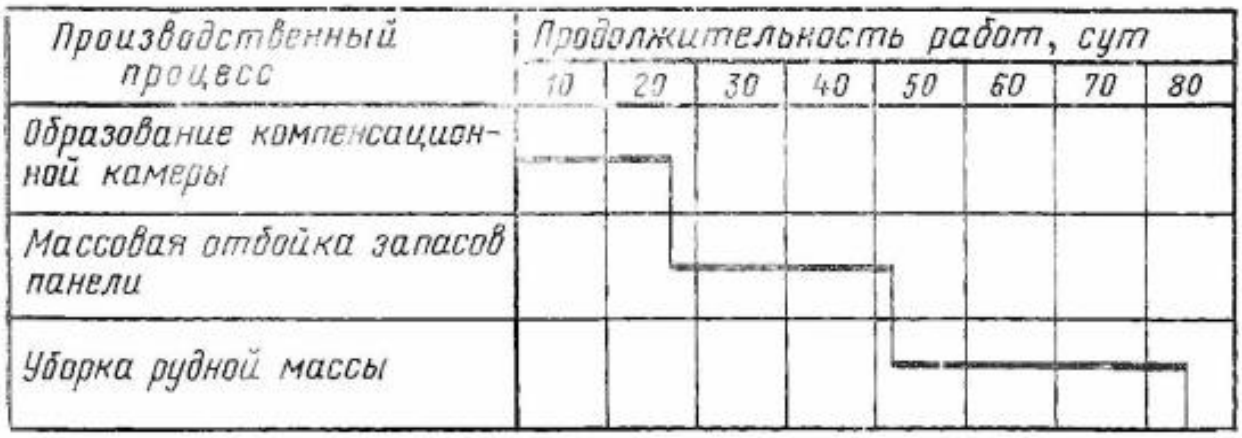


Рис. 5. Календарный график очистной выемки панели

Среднесуточная производительность панели из очистных работ

$$P_{о.п} = Д_п / t_{о.п} = 1756086{,}2 : 85 = 2066 \text{ т.}$$

В блоке в одновременной очистной выемке находится одна панель. Поэтому производительность панели равна производительности блока

$$P_{о.п} = P_о$$

Число блоков в одновременной очистной выемке, обеспечивающее заданную годовую производительность рудника, по формуле (6)

$$n_о = \frac{0{,}938 \cdot 5000000 \cdot 1{,}3}{305 \cdot 2066} = 9{,}67 \approx 10.$$

Число блоков в одновременной первоочередной подготовке и нарезке по формуле (7)

$$n_{п.п} = 10\frac{100}{85 \cdot 10} = 1{,}2 \approx 2.$$

Средний по очистной выемке удельный расход ВВ на добытую рудную массу

$$q_с = \frac{0.43 \cdot 247352 + 0.24 \cdot 1756086.2}{2003438.2} = 0.26 \text{ кг/т.}$$

Суммарная трудоемкость очистной выемки блока приведена в табл. 4.

Таблица 4

Стадия работ	Виды работ	Объем выработок, м³	Трудоемкость работ, чел-смен	
			на 1000 т	на весь объем
Образование компенсационной камеры	Бурение скважин	247 352	4,70	1162,55
	Заряжание скважин		0,357	88,30
	Доставка рудной массы		4,44	1098,24
	Итого	247 352	9,497	2349,09
Массовая отбойка запасов блока	Бурение скважин	1 756 086,2	1,1	1931,69
	Заряжание скважин		0,2	351,22
	Доставка рудной массы		4,5	7902,39
	Итого	1 756 086,2	5,8	10 185,30
Всего по блоку		2 003 438,2	6,256	12 534,39

Средняя производительность труда на очистной выемке, т/чел-смену:

при бурении скважин

$$Р_б = \frac{2003438{,}2}{1162{,}55 + 1931{,}69} = 647{,}5;$$

при доставке руды

$$Р_у = \frac{2003438{,}2}{1098{,}24 + 7902{,}39} = 222{,}6;$$

на забойного рабочего

$$Р_р = \frac{2003438{,}2}{12534{,}39} = 159{,}84.$$

6. Текущая подготовка и нарезка блока (см. рис. 6).

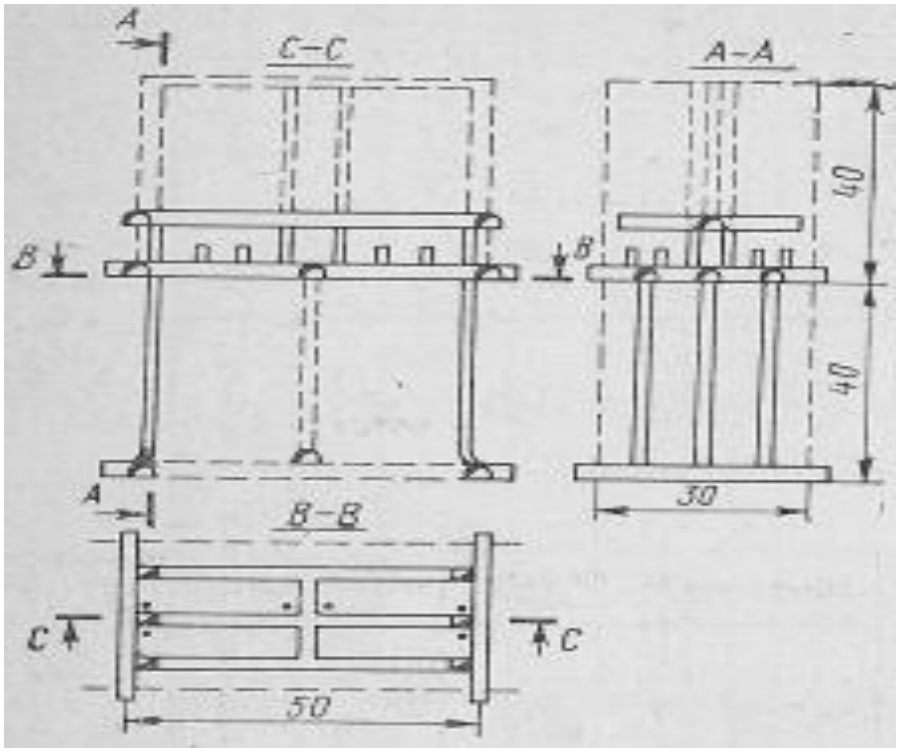


Рис. 6. Схема к расчету текущей подготовки блока

Объем подготовительных и нарезных работ на очередную панель приведен в табл. 5. Проходческое оборудование и нормы выработки на проходческие работы приведены в табл. 4.8.

Таблица 5

Выработки	Число выработок	Длина, м		Сечение выработки в проходке, м²	Объем, м³	
		одной выработки	общая		одной выработки	общий
Рудоспуски с подэтажа	6	40	240	3	120	720
Скреперные штреки	3	50	150	6	300	900
Служебные восстающие на буровой горизонт	6	10	60	2,5	25	150
Вентиляционный орт панели	1	20	20	4	80	80
Буровой штрек	1	50	50	8	400	400
Буровые орты	2	27	54	8	216	432
Отрезные восстающие	2	25	50	3	75	150
Дучки (48—6=42)	42	10	420	2,25	22,5	945

Таблица 6

Выработки	Площадь поперечного сечения выработки, м²	Проходческое оборудование	Число рабочих на забой в смену	Комплексная норма выработки, м³/чел-смен
Откаточный орт	9,65	БКР ППМ-5	2	9,18
Ходовые восстающие на подэтаж	4		2	3,4
Материальные восстающие на подэтаж	4	КПРС	2	4
Блоковый вентиляционный восстающий	6	ППМ-5	2	5,1
Рудоспуски	3		2	4
Сборный вентиляционный орт со сбойками	6	СБКН-2П	2	6,75
Орт	6	ППН-2Г	2	3,9
Скреперные штреки по руде	6	ВС-5П	2	3,1
Штрек	6		2	9,2
Буровой штрек	8	БК-2	2	10,5
Буровой орт	8	ЛС-3	2	11,5
Вентиляционный орт панели	4		2	4,2
Вентиляционные восстающие панелей	4	СБВ-600 ППН-2Г ВС-5П	2	3,43
Отрезные восстающие	3	СБВ-600 ЛС-3	2	4
Ходовой восстающий	2,25	ПТ-36	1	5
Дучки	2,25	ЛС-3	1	8,1

Суммарная трудоемкость работ $M_i = M$**=750,2 чел-смен** (см. табл. 7).

