

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС»

филиал в городе Алмалыке Республики Узбекистан



Кафедра «ГОРНОЕ ДЕЛО»



УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС
по курсу
«ТЕХНОЛОГИЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА»
для студентов направления 21.05.04 «ГОРНОЕ ДЕЛО»,
профиль «ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ОБОРУДОВАНИЕ»

Алмалык –2023

«Технология горного производства» является специальной дисциплиной, формирующей бакалавра по направлению «Горная электромеханика». Изучение ее базируется на знаниях общетеоретических и общетехнических дисциплин, в том числе: геологического цикла, начертательной геометрии, инженерной графики, а также общественно-гуманитарных дисциплин. Знание технологии горного производства является исходной информацией при изучении профилирующих дисциплин.

Составитель: *кандидат технических наук, доцент
кафедры «Горное дело» АФ НИТУ МИСИС
Насридинов Илхам Бурханидинович*

Разработан в соответствии с ОС

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

Составлен на основании учебного

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

Оглавление

Введение	4
Содержание основных тем дисциплины.....	5
Распределение тем лекционных занятий по часам	7
Конспекты лекций по курсу «Технология горного производства».....	8
Лекция №1. Введение. Основные понятия и терминология горной промышленности.....	8
Лекция №2. «Общие сведения о полезных ископаемых. Шахта, рудник и карьер как горные предприятия».....	11
Лекция №3. «Процессы при проведении подземных горных выработок».....	28
Лекция №4. «Технологические процессы очистных работ».....	48
Лекция №5. «Основные технологические процессы в очистном забое»..	56
Лекция №6. «Вспомогательные технологические процессы в очистном забое»	69
Лекция №7. «Технологическая схема шахты и входящие в нее процессы».....	81
Лекция №8. «Технологические схемы разработки рудных месторождений».....	99
Темы практических занятий курса «Технология горного производства»	111
Распределение тем практических занятий по часам	112
Организация самостоятельной работы студентов.....	113
Рекомендации по организации самостоятельной работы студентов.....	113
Вопросы для определения рейтинга студентов.....	116
Список использованной литературы.....	126

ВВЕДЕНИЕ

Проектирование, строительство новых и реконструкция существующих горных предприятий по добыче твердых полезных ископаемых требуют знаний технологических процессов, понимания и учета горно-геологических условий, специфики ведения горных работ, требований техники безопасности, охраны недр и окружающей среды.

После изучения дисциплины студент должен знать: взаимное расположение в пространстве в пределах шахтного поля всех горных выработок, что является необходимым условием творческого изучения вопросов вскрытия и подготовки шахтных полей, систем разработки для различных горно-геологических условий угольных и рудных месторождений; должен овладеть методами разработки месторождений твердых полезных ископаемых в различных горно-геологических условиях, т. е. экономически обоснованным извлечением полезных ископаемых как составной части охраны недр и окружающей среды с минимальными затратами труда с соблюдением безопасности ведения горных работ.

Поставленная цель достигается путем глубокого и всестороннего обобщения длительного опыта работы действующих и проектируемых предприятий; технико-экономического анализа статистических зависимостей, аналитических и вариантных решений; изучения закономерностей физических процессов, протекающих в толще полезного ископаемого и вмещающих пород при ведении горных работ; освещения вопросов охраны труда, правил безопасности, охраны недр и окружающей среды.

При изучении дисциплины перед студентами ставятся следующие задачи:

- знать современное состояние горной промышленности и пути ее развития на ближайшую перспективу;
- четко владеть горной терминологией по всем разделам дисциплины;
- изучить различные способы и технологические схемы вскрытия и подготовки шахтных полей, системы разработки, преимущества и недостатки, область их эффективного применения;
- представлять расположение горных выработок в толще горных пород;
- иметь представление о современных средствах механизации ведения горных пород, технологии выполнения производственных процессов, об охране труда и технике безопасности;
- учитывать особые горно-геологические условия, усложняющие технологию ведения горных работ;
- уметь производить необходимые технические расчеты для обоснования принятых технических решений.

СОДЕРЖАНИЕ ОСНОВНЫХ ТЕМ ДИСЦИПЛИНЫ

ТЕМА №1

«Введение. Основные понятия и термины подземных горных работ»

Цель и задачи курса, связь со смежными дисциплинами. Роль и значение полезных ископаемых в экономике Узбекистана. Методы добычи полезных ископаемых. Объем добычи основных полезных ископаемых по видам. Основные этапы, развития горной промышленности Узбекистана. Указы Президента Республики Узбекистан и Кабинета Министров по развитию горнодобывающей промышленности.

Роль научно-технического прогресса и ученых в разработке и совершенствовании методов добычи полезных ископаемых.

Понятие о полезном ископаемом, классификация полезных ископаемых и месторождений. Понятие о руднике и шахте как горнодобывающем предприятии. Стадии подземной разработки месторождений полезных ископаемых и горные выработки.

ТЕМА №2

«Общие сведения о полезных ископаемых. Шахта, рудник и карьер как горные предприятия»

Понятие о полезном ископаемом, классификация полезных ископаемых и их месторождений. Понятие о руднике и шахте как о горнодобывающем предприятии. Стадии подземной разработки месторождений полезных ископаемых.

ТЕМА №3

«Процессы при проведении подземных горных выработок»

Поперечные сечения, вид крепи и способы проведения горных выработок. Общие вопросы проведения горных выработок. Проведение выработок буровзрывным способом. Проведение выработок комбайнами и проходческими комплексами. Сооружение вертикальных стволов.

ТЕМА №4

«Технологические процессы очистных работ»

Технологическая характеристика пласта и вмещающих пород. Классификация кровель по устойчивости, обрушаемости и управляемости. Классификация процессов очистного забоя.

ТЕМА №5

«Основные технологические процессы в очистном забое»

Процессы выемки и разрушения. Процессы погрузки и транспортирования угля. Процессы крепления очистного забоя

ТЕМА №6

«Вспомогательные технологические процессы в очистном забое»

Процессы управления кровлей. Концевые операции. Процессы монтажно-демонтажных работ.

ТЕМА №7

«Технологическая схема шахты и входящие в нее процессы»

Процессы транспортирования грузов по магистральным выработкам и процессы поддержания подготовительных выработок. Процессы проветривания угольных шахт. Технологический комплекс поверхности шахты.

ТЕМА №8

«Технологические схемы разработки рудных месторождений»

Особенности рудных месторождений, влияющих на технологию и механизацию горных работ. Показатели, оценивающие извлечение руды из недр. Методы определения фактических потерь и разубоживания руды. Экономический ущерб и методы нормирования потерь и разубоживания руды.

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕМ ЛЕКЦИОННЫХ ЗАНЯТИЙ ПО ЧАСАМ

№ п.п.	Вид занятия	Темы лекций	Отведенные часы
1.	Лекция	«Введение. Основные понятия и термины подземных горных работ»	4
2.	Лекция	«Общие сведения о полезных ископаемых. Шахта, рудник и карьер как горные предприятия»	4
3.	Лекция	«Процессы при проведении подземных горных выработок»	4
4.	Лекция	«Технологические процессы очистных работ»	6
5.	Лекция	«Основные технологические процессы в очистном забое»	4
6.	Лекция	«Вспомогательные технологические процессы в очистном забое»	4
7.	Лекция	«Технологическая схема шахты и входящие в нее процессы»	4
8.	Лекция	«Технологические схемы разработки рудных месторождений»	6
		Всего часов:	36

Конспекты лекций по курсу
«ТЕХНОЛОГИЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА»

Лекция № 1.
**ВВЕДЕНИЕ. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ТЕРМИНОЛОГИЯ
ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ**

План лекции:

1. Цель и задачи курса.
2. Роль и значение полезных ископаемых в экономике Узбекистана.
3. Виды, запасы, методы и объемы добычи полезных ископаемых.

***Цель лекции:** Студент должен получить знания о месте и роли горнодобывающей промышленности в экономике Республики Узбекистан, иметь четкие представления о полезных ископаемых и о методах их разработки.*

***Ключевые слова:** Полезное ископаемое, горючие и негорючие полезные ископаемые, руда и уголь, рудное тело и угольный пласт, вмещающие горные породы. Минимальное промышленное содержание и промышленный минимум, металлические и неметаллические руды, формы залегания полезных ископаемых, мощность и угол залегания полезных ископаемых, шахта и рудник, шахтное поле и рудничное поле, горнодобывающие предприятия, стадии разработки полезных ископаемых, вскрытие и вскрывающие выработки, подготовка и подготовительные выработки выемка полезного ископаемого и очистные выработки.*

1. Цель и задачи курса. Роль и значение полезных ископаемых в экономике Узбекистана. Виды, запасы, методы и объемы добычи полезных ископаемых.

Проектирование, строительство новых и реконструкция существующих горных предприятий по добыче твердых полезных ископаемых требуют знаний технологических процессов, понимания и учета горно-геологических

условий, специфики ведения горных работ, требований техники безопасности, охраны недр и окружающей среды.

После изучения дисциплины студент должен знать: взаимное расположение в пространстве в пределах шахтного поля всех горных выработок, что является необходимым условием творческого изучения вопросов вскрытия и подготовки шахтных полей, систем разработки для различных горно-геологических условий угольных и рудных месторождений; должен овладеть методами разработки месторождений твердых полезных ископаемых в различных горно-геологических условиях, т. е. экономически обоснованным извлечением полезных ископаемых как составной части охраны недр и окружающей среды с минимальными затратами труда с соблюдением безопасности ведения горных работ.

Изучение курса базируется на знаниях общетеоретических и общетехнических дисциплин, в том числе: геологического цикла, начертательной геометрии, инженерной графики, а также общественно-гуманитарных дисциплин. Знание технологии горного производства является исходной информацией при изучении профилирующих дисциплин.

Поставленная цель достигается путем глубокого и всестороннего обобщения длительного опыта работы действующих и проектируемых предприятий; технико-экономического анализа статистических зависимостей, аналитических и вариантных решений; изучения закономерностей физических процессов, протекающих в толще полезного ископаемого и вмещающих пород при ведении горных работ; освещения вопросов охраны труда, правил безопасности, охраны недр и окружающей среды.

При изучении дисциплины перед студентами ставятся следующие задачи:

- знать современное состояние горной промышленности и пути ее развития на ближайшую перспективу;
- четко владеть горной терминологией по всем разделам дисциплины;
- изучить различные способы и технологические схемы вскрытия и подготовки шахтных полей, системы разработки, преимущества и недостатки, область их эффективного применения;
- представлять расположение горных выработок в толще горных пород;
- иметь представление о современных средствах механизации ведения горных пород, технологии выполнения производственных процессов, об охране труда и технике безопасности;
- учитывать особые горно-геологические условия, усложняющие технологию ведения горных работ;
- уметь производить необходимые технические расчеты для обоснования принятых технических решений.

В Узбекистане имеются богатейшие запасы руд цветных и редких металлов, нефти и газа, угля, минеральных солей, строительных материалов и многих других полезных ископаемых. За годы независимости горная промышленность Республики Узбекистан проделала большой и сложный путь становления на передовые рубежи экономики страны. В республике не только сохранены крупные промышленные предприятия по добыче и переработке минерально-сырьевых ресурсов, но дан новый толчок в развитие этой отрасли, созданы новые горно-перерабатывающие предприятия и заводы.

Президент и Правительство республики придает важное значение развитию отрасли, так как горнодобывающая промышленность занимает ведущее место во всей экономике Узбекистана. Примеров тому является принятые Президентом Республики Узбекистан целый ряд Указов и большой пакет Постановлений Кабинета Министров республики.

Республика Узбекистан занимает одно из ведущих мест в мире по запасам и добыче золота. Основные запасы его сосредоточены на территории Кызылкумского региона, образуя уникальные месторождения. Разработка этих месторождений производится большими масштабами и высокими темпами. Продолжается освоение отдельных трудно доступных районов Кызылкумов.

Ускоренными темпами развивается добыча угля. Производится реконструкция и техническое перевооружение угольных шахт республики. Строятся дороги и проводятся другие коммуникации в труднодоступные месторождения угля, например, таким как Бойсунское каменноугольное месторождение. Добыча других рудных, нерудных и строительных полезных ископаемых также развивается быстрыми темпами.

Существует два основных способа разработки месторождений полезных ископаемых: открытый и подземный.

При **открытом способе** разработки доступ к полезному ископаемому обеспечивается полным удалением вскрыши, т.е. покрывающих рудное тело или угольный пласт пустых пород, а все работы и процессы, связанные с извлечением полезных ископаемых из недр, совершаются в **открытых горных выработках**, имеющих сверху открытый по всей длине замкнутый контур поперечного сечения.

Подземный способ разработки реализуется обычно с помощью шахтной или реже скважинной технологии. При подземном способе с применением **шахтной технологии** добычи доступ к полезному ископаемому, процессы очистной выемки и выдача горной массы на поверхность осуществляются из **подземных горных выработок**.

При подземном способе разработки с использованием скважинной технологии добычи доступ к рудному телу осуществляется через армированные трубами скважины, пробуренные с поверхности, а полезное ископаемое с помощью специальных физико-химических методов воздействия переходит в подвижное состояние и извлекается без присутствия людей под землей.

Открытый способ дешев, позволяет применять более мощное и высокопроизводительное оборудование. Однако при открытом способе из

хозяйственного оборота изымаются огромные площади земли. Кроме того, отвалы пустых вскрышных пород в несколько раз превышает объем добываемого полезного ископаемого. Себестоимость подземной добычи полезных ископаемых выше, чем открытой. Поэтому подземный способ применяется там, где открытый способ нецелесообразен или невозможен. В некоторых случаях используется также **комбинированный способ** разработки, при котором месторождение одновременно отрабатывается открытым и подземным способами (например, Карьер Мурунтау и шахта «М»). В настоящее время уделяется большое внимание развитию скважинной технологии добычи полезных ископаемых. Узбекистан по праву является одним из ведущих государств мира, где эффективно используется **скважинная технология при добыче урана и ископаемого угля**, при помощи подземной газификации.

Узбекистан обладает большими запасами различных полезных ископаемых, занимая по некоторым из них ведущее место в мире. Вместе с тем непрерывный рост темпов потребления минерального сырья в народном хозяйстве повышает значение научно обоснованного, эффективного использования полезных ископаемых, требует от горнодобывающих предприятий бережного отношения к богатствам недр.

Лекция № 2.

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ. ШАХТА, РУДНИК И КАРЬЕР КАК ГОРНЫЕ ПРЕДПРИЯТИЯ

План лекции:

1. Понятие о полезном ископаемом, классификация полезных ископаемых и месторождений.
2. Понятие о руднике и шахте как о горнодобывающем предприятии.
3. Стадии подземной разработки месторождений полезных ископаемых.

***Цель лекции:** Студенту необходимо хорошо усвоить целевое назначение каждой горной выработки, принципиальные различия между выработками. В результате изучения лекции студент также должен представлять положение полезных ископаемых и горных выработок в толще земной коры.*

***Ключевые слова:** Полезное ископаемое, горючие и негорючие полезные ископаемые, руда и уголь, рудное тело и угольный пласт, вмещающие горные породы. Минимальное промышленное содержание и промышленный минимум, металлические и неметаллические руды, формы залегания полезных ископаемых, мощность и угол залегания полезных ископаемых, шахта и рудник, шахтное поле и рудничное поле, горнодобывающие предприятия, стадии разработки полезных ископаемых, вскрытие и вскрывающие выработки, подготовка и подготовительные выработки, выемка полезного ископаемого и очистные выработки.*

Полезное ископаемое — это содержащееся в земной коре природное минеральное вещество, которое целесообразно добывать и использовать в народном хозяйстве или для личных потребностей как в сыром виде, так и после соответствующей переработки.

Негорючие твердые полезные ископаемые принято называть рудами. Таким образом, **руда** — это находящаяся в недрах земли негорючая горная порода, которую при современном уровне развития техники и технологии экономически целесообразно разрабатывать в промышленном масштабе с целью извлечения содержащихся в ней полезных компонентов — металлов или других используемых в народном хозяйстве минералов.

Горючие полезные ископаемые (уголь, сланцы, торф) в отличие от руды предназначены главным образом для энергетических целей. Коксующиеся угли используются в металлургии. Руды же, за исключением радиоактивных, не являются источниками получения энергии.

Качество руды предопределяется промышленными кондициями на руду, т. е. совокупностью свойств, характеризующих степень пригодности и экономической эффективности ее использования, которые оцениваются процентным содержанием регламентируемых полезных компонентов и вредных примесей, а иногда и минералогическим составом и допустимыми величинами рудных и породных прослоек.

Как правило, добытую руду подвергают соответствующей переработке, т. е. обогащению и металлургическому переделу. Процесс обогащения заключается в разделении измельченной рудной массы по минералогическому составу на полезные минералы (концентраты) и отходы обогащения (хвосты). Металлургический передел предусматривает дальнейшую переработку концентратов или очень богатых необогащенных руд и связан с разделением минералов (химических соединений) на отдельные элементы и получением полезных компонентов (например, металлов) и отходов металлургического производства (шлаков).

Естественное скопление руды (угля) в недрах называют **рудным (угольным) телом** или **рудной (угольной) залежью**, а группу

близко расположенных рудных тел (угольных пластов) или одно обособленное, но очень крупное тело — **рудным (угольным) месторождением**.

Вмещающими называют горные породы, окружающие-рудное тело (угольный пласт) или включенные в него, которые либо совсем не содержат полезных компонентов (пустые породы), либо содержат их, но в количестве, недостаточном для экономически оправданной добычи и переработки.

Среднее содержание полезного компонента в некотором объеме (геологическом блоке), при котором ценность полезного-компонента, заключенного в этом объеме, равна затратам на добычу и переработку, называют **минимальным промышленным содержанием** или **промминимумом**.

Промминимум для конкретных условий устанавливается на базе соответствующих технико-экономических расчетов и является как бы границей, разделяющей понятия «руда» и «горная порода». Если содержание полезного компонента в горной породе равно или больше промминимума, то эта горная порода является рудой, а если меньше — породой.

Очевидно, что для ценных дефицитных руд величина промминимума ниже, чем для малоценных. Например, для железных руд промминимум в десятки раз выше, чем для руд цветных металлов. Если пятая или даже четвертая часть объема залежи состоит из железа, то это обычно не руда, а вмещающая порода. Но если содержание, например, меди или свинца в горной породе измеряется единицами процентов, то эта порода является рудой.

Поскольку кроме ценности полезного компонента величина промминимума предопределяется и затратами на добычу и переработку, то горная порода с одинаковым содержанием одного* и того же полезного компонента в одних случаях может быть рудой, а в других — вмещающей породой (из-за сложности горно-геологических условий, отдаленности от перерабатывающих предприятий и т. п.). Со временем промминимум на данном месторождении может быть пересмотрен в сторону снижения, если в результате совершенствования техники и технологии существенно изменяются затраты на добычу и переработку руды.

Запасы руды (угля), удовлетворяющие промышленным кондициям (по содержанию полезных и вредных компонентов и другим признакам), т. е. экономически выгодные для разработки, называют **балансовыми**. К **забалансовым** относят запасы, не удовлетворяющие, но очень близкие по качеству к промышленным кондициям на руду (уголь). Эти запасы могут быть включены в отработку в ближайшем будущем, поэтому их необходимо строго учитывать и сохранять.

Рудная масса — это отбитая руда вместе с примешанной к ней в процессе добычи вмещающей породой. Естественно, что содержание полезных компонентов в рудной массе всегда несколько меньше, чем в руде.

Таким образом, руда — это то, что находится в недрах под землей и составляет месторождение, а рудная масса — это то, что отделено от массива, раздроблено и выдается на поверхность.

Руды принято классифицировать по трем признакам: по виду полезных компонентов, их количеству и характеру оруденения.

По виду полезных компонентов выделяют руды **металлические** (руды черных, цветных, редких, благородных и радиоактивных металлов) и **неметаллические** (апатитовые и фосфоритовые руды; калийные и каменные соли; гипс, известняк и другие породы для производства строительных материалов; руды, содержащие слюду, пьезокварц, графит, барит, драгоценные камни и некоторые другие виды минерального сырья). К рудам черных металлов относятся железные, марганцевые, хромовые, титановые, никелевые и кобальтовые руды; к рудам цветных металлов — медные, свинцово-цинковые, алюминиевые, вольфрамовые, молибденовые, оловянные, ртутные, сурьмяные; к рудам редких металлов — руды, содержащие литий, тантал, ниобий, бериллий, цезий, цирконий, лантаноиды, рассеянные элементы; к рудам благородных металлов — руды, содержащие золото, серебро, платину; к рудам радиоактивных металлов — урановые и ториевые руды.

В зависимости от количества входящих в них полезных компонентов руды делятся на **простые** (однокомпонентные, или монометаллические) и **сложные** (полиметаллические). Руды цветных металлов чаще всего бывают полиметаллическими.

По характеру оруденения руды делятся на **сплошные** и **вкрапленные**. Сплошные руды имеют четко выраженные, легко отличимые на глаз границы с вмещающими породами. Вкрапленные же руды представляют собой горную породу, пронизанную мелкими, иногда почти невидимыми включениями рудных минералов в виде точек, звездочек, крошечных прожилков. Контуры вкрапленных руд устанавливаются обычно по данным опробования и на глаз практически неразличимы.

Рудные месторождения состоят из одного или нескольких близко расположенных рудных тел (залежей) различной формы и размеров. Классифицируют рудные месторождения по форме и элементам залегания (мощности и углу падения).

По форме рудные тела принято разделять следующим образом (рис. 1.1):

пластовые — имеют осадочное происхождение и отличаются значительной площадью и небольшой выдержанной мощностью;

пластообразные — отличаются от пластов менее выдержанной формой при сравнительно плавном изменении мощности и угла падения; залегают обычно согласно с вмещающими;

линзообразные — в сечении напоминают линзы (из таких рудных тел состоит полиметаллические месторождения Кальмакира в Ташкентской области);

жилые — образовались в результате заполнения минеральным веществом трещин земной коры, главным образом, благодаря гидротермальным процессам и пневматолиту; мощность жил меняется от нескольких сантиметров

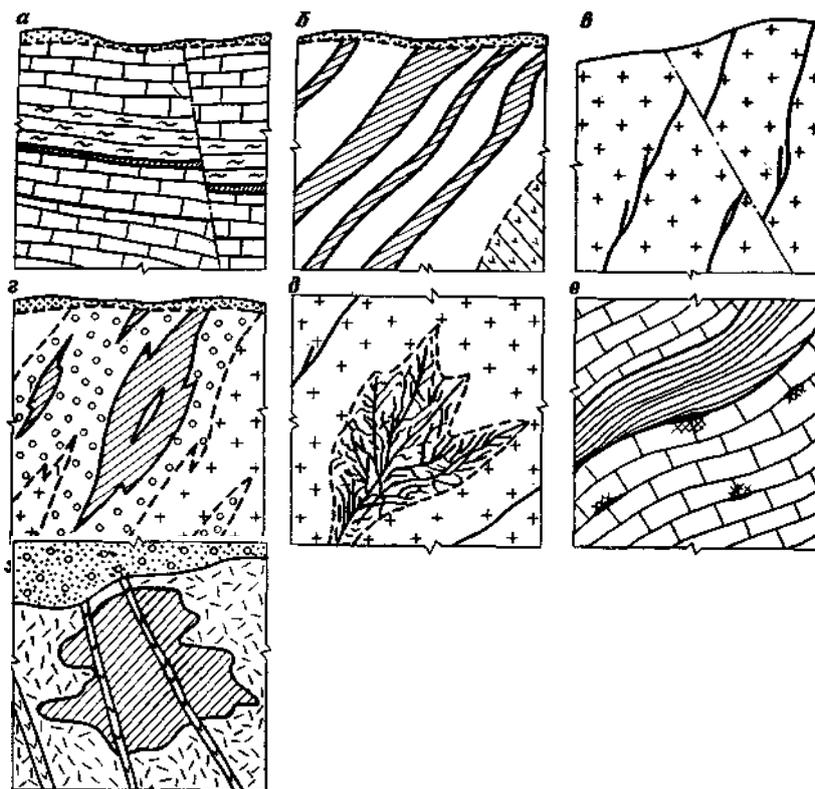


Рис. 1.1. Формы рудных тел (вертикальные разрезы):

a — пластовые; *б* — пластообразные; *в* — жилы; *г* — линзообразные; *д* — штокверк; *е* — рудные гнезда.

до 5 м; элементы залегания обычно непостоянны; нередко жилы нарушены сбросами и имеют многочисленные ответвления и параллельные прожилки;

массивные рудные тела неправильной формы имеют самые различные размеры и резко бессистемно изменяющиеся элементы залегания; к ним относятся штокверки, состоящие из густой сети различно ориентированных рудных прожилков и линзочек, сконцентрированных в некотором объеме породы, **штоки** — оруденелые массивы пород неправильной формы и очень больших размеров, примерно одинаковых по всем направлениям, и **рудные гнезда** — оруденения небольших размеров.

Элементы залегания рудных тел (мощность и угол падения) разнообразны.

По мощности, измеренной по нормали к контактам с висячим и лежащим боками, рудные тела принято классифицировать на:

тонкие — мощностью меньше 0,6—0,8 м, при выемке которых обязательна подрывка вмещающих пород;

маломощные — мощностью от 0,8 до 4—5 м, при отработке которых возможно применение распорной крепи и не используется скважинная отбойка;

средней мощности — от 5 до 10—15 м, при отработке которых очистные блоки (камеры) располагают длинной стороной по простиранию залежи (разработка по простиранию);

мощные — мощностью от 10—15 до 60 м, при отработке которых очистные блоки располагают длинной стороной вкрест простирания залежи (разработка вкрест простирания);

весьма мощные — мощностью более 60 м, при отработке которых, если они крутые, этаж разделяют на очистные блоки не только по простиранию, но и вкрест простирания, а если они пологие, то производят разделение залежи на этажи.

По углу падения рудные тела разделяют на:

горизонтальные — с углом падения 3° , что делает возможной рельсовую откатку по подошве залежи;

пологие — с углом падения от 3 до $20\text{—}25^\circ$, разрабатываемые обычно без разделения на этажи с расположенным в породах лежащего бока концентрационным горизонтом, по которому производится откатка руды;

наклонные — с углом падения от $20\text{—}25$ до 50° , разрабатываемые с разделением по падению на этажи, но отличающиеся тем, что наклон лежащего бока недостаточен для скатывания по нему отбитой руды под действием собственного веса;

крутые — с углом падения более 50° , разрабатываемые с разделением по падению на этажи, причем отбитая руда может скатываться по лежащему боку под действием собственного веса.

Угольные месторождения представлены пластами, пропластками, линзами угля.

Пласт — геологическое тело, сложенное однородной осадочной породой, ограниченное двумя близкими, к параллельным, поверхностями и занимающее значительную площадь.

Слои горных пород, находящиеся непосредственно над пластом, называются **кровлей**, а подстилающие пласт породы — **почвой** пласта. Почва и кровля пласта обычно генетически связаны с полезным ископаемым.