Таблица 7

Выработки	Шифр по рис. 4.13	Объем работ, м³	Норма выработки, м³/чел-смену	Трудоемкость работ, чел-смен
Рудоспуски средние	0—1	240	4	60
Рудоспуски крайние	0—2	480	4	120
Скреперный штрек средний	1—3	300	3,1	96,8
Скреперные штреки крайние	2—6	600	3,1	193,5
Вентиляционный орт панели	3—4	80	4,2	19
Служебные восстающие:				
1-й очереди	3—5	100	5	20
2-й очереди	3—7	50	5	10
Буровые орты	5—8	432	11,5	38,4
Буровой штрек	5—7	400	10,5	38
Отрезные восстающие	8—8	150	4	37,5
Дучки со среднего скреперного штрека	3—8	225	8,1	27,8
Дучки крайнего скреперного штрека	6—8	720	8,1	89,2
Итого				750,2

Продолжительность критического пути (см. рис. 6) $\mathbf{t_{ki} = 21}$ **сут**.

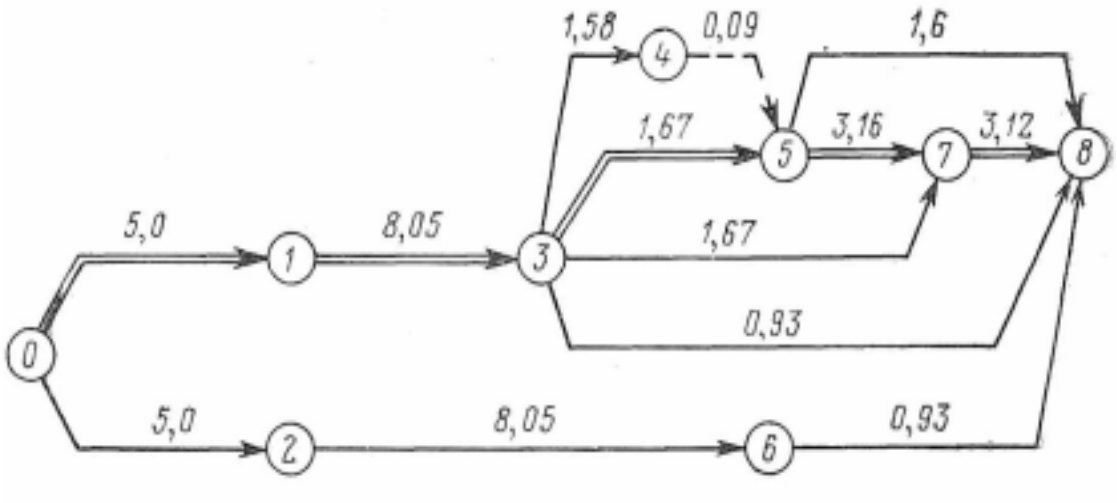


Рис. 6. Сетевой график текущей подготовки и нарезки блока
(0-1-3-5-7-8 - критический путь)

Устанавливаем вид организации работ

$\mathbf{t_{ki} \le 0{,}5[t_{o(i-1)} - t_{рез}];}$

21<0,5[85-13];

21<36, т.е. имеем сложную организацию работ.

Определяем состав и число проходческих бригад в одновременной работе. Максимальный состав бригады в сутки по формуле (4.20)

$$\mathbf{n_{max} = M_i / t_{ki} = 750{,}2 : 21 = 35\ чел}$$

С учетом сменности работ принимаем $\boldsymbol{n}$ **= 30 чел.**

Продолжительность работ

$$\mathbf{t} = \frac{\mathbf{750.2}}{\mathbf{30 \cdot 26}} = \mathbf{1}\ \text{мес.}$$

Число проходческих бригад в одновременной работе

$$\mathbf{N} = \mathbf{10}\frac{\mathbf{1}}{\mathbf{(3{,}3 - 0{,}5)}} = \mathbf{3{,}57}.$$

Для обеспечения кратности $\mathbf{n_0}$ увеличиваем $\boldsymbol{N}$ до $\boldsymbol{N_1}$ **= 5.**

Продолжительность подготовки панели без резерва времени по формуле (12)

$$\mathbf{t_{max} = 5 \cdot 3{,}3 : 10 = 1{,}65\ мес = 42{,}9\ сут.}$$

Минимальный резерв времени по формуле (4.12, а)

$$\boldsymbol{t_{p\ min}} \mathbf{= 0{,}1 \cdot 1{,}65 = 0{,}165\ мес = 4{,}29\ сут.}$$

Максимальная продолжительность работ по формуле (4.13)

$$\boldsymbol{t_{max}} \mathbf{= 5\ (3{,}3 - 0{,}165) : 10 = 1{,}56\ мес = 40{,}75\ сут.}$$

Минимальный состав проходческой бригады в сутки по формуле (14)

$$\boldsymbol{n_{min}} \mathbf{= 750{,}2 : 40{,}75 = 18{,}4\ чел.}$$

С учетом трех рабочих смен в сутки принимаем n = 24 чел.

Уточненная продолжительность работ по формуле (16)

$$\boldsymbol{t_1} \mathbf{= 750{,}2 : 24 = 31{,}3\ сут.}$$

Уточненный резерв времени по формуле (17)

$$\boldsymbol{\Delta t} \mathbf{= 42{,}9 - 31{,}3 = 11{,}6\ сут.}$$

Продолжительность работ (см. рис. 14) **t = 32 сут = 1,23 мес**. Резерв времени

$$\Delta t = 42{,}9 - 32 = 10{,}9 \text{ сут.}$$

Необходимое проходческое оборудование на блок показано на рис. 7.

7. Технико-экономические показатели по системе разработки.

Количество подготовительных и нарезных выработок на 1000 т подготовленных к очистной выемке рудных запасов 5,2 м.

Добыча рудной массы из блока при подготовительных и нарезных работах – 6,2 %, при очистных – 93,8 %.

Среднесуточная производительность, т: рудника – 16400; блока из очистных работ – 2066.

Продолжительность работ в блоке при первоочередной подготовке и нарезке – 100 сут; при текущей подготовке и нарезке – 32 сут; при очистной нысмке – 850 сут.

Число блоков в одновременной работе при первоочередной подготовке и нарезке – 2; очистной выемке – 10, в том числе в текущей подготовке и нарезке – 5.

Производительность труда, т/чел-смену: при бурении скважин – 647,5; при доставке рудной массы – 222,6; забойного рабочего – 159,84.

Средний расход ВВ при очистной выемке – 0,26 кг/т. Потери руды – 13,2 %, разубоживание – 8,8 %.

Выработки	Число забоев в одновременной работе	Число смен в сутки	Число рабочих на забое в смену	Число циклов в сутки	Трудоемкость, чел.-смен	Срок проведения, сут	Календарный график выполнения работ, сут: 10	20	30	40
Рудоспуски:										
средние	2	3	2	12	60	5				
крайние	2	3	2	12	120	10				
Штреки скреперные:										
средний	2	3	2	12	96	8				
крайние	2	3	2	12	193,5	16,1				
Вентиляционный орт панели	2	3	2	12	19	1,58				
Служебные восстающие:										
1-я очередь	4	3	1	12	20	1,67				
2-я очередь	2	3	1	6	10	1,67				
Буровые орты	1	3	2	6	38,4	6,4				
Буровой штрек	2	3	2	12	38	3,16				
Отрезные восстающие	1	3	2	6	37,5	6,24				
Дучки:										
среднего скреперного штрека	2	3	1	6	27,8	4,7				
крайних скреперных штреков	6/2	3	1	18/6	89,2	6				
Потребность в оборудовании:										
КПРС										
ППМ-5										
СБКН-2П										
ППН-2Г										
ВС-5П										
БК-2										
ПТ-36										
СБВ-600										
ЛС-3										

Рис. 7. График организации работ

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 29

КОМБИНИРОВАННАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Повышение эффективности подземной разработки рудных месторождений возможно при использовании технологий, базирующихся на равных принципах, суть которых может быть формулирована следующим образом:

- изменение общего порядка выемки балансовых запасов руды системами подэтажных штреков;

- увеличение объемов отбойке за счет перехода от шпуровых зарядов к скважинам малого диаметра;

Подэтажная отработка жил дает возможность частичного магазинирования руды, высокопроизводительного способа комбинированной доставки отбитой руды (гравитация, отброс взрывом, доставка подэтажном и откаточным штрекам с помощью механизированных средств).