Пласты, не имеющие минеральных породных прослоек, называются **простыми**. Чаще встречаются **сложные** пласты, разделенные прослойками. Часть пласта, находящаяся между двумя прослойками,

называется **пачкой**. В угольных пластах число пачек и прослойков может достигать десятков и сотен.

По углу падения угольные пласты делят на **пологие** (до 18°), **наклонные** ($19-35^\circ$), **крутонаклонные** ($36-55^\circ$) и **крутые** ($56-90^\circ$).

У пластов сложного строения различают мощность **полную** (суммарную мощность прослойков и пачек пласта), **полезную** (суммарную мощность пачек) и **вынимаемую** (суммарную мощность извлекаемых при добыче пачек и прослойков полезного ископаемого).

Пласты угля и горючего сланца по мощности разделяют на **весьма тонкие** — полной мощностью менее 0,7 м, **тонкие** — от 0,7 до 1,2 м, **средней мощности** — от 1,2 до 3,5 м, **мощные** — более 3,5 м.

Угольные пласты под воздействием тектонических процессов нередко бывают нарушены складками без разрыва их сплошности (пликативные формы нарушений) или сбросами и сдвигами с разрывом сплошности (дизъюнктивные формы). Любые нарушения первичных элементов залегания пластов приводят к осложнениям при ведении горных работ.

Для разработки рудного месторождения или его части создается **горнодобывающее промышленное предприятие**, называемое **подземным рудником**. Рудник может иметь одну или несколько производственно-хозяйственных единиц — **шахт**, на каждой из которых обособленно осуществляется добыча руды подземным способом. В понятие рудник включаются горный отвод (часть земных недр, предназначенная для промышленной разработки имеющихся в них рудных залежей), наземные сооружения, совокупность подземных горных выработок, горные машины и комплексы, энергетические установки и коллектив трудящихся, обеспечивающих подземную добычу руды. Входящие в горный отвод и подлежащие отработке балансовые запасы рудника называют **рудничным полем**, а подлежащие отработке отдельной шахтой — **шахтным полем**.

Несколько близко расположенных подземных рудников и **карьеров** (горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки), обогатительная фабрика, а нередко и металлургический завод объединяются в единое промышленное предприятие — **горнодобывающий, горнообогатительный, горно-металлургический комбинат** или **производственное объединение**.

Исходным сырьем для горнодобывающего предприятия является руда, а **конечным продуктом** — тот продукт, на который установлены отпускные цены. В связи с этим конечным продуктом может быть рудная масса, если на нее установлены цены, и рудник тем самым является хозяйственно самостоятельной единицей. Если же цены установлены на концентрат, то хозяйственную самостоятельность имеет комбинат или производственное объединение, в которое входят обогатительная фабрика и

рудник как отдельные цеха. И наконец, если цены установлены на черновой металл, то производственное объединение (комбинат) включает как цех еще и металлургический завод.

Современный подземный рудник - это крупное высокомеханизированное промышленное предприятие. В цветной металлургии мелкими считаются подземные рудники производительностью до 100—300 тыс. т/год и крупными 1,5—3 млн т/год, а в черной металлургии и при добыче горно-химического сырья мелкими принято называть рудники с производительностью менее 1—2 млн т/год и крупными — до 8—10 млн т/год и более. Срок службы рудника обычно составляет 30—60 лет и более. Старые рудники стремятся расширять и реконструировать.

Протяженность сети подземных выработок на каждом руднике измеряется десятками километров, а иногда превышает даже сотню километров. Глубина разработки на подземных рудниках колеблется от 300 до 700—800 м, доходя до 1200—1800 м. В Канаде имеются рудники глубиной до 2600 м, в США — до 3000 м, в Индии — до 3250 м, а в Южно-Африканской Республике — даже до 3850 м.

Подземную добычу при разработке пластовых месторождений ведет **угольная шахта** — производственная единица горного предприятия. В понятие шахты включаются наземные сооружения и сеть подземных горных выработок.

При ненарушенном залегании шахтным полям придают по возможности прямоугольную форму. При негоризонтальном залегании различают границы по восстанию верхнюю границу), падению (нижнюю границу) и простирацию (боковые границы). Боковыми границами могут быть и крупные нарушения типа сбросов и надвигов.

Поверхности почвы и кровли пласта обычно изображают изолиниями-проекциями пересечений почвы или кровли пласта секущими плоскостями, равноотстоящими одна от другой и параллельными плоскости проекции. Изосечения при этом называются изогипсами почвы или кровли пласта, а геометрические графики — гипсометрическими или структурными планами. При углах падения до 60° гипсометрические планы составляют в проекции на горизонтальную плоскость, при больших углах падения — на вертикальную плоскость.

Шахтные поля характеризуются размерами по простирацию, изменяющимися от 3 до 10 км и более, и размерами по падению — от 1,5 до 4,5 км. Размеры шахтных полей зависят от числа разрабатываемых пластов, их мощности, угла падения и других факторов.

Угольная шахта — это крупное промышленное предприятие.

Фактическая мощность действующих сейчас угольных и сланцевых шахт колеблется в широких пределах — от 1000 до 25000 т/сут. Проектные мощности новых шахт рекомендуется принимать типовыми и равными 1,8;

2,4; 3; 3,6 млн т в год, а наиболее крупных шахт с благоприятными условиями — 4, 5, 6 млн т в год и более с расчетным сроком службы шахт не менее 50-60 лет.

Подземная разработка месторождений полезных ископаемых состоит из трех стадий: вскрытия, подготовки и очистной выемки.

Вскрытие — это проведение горных выработок для того, чтобы обеспечить доступ к месторождению с земной поверхности. **Подготовка** — это разделение месторождения на отдельные участки (этажи, панели и очистные блоки) и собственно подготовка внутри этих участков к началу очистных работ. **Очистная выемка** — это горные работы по массовой добыче полезного ископаемого.

При **вскрытии месторождений** проводят подземные горные выработки, которые служат для транспортирования и подъема полезного ископаемого и породы, спуска материалов и оборудования, перемещения людей, проветривания, осушения, водоотлива, прокладки кабелей и трубопроводов и т. п. Вскрывающие выработки проводят за счет ассигнований на капитальное строительство, чаще всего силами специализированных шахтостроительных организаций.

Вскрывающими выработками являются шахтные стволы, штольни, квершлагги, выработки и камеры околовольных дворов, включая приствольные бункера и рудоперепуски, камеры подземных дробилок и пр.

Стол — вертикальная или наклонная выработка, имеющая непосредственный выход на дневную поверхность (**рис. 1.2**) и предназначенная для обслуживания подземных горных работ в пределах шахтного поля или его части. Стволы бывают **главными** (для подъема полезного ископаемого) и **вспомогательными** (грузолюдскими — для спуска и подъема людей, породы, материалов и оборудования; вентиляционными — для проветривания; закладочными — для спуска закладочных материалов; водоотливными — для откачки воды и др.). При выполнении стволом нескольких функций стволы называют по главной из них. Иногда главные стволы называют по типу подъемных сосудов — скиповые, клетевые, скипо-клетевые.

Сечение вертикальных стволов круглое и реже прямоугольное. Диаметр от 5 до 9—10 м. Глубина стволы различная, но не превышает 1800 м, так как при большей глубине ствола может произойти под действием собственного веса разрыв каната, поддерживающего подъемные сосуды. Поэтому для вскрытия участков месторождений, распространяющихся на большую глубину, используют **слепые стволы**, отличающиеся тем, что не имеют выхода на поверхность, а подъемные машины устанавливаются под землей (см. рис. 1.2).

Последние десятилетия при вскрытии рудных месторождений стали использоваться наклонные стволы для перемещения по ним самоходного оборудования. Угол наклона их 6—8° при подъеме руды автосамосвалами и до

10—12°—при спуске-подъеме порожних самоходных машин (в том числе погрузочно-до-ставочных машин, самоходных буровых установок и т. п.). На угольных шахтах наклонные стволы с углами наклона до 18° при использовании конвейерного подъема угля применяются широко.

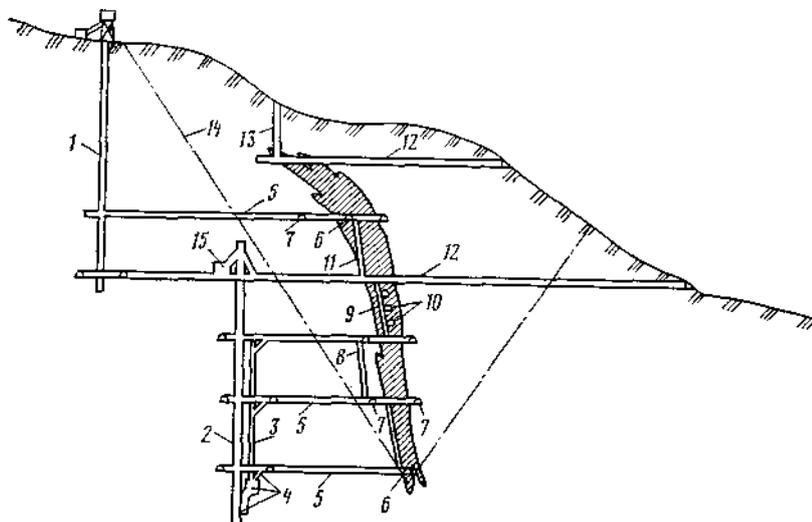


Рис. 1.2. Виды горных выработок (разрез вкрест простирания залежи):

1 — шахтный ствол; 2 — слепой ствол; 3 — околоствольный рудоперепускной бункер; 4 — приемный бункер, подземная дробилка и дозаторная камера скипового подъема; 5 — квершлаг; 6 — рудные штреки; 7 — полевые штреки; 8 — полевой восстающий; 9 — рудный восстающий; 10 — подэтажные штреки; 11 — рудоспуск; 12 — штольни; 13 — шурф; 14 — граница зоны сдвижения пород; 15 — камера подъемной машины.

Шурф — это вертикальная (редко наклонная) неглубокая (до 100 м) горная выработка, пройденная с поверхности и предназначенная для разведки (разведочный шурф), а при разработке месторождений (эксплуатационный шурф), главным образом, для вентиляции и как запасной выход из подземных выработок. Шурфы оснащаются чаще всего легким вспомогательным подъемом, обычно бадьевым.

Штольня — горизонтальная подземная горная выработка, имеющая непосредственный выход на поверхность и то же назначение, что и ствол. Штольни проходят в гористой местности. Направление штольни по отношению к простиранию рудного тела может быть любым. Форма поперечного сечения штольни и других горизонтальных выработок обычно сводчатая или трапециевидная, а площадь поперечного сечения от 3—5 до 20—25 м² и более. Длина их изменяется от нескольких метров до километров.

Квершлаг — горизонтальная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность, проведенная по вмещающим породам вкрест простирания от ствола до рудной (угольной) залежи. Используется для

транспорта, вентиляции, передвижения людей, водоотлива, прокладки кабелей, труб и линий связи.

Околоствольный двор — это совокупность расположенных вблизи ствола горных выработок: камерных, предназначенных для размещения стационарных машин и оборудования и имеющих сравнительно небольшую длину по сравнению с поперечным сечением, и **протяженных**, у которых длина более чем на порядок превышает размеры их поперечного сечения. В пределах околоствольного двора располагаются следующие камеры: насосная, электроподстанция, противопожарная, электровозное депо, камера опробования, ожидания, медпункт и др. Кроме того, имеются (при скиповом подъеме) камеры опрокида, бункера, камера подземной дробилки, дозаторная камера, а также приствольные рудоперепуски на горизонт погрузки. Тем самым околоствольный двор является главной подземной перегрузочной станцией, пропускающей весь груз, выдаваемый из шахты на поверхность (полезное ископаемое, вмещающие породы, вода), а также поступающие в шахту материалы, оборудование, детали машин.

Различные формы рудных и угольных (пластовых) месторождений предопределили существенные различия в их подготовке.

Подготовка рудных месторождений включает подготовку горизонтов и подготовку внутри очистных блоков, т. е. нарезку последних.

Подготовка горизонтов — это разделение вскрытой части месторождения (шахтного поля) с помощью подготовительных выработок на выемочные участки: этажи и очистные блоки в крутых и наклонных месторождениях и панели, а иногда и блоки — в пологих и горизонтальных месторождениях.

Этаж — это участок, имеющий длину, равную длине шахтного поля по простиранию, а высоту от 35—45 до 60—100 м. Снизу и сверху этаж ограничен горизонтальными подготовительными выработками, сети которых на соответствующих уровнях формируют так называемые этажные горизонты, которые соединены с квершлагами, ведущими к стволам, и по которым осуществляется транспортирование и проветривание. Этаж по длине с помощью вертикальных подготовительных выработок разделяется на очистные блоки (длина блока по простиранию колеблется от 25 до 100—120 м, обычно составляет 40—60 м).

Очистной блок — это такой наименьший участок шахтного поля, где завершается весь комплекс подготовительных, нарезных и очистных работ и для отработки которого применяется в полном комплексе та или иная система разработки.

Панель — это как бы горизонтальный аналог понятия «этаж». Панели получаются в результате деления горизонтальной или пологой залежи системой взаимно перпендикулярных горизонтальных подготовительных выработок. Ширина панели колеблется от 50 до 150—200 м, а длина в несколько раз больше ширины.

При подготовке угольных месторождений их разделяют также на горизонты, этажи, панели и другие части, но названия этих частей, их размеры и ряд других признаков отличны от принятых в практике работы рудников.