С целью улучшения количественных и качественных показателей отработки, вывода людей и механизмов из очистного пространства, создание безопасных условий работы предлагается комбинированные вариант системы разработки (который является модификацией системы подэтажного обрушения, разработанной ИФ и МГП АН Киргизии) Как видно из рисунка около 30% запасов блока перепускается на откаточный горизонт подэтажным штрекам и рудоспускам, остальная часть – через орты – заезды. Бурильщик и скреперист находится вне очистного пространства. Выпуск руды производится слоями: сначала выпускается руда первого слоя на первый орт – заезда. По мере выпуска замагазинированной руды первого слоя на подэтажах 1-4 бурятся скважины и взрываются на всю высоту подэтажа наклонными слоями шириной 5 м (отбойка осуществляется в два приема по 2,5 м). К моменту полного выпуска первого слоя слой 4 подготовлен (обурен и отбит) для выпуска неразубоженной руды, которая подэтажам 2 и 3 скреперуется в рудоспуск. После выпуска руды четвертого слоя начинается выпуск замагазинирования второго слоя через орт заезд №2. Руда, выпущенная без вторичного разубоживания через второй и третий подэтажи, составляется около 30 % общего объема временно замагазинированной руды.

При выпуски временно замагазинированной руды необходимо соблюдать оптимальный режим последовательной отгрузки руды из ортов-заездов, с опережением времени развития сил разрушения боковых пород в обнажающейся части камеры.

При этом режиме, начиная с первого и кончая, последим взыскным отверстием, необходимо выпустить полностью руду до появления пустых боковых пород.

Наклонная поверхность не выпущенной руды опирается на острый гребень очередной под углом, близким к углу естественного откоса данной руды. По мере выпуска из следующих ортов-заездов наклонная поверхность не выпущенной руды как бы передвигается по простиранию к другому торцу блока. При этом угол наклона его к горизонту остается постоянным около $60\text{-}70^0$. При дальнейшем выпуске

отслаивающиеся куски породы либо скатываются на фланг блока, либо остаются на поверхности рудной массы.

По сравнению с обычной системой с магазинированной рудой в этом варианте магазин подвижен: по мере продвигания фронта очистных работ он передвигается путем выпуска руды из крайних ортов-заездов. Такая подвижность не позволяет руде слеживаться и в тоже время поддерживает вмещающие породы, что способствует улучшению количественных и качественных показателей выпуска.

Однако, не смотря на высокую трудоемкость нарезных работ система подэтажных штреков по сравнению с другими системами разработки жил отличается существенными преимуществами, главными из которых является безопасность и большой фронт очистной выемки, позволяющий развивать высокую скорость продвигания линии очистных забоев и главное, возможность вести разработку с оставлением не вынутыми не минерализованных участков жил или участков с непромышленным содержаниям металла.

Комбинированная система разработки с подэтажной отбойкой, частичным магазинированием и выпуском отбитой руды слоями приведена на рис. 1.

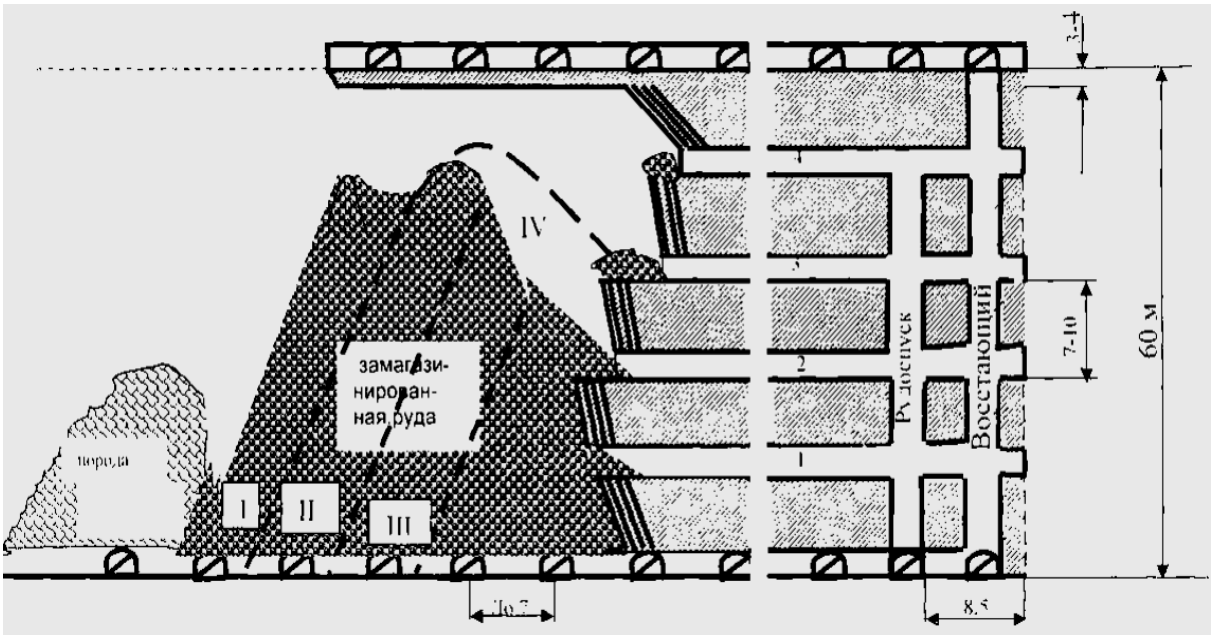


Рис. 1. Комбинированная система разработки с подэтажной отбойкой, частичным магазинированием и выпуском отбитой руды слоями: I–IV - слои выпускаемой руды; 1–4 - подэтажные штреки

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

ПРИЛОЖЕНИЕ

по дисциплине
«ТЕХНОЛОГИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ»

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФИЛИАЛ ФЕДЕРАЛЬНОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО АВТОНОМНОГО ОБРАЗОВАТЕЛЬНОГО УЧРЕЖДЕНИЯ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ «НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ «МИСИС» В г. АЛМАЛЫК РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН

Зарегистрирован
№_____
«____» 09.2024 г.

“УТВЕРЖДАЮ”
Заместитель директора по учебной работе
_____ С.Р.Худояров
«_____» 09.2024 г.

РАБОЧАЯ ПРОГРАММА ДИСЦИПЛИНЫ «ТЕХНОЛОГИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ»

Закреплена за кафедрой «Горное дело»
Направление специалитета: 21.05.04. – Горное дело
Квалификация: специалист
Профиль: Подземная разработка рудных месторождений
Форма обучения: очная
Общая трудоемкость: 11 ЗЕТ
Часов по учебному плану 396
в т.ч. аудиторные занятия 200
самостоятельная работа 169
часы на контроль 27

Форма контроля:
семестр 8, 9 - зачет с оценкой
семестр 10 – курс. проект и экзамен

Семестр (Курс/Семестр на курсе)	**8 (4.2)**		**9 (5.1)**		**10 (5.2)**		Итого	
Недель	16		18		16			
Вид занятий	УП	РП	УП	РП	УП	РП	УП	РП
Лекции	32	32	36	36	32	32	100	100
Практические	32	32	36	36	32	32	100	100
Итого ауд.	64	64	72	72	64	64	200	200
Контактная работа	64	64	72	72	64	64	200	200
Сам. работа	44	44	72	72	53	53	169	169
Часы на контроль					27	27	27	27
Итого	**108**	**108**	**144**	**144**	**144**	**144**	**396**	**396**

Программу составили:
дтн, профессор, Раимжанов Б.Р.
ктн., и.о.доц. Акрамов Ж.К.

Рабочая программа
Технология ПР РМ

Разработана в соответствии с требованиями образовательных стандартов:
Самостоятельно устанавливаемый образовательный стандарт высшего образования Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» по специальности 21.05.04 ГОРНОЕ ДЕЛО (приказ от 02.12.2015 г. № 602 о.в.)

Составлена на основании учебного плана:
21.05.04 ГОРНОЕ ДЕЛО, 21.05.04-ТПР-15-1.PLX Подземная разработка рудных месторождений, утвержденного Ученым советом НИТУ "МИСиС" 20.05.2020, протокол № 10/зг

Рабочая программа одобрена на заседании кафедры
«Горное дело» АФ НИТУ «МИСиС»

Протокол от 10.09.2024 г., № 1

Заведующий кафедрой _____ Кахаров С.К.

Начальник учебно-
методического отдела _____ Нутфуллоев Г.С.

Декан факультета _____ Худойбердиев Ш.М.