Если вертикальная разделяющая плоскость проходит через главную вскрывающую выработку, то шахтное поле разделяется на две части— **крылья**, обычно обозначаемые частями света (западное, восточное). Крылья шахтного поля имеют примерно одинаковые размеры, хотя при сложном рельефе могут быть и исключения.

При разделении шахтного поля на части горизонтальными плоскостями образуются вытянутые по простиранию участки, ограниченные по восстанию и падению соответствующей границей шахтного поля и разделяющей плоскостью или двумя разделяющими плоскостями (при двух и более горизонтальных секущих плоскостях), а по простиранию — боковыми границами шахтного поля. Заключенная между горизонтальными разделяющими плоскостями часть шахтного поля, обрабатываемая на один околотвольный двор, называется **выемочным горизонтом**.

Как следует из определения, размер выемочного горизонта по простиранию совпадает с соответствующим размером шахтного поля, а размер горизонта по падению изменяется от 100—120 м на крутых пластах до 2—3 км при пологом залегании. В шахтном поле в условиях пологих пластов обычно имеется 1—3, на крутом падении — до 10—12 выемочных горизонтов. При разработке пологих пластов в случае, если разделяющая горизонтальная поверхность проходит через отметку околотвольного двора, выемочный горизонт разделяется на бремсберговую и уклонную части, расположенные соответственно выше и ниже разделяющей поверхности.

Размеры бремсберговой и уклонной частей обычно не превышают 1200—1500 м.

Выемочные горизонты в пределах шахтного поля могут иметь неодинаковые размеры по падению. Если в шахтном поле предусматривается только один околотвольный двор, через который выдаются все запасы шахтного поля, то можно считать, что имеется только один выемочный горизонт, равный по геометрическим размерам и запасам шахтному полю. В этом случае бремсберговая и уклонная части горизонта являются одновременно бремсберговой и уклонной частями шахтного поля.

Каждый из горизонтов в зависимости от геологических, технических и экономических факторов дополнительно делится на еще более мелкие части: этажи, панели, столбы по падению пласта.

При разделении горизонта на этажи он разбивается на участки, вытянутые по простиранию, путем проведения этажных штреков. Размер этажа по простиранию совпадает с размерами горизонта и равен размеру шахтного поля по простиранию. Наклонная высота этажа, т. е. кратчайшее

расстояние между ближайшими этажными штреками, составляет на пологих пластах 200—450 м, на крутонаклонных — 145—155 м, на крутых 125—135 м.

При пологом падении горизонты могут разбиваться также на **панели и столбы**. На панели и столбы разделяют бремсберговую и уклонную части горизонта, общей границей которых являются главные штреки.

Панель можно определить, как часть шахтного поля, ограниченную по падению или восстанию одной из границ горизонта и главным штреком, а по простиранию — границами соседних панелей (или границей соседней панели и одной из границ шахтного поля по простиранию). Размер панели по простиранию 1500-3000 м, по падению 700-1500 м, т. е. совпадает с наклонной высотой бремсберговой или уклонной части. Поскольку панели имеют значительные размеры как по простиранию, так и по падению, для удобства разработки они разделяются дополнительно на **ярусы** — своеобразные этажи в границах панели. Размер яруса по простиранию совпадает с аналогичным размером панели, а размер яруса по падению аналогичен приведенным выше размерам этажа на пологих пластах.

Ярусы разделяют друг от друга ярусными штреками и так же, как этажи, отрабатывают в нисходящем порядке. Порядок отработки панелей: в бремсберговом поле — в направлении от центра к границам шахтного поля, в уклонном поле — от границ шахтного поля к центру.

При разделении горизонта на столбы бремсберговое или уклонное поле на всю высоту разграничивают наклонными выработками на вытянутые по падению участки с размерами по простиранию, обычно не превышающими 200—300 м.

В пределах этажа, яруса или столба размещают обычно 1 — 2 очистных забоя (лавы), в которых и ведут добычу полезного ископаемого.

Подготовительными выработками, с помощью которых осуществляют подготовку горизонтов, являются штреки, орты, восстающие, гезенки, рудоспуски, наклонные съезды, бремсберги, уклоны и ходки. Ни одна из подготовительных выработок не имеет непосредственного выхода на поверхность земли.

Штрек — это горизонтальная горная выработка, пройденная по простиранию или параллельно при крутых и наклонных залежах и в любом направлении при горизонтальных залежах. Штрек служит для транспортирования грузов, передвижения людей, вентиляции. Штреки, проводимые по руде, называют **рудными**, по угольному пласту — **пластовыми**, а по вмещающим породам — **полевыми**.

Орт — горизонтальная горная выработка, пройденная по руде (углю) вкрест простирания залежи (см. рис. 1.2). Если орт соединяется с полевым штреком, то часть его может идти по породам. Понятие «орт» имеет смысл только в крутых и наклонных залежах, так как в горизонтальных залежах простирания просто не существует, и в этих условиях горизонтальную выработку любого направления называют штреком.

Форма и размеры поперечного сечения штреков и ортов соответствуют указанному выше для штолен.

Восстающий — вертикальная или наклонная выработка, имеющая выход на один или оба этажных горизонта, проводимая по восстанию рудной залежи и служащая для спуска руды, доставки материалов и оборудования, перемещения людей, проветривания, подачи энергии и воды, а также для разведочных целей. В отличие от слепого ствола по восстающему никогда не поднимают руду. Восстающие бывают квадратного, реже круглого сечения, площадью поперечного сечения от 0,6—1 до 7—8 м², обычно 3—5 м². Они могут иметь одно, два и три отделения, причем одно лестничное. Выработка, аналогичная восстающему по параметрам и назначению, в угольной промышленности называется **гезенком**.

Крутонаклонный восстающий, предназначенный для перепуска руды самотеком и имеющий одно отделение, называется **рудоспуском**, а для перепуска угля — **скатом**. Угол наклона рудоспуска обычно превышает 55—60°. Рудоспуски бывают блоковыми (относящимися к одному блоку) и участковыми (один на несколько очистных блоков). Глубина рудоспуска обычно не превышает высоты этажа, т. е. 50—80 м. Глубокие рудоспуски бывают длиной по 150—300 м и более и имеют в нижней части своего сечения значительное расширение — аккумулялирующую камеру, которая всегда поддерживается заполненной рудой.

Подготовительные выработки с углом наклона к горизонту менее 40—45° принято называть по-разному: на рудниках это наклонные восстающие или наклонные съезды (заезды), а на угольных шахтах — **бремсберги**, **уклоны** и **ходки**.

Наклонный съезд (заезд) предназначен для заезда бурового, доставочного и другого самоходного оборудования на подэтажные горизонты, расположенные на различных по высоте уровнях между соединяемыми им этажными горизонтами. Обычно каждый съезд обслуживает выемочный участок этажа длиной по простиранию от 250 до 500 м, состоящий из: 5—8 очистных блоков.

При разработке пологих угольных пластов в пределах горизонта проводят протяженные наклонные выработки — **бремсберги** и **уклоны**, предназначенные для транспортирования полезного ископаемого при помощи механических устройств, и параллельные им ходки, назначение которых — транспортирование породы, материалов, оборудования, передвижение людей. Отличие бремсберга от уклона состоит в том, что по бремсбергу уголь спускают до главного штрека, а по уклону — поднимают до той же отметки.

Для вентиляции и других целей наклонные выработки угольных шахт сбивают между собой горизонтальными выработками вспомогательного назначения — **просеками**. Они могут быть достаточно протяженными,

например, при проведении их параллельно этажным или ярусным штрекам, но имеют меньшую площадь поперечного сечения.

Как, указывалось выше, на рудниках кроме подготовки горизонтов проводят и подготовку (нарезку) каждого отдельного очистного блока. Она включает в себя проведение внутри выделенного в ходе подготовки горизонта очистного блока так называемых нарезных выработок, необходимых для начала очистной выемки — массовой добычи руды.

К нарезным выработкам рудника относятся подэтажные, отрезные, подсечные, выпускные и доставочные выработки, а также внутриблоковые рудоспуски, различные соединительные и вспомогательные выработки.

Подэтажные выработки (штреки или орты) предназначены для бурения скважин (шпуров), а нередко и для доставки (перемещения) руды по подэтажам к рудоспускам, ведущим на этажный горизонт. Подэтажные выработки связаны с другими выработками через восстающие или наклонные заезды.

Отрезные выработки — это восстающие, расширяемые в вертикальную или наклонную отрезную щель на всю мощность рудного тела (ширину очистного пространства) с целью создания обнаженной плоскости для последующей отбойки руды на эту плоскость.

Подсечные выработки — это штреки или орты, расширяемые в горизонтальную подсечную щель на всю мощность рудного тела (ширину очистного пространства) с целью отделения отбиваемого массива руды от основания блока, в котором расположены рудовыпускные выработки, а также создания дополнительной обнаженной плоскости.

Выпускные и доставочные выработки состоят из выпускных воронок и траншей, по которым отбитая руда самотеком поступает в доставочные штреки или орты, в блоковые и внутриблоковые рудоспуски или прямо на этажный откаточный горизонт. Назначение выпускных и доставочных выработок — «собрать» отбитую руду со всей горизонтальной площади очистного блока в наименьшее число пунктов погрузки в транспортные средства. В этих выработках контролируется качество отбойки (кусковатость рудной массы) и при необходимости производится вторичное дробление негабаритных кусков руды.

Соединительные и вспомогательные выработки — это короткие горные выработки (протяженностью от 5 до 15—20 м), к которым относятся сбойки и ходки, соединяющие между собой все другие подземные горные выработки, а также ниши (уширения) и небольшие камеры для установки горного оборудования (питателей, скреперных лебедок, электро-распределительных щитов и т. п.).

При описании разработки угольных месторождений понятием «нарезные выработки» пользоваться не принято, хотя, например, разрезная печь является по существу аналогом отрезной выработки (щели).

Разрезная печь — это выработка, проходима по угольному пласту для начала очистных работ и соединяющая этажные или ярусные штреки, или при делении горизонта на столбы — наклонные выработки, пройденные по границам этих участков шахтного поля. В разрезной печи монтируют машины и механизмы, обеспечивающие добычу угля при перемещении боковой стенки печи (очистного забоя) в заданном направлении. Поэтому разрезную печь часто называют еще монтажной камерой.

Таким образом, разрезная печь, или монтажная камера, является исходным положением, с которого начинает двигаться лава — наиболее распространенная при отработке угольных пластов очистная выработка.

При **очистной выемке** осуществляется массовая добыча полезного ископаемого из очистных выработок.

К **очистным горным выработкам** относят очистные камеры, очистные заходки и лавы. Эти выработки по мере отработки очистного блока формируют так называемое **выработанное пространство**, образующееся на месте извлеченных балансовых запасов.

Очистные камеры — это горные выработки, по форме и размерам приближающиеся к балансовым запасам руды в очистном блоке за вычетом потерь руды в целиках.

Выработанное пространство камер бывает открытым, обрушенным или заложеным. **Открытые** камеры поддерживаются за счет естественной устойчивости руды и окружающих пород и прочности оставленных междукамерных или внутри камерных целиков. **Обрушенные** камеры заполнены обрушившимися налегающими породами, опустившимися в выработанное пространство на место извлеченной из блока (выпущенной) рудной массы. **Заложены** камеры поддерживаются искусственно за счет заполнения выработанного пространства закладочным материалом (породами или твердеющими смесями).

Очистная заходка - это горная выработка шириной от 2 до 4-6 м и небольшой протяженностью (обычно до 10— 20 м), предназначенная для очистной выемки руды из забоя, т. е. с торца проходимой заходки. Очистные заходки могут быть горизонтальными и наклонными (последние называют еще прирезками).

Отработав параллельно одна другой, а затем и вплотную несколько очистных заходов, вынимают целый слой руды, что характерно для слоевой (послойной) выемки запасов очистного блока. Заметим, что термин «заходка» шире, чем «очистная заходка». Его используют иногда применительно к любой небольшой протяженности горной выработке. Например, буровыми заходками (открытыми и закрытыми) называют нарезные выработки, из которых обуривают вертикальные и наклонные слои параллельными рядами скважин.

Л а в а — очистная выработка большой протяженности (от десятков до сотни метров и более), одна подвижная боковая стенка которой (забой лавы) образована массивом полезного ископаемого, подлежащим очистной выемке, а другая граничит с выработанным пространством, обычно обрушенным или заложеным. Лава по мере выемки угля или руды перемещается параллельно самой себе, и в результате осуществляется отработка всего слоя (пласта) полезного ископаемого. Естественно, что фронт очистной выемки в слое при использовании лавы гораздо больше, чем при выемке очистными заходками.

Вскрытие, подготовка и очистная выемка осуществляются последовательно только в начале эксплуатации месторождения, при строительстве подземного рудника или шахты. Обычно же все три стадии выполняются одновременно, но на разных участках месторождения. Работы по вскрытию, подготовке и очистной выемке строго взаимосвязаны, поскольку для обеспечения ритмичной и стабильной добычи рудника по мере отработки определенной части запасов соответствующие им запасы в другом месте должны быть нарезаны и подготовлены к выемке взамен отработанных, а к моменту окончания подготовки какого-либо участка должен быть вскрыт новый участок, где может быть создан достаточный фронт подготовительно-нарезных работ для рабочих, перешедших на этот участок с уже подготовленного.

Вопросы для контрольной работы

1. Чем отличаются понятия «руда», «вмещающая порода», «рудная масса»?
2. Как принято классифицировать по форме и элементам залегания рудные и угольные залежи?
3. Что является конечным продуктом горнодобывающих предприятий?
4. Научитесь определять названия различных горных выработок по рисункам, проверяя себя по подрисовочным подписям и тексту.