1. ЦЕЛИ ОСВОЕНИЯ	
1.1	Формирование у студентов компетенций, необходимых при выборе, проектировании, совершенствовании и обосновании параметров систем разработки при подземной разработке рудных

2. МЕСТО В СТРУКТУРЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЙ ПРОГРАММЫ	
Блок ОП:	Б1.Б.29
2.1	**Требования к предварительной подготовке обучающегося:**
2.1.1	Вскрытие
2.1.2	Горная квалиметрия
2.1.3	Процессы подземной разработки рудных месторождений
2.1.4	Обогащение полезных ископаемых
2.1.5	Управление качеством руд при добыче
2.1.6	Утилизация отходов в подземном пространстве
2.1.7	Горные машины и оборудование
2.1.8	Материаловедение
2.1.9	Метрология, стандартизация и сертификация в горном деле
2.1.10	Сертификация в горном деле
2.1.11	Транспортные системы горных предприятий
2.1.12	Основы горного дела
2.1.13	Управление состоянием массива горных пород
2.1.14	Подземная геотехнология (рудные месторождения)
2.1.15	Начертательная геометрия, инженерная и компьютерная графика
2.1.16	Геофизические методы исследования горных пород и массивов
2.1.17	Горная теплофизика
2.1.18	Геомеханика
2.1.19	Гидромеханика
2.1.20	Горнопромышленная экология
2.1.21	Прикладная механика
2.1.22	Теплотехника
2.1.23	Экономика и менеджмент горного производства
2.1.24	Открытая геотехнология
2.1.25	Открытая разработка рудных месторождений
2.1.26	Сопротивление материалов
2.1.27	Физика
2.1.28	Философия
2.1.29	Математика
2.1.30	Практика по получению первичных профессиональных умений и навыков
2.1.31	Строительная геотехнология
2.1.32	Теоретическая механика
2.1.33	Геология
2.1.34	Геодезия
2.1.35	Подземная геотехнология (пластовые месторождения)
2.2	**Дисциплины (модули) и практики, для которых освоение данной дисциплины (модуля) необходимо как предшествующее:**
2.2.2	Преддипломная практика
2.2.3	Подготовка к защите и защита выпускной квалификационной работы

3. РЕЗУЛЬТАТЫ
ПК-1.1 : владение навыками анализа горно-геологических условий при эксплуатационной разведке и добыче твердых полезных ископаемых, а также при строительстве и эксплуатации подземных объектов;

ПК-1.1 -З1 классификацию горно-геологических условий залегания месторождений
ПК-1.3 : владение основными принципами технологий эксплуатационной разведки, добычи, переработки твердых полезных ископаемых, строительства и эксплуатации подземных объектов
Знать:
ПК-1.3 -З1 принципы деления шахтных полей на этажи, блоки, подэтажи, панели
ПК-1.3 -З2 принципы классификации систем разработки
УК-8.2 : умение выбирать и применять передовые методы и технологии при разработке проектов;
Знать:
УК-8.2 -З1 прогрессивные технологические схемы подземной разработки месторождений полезных ископаемых
УК-7.2 : умение анализировать объекты, процессы и системы в рамках широких междисциплинарных областей
Знать:
УК-7.2 -З1 методы анализа параметров систем разработки
ПК-1.1 : владение навыками анализа горно-геологических условий при эксплуатационной разведке и добыче твердых полезных ископаемых, а также при строительстве и эксплуатации подземных объектов;
Уметь:
ПК-1.1 -У2 определять мероприятия по борьбе с обводненностью и проявлением неблагоприятных инженерно-геологических процессов
УК-7.2 : умение анализировать объекты, процессы и системы в рамках широких междисциплинарных областей
Уметь:
УК-7.2 -У1 проводить анализ параметров систем разработки
ПК-1.3 : владение основными принципами технологий эксплуатационной разведки, добычи, переработки твердых полезных ископаемых, строительства и эксплуатации подземных объектов
Уметь:
ПК-1.3 -У1 производить выбор систем разработки при подземной разработке месторождений
ПК-1.1 : владение навыками анализа горно-геологических условий при эксплуатационной разведке и добыче твердых полезных ископаемых, а также при строительстве и эксплуатации подземных объектов;
Уметь:
ПК-1.1 -У1 выявлять необходимые для принятия технических решений горно-геологические и горнотехнические условия залегания месторождений
УК-8.2 : умение выбирать и применять передовые методы и технологии при разработке проектов;
Уметь:
УК-8.2 -У2 решать задачи горного производства с использованием современных методов и вычислительной техники
УК-8.2 -У1 применять передовые методы эксплуатации средств механизации горных работ
ПК-1.3 : владение основными принципами технологий эксплуатационной разведки, добычи, переработки твердых полезных ископаемых, строительства и эксплуатации подземных объектов
Владеть:
ПК-1.3 -В1 навыками выбора параметров систем разработки
УК-7.2 : умение анализировать объекты, процессы и системы в рамках широких междисциплинарных областей
Владеть:
УК-7.2 -В1 передовыми методами оценки применяемых систем разработки
ПК-1.1 : владение навыками анализа горно-геологических условий при эксплуатационной разведке и добыче твердых полезных ископаемых, а также при строительстве и эксплуатации подземных объектов;
Владеть:
ПК-1.1 -В1 методами оценки и анализа геологической информации
УК-8.2 : умение выбирать и применять передовые методы и технологии при разработке проектов;
Владеть:

УК-8.2 -В1 навыком решения задач горного производства с использованием современных методов и вычислительной техники								
4. СТРУКТУРА И СОДЕРЖАНИЕ								
Код занятия	**Наименование разделов и тем /вид занятия/**	**Семестр / Курс**	**Часов**	**Формируемые индикаторы компетенций**	**Литература и эл. ресурсы**	**Примечание**	**КМ**	**Выполняемые работы**
	Раздел 1. Общие положения о ПИ, запасах и стадиях разработки							
1.1	Общие сведения о ПИ, запасах, стадии их разработки, деление рудничного поля на части. /Лек/	8	10	ПК-1.3 -З1 ПК- 1.3 -З2 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК- 8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-8.2 -В1 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 ПК-1.1 -З1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -У1 ПК- 1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
1.2	Характеристика месторождений, срок службы и мощность рудника, потери и разубоживание /Пр/	8	10	ПК-1.3 -З2 ПК- 1.3 -З1 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК- 8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК- 7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК- 1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
1.3	Подготовка к практическим занятиям /Ср/	8	16	ПК-1.3 -З2 ПК- 1.3 -З1 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК- 8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК- 7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК- 1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
	Раздел 2. Вскрытие шахтного поля							
2.1	Способы и схемы вскрытия. Расположение стволов. Околоствольные дворы. /Лек/	8	16	ПК-1.3 -З1 ПК- 1.3 -З2 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК- 8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-8.2 -В1 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 ПК-1.1 -З1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -У1 ПК- 1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			

2.2	Выбор и сравнительная оценка схем вскрытия. Определение места заложения стволов. /Пр/	8	12	ПК-1.3 -З2 ПК- 1.3 -З1 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК- 8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК- 7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК- 1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
Код занятия	**Наименование разделов и тем /вид занятия/**	**Семестр / Курс**	**Часов**	**Формируемые индикаторы компетенций**	**Литература и эл. ресурсы**	**Примечание**	**КМ**	**Выполняемые работы**
2.3	Подготовка к практическим занятиям /Ср/	8	14	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
	Раздел 3. Подготовка рудничного поля. Способы и схемы							
3.1	Подготовка рудничного поля. Классификация способов и схем подготовки. /Лек/	8	6	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 - У2 УК-7.2 -З1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
3.2	Сравнительная оценка и выбор рациональных схем подготовки. /Пр/	8	10	ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 - У2 УК-8.2 -В1 УК-7.2 -З1 УК-	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
3.3	Подготовка к практическим занятиям /Ср/	8	14	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 - У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ								
	Раздел 1. Основные положения и терминология							
1.1	Основные положения по системам разработки /Лек/	9	4	ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 - У2 УК-8.2 -В1 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 ПК-1.1 - З1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 - В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			

1.2	Расчет основных показателей /Пр/	9	6	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
1.3	Подготовка к практическим занятиям /Ср/	9	12	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			

Код занятия	**Наименование разделов и тем /вид занятия/**	**Семестр/ Курс**	**Часов**	**Формируемые индикаторы компетенций**	**Литература и эл. ресурсы**	**Примечание**	**КМ**	**Выполняемые работы**
	Раздел 2. Класс систем разработки с открытым очистн. пространством							
2.1	Класс систем с естественным поддержанием очистного пространства (Почвоуступные и потолкоуступные; Сплошные и камерно-столбовые; Системы с подэтажной отбойкой и камерно-этажной выемкой) /Лек/	9	6	ПК-1.3 -З2 ПК- 1.3 -З1 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК- 8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК- 7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК- 1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
2.2	Конструирование и обоснование параметров систем разработки с естественным поддержанием очистного пространства /Пр/	9	6	ПК-1.3 -З2 ПК- 1.3 -З1 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК- 8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК- 7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК- 1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
2.3	Подготовка к практическим занятиям /Ср/	9	12	ПК-1.3 -З2 ПК- 1.3 -З1 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК- 8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК- 7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК- 1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
	Раздел 3. Класс систем с магазинированием руды в очистном пространстве							

3.1	Класс систем с магазинированием руды в очистном пространстве (Системы со шпуровой отбойкой из магазина; С отбойкой из специальных выработок; с отбойкой глубокими скважинами) /Лек/	9	6	ПК-1.3 -З2 ПК- 1.3 -З1 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК- 8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК- 7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК- 1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
3.2	Конструирование и обоснование параметров систем с магазинированием руды в очистном пространстве /Пр/	9	6	ПК-1.3 -З2 ПК- 1.3 -З1 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК- 8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК- 7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК- 1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
3.3	Подготовка к практическим занятиям /Ср/	9	12	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 - У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 - З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
	Раздел 4. Класс систем с креплением очистного пространства							
4.1	Класс систем с креплением очистного пространства (Системы с усиленной распорной и станковой крепью; Системы с каменной и комбинированной крепью) /Лек/	9	4	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 - У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 - З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
4.2	Конструирование и обоснование параметров систем разработки с креплением очистного пространства /Пр/	9	6	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 - У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 - У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 - З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			

4.3	Подготовка к практическим занятиям /Ср/	9	12	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
	Раздел 5. Класс систем разработки с закладкой очистного пространства							
5.1	Класс систем с закладкой очистного пространства (Горизонтальными слоями с закладкой; Наклонными слоями с закладкой; Потолкоуступные с закладкой; Нисходящей послойной разработки с закладкой; Сплошные системы с закладкой; Системы с креплением и закладкой) /Лек/	9	10	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
5.2	Конструирование и обоснование параметров систем разработки с закладкой очистного пространства /Пр/	9	6	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
5.3	Подготовка к практическим занятиям /Ср/	9	12	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
	Раздел 6. Класс систем с обрушением вмещающих пород							
6.1	Класс систем с обрушением вмещающих пород (Системы слоевого обрушения; Щитовые системы разработки; Столбовые системы с обрушением кровли) /Лек/	9	6	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			

6.2	Конструирование и обоснование параметров систем разработки с обрушением вмещающих пород /Пр/	9	6	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
6.3	Подготовка к практическим занятиям /Ср/	9	12	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
	Раздел 7. Класс систем с обрушением руды и вмещающих пород							
7.1	Класс систем с обрушением руды и вмещающих пород (Системы подэтажного обрушения; Этажного самообрушения; Этажного принудительного обрушения) /Лек/	10	6	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
7.2	Конструирование и обоснование параметров систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород /Пр/	10	6	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
7.3	Подготовка к практическим занятиям /Ср/	10	10	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
	Раздел 8. Класс комбинированных систем разработки							

8.1	Класс комбинированных систем разработки (С выемкой камер с открытым очистным пространством; С выемкой камер с магазинированием руды; С выемкой камер с закладкой) /Лек/	10	6	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
8.2	Конструирование и обоснование параметров систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород /Пр/	10	6	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
8.3	Подготовка к практическим занятиям /Ср/	10	10	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
	Раздел 9. Выбор систем разработки							
9.1	Выбор систем разработки /Лек/	10	6	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
9.2	Выбор систем разработки по условиям залегания /Пр/	10	6	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			

9.3	Подготовка к практическим занятиям /Ср/	10	12	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
	Раздел 10. Сравнительная экономическая оценка систем разработки и оптимизация их параметров							
10.1	Сравнительная технолого-экономическая оценка систем разработки и оптимизация их параметров /Лек/	10	4	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
10.2	Сравнение систем разработки и оптимизация их параметров /Пр/	10	6	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
10.3	Подготовка к практическим занятиям /Ср/	10	11	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
	Раздел 11. Выемка целиков							
11.1	Выемка целиков /Лек/	10	6	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			

11.2	Разработка технологии выемки целиков /Пр/	10	4	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
11.3	Подготовка к практическим занятиям /Ср/	10	10	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
	Раздел 12. Расчеты систем разработок							
12.1	Расчеты технологического процесса очистной выемки и системы разработки (лек)	10	4	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1	Л1.1 Л1.2Л2.1 Л2.2Л3.1			
12.2	Расчеты технологического процесса очистной выемки и системы разработки (пр)	10	4	ПК-1.3 -З2 ПК-1.3 -З1 ПК-1.3 -У1 ПК-1.3 -В1 УК-8.2 -З1 УК-8.2 -У1 УК-8.2 -У2 УК-7.2 -З1 УК-7.2 -У1 УК-7.2 -В1 ПК-1.1 -З1 ПК-1.1 -У1 ПК-1.1 -У2 ПК-1.1 -В1				
5. ФОНД ОЦЕНОЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ								
5.1. Вопросы для самостоятельной подготовки к экзамену (зачёту с оценкой)								

Вопросы для подготовки к экзамену, направленные на контроль компетенций (ПК-1.1, ПК-1.3, ПСК-2.2, УК-7.2, УК-8.2)

1. Опишите способы и схемы вскрытия рудничного поля.
2. Что означает одно- и много- горизонтное вскрытие рудничного поля?
3. Назовите основные и вспомогательные вскрывающие выработки.
4. Какие вспомогательные вскрывающие выработки бывают?
5. Схемы расположения стволов относительно шахтного поля на горизонтальной плоскости.
6. Тип схемы (способы) вскрытия - по количеству типов главных вскрывающих выработок?
7. Взаимное расположение главных и вспомогательных вскрывающих выработок.
8. Какие затраты являются капитальными, а какие эксплуатационными при вскрытии рудничного поля?
9. Назовите принципы сравнительной оценки и выбора схем вскрытия?
10. Назовите основные варианты взаимного расположения стволов.
11. Что называется околоствольным двором?
12. Какие бывают схемы околоствольных дворов?
13. Как определяется объем околоствольного двора и камер?
14. Что называется способом подготовки месторождения (рудничного поля)?
15. Что называется схемой подготовки месторождения (рудничного поля)?
16. По каким структурным признакам классифицируются способы подготовки?
17. Назовите порядки подготовки выемочного участка.
18. Приведите классификацию способов и схем подготовки.
19. Что понимают под рудной, полевой и смешанной подготовкой?
20. Охарактеризуйте погоризонтный способ подготовки.
21. Охарактеризуйте панельный способ подготовки.
22. Охарактеризуйте этажный способ подготовки.
23. Охарактеризуйте подготовку тонких залежей.
24. Как осуществляется выбор способа и схемы подготовки?
25. Требования к системе разработки
26. Основные показатели систем разработки
27. Подготовка и нарезка выемочных блоков
28. Деление систем разработки на классы
29. Принятая классификация систем разработки
30. Сплошная система разработки
31. Камерно-столбовая система разработки
32. Этажно-камерная система разработки
33. Система разработки с магазинированием руды
34. Общая характеристика систем с естественным поддержанием очистного пространства
35. Этажно-принудительное обрушение со сплошной выемкой
36. Этажно-принудительное обрушение с компенсационными камерами
37. Этажное самообрушение. Понятие о гидравлическом радиусе
38. Общая характеристика систем подэтажного принудительного обрушения
39. Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды
40. Подэтажное обрушение с донным выпуском руды
41. Общая характеристика систем этажного принудительного обрушения
42. Последовательность отработки месторождения при слоевой выемке с закладкой
43. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой
44. Система разработки наклонными слоями с закладкой
45. Система разработки вертикальными слоями с закладкой
46. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой
47. Последовательность отработки залежи камерными системами с закладкой
48. Камерные системы разработки с закладкой выработанного пространства
49. Система разработки тонких жил с раздельной выемкой
50. Общая характеристика систем разработки с твердеющей закладкой
51. Столбовая система разработки с обрушением
52. Слоевое обрушение
53. Выемка целиков с обрушением руды и вмещающих пород
54. Выбор параметров системы разработки
55. Порядок выбора систем разработки и влияющие факторы
56. Определение систем разработки, приемлемых по постоянным факторам
57. Влияние на выбор системы разработки переменных факторов
58. Влияние на выбор системы разработки горнотехнических условий
59. Методика отбора конкурентоспособных систем разработки
60. Порядок экономического сравнения систем разработки

5.2. Перечень работ, выполняемых по дисциплине (модулю, практике, НИР) - эссе, рефераты, практические и расчетно-графические работы, курсовые работы, проекты и др.