Лекция № 3. **ПРОЦЕССЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

План лекции:

1. Поперечные сечения, вид крепи и способы проведения горных выработок. Общие вопросы проведения горных выработок.
2. Проведение выработок буровзрывным способом.
3. Проведение выработок комбайнами и проходческими комплексами. Сооружение вертикальных стволов.

***Цель лекции:** Студенту необходимо изучить горно-геологические факторы, влияющие на способы проведения выработок. Должен знать сущность и область применения различных способов проведения горных выработок. Должен получить навыки по выбору формы и размеров поперечного сечения и материал крепи горных выработок в зависимости от характера проявлений горного давления.*

***Ключевые слова:** Обычные и специальные способы проведения горных выработок, горизонтальные, наклонные и вертикальные выработки, форма поперечного сечения и размеры выработки, буровзрывные работы, проходческие комбайны, гидромеханизация, крепь и материал для крепления горных выработок, горная крепь и его разновидности, технологическая схема проведения выработки, буровзрывные работы, процессы проходческого цикла, предохранительные и не предохранительные взрывчатые вещества используемые в горном деле, врубовые и отбойные шпурсы, методы бурения шпуров, способы проветривания тупиковых выработок, вентиляторы местного проветривания, взрывные шпурсы, проходческий комбайн и проходческий комплекс, проходческий полок и проходческий копер.*

1. Поперечные сечения, вид крепи и способы проведения горных выработок. Общие вопросы проведения горных выработок.

При подземной разработке рудных и угольных месторождений проведение горных выработок — весьма ответственная, трудоемкая и дорогостоящая работа. Технология проведения горных выработок зависит прежде всего от механических свойств пересекаемых горных пород, угла наклона выработки и площади ее поперечного сечения.

В зависимости от устойчивости и водообильности пересекаемых пород применяют обычные или специальные способы проведения горных выработок.

В зависимости от крепости и однородности пород различают проведение выработок в крепких однородных породах, мягких однородных и неоднородных породах. В последнем случае выработки проводят по

маломощным (тонким) рудным телам или угольным пластам, когда в сечение выработки попадают и вмещающие породы.

В зависимости от угла наклона различают горизонтальные, наклонные и вертикальные выработки.

Известны способы проведения выработок с помощью буровзрывных работ, проходческих комбайнов, гидромеханизации, отбойных молотков. Первые два способа имеют наиболее широкое применение.

Форма поперечного сечения выработки определяется удобством ее эксплуатации, условиями сохранения длительной ее устойчивости, материалом и конструкцией крепи и другими факторами.

Наиболее устойчивы круглые выработки, но на практике круглую форму имеют в основном только вертикальные стволы. Горизонтальные и наклонные выработки обычно имеют арочную, сводчатую, трапециевидную и прямоугольную форму (рис. 1.6).

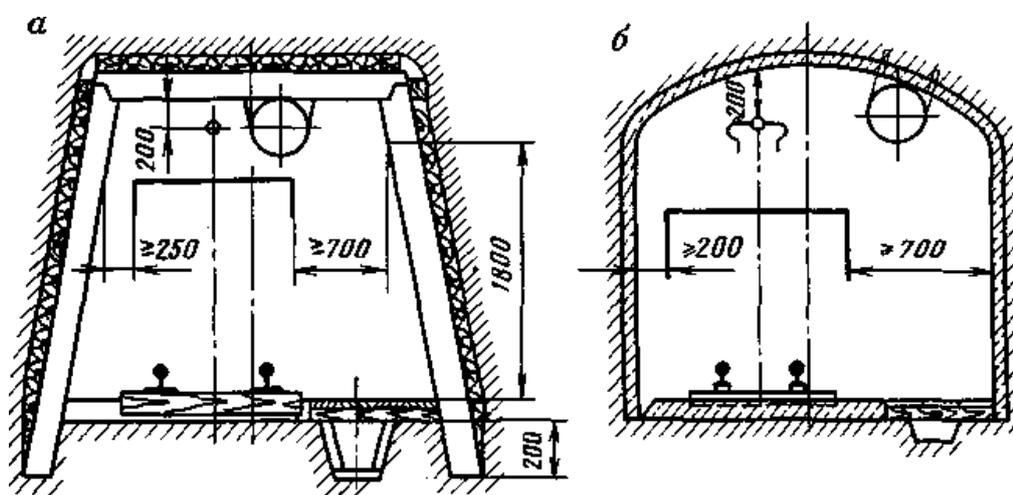


Рис. 1.6. Сечения выработок:

a — трапециевидное; *б* — прямоугольно-сводчатое

Размеры поперечного сечения выработок определяются типом и габаритом транспортных устройств, величинами зазоров между ними и крепью или стенками выработки, а в ряде случаев — необходимым количеством воздуха, которое требуется подать по выработке. Скорость движения воздуха по выработке регламентирована Единными правилами безопасности (ЕПБ).

В угольной промышленности минимальные площади поперечных сечений выработок в свету на угольных и сланцевых шахтах установлены § 49 соответствующих ЕПБ:

для главных откаточных и вентиляционных выработок, а также людских ходков при механизированной перевозке по ним людей — 6 м^2 при высоте не менее $1,9 \text{ м}$ от головки рельсов (от почвы) до крепи или размещенного в них оборудования;

для участковых вентиляционных, промежуточных, конвейерных и аккумуляющих штреков, участковых бремсбергов и уклонов — 6 м^2 при высоте не менее $1,8 \text{ м}$ от головки рельсов (почвы) до крепи или размещенного в выработке оборудования;

для вентиляционных просеков, печей, косовичников и других выработок— $1,5 \text{ м}^2$. Высота таких выработок обычно ограничивается мощностью полезного ископаемого.

Ширина проходов для людей в горных выработках, зазоров между транспортными средствами и крепью, а также между транспортными средствами в этих выработках регламентируется § 50 ЕПБ.

В частности, между крепью и конвейером, крепью и подвижным составом допускается минимальная величина прохода $0,7 \text{ м}$, зазора — $0,2—0,4 \text{ м}$ в зависимости от вида крепи и типа выработки, между конвейером и подвижным составом — $0,4 \text{ м}$. В местах посадки людей в пассажирские вагонетки минимальная величина прохода увеличивается до 1 м .

В горнорудных отраслях промышленности согласно Единым правилам безопасности минимальная площадь поперечного сечения выработки в свету устанавливается:

для откаточных и главных вентиляционных выработок не менее 4 м^2 — при деревянной и металлической крепи и не менее $3,5 \text{ м}^2$ — при каменной и бетонной крепи при высоте этих выработок в свету не менее 2 м от головки рельсов;

для вентиляционных и промежуточных штреков и уклонов, а также выработок дренажных шахт не менее 3 м^2 при высоте этих выработок в свету не менее $1,8 \text{ м}$;

для вентиляционных восстающих, сбоек и т. п. не менее $1,5 \text{ м}^2$.

В горизонтальных выработках, где применяется электровозный транспорт, с одной стороны должен быть свободный проход для людей между наиболее выступающей кромкой подвижного состава и крепью не менее $0,7 \text{ м}$, а с другой — не менее $0,25 \text{ м}$ при деревянной, металлической и рамных конструкциях железобетонной и бетонной крепи и не менее $0,2 \text{ м}$ при монолитной бетонной, каменной и железобетонной крепи. Указанная ширина прохода для людей должна быть выдержана по высоте выработки не менее $1,8 \text{ м}$.

В выработках с конвейерным транспортом ширина проходов, как и на угольных шахтах, с одной стороны должна составлять $0,7 \text{ м}$, а с другой — $0,4 \text{ м}$.

Горной крепью называют специальные конструкции, возводимые в подземных выработках для сохранения необходимых размеров их поперечного сечения и предотвращения обрушения вмещающих пород.

Крепь должна быть достаточно прочна, устойчива, долговечна, она должна минимально заполнять сечение выработки, иметь небольшое аэродинамическое сопротивление, минимальные затраты на изготовление, доставку и установку.

Горная крепь классифицируется следующим образом:

по сроку службы — временная и постоянная;

по характеру работы — жесткая, податливая и шарнирная;

по виду материала — металлическая, каменная, бетонная, железобетонная, деревянная, смешанная, анкерная (штанговая);

по конструктивным признакам — сплошная и рамная.

Временная крепь поддерживает выработку лишь на некотором расстоянии от забоя в процессе проведения выработки и заменяется постоянной. Она проще, легче постоянной крепи, и на ее возведение затрачивается меньше времени. Постоянная крепь поддерживает выработку в течение всего срока ее существования.

Жесткой называют крепь, конструкция которой не допускает взаимного сближения, проскальзывания, смятия и внедрения в породу ее малодеформируемых элементов. Если элементы крепи допускают изменение ее линейных размеров без потери несущей способности, то такая крепь является податливой. В шарнирной крепи несущие элементы могут поворачиваться относительно друг друга.

Подготовительные выработки в пределах выемочного поля угольной шахты в течение срока службы находятся как в зоне установившегося, так и в зоне повышенного горного давления, связанного с ведением очистных работ. Поэтому основным видом крепи для них является рамная металлическая податливая крепь, как правило, арочной и реже кольцевой или подковообразной формы.

Арочная трехзвенная податливая крепь применяется при отсутствии пучащих пород в почве выработки при смещении кровли не более 0,3 м. При больших смещениях используется пятизвенная крепь. Обязательным условием эффективного применения арочной податливой крепи является тщательная забутовка пространства между крепью и стенками выработки. Для обеспечения конструктивной податливости элементы крепи изготавливают из специального (обычно желобчатого) взаимозаменяемого профиля, позволяющего накладывать концы элементов друг на друга и стягивать эти концы хомутами. Сила трения, возникающая между стянутыми элементами крепи, обеспечивает ее податливость, величина которой может регулироваться путем затяжки хомутов. Нахлестка концов спецпрофиля в узле податливости обычно составляет 0,3 м, расчетная податливость одного узла равна 0,2 м.

На практике достаточно широко применяется деревянная крепь, которая по своим характеристикам может быть отнесена к крепям с ограниченной податливостью (за счет смятия элементов крепи). Выработка, закрепленная деревянной крепью» имеет трапециевидную форму. Крепежная рама состоит из двух стоек и верхняка (неполная рама или дверной оклад), а в случае пучащих или слабых пород на почве укладывают еще и лежень (полная рама). В неустойчивых породах рамы устанавливают вплотную друг к другу (сплошная крепь), в устойчивых — на расстоянии 0,5—1,2 м (вразбежку). Кровлю и стенки выработки в последнем случае затягивают. Рамы изготовляют из круглого леса хвойных пород диаметром 0,18—0,22 м, затяжки — деревянные обаполы или горбыль.

Анкерная или штанговая (бесстоечная, болтовая) металлическая крепь применяется самостоятельно или в сочетании с рамной крепью, проволочной сеткой или набрызгбетоном при наличии вблизи контура выработки пропластков слабых пород небольшой мощности, над которыми залегают монолитные или слаботрещиноватые крепкие породы.

Наибольшее распространение получили клинощелевые анкеры (штанги), так как они просты, дешевы и достаточно прочны. Недостатки их — необходимость соблюдения точных длин и диаметра шпура под анкеры и невозможность их повторного использования. Клинощелевой замок анкера (штанги) расклинивается в торце шпура, и опорная плита (шайба) закручиванием гайки прижимается к обнаженной поверхности у устья шпура, стягивая породы между замком и стенкой выработки.

На рудниках широкое распространение получила железобетонная штанговая крепь, в которой распорного замка нет. Металлическая штанга (арматурный стержень) вставляется в шпур, а в зазор нагнетается цементно-песчаный раствор, который, схватываясь, закрепляет штангу по всей длине шпура. Такая крепь дешевле, менее чувствительна к влиянию взрывных работ, но не способна воспринимать нагрузку немедленно после ее установки.

Последнее время успешно внедряется смолоинъекционная штанговая крепь, при возведении которой вместо цементно-песчаного раствора в шпур под большим давлением нагнетается полимерный раствор (смесь смолы и растворителя), который легко проникает в самые тонкие трещины и распространяется вокруг шпура на 1—2 м, склеивая породные блоки.

В выработках с большим сроком службы, расположенных вне зоны опорного давления, применяют бетонную крепь, которая характеризуется высокой прочностью, имеет хорошее сцепление со стенками выработки, небольшое аэродинамическое сопротивление, долговечна и огнестойка, но дорога. Ее широко применяют в вертикальных стволах шахт. В выработках с большим сроком службы при высоком горном давлении используют монолитную железобетонную крепь. В качестве арматуры применяют круглую или периодического профиля сталь, иногда двутавры, швеллеры и рельсы.

Железобетонная крепь может быть изготовлена и из отдельных элементов. Сборная железобетонная крепь бывает двух типов: рамная, устанавливаемая вразбежку, с затяжками, и панельная сплошная, собираемая из плит, блоков или тюбингов с массой отдельных элементов не более 100—120 кг. Кольцевые железобетонные крепи из сегментов широко применяют для крепления стволов.

Сокращение сроков проведения выработок и снижение стоимости выработки достигается путем правильного выбора размеров и формы ее поперечного сечения, принятия наиболее экономичных видов материала крепи, соответствующих сроку службы выработки, а также оптимальной технологии и организации работ. Существенным фактором снижения стоимости выработки является высокая скорость подвигания забоя, которая способствует полному использованию проходческого оборудования и уменьшению расходов.