По дисциплине предусмотрено выполнение практических работ, направленных на контроль компетенций (ПК-1.1, ПК-1.3, ПСК-2.2, УК-7.2, УК-8.2)

1. Конструирование и расчёт систем разработки – сплошной, камерно-столбовой, этажного принудительного обрушения, подэтажного обрушения, горизонтальных слоёв с закладкой, нисходящей слоевой выемки, с отбойкой руды из магазина, с самообрушением и др.
2. Расчёты по организации работ в очистных блоках при различных системах разработки.
3. Расчёты по обоснованию и выбору систем разработки.
4. Расчёты по обоснованию и выбору схем подготовки очистных блоков.

По дисциплине предусмотрено выполнение курсового проекта, направленного на контроль компетенций (ПК-1.1, ПК-1.3, ПСК-2.2, УК-7.2, УК-8.2)

По исходным данным, полученным на производственной практике, проектируется система разработки рудного или нерудного месторождения с обоснованием технологических параметров и других показателей. Объём графической части проекта – 2 листа, пояснительной записки – 20-25 страниц.

По дисциплине предусмотрены следующие виды самостоятельной работы студентов:

– самоподготовка к учебным занятиям;
– подготовка отчетов по лабораторным работам;
– подготовка рефератов;
– изучение отдельных тем дисциплины самостоятельно;
– работа в учебной библиотеке или в Интернете;
– подготовка к зачету и экзамену.

5.3. Оценочные материалы, используемые для экзамена (описание билетов, тестов и т.п.)

Экзамен по теоретической части дисциплины проводится в устной форме. Экзаменационный билет состоит из 2 вопросов.

Пример экзаменационного билета:

ЭКЗАМЕНАЦИОННЫЙ БИЛЕТ № 1
По дисциплине «Системы разработки»
1. Системы разработки с креплением
2. Этажное самообрушение

5.4. Методика оценки освоения дисциплины (модуля, практики. НИР)

Дисциплина считается освоенной при выполнении следующих условий:
- текущий лекционный контроль имеет положительные оценки ("удовлетворительно"; "хорошо"; "отлично");
- выполнены и защищены все лабораторные и практические работы;
- промежуточное и итоговое тестирование выполнено с результатами:
от 25 и менее 50 % – «удовлетворительно»
от 50 и менее 75 % – «хорошо»
от 75 до 100 % – - «отлично».

Экзамен сдан на положительную оценку ("удовлетворительно"; "хорошо"; "отлично").
Критерии оценки экзамена:
«отлично» – обучающийся показывает глубокие, исчерпывающие знания в объеме пройденной программы, уверенно действует по применению полученных знаний на практике, грамотно и логически стройно излагает материал при ответе, умеет формулировать выводы из изложенного теоретического материала, знает дополнительно рекомендованную литературу;
«хорошо» – обучающийся показывает твердые и достаточно полные знания в объеме пройденной программы, допускает незначительные ошибки при освещении заданных вопросов, правильно действует по применению знаний на практике, четко излагает материал;
«удовлетворительно» – обучающийся показывает знания в объеме пройденной программы, ответы излагает хотя и с ошибками, но уверенно исправляемыми после дополнительных и наводящих вопросов, правильно действует по применению знаний на практике;
«неудовлетворительно» – обучающийся допускает грубые ошибки в ответе, не понимает сущности излагаемого вопроса, не умеет применять знания на практике, дает неполные ответы на дополнительные и наводящие вопросы;
«неявка» - обучающийся не явился на экзамен.

Общие критерии уровней освоения компетенций
Отсутствие сформированности компетенции: Неспособность обучающегося самостоятельно продемонстрировать наличие знаний при решении задач, которые были представлены преподавателем вместе с образцом их решения, отсутствие самостоятельности в применении умения к использованию методов освоения учебной дисциплины и неспособность самостоятельно проявить навык повторения решения поставленной задачи по стандартному образцу свидетельствуют об отсутствии сформированной компетенции. Отсутствие подтверждения наличия сформированности компетенции свидетельствует об отрицательных результатах освоения учебной дисциплины (неудовлетворительно)
Пороговый:
Если обучающийся демонстрирует самостоятельность в применении знаний, умений и навыков к решению учебных задач в полном соответствии с образцом, данным преподавателем, по заданиям, решение которых было показано преподавателем, следует считать, что компетенция сформирована, но ее уровень недостаточно высок. Поскольку выявлено наличие сформированной компетенции, ее следует оценивать положительно, но на низком уровне (удовлетворительно)

5.4. Методика оценки освоения дисциплины (модуля, практики. НИР)

Повышенный:
Способность обучающегося продемонстрировать самостоятельное применение знаний, умений и навыков при решении заданий, аналогичных тем, которые представлял преподаватель при потенциальном формировании компетенции, подтверждает наличие сформированной компетенции, причем на более высоком уровне. Наличие сформированной компетенции на повышенном уровне самостоятельности со стороны обучающегося при ее практической демонстрации в ходе решения аналогичных заданий следует оценивать как положительное и устойчиво закрепленное в практическом навыке (хорошо)
Продвинутый:
Обучающийся демонстрирует способность к полной самостоятельности (допускаются консультации с преподавателем по сопутствующим вопросам) в выборе способа решения неизвестных или нестандартных задач в рамках учебной дисциплины с использованием знаний, умений и навыков, полученных как в ходе освоения данной учебной дисциплины, так и смежных дисциплин, следует считать компетенцию сформированной на продвинутом уровне. Присутствие сформированной компетенции на продвинутом уровне, способность к ее дальнейшему саморазвитию и высокой адаптивности практического применения к изменяющимся условиям профессиональной задачи (отлично)

6. УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ И ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ

6.1. Рекомендуемая литература

6.1.1. Основная литература

	Авторы, составители	Заглавие	Библиотека	Издательство, год
Л1.1	Агошков М.И. Борисов С.С.	Разработка рудных и нерудных месторождений: учебник	Электронная библиотека	Москва: Недра, 1983

Л1.2	Ломоносов Г. Г.	Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений: учебник	Электронная библиотека	Москва: Горная книга, 2011
Л1.3	Именитов В. Р.	Системы подземной разработки рудных месторождений: учебник для студ. вузов, обуч. по напр. "Горное дело"	Библиотека МИСиС	М.: Изд-во МГГУ, 2000

6.1.2. Дополнительная литература

	Авторы, составители	Заглавие	Библиотека	Издательство, год
Л2.1	Баранов А. О.	Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд: справоч. пособ.	Библиотека МИСиС	М.: Недра, 1993
Л2.2	Ломоносов Г. Г., Каплунов Д. Р., Левин В. И.	Технологические схемы рудников: учеб. пособие	Библиотека МИСиС	М.: МГИ, 1988

6.1.3. Методические разработки

	Авторы, составители	Заглавие	Библиотека	Издательство, год
Л3.1		Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. ПБ 03-553-03	Библиотека МИСиС	СПб.: ДЕАН, 2004

6.3 Перечень программного обеспечения

П.1	Autodesk AutoCAD
П.2	MS Office
П.3	LMS Canvas
П.4	MS Teams

6.4. Перечень информационных справочных систем и профессиональных баз данных

И.1	Научная электронная библиотека - www.elibrary.ru
И.2	ЭЛЕКТРОННАЯ БИБЛИОТЕКА МИСиС - lib.misis.ru
И.3	ЭБС УНИВЕРСИТЕТСКАЯ БИБЛИОТЕКА - biblioclub.ru
И.4	Бесплатный некоммерческий справочно-образовательный портал -www.geokniga.org
И.5	Патентная библиотека - https://www1.fips.ru/
И.6	Закон «О недрах» РФ - www.cntd.ru
И.7	Роснедра (Федеральное агентство по недропользованию - https://www.rosnedra.gov.ru/
И.8	Горное дело – программно-информационный комплекс - https://bibl.gorobr.ru/
И.9	Издательство: «Горная книга» - www.gornaya-kniga.ru
И.10	ГИАБ – www.GIAB-online.ru
И.11	Scopus - единая реферативная база данных научных публикаций - www.scopus.com
И.12	Единое окно доступа к образовательным ресурсам - http://window.edu.ru

7. МАТЕРИАЛЬНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ

Ауд.	Назначение	Оснащение
Читальный зал электронных ресурсов		комплект учебной мебели на 50 рабочих мест, компьютеры с подключением к сети «Интернет» и доступом в электронную информационно- образовательную среду университета
Холл библиотеки (Г)	Библиотека:	комплект специализированной мебели
Любой корпус Учебная аудитория	Учебная аудитория для проведения занятий лекционного типа и/или для проведения практических занятий:	доска, комплект учебной мебели на 30 посадочных мест

Любой корпус Мультимедийная	Учебная аудитория для проведения занятий лекционного типа и/или для проведения практических занятий:	экран, проектор, доска, ПК, комплект учебной мебели на 80 посадочных мест, доступ к ЭИОС университета LMS Canvas, лицензионные программы MS Teams, MS Office

8. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ

Подготовка к лекциям.