На проведение горных выработок составляется проект производства работ, состоящий из пояснительной записки с обоснованием принятых решений и соответствующих чертежей. В проекте отражаются горно-геологические условия, форма и размеры поперечного сечения выработки, технологическая схема проведения, расположение оборудования, схемы электроснабжения, освещения и сигнализации, паспорт буровзрывных работ, паспорт крепления, схема проветривания, меры по обеспечению безопасных условий труда, график организации работ, расчет норм выработки и расценок, смета стоимости проведения 1 м выработки по элементам затрат, технико-экономические показатели.

Технологическая схема проведения выработки — определенный, увязанный во времени и пространстве порядок выполнения основных и вспомогательных процессов и соответствующее этому порядку расположение оборудования. Основные процессы: разрушение породы, погрузка отбитой породы, транспортирование горной массы и крепление выработки. Вспомогательные процессы: настилка путей, устройство разминок для маневровых операций, доставка материалов, прокладка и наращивание труб и кабелей, проветривание, освещение, маркшейдерское обеспечение проведения выработок.

Технологические схемы различаются в зависимости от проведения выработки по однородным и неоднородным породам. При проведении выработки по неоднородным породам выемка может осуществляться сплошным забоем или селективно (раздельно) полезного ископаемого и породы. При раздельной выемке угля и породы проведение выработки можно вести узким забоем, при этом выемка полезного ископаемого производится только в пределах сечения выработки, и широким забоем, когда ширина забоя по углю принимается больше ширины выработки. Пространство за пределами контура выработки служит для размещения в нем породы от проведения выработки и называется раскоской. Раскоска может быть верхней, нижней и

двусторонней. Как правило, проведение выработок ведется узким забоем и с выдачей породы на поверхность.

2. Проведение выработок буровзрывным способом

Буровзрывная технология применяется, как правило, при проведении выработок по крепким и средней крепости неоднородным и однородным горным породам и рудам.

Основные процессы проходческого цикла: бурение, зарядание и взрывание шпуров, проветривание забоя и приведение его после взрывания в безопасное состояние, погрузка породы и возведение постоянной крепи. К вспомогательным относятся процессы, выполняемые одновременно с основными и имеющие относительно небольшую трудоемкость (настилка путей, наращивание трубопроводов и кабелей, устройство водоотливных каналов и др.).

К параметрам буровзрывных работ относятся тип взрывчатого вещества (ВВ) и средств взрывания (СВ), величина и конструкция заряда ВВ, число, глубина и диаметр шпуров, их расположение в забое и порядок взрывания.

В угольных шахтах для взрывных работ в забоях по углю и породе в шахтах, опасных по газу или пыли, применяются предохранительные ВВ, обладающие пламегасящими свойствами, — аммонит ПЖВ-20, угленит Э-6, в не опасных по газу или пыли шахтах — игданит и водонаполненные ВВ.

На подземных рудниках, разрабатывающих металлические руды, обычно используют непридохранительные ВВ: патронированные (чаще всего аммонит № 6ЖВ и аммоналы) или при механизированном зарядании — россыпные гранулированные ВВ (граммонит 79/21 и гранулиты).

Взрывание шпуровых зарядов обычно производится электрическим способом с широким использованием электродетонаторов короткозамедленного действия с интервалами замедления, кратными 25 или 30 мс. Источником тока служат различные взрывные машинки, преимущественно конденсаторного типа. На рудниках нередко взрывание производят с использованием огнепроводного шнура (скорость горения 1 см в секунду).

Зарядание шпуров патронированными ВВ производится вручную. Для забойников используются стержни из дерева, а также из пластмасс (например, монофлекса). Гранулированные ВВ заряжаются с помощью пневмозарядчиков. Для забойки шпуров в выработках, проходимых по породе, в основном применяется глинистый материал, реже — водяные ампулы из полиэтилена и специальные пасты.

Число шпуров в забое определяется из условия размещения необходимого количества ВВ и правильного оконтуривания выработки и зависит от физико-механических свойств пород, поперечного сечения

выработки, свойств ВВ, диаметра патронов, конструкции заряда и других факторов.

Диаметр шпуров бывает в пределах от 0,035 до 0,055 м, чаще всего 0,045—0,05 м.

Комплект шпуров состоит из врубовых, отбойных (вспомогательных) и оконтуривающих шпуров. Врубовые шпуры предназначены для образования второй обнаженной поверхности за счет разрушения и частичного выброса некоторого объема породы. Отбойными шпурами разрушают основную массу породы, а оконтуривающими отбивают породу по контуру выработки для придания ей поперечного сечения проектных размеров и формы.

Число оконтуривающих шпуров определяется из условия

$$N_1 = P / b,$$

где P - периметр поперечного сечения выработки, м; b - расстояние между оконтуривающими шпурами (в зависимости от крепости пород $b = 0,5 - 0,8$ м).

Число врубовых и отбойных шпуров

$$N_2 = (Q - k_{всн} q N_1) / q$$

где, Q - расход ВВ на одну заходку, кг; $k_{всн}$ - коэффициент уменьшения заряда отбойных шпуров ($k_{всн} = 0,75 - 0,8$); q - масса заряда ВВ в одном шпуре, кг.

$$Q = 0.001 S l k_{ум} q$$

где, S — площадь поперечного сечения выработки, м²; l — глубина шпура, м; $k_{ум}$ — коэффициент использования шпура (обычно $k_{ум} = 0,9$); q — удельный расход ВВ на отбойку при проходке (зависит от крепости пород), кг/м³;

$$q = 10^{-5} n d^2 l a_1 s / 4$$

где, d - диаметр патрона ВВ, см; a_1 - коэффициент заполнения шпура (для шахт, опасных по газу или пыли, $a_1 = (l - 0,5) / l$; для рудников и шахт, не опасных по газу или пыли, $a_1 = 0,7 - 0,8$); s — плотность ВВ в патронах, г/см³.

Найденное число N_2 уточняют по результатам опытного взрывания.

Глубину шпуров выбирают, исходя из выполнения работ проходческого цикла в заданное время.

Расположение врубовых шпуров или тип вруба принимают в зависимости от площади забоя, крепости и структуры пород и других факторов. Наиболее распространенные схемы врубовых шпуров показаны на рис. 1.8.

Оконтуривающие шпуры в крепких и вязких породах располагают на расстоянии 0,1 м от контура выработки (расстояние между шпурами 0,5-0,65 м), в породах средней крепости - 0,2 м от контура выработки при увеличении расстояния между ними до 0,7—0,8 м.

Отбойные шпуры равномерно размещаются по площади забоя, чтобы обеспечить одинаковое дробление породы.

На многих шахтах Западной Европы нашла распространение схема, по которой все шпуры, в том числе и врубовые, бурятся параллельно оси выработки.

Бурение шпуров является одним из трудоемких процессов проходческого цикла, занимающим до 30—45 % времени.

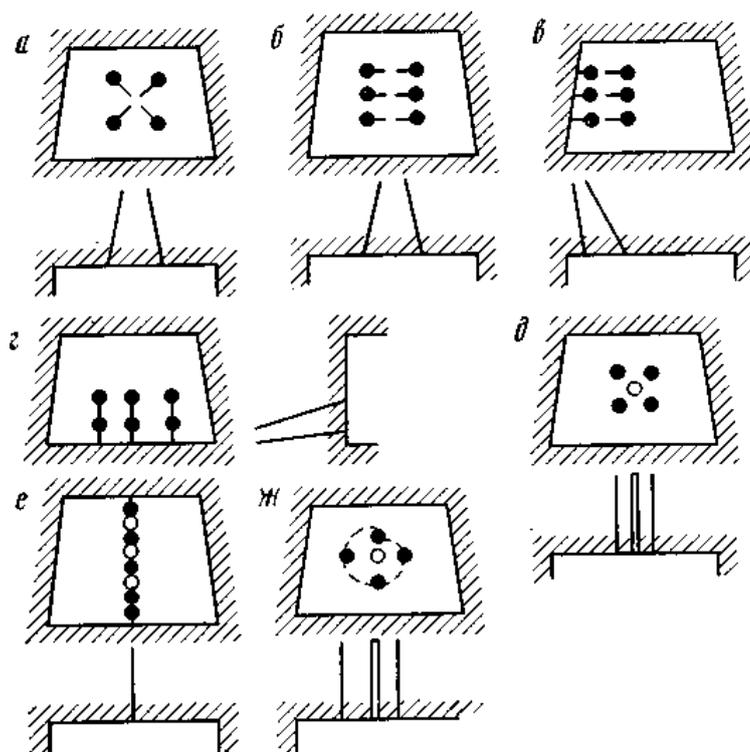


Рис. 1.8. Схемы расположения врубовых шпуров:

а — пирамидальное; *б* — клиновое; *в* — боковое; *г* — нижнее одностороннее; *д* — призматическое; *е* — щелевое; *ж* — спиральное прямое несимметричное

Бурение шпуров производят бурильными машинами вращательного, ударно-поворотного и вращательно-ударного действия.

Вращательное бурение шпуров осуществляют электросверлами (реже пневмосверлами). Витая штанга бура обеспечивает удаление из шпура буровой мелочи. Ручные электросверла массой 12—20 кг применяют для бурения по углю и мягким породам. В породах крепостью / от 3 до 5—6 для бурения шпуров используют колонковые электросверла, устанавливаемые на

распорных колонках и манипуляторах, крепящихся на погрузочных машинах или специальных тележках. Скорость бурения по углю 10—15 м/ч, а по мягким породам 8—12 м/ч (колонковыми сверлами).

Для бурения шпуров по более прочным породам, с $\gamma > 5$ —6, применяют ударно-поворотное и вращательно-ударное бурение пневматическими и гидравлическими бурильными машинами (перфораторами). При ударно-поворотном бурении по хвостовику бура наносят удар, после чего бур поворачивается на 10—15°, удар повторяют.

По условиям применения и способу установки перфораторы делятся на ручные (с пневмоподдержками), колонковые, телескопные и на самоходных бурильных установках.

Ручные перфораторы (массой 13—25 кг) применяют при бурении шпуров, направленных горизонтально или вниз, колонковые перфораторы (массой 30—50 кг) — при бурении горизонтальных или слабонаклонных шпуров диаметром до 85 мм в крепких и весьма крепких породах, телескопные перфораторы (массой 35—45 кг) — при бурении восстающих шпуров под углом 45° и более.

Вращательно-ударное бурение применяют в породах средней крепости и крепких. Принцип вращательно-ударного бурения состоит в том, что одновременно с вращением бура по его хвостовику наносят около 2000 ударов в минуту. При таком воздействии на забой шпура происходит эффективное разрушение породы в результате ее смятия в момент удара и скалывания при вращении.

В угольной промышленности при проведении горных выработок буровзрывным способом на шахтах в основном применяют электровращательные бурильные машины (ручные и колонковые электросверла и установки) и в меньшей степени — перфораторы с пневмоприводом. На рудниках, наоборот, широко распространены пневматические перфораторы и самоходные буровые установки.

В последнее десятилетие созданы и все шире применяются гидравлические перфораторы, которые по сравнению с пневматическими такого же класса обеспечивают снижение расходуемой мощности в 3 раза, увеличение скорости бурения по крепким и мягким породам в 2 раза, уменьшение расхода бурового инструмента на 30—50 %, значительное снижение шума и вибраций. Рабочей жидкостью в гидроперфораторах является масло.

Буровой инструмент при перфораторном бурении — обычно составные буры со съёмными коронками, армированными твердыми сплавами в виде пластинок или цилиндрических штырей.

Перфораторное бурение практически всегда производится с промывкой водой, которая подается к забою шпура в количестве не менее 4 л/мин.

На угольных шахтах при ведении взрывных работ для инертизации призабойной зоны выработок с целью исключения или локализации вспышек

метана и угольной пыли применяют завесы, образуемые тонкодиспергированной водой, порошкообразными ингибиторами, инертными газами или воздушно-механической пеной и водяную забойку шпуров.

Проветривание забоя может осуществляться нагнетательным, всасывающим или комбинированным способом (рис. 1.9)

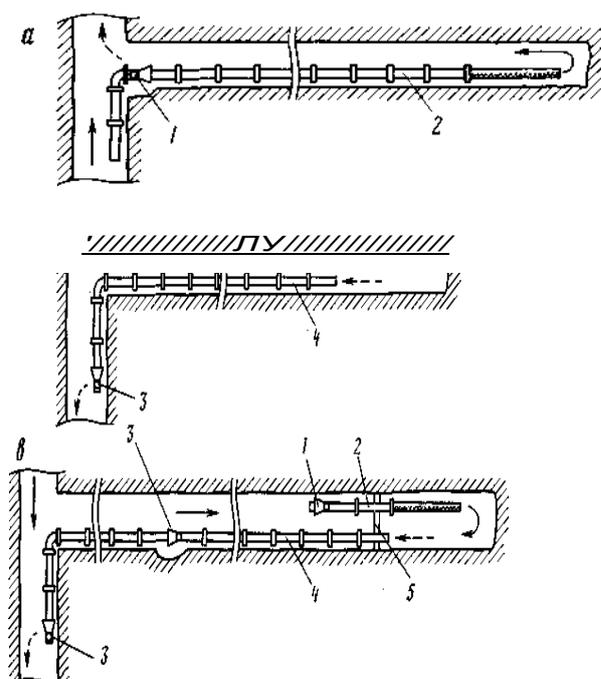


Рис. 1.9. Способы проветривания:

- а* — нагнетательный; *б* — всасывающий; *в* — комбинированный;
 1 — нагнетательный вентилятор; 2 — нагнетательный трубопровод;
 3 — всасывающий вентилятор; 4 — всасывающий трубопровод;
 5 — перемычка

Чаще всего применяют нагнетательный способ проветривания. Вентилятор местного проветривания устанавливают на свежей вентиляционной струе на расстоянии не менее 10 м от исходящей струи и по трубопроводу подают в забой воздух. Воздух, загрязненный продуктами взрыва и выделяющимися газами, движется в обратном направлении по всему сечению выработки.

Подача вентилятора не должна превышать 70 % количества воздуха, поступающего к нему за счет общешахтной депрессии.

При всасывающем способе проветривания в вентиляционный трубопровод попадают лишь газы, отброшенные при взрыве от забоя и находящиеся в непосредственной близости (1—1,5 м) от входного отверстия

трубы. Преимущество способа заключается в том, что выработка на всем протяжении (за исключением участка длиной 25—30 м у забоя) остается свободной от продуктов взрыва.

Комбинированный способ применяют для ускорения проветривания. С этой целью на некотором расстоянии от забоя

устанавливают перемычку с дверью, которая во время проветривания должна быть закрыта. Через перемычку прокладывают нагнетательный и всасывающий трубопроводы.

Вентиляционные трубы изготовляют из металла, ткани или полимерных материалов. При нагнетательном способе проветривания применяют трубы из прорезиненной ткани диаметром от 300 до 600 мм.

Вентиляторы местного проветривания по виду энергии могут быть пневматические и электрические, а по принципу работы — осевые и центробежные. Широко распространены осевые электрические вентиляторы, как наиболее компактные и удобные в работе.

После проветривания забой приводят в безопасное состояние. При этом проверяют, все ли заряды взорваны, нет ли отказов, не грозит ли обрушение кровли и стенок выработки, не повреждена ли крепь.

Погрузку породы производят с помощью погрузочных машин, реже скреперных установок и погрузочно-транспортных машин (ПТМ).

Погрузочные машины делятся на машины периодического и непрерывного действия, по способу захвата погружаемого материала они бывают с нижним, боковым и верхним захватом, по типу исполнительных органов — ковшовые, с нагребными лапами или скребками и грейферные.

Для погрузки крепких пород при проведении горизонтальных выработок обычно применяют ковшовые погрузочные машины периодического действия на рельсовом ходу. При движении машины вперед ковш внедряется в навал породы, заполняется, а затем поднимается над машиной и разгружается в вагонетку, расположенную за погрузочной машиной. Погрузка с помощью ковша может осуществляться и в бункер, а из него с помощью конвейера порода грузится в вагонетку.

При проходке полевых и пластовых штреков на угольных шахтах ФРГ, Польши, Чехословакии, Франции и других стран широкое применение находят погрузочные машины с боковой разгрузкой, которые более подвижны, имеют возможность работать в наклонных выработках (с уклоном до 15° и в бремсбергах до 10°), способны грузить крупнокусковую породу.

Для погрузки мягких и средней крепости пород применяют машины непрерывного действия. Нагребные лапы захватывают породу и передают ее на скребковый конвейер, который и грузит породу в вагонетку или на ленточный конвейер, установленный в выработке.

Техническая производительность отечественных серийных машин периодического действия — от 0,8 до 1,25 м³/мин, непрерывного действия — от 2,2 до 4 м³/мин.

Скреперная установка состоит из лебедки, скрепера (скребка), троса (каната) и блочков. Лебедка обеспечивает возвратно-поступательное движение скрепера. Причем при движении в одну сторону скрепер перемещает (волочит) раздробленную горную массу по почве выработки, а при движении в противоположную сторону — проскальзывает над горной массой (холостой ход). Погрузочно-транспортная машина производит погрузку, доставку, транспортирование и разгрузку породы. Эти машины бывают ковшового типа (породу грузят в большой ковш и в нем везут к месту разгрузки) и бункерного (небольшим ковшом породу грузят в бункер машины, который может разгружаться). Значительное время в проходческом цикле затрачивается на работы по креплению. При буровзрывном способе проходки в мягких породах и по углю эти работы занимают до 45—55 % общего времени цикла.

Арочную крепь устанавливают в основном вручную с использованием приспособлений для частичной механизации (полки, ковши погрузочных машин и т. д.). Простые вспомогательные устройства на ковше погрузочной машины обеспечивают возможность подъема и установки одновременно целой секции из верхних сегментов под кровлю. Монтаж секции из верхняков с рулонами сетчатой затяжки совмещается с операцией погрузки горной массы.

Штанговое крепление в наибольшей степени поддается механизации. Созданы самоходные машины, обеспечивающие механизированную установку железобетонной и смолоинъекционной штанговой крепи.

Технология проведения наклонных выработок имеет некоторые особенности, обусловленные их положением в пространстве. Наклонные выработки проводятся как сверху вниз, так и снизу вверх.

Буровзрывные работы при этом ведутся в основном так же, как и в горизонтальных выработках.

На угольных шахтах погрузка горной массы при проведении наклонных выработок снизу вверх при углах падения до 15° производится погрузочными машинами с нагребными лапами, при больших углах — вручную, при проведении выработок сверху вниз при углах наклона до 25° — погрузочными машинами с нагребными лапами и машинами ковшового типа. При использовании исполнительного органа погрузочной машины в качестве грейфера механизированная погрузка может осуществляться в выработках с углом наклона до 55°. Горная масса из забоя выработок до откаточного штрека транспортируется конвейерами (ленточными — при угле наклона до 18°, скребковыми — до 25°), вагонетками (до 25°), в скипах (более 25°).

На рудниках широко применяются погрузочно-транспортные машины ковшового типа и комплексы из ковшовой погрузочной машины и

автосамосвала для проведения выработок снизу вверх при углах наклона выработки до 12—14°, а сверху вниз — при углах наклона до 8—10°.

Наличие водопритоков осложняет проведение выработок в направлении сверху вниз. При притоке воды до 6 м³/ч она откачивается из забоя передвижными насосами в вагонетки или скипы и выдается вместе с породой. При притоке 6—12 м³/ч и длине уклона до 250 м вода откачивается передвижными насосами на откаточный горизонт по трубам. При большей длине уклона и притоках более 12 м³/ч применяется двухступенчатая схема водоотлива с промежуточным водосборником. Восстающие (крутонаклонные или вертикальные выработки) имеют обычно прямоугольное поперечное сечение, а рудоспуски — круглое. Длина их колеблется от 20 до 100 м и более.

Проходку восстающих ведут снизу вверх обычным (немеханизированным) способом, с помощью механизированных проходческих комплексов типа К.ПВ и К.ПН, способом бурения, а иногда секционным взрыванием сближенных параллельных глубоких скважин, пробуренных на месте будущего восстающего. При обычном способе шпуров бурят телескопными перфораторами с предохранительных деревянных полков под забоем. Рабочие перемещаются к забою по лестничному отделению. По мере проходки деревянную крепь в восстающем постоянно ремонтируют и наращивают.

Механизированный проходческий комплекс типа К.ПВ или К.НВ представляет собой самоходный полук, который по наращиваемому секциями монорельсу, закрепленному штангами на стенке восстающего, может подниматься к забою и спускаться вниз в монтажную камеру, расположенную сбоку от устья восстающего (рис. 1.10). Бурение шпуров производят с рабочей

Бурение восстающих диаметром 1—3 м обычно осуществляют между двумя горизонтами. При применении буровой установки 2КВ сначала по оси восстающего на всю его длину бурят опережающую скважину диаметром до 0,3 м, которую затем расширяют снизу вверх до полного сечения восстающего. При применении установки 1КВ1 восстающие бурят снизу вверх сразу на полный диаметр. Буровой инструмент — шарошки разных конструкций. Скорость бурения восстающих достигает 3—4 м/смену.

Длина восстающих, проходимых способом взрывания глубоких параллельно-сближенных скважин, ограничена допустимым искривлением скважин от заданного направления и редко достигает до 30—40 м. Взрывание производится секциями последовательно снизу вверх. Основным направлением технического перевооружения подготовительных работ является проведение выработок комбайнами.

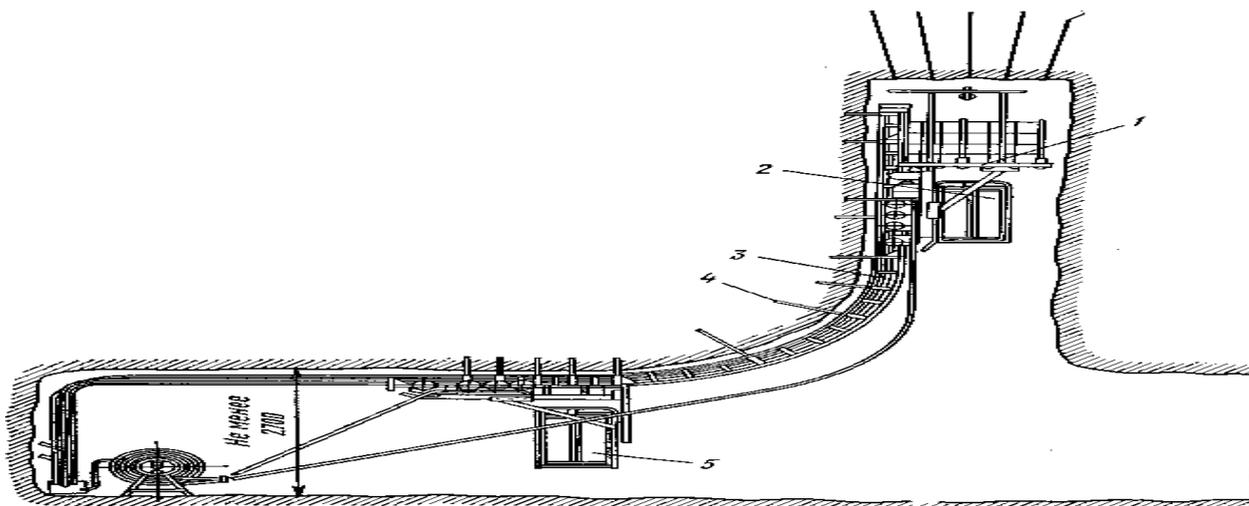


Рис. 1.10. Схема проведения восстающего с использованием самоходного полка:

1 — распорный полк; 2 — клеть в верхнем положении; 3 — монорельс; 4 — анкер для крепления монорельса; 5 — клеть с полком в нижнем положении платформы полка телескопными перфораторами. Проветривается забой сжатым воздухом.

3. Проведение выработок комбайнами и проходческими комплексами. Сооружение вертикальных стволов

Проходческие комбайны представляют собой комбинированные машины, предназначенные для одновременного выполнения отбойки породы и погрузки ее в транспортные средства (на конвейер или в вагонетки).

В мировой практике применяются комбайны со стреловидным исполнительным органом (избирательного действия) и комбайны бурового типа (со сплошной выемкой).

Преимущественное применение на угольных шахтах при проведении выработок в пределах выемочного поля получили комбайны со стреловидным исполнительным органом, оснащенным на конце фрезерной головкой, обрабатывающей заходками всю площадь забоя. Комбайны имеют механизм перемещения (обычно гусеничный, реже шагающий), погрузочный орган (нагребающие спаренные лапы или одноцепной скребковый конвейер с консольными скребками на подъемно-поворотном стволе, качающийся погрузочный диск-плуг), скребковый конвейер, перегружатель, электрическое (пневматическое) и гидравлическое оборудование, средства пылеподавления (орошение и пылеотсос) и другое вспомогательное оборудование.

Преимущества комбайнов со стреловидными исполнительными органами: возможность изменения в широком диапазоне размеров и форм сечения проводимой выработки, отдельная выемка полезного ископаемого и породы с коэффициентом крепости 1 до 6 при углах наклона выработки до 25°, удобный доступ к забою и, следовательно, возможность работы в выработках с неустойчивой кровлей, дистанционное управление комбайном с выносного пульта или по радио, возможность автоматизации и программного управления.

В настоящее время эксплуатируется третье поколение проходческих комбайнов избирательного действия. Первые проходческие комбайны были созданы в нашей стране. Применение их в угольной промышленности стран Западной Европы началось в 1962 г. (советский комбайн ПК-3, импортированный в Великобританию).

Семейство комбайнов типа ГПКС состоит из нескольких моделей, предназначенных для проведения горных выработок по углю или смешанным забоем с присечкой пород с пределом прочности до 50 МПа. Площадь поперечного сечения выработки 4,7—15 м², угол наклона выработки до 20—25°. Масса комбайнов 19—20 т.

На базе комбайна 4ПП-2 создается семейство унифицированных проходческих комбайнов этого типа, предназначенных для проведения горных выработок по углю или смешанным забоем по породам. Площадь поперечного сечения выработок 9—25 м², угол наклона их до 25°. Масса комбайнов 40—43 т.

В дальнейшем планируется создание и внедрение проходческих комплексов с комбайнами, позволяющими комплексно механизировать все основные процессы проходческого цикла, в том числе и транспортирование разрушенной горной массы с одновременным возведением крепи. Такие комплексы создаются на базе серийных проходческих комбайнов ГПК-2 (масса 40 т) и 4ПП-5 (масса 70 т) со стреловидными исполнительными органами.

Для проведения выработок по углю с включением в него абразивных пород ведутся работы по созданию комбайнов с комбинированными исполнительными органами (4ПП-4, «Роботер НД» фирмы «Паурат»), включающими резцовую коронку и ударно-скалывающий механизм.

Важнейшей задачей остается автоматизация управления комбайнами. Прогнозируется создание агрегатов, в которых комбайн, перемонтажное устройство, конвейер будут органически связаны между собой. С этой целью в Великобритании, ФРГ и других странах уже созданы опытные образцы дистанционно управляемых комбайнов с программным управлением (ПК-200, ИМУ-200).