Подготовка к лекционному занятию включает выполнение всех видов заданий, рекомендованных к каждой лекции, т.е. задания выполняются еще до лекционного занятия по соответствующей теме.

В ходе лекционных занятий необходимо вести конспектирование учебного материала, обращать внимание на категории, формулировки, раскрывающие содержание тех или иных явлений и процессов, научные выводы и практические рекомендации.

Работая над конспектом лекций, необходимо использовать не только учебник, но и ту литературу, которую дополнительно рекомендовал лектор.

В процессе подготовки к практическим занятиям, необходимо обратить особое внимание на самостоятельное изучение рекомендованной литературы. При всей полноте конспектирования лекции в ней невозможно изложить весь материал из-за лимита аудиторных часов. Поэтому самостоятельная работа с учебниками, учебными пособиями, научной, справочной литературой, материалами периодических изданий и Интернета является наиболее эффективным методом получения дополнительных знаний, позволяет значительно активизировать процесс овладения информацией, способствует более глубокому усвоению изучаемого материала, формирует отношение к конкретной проблеме.

Самостоятельная работа может осуществляться в аудиторной и внеаудиторной формах. Самостоятельная работа в аудиторное время включает:

1 Самостоятельную работу по теоретическому курсу: аудиторную самостоятельную работу на лекциях, работу с лекционным материалом после лекции, выполнение дополнительных индивидуальных заданий на практических занятиях и лабораторных работах. Самостоятельная работа на лекции выполняется в конце каждой лекции и заключается в решении небольшой задачи, поставленной преподавателем по материалу прочитанной лекции.

Работа с лекцией включает в себя дополнение конспекта сведениями из рекомендованной литературы (с указанием использованного источника).

Работа с материалом лекции, выполненная через один-два дня после ее прослушивания, позволяет выделить неясные моменты, которые необходимо либо самостоятельно разобрать, пользуясь рекомендованными литературными источниками, либо обсудить с преподавателем на ближайшей консультации. Такой самоконтроль может войти в объем самостоятельной работы студента, предусмотренный рабочей программой.

2. Аудиторную самостоятельную работу на практических и лабораторных занятиях по программе дисциплины. Они обеспечивают получение навыков и умений, необходимых при изучении данной дисциплины, а также необходимых в последующем обучении и трудовой деятельности. Кроме того, они обеспечивают общение участников в диалоговом режиме и дают опыт совместного участия в решении проблем.

3. Внеаудиторную самостоятельную работу.

Подготовка заключается в ознакомлении с названием, целью работы, основными теоретическими положениями и методическими указаниями по ее выполнению. Следует также подготовить к заполнению таблицы, приведенные в разделе «Порядок выполнения и оформления работы».

Подготовка к промежуточной аттестации.

При подготовке к промежуточной аттестации целесообразно:

внимательно изучить перечень вопросов и определить, в каких источниках находятся сведения, необходимые для ответа на них; внимательно прочитать рекомендованную литературу; составить краткие конспекты ответов (планы ответов).

КРИТЕРИИ ОЦЕНИВАНИЯ
знаний студентов на основании рейтинговой системы по предмету «Технология подземной разработки рудных месторождений»

Основным напралением национальной программы подготовки кадров является повышение качества образования. В высших учебных заведениях знания студентов оцениваются по рейтенговой системе. Оценивание знаний студентов по рейтенговой системе позволяет студентам постоянно работать по повышению приобретенных знаний, а также является поощерением для развития творческой деятельности в процессе обучения.

Данные критерии оценивания по дисциплине «Технология подземной разработки рудных месторождений» рекомендуются для широкого использования при оценивании знаний студентов и дают полные сведения студентам по количеству баллах, котороые они могут получить во время текущего, промежуточного и итогового контролях.

Студенты на первом занятии ознакомляются с критериями оценивания, видами контроля, с максимальным балом за каждый контроль, а также с проходными балами.

Виды контроля и порядок оценивания

В соответсвии с учебным планом специальности 21.05.04 ГОРНОЕ ДЕЛО, дисциплина «Технология подземной разработки рудных месторождений» проводится на пятом курсе на 9-10 семестрах. С целью соответвия степени знаний и усвоения государственному образовательному стандарту предусматриваются следующие виды контроля:

текущий контроль – метод определения полученных знаний по дисциплине «Технология подземной разработки рудных месторождений» во время практических занятий. Оценивание осуществляется путем проверки решений задач по вариантам каждой практической работы, а также опросу по теме;

промежуточный контроль – метод определения степени знаний по пройденным темам. Промежуточный контроль проводится два раза в течении семестра, форма и балл определяется в соответвии с отведеным объёмом часов по учебному плану;

итоговый контроль– метод определения полученных теоретических знаний и практических навыков. Итоговый контроль основан на основных понятиях и проводится в письменном виде.

Студенты оцениваются по 100 бальной шкале в течении каждого семестра по предметам. 70 баллов отводятся для промежуточного и текущего контроля, 30 баллов – на итоговый контроль.

1. Таблица рейтинга.

п/н	Курс	Семестр	Количество недель	Общее количество часов (рейтинговый балл)	Лекция	Практические занятия		Часы для самостоятельной	Аб-аудиторный балл Сб-балл за самостоятельную	Виды контроля											Для дисциплины с курсовой работой
										Итого часов в %	ТК	ТК – 1	ТК – 2	ПК	ПК – 1	ПК– 2	∑ТК+ПК	Проходной балл	ИК	Форма проведения	Показатель усвоения	
1	5	9-10	16	140	30	28		32	Аб / Сб	100	5	5	5	5	5	5	5	3	5	уст	5	

3.1. Рейтинговая разработка
6 –семестр

П.н	Вид контроля	Кол во	Балл	Итого баллов
1. ТК общий балл 35				
1.1.	Практические занятия	16	5	5
2. ПК общий балл 35				
2.1.	Первая промежуточная работа (3 вопроса)	1	5	5
2.2.	Вторая промежуточная работа (3 вопроса)	1	5	5
∑ТК+ПК				**5**
3. ИК				
3.1.	Итоговая контрольная работа	1	5	5
Итого				**5**

3.2 Критерии оценивания по текущему контролю

Студенту, выполнившему практическую работу, причесляется оценки 5-отлично, если работа выполнена качественно но по уровню ответа на вопросы оценки 4-хорошо, если выполнена не полностью то по степени выполнения оценки 3-

удовлетворительно, если ответы на вопросы не соотетствуют как есть, также ответы не полноценно тогда ставится на этот вопрос ответ -0.

Промежуточная контрольная (первая) производится в форме письменной работы, в виде ответов на 4 вопроса. Каждый ответ оценивается по 2,3,4,5 балной системе:

если сущность вопроса раскрыта полностью, ответы точные и полноценные, то – оценка 5;

если на вопрос ответ обобщенный, сущность не полностью раскрыта и отсутствуют некоторые факты – то – оцунка 4;

если есть попытка ответа на вопрос, но имеются путанности – то – оценка 3

Перечень вопросов для итогового контроля по дисциплине «Технология подземной разработки рудных месторождений»

1. Охарактеризуйте основные способы отбойки руды.
2. Назовите область применения системы разработки горизонтальными слоями с нисходящим порядком выемки.
3. Назовите достоинства и недостатки доставки руды скреперными установками.
4. Перечислите основные достоинства и недостатки шпуровой отбойки руды.
5. Перечислите особенности камерно-слоевых систем разработки, их отличия от слоевой выемки.
6. Перечислите преимущества и недостатки литой твердеющей закладки.
7. Какие факторы оказывают влияние на величину горного давления?
8. Охарактеризуйте варианты сплошной камерной системы разработки с твердеющей закладкой.
9. Назовите основные способы отбойки руды скважинными зарядами.
10. Что понимают под опорным горным давлением?
11. Оцените камерную систему разработки с закладкой и камерно-целиковым порядком выемки.
12. Охарактеризуйте инъекционный способ возведения закладочных массивов.
13. Назовите основные способы управления горным давлением.
14. Какие достоинства и недостатки присущи системам разработки с закладкой выработанного пространства?
15. Какие виды крепления очистных выработок применяются на рудниках?
16. Назовите область применения, преимущества и недостатки гидравлической закладки.
17. Какие факторы оказывают влияние на выбор системы разработки?
18. Каковы основные преимущества и недостатки отбойки руды в зажиме?
19. Какие существуют способы взрывания зарядов ВВ, достоинства и недостатки?
20. Чем отличается камерно–столбовая система разработки от сплошной?
21. Перечислите известные Вам способы и средства доставки руды.