Комбайны с торцевым размещением рабочего органа и валовой выемкой одновременно по всему сечению забоя находят большое

распространение при разработке калийных солей. Органы таких комбайнов бывают роторными, планетарно-дисковыми, барово-цепными, барабанно-лопастными и др. На рудниках использовались комбайны типа ШБМ. Затем появились и стали широко применяться комбайны ПК-8, ПК-Ю, «Урал-ЮКС». Эти комбайны работают в комплексе с бункерами-погрузателями, представляющими собой емкости, прицепляемые к комбайнам, постепенно заполняемые по мере работы последних и быстро разгружающиеся в самоходные челноковые вагоны, которые и доставляют рудную массу к системе конвейерного транспорта.

Комбайны типа «Союз» и КРТ оснащены буровым исполнительным органом роторного типа с шарошечным инструментом, разрушающим породу сразу по всему сечению выработки. Они предназначены для проходки выработок в породах средней крепости. Механизм перемещения — гидравлический, распорно-шагающий. Энерговооруженность соответственно 910 и 420 кВт, масса — 190 и 115 т. Опыт проведения выработок буровыми комбайнами на шахтах ФРГ показывает, что их применение целесообразно при длине выработки не менее 3000 м и скорости проведения не менее 17 м/сут.

Вопрос о применении буровых комбайнов на угольных шахтах окончательно еще не решен. Широкому внедрению их препятствуют наличие вывалов, сложность возведения крепи у забоя, высокая температура воздуха в забое из-за большой установленной мощности электрооборудования, трудность доставки, монтажа-демонтажа и регулярной переброски комбайнов из забоя в забой и сложные условия проветривания из-за загроможденности выработки.

Для резкого повышения производительности труда при проведении горных выработок необходима комплексная механизация и автоматизация всех процессов проходческого цикла. С этой целью создаются проходческие комплексы оборудования, механизующие все основные процессы проведения выработки.

Различают комплексы оборудования для проведения выработок комбайновым, буровзрывным и щитовым способом. Комбайновый комплекс оборудования (рис. 1.11) состоит из комбайна 1, призабойного прицепного перегружателя 2, обеспечивающего транспортирование отбитой горной массы на скребковый или ленточный конвейер 3. Под призабойным перегружателем размещается штрековый конвейер 3 или состав вагонеток 4, вследствие чего обеспечивается возможность в течение смены проводить выработку без наращивания конвейера или рельсовых путей. В комплекс оборудования включаются также крепеукладчики, оборудование для возведения анкерной крепи, вентиляции и пылеподавления.

Почти 95 % вертикальных стволов имеют круглое сечение диаметром от 3—5 до 7—9 м и закреплены бетоном.

Проходку ствола ведут в несколько этапов. Над устьем ствола устанавливают временный проходческий копер, с которого проходят ствол на глубину около 60—80 м, чтобы разместить в стволе комплексы проходческого оборудования. Затем временный копер разбирают, а на его место надвигают заблаговременно смонтированный основной проходческий копер и в стволе монтируют проходческий полок, подвешенный к установленной на поверхности мощной лебедке и снабженный гидравлическими домкратами для фиксации (распора) его в стволе. Проходческий полок состоит из двух или более этажей (рис. 1.12). Верхний этаж служит для защиты забоя ствола от

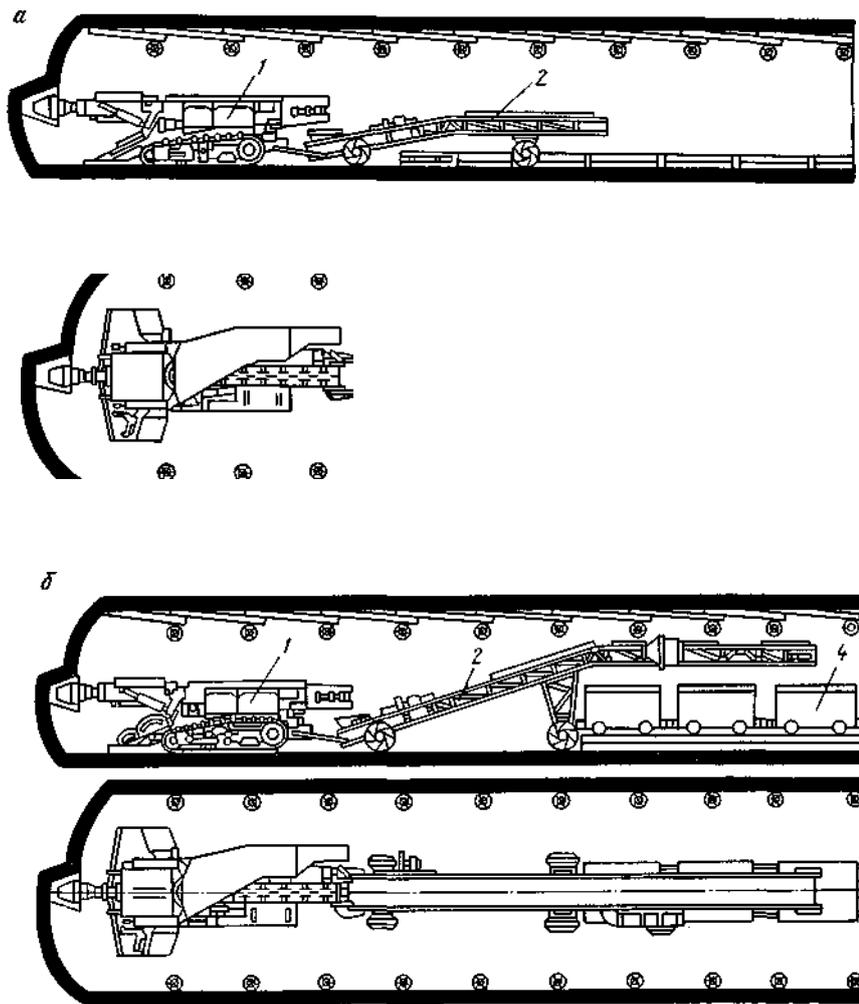


Рис. 1.11. Схемы проведения выработки комбайном с забойным перегружателем и погрузкой на конвейер (а) и в вагонетки (б)

падения случайных предметов и для натяжения направляющих канатов, по которым движутся подъемные сосуды. На нижних этажах размещают вентиляторы, лебедки для забойного оборудования, различные емкости и т. п. Под полком над забоем подвешивают агрегаты для погрузки горной массы в

бадьи, агрегаты с манипуляторами для бурения шпуров или шланги сжатого воздуха для ручных перфораторов, светильники и другое оборудование. В полке оборудованы отверстия для пропуска подъемных сосудов — бадей, вентиляционных труб, кабелей, спасательной лестницы. Проходческий цикл включает бурение шпуров, зарядание и взрывание, проветривание, уборку породы и крепление ствола (обычно с использованием передвижной опалубки). Уходка за цикл от 2 до 3,5 м; продолжительность цикла от 2 до 4 смен.

Шпуры для отбойки располагают по нескольким концентрическим окружностям вокруг центрального вруба. Расстояние между шпурами 0,5—1 м. Используют только электрическое инициирование зарядов ВВ. Перед взрывом все механизмы поднимают от забоя к проходческому полку. Проветривание после взрыва обычно нагнетательное или комбинированное, когда один вентилятор нагнетает к забою свежий воздух, поступающий по стволу, а второй отсасывает загрязненный воздух на поверхность по тонкостенным трубам диаметром 0,6—1 м.

В стволах небольшого диаметра для погрузки породы в бадьи используют небольшие грейферные грузчики с ручным управлением, подвешиваемые к пневмолебедке, установленной на полке. Такие грузчики просты в эксплуатации, но малопродуктивны. Поэтому в стволах большого диаметра обычно применяют породопогрузочные машины с механическим вождением, дистанционным управлением и грейфером вместимостью до 1 м³ или ковшом на телескопической стреле.

Для возведения бетонной крепи применяют передвижную металлическую опалубку (кольцо) высотой до 4 м, подвешенную под проходческим полком. Бетон (обычно быстротвердеющий) подают за опалубку по трубам. В очень крепких породах крепление иногда производят без опалубки, набрызгивая бетон на стенки ствола слоем толщиной 8—12 см. При небольших водопритоках (до 8—10 м³/ч) воду откачивают забойными насосами в бадьи и поднимают на поверхность. В остальных случаях воду откачивают по трубам, устраивая в стволе по мере необходимости, перекачные насосные станции. При пересечении стволом сильно обводненных пород приходится применять специальные способы проходки.

Процесс проходки ствола завершается его армировкой: монтажом расстрелов (поперечных распорок), прикрепленных к ним проводников — вертикальных направляющих для подъемных сосудов (клетей или скипов), трубопроводов и кабелей, устройством лестничного отделения.

В сложных гидрогеологических условиях для проходки стволов используют специальные способы проходки: с замораживанием, с опережающим тампонированием (цементацией и битуминизацией водопродводящих трещин), а также бурение шахтных стволов.

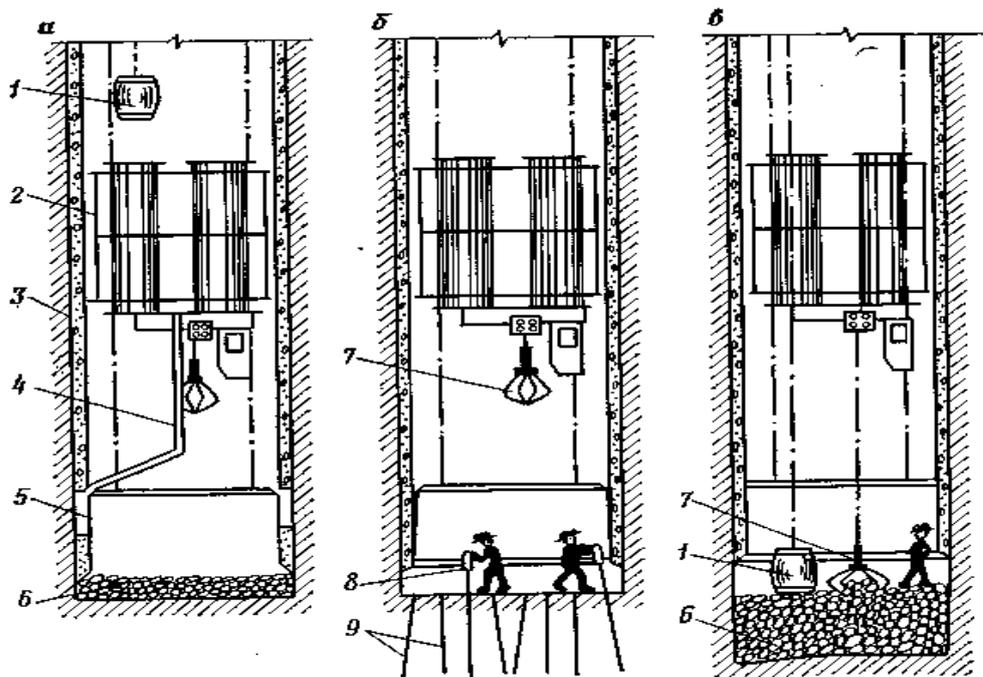


Рис. 1.12. Схемы проходки вертикальных стволов:

a — возведение бетонной крепи; *б* — бурение шпуров; *в* — уборка породы и установка опалубки для бетонной крепи; 1 — проходческая бадья; 2 — подвесной полук; 3 — бетонная крепь; 4 — бетоновод; 5 — передвижная опалубка; б — отбитая порода; 7 — грейферный погрузчик; 8 — перфоратор; 9 — шпур

При проходке с замораживанием вокруг ствола бурят скважины по окружности на расстоянии 0,8—1,1 м друг от друга. Через скважины по трубам подают охлаждающий рассол с температурой минус 25 °С, который замораживает породы до температуры минус 10 °С, благодаря чему вокруг ствола создается ледопородный цилиндр, под защитой которого и ведут проходку ствола. При этом отбойку породы в забое производят обычно не буровзрывным способом, а отбойными молотками.

Тампонирувание пород цементным раствором, полимерными смолами, глинистым раствором или горячим битумом также обеспечивает создание зон водонепроницаемых пород.

Бурение шахтных стволов применяют обычно в обводненных и неустойчивых породах средней крепости и мягких. Этот способ довольно дорог, но позволяет вывести людей из проходческого забоя. Бурильные установки имеют различные конструкции и принципы действия, но рабочими органами у них обычно являются шарошки.

Вопросы для контрольной работы

1. Перечислите требования правил безопасности для угольных шахт и подземных рудников к минимальным размерам горных выработок, а также к величине зазоров и ширине проходов для людей в выработках.
2. Перечислите процессы проходческого цикла при буровзрывном способе проходки выработок.
3. Какие схемы проветривания используются при проведении горных выработок?
4. Укажите области применения различных схем механизации погрузки горной массы в проходческих забоях.
5. Какова технология проходки восстающих?
6. Какие комбайны используют при проходке выработок на угольных шахтах, калийных и других рудниках?

Лекция № 4.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

План лекции:

- 1 Технологическая характеристика пласта и вмещающих пород.
- 2 Классификация кровель по устойчивости, обрушаемости и управляемости.
- 3 Классификация процессов очистного забоя.

Цель лекции: Студент должен получить знания о технологических характеристиках угольного пласта (рудного тела) и вмещающих пород, иметь четкие представления о производственных процессах выполняемых при добыче угля и руды.

Ключевые слова: Горный массив, сплошность, слоистость, трещиноватость, пористость, физико-механические свойства горных пород, горнотехнические характеристики, крепость, абразивность, устойчивость, обрушаемость, кровля и почва полезного ископаемого, кусковатость и сыпучесть обрушенных пород.

1. Технологическая характеристика пласта и вмещающих пород

Горный массив