22. Охарактеризуйте способы выпуска руды на очистных работах.

23. Опишите сплошную слоевую выемку снизу вверх и принципы отработки залежи этой геотехнологией.

24. Охарактеризуйте формы динамического проявления горного давления.

25. Дайте характеристику площадного выпуска руды.

26. Опишите классификационные признаки, разделяющие системы разработки.

27. Какие методы защиты горных выработок от динамических разрушений рекомендуются на удароопасных месторождениях?

28. В чем заключается схема площадно-торцового выпуска руды? Назовите ее достоинства и недостатки.

29. Основное отличие между классификацией систем разработки по М.И. Агошкову и В.Р. Именитову.

30. С какой целью применяется закладка очистного пространства?

31. Какие типы доставочных машин используются на рудниках?

32. Перечислите основные системы разработки с закладкой выработанного пространства.

33. Расскажите о процессах очистных работ, их особенностях при сплошной слоевой выемке сверху вниз.

34. Назовите основные способы закладки выработок.

35. Назовите критериальные показатели технико-экономического сравнения систем разработки.

36. Какие недостатки присущи технологии выпуска вибропитателями?

37. Что характеризует компрессионные свойства закладки?

38. Достоинства и недостатки сплошной системы разработки.

39. Перечислите известные Вам способы отбойки руды.

40. Что понимается под доставкой руды?

41. Сплошная система разработки.

42. Требования, предъявляемые к взрывной отбойке руды.

43. Факторы, влияющие на показатели взрывной отбойки руды.

44. На какие стадии разделены системы разработки, применяемые на рудных месторождениях, в соответствии с классификационными признаками?

45. На какое расстояние может осуществляться скреперная доставка?

46. Перечислите существующие способы взрывной отбойки руды.

47. Сущность применения сплошной системы разработки.

48. Перечислите известные Вам способы управления горным давлением при разработке рудных месторождений.

49. Что понимается под взрывной доставкой руды?

50. Как осуществляется поддержание выработанного пространства при сплошной системе разработки?

51. Параметры скважин, преимущественно применяемых на рудниках.

52. Достоинства и недостатки шпуровой отбойки.

53. Достоинства и недостатки системы разработки горизонтальными слоями с закладкой.

54. Сущность и область применения распорной и станковой крепи.

55. Как производится отбойка руды скважинами?
56. Система разработки с магазинированием руды.
57. Влияние слеживаемости и самовозгораемости руд на способы их разработки.
58. Изобразите параллельное и веерное расположение скважин.
59. Достоинства и недостатки системы разработки с отбойкой из магазинов.
60. Перечислите основные производственные процессы в технологической цепочке добычи руды.
61. Какие процессы относятся непосредственно к очистной выемке?
62. Как выбирается оптимальный способ отбойки руды для конкретных горно-геологических условий?
63. Какие средства механизации бурения, погрузки и доставки руды применяются при сплошной системе разработки?
64. Достоинства и недостатки скважинной отбойки руд
65. Камерно-столбовая система разработки.
66. Назначение, материалы и конструкция настила, укладываемого на поверхность закладки.
67. Методика отбора конкурентоспособных систем разработки.
68. Достоинства, недостатки и условия применения камерно – столбовой системы разработки.
69. Как производится отбойка и доставка руды при системе разработки с усиленной распорной крепью?
70. Последовательность отработки месторождения при слоевой выемке с закладкой.
71. Чем отличается система разработки наклонными слоями с закладкой от системы разработки горизонтальными слоями с закладкой?
72. Влияние на выбор системы разработки горнотехнических условий.
73. Требования к системе разработки.
74. Этажно-камерная система разработки.
75. Подготовка и нарезка выемочных блоков.
76. Основные показатели систем разработки.
77. Достоинства и недостатки системы разработки с усиленной распорной крепью.
78. Порядок выбора систем разработки и влияющие факторы.
79. Порядок экономического сравнения систем разработки.
80. Камерные системы разработки с закладкой выработанного пространства.
81. Влияние на выбор системы разработки переменных факторов.
82. Принятая классификация систем разработки.
83. Сущность системы разработки с отбойкой из магазинов.
84. Поясните смысл термина «разубоживание руды».
85. Определение систем разработки, приемлемых по постоянным факторам.
86. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой.
87. Что представляют собой коэффициенты потерь, извлечения и разубоживания руды?
88. Влияние слеживаемости и самовозгораемости руд на способы их разработки.

89. Сущность системы разработки горизонтальными слоями с закладкой.

90. Деление систем разработки на классы.

91. Перечислите известные Вам способы отбойки руды.

92. Система разработки вертикальными слоями с закладкой.

93. Перечислите известные Вам категории запасов руд по их хозяйственному значению.

94. Достоинства и недостатки шпуровой отбойки.

95. Порядок ведения очистных работ при системе разработки горизонтальными слоями с закладкой.

96. Перечислите известные Вам способы вторичного дробления.

97. Перечислите известные Вам способы и средства доставки руды.

98. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой.

99. На какое расстояние может осуществляться скреперная доставка?

100. Выбор параметров системы разработки.

101. Система разработки тонких жил с раздельной выемкой.

102. Что представляет собой твердеющая закладка?

103. На какие дополнительные части делятся этажи и панели? Их размеры.

104. Общая характеристика систем разработки с твердеющей закладкой.

105. Общая характеристика и примеры применения систем разработки с искусственным поддержанием очистного пространства.

106. Как классифицируются рудные месторождения по форме их залегания?

107. Достоинства и недостатки системы разработки с подэтажной отбойкой.

108. Влияние ценности руд на технологию ведения горных работ.

109. Перечислите существующие виды потерь руды в недрах

110. Сущность комбинированной системы разработки.

111. Какие методы определения напряженного состояния нетронутого массива горных пород применяются на рудниках?

112. Назовите условия применения, основные достоинства и недостатки гибких перекрытий.

113. Система разработки наклонными слоями с закладкой.

114. Чем отличается валовая выемка руды от селективной (раздельной)?

3.5. Порядок проведения итогового контроля

Итоговый контроль по данной дисциплине проводится в конце 9 семетра в соответсвии с утвержденным графиком.

Итоговая конрольная работа принимается письменно. Каждый вариант состоит из трех вопросов и опорных слов. Вопросы должны соотвествовать пройденному материалу.

В начале учебного года перечень вопросов и билеты обновляются преподователем и утверждается на заседании кафедры.

После проведения итогового контроля преподователь обязан в течении двух дней проверить и оценить работу студента, а также поставить их в извесность о полученном балле.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Конституция Республики Узбекистан, Т., 2023 г.
2. М.И. Агошков, С.С. Борисов. «Разработка рудных и нерудных месторождений»: учебник, М. Недра, 1983г.
3. В.А. Боярский «Разработка рудных и нерудных месторождений». М. Недра, 1983г.
4. М.Л. Жигалов, С.А. Ярунин «Технология, механизация и организация горных работ». М. Недра, 1990г.
5. Г.Г. Ломоносов «Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений»: учебник. М. Горная книга, 2011
6. В.Р. Именитов «Системы подземной разработки рудных месторождений»: учебник для студ. вузов, обуч. по напр. "Горное дело". М. Изд-во МГГУ, 2000
7. А.К.Порцевский «Системы разработки при подземной добыче руды», учебное пособие по практическим занятиям для студентов специальности “Подземная разработка месторождений полезных ископаемых”, М., Недра - 2000 г.
8. И.М.Панин, И.А.Ковалев «Задачник по подземной разработке рудных месторождений», сборник задач - М., Недра, 1984,
9. А.О. Баранов «Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд»: справоч. пособ. М. Недра, 1993
10. Г.Г.Ломоносов, Д.Р.Каплунов, В.И.Левин «Технологические схемы рудников»: учеб. Пособие - М., МГИ, 1988
11. «Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. ПБ 03-553-03». СПб.: ДЕАН, 2004

Электронные ресурсы

1. www. Ziyonet.uz
2. www.bilim.uz.
3. www.midiel.com
4. www.mining-journal.com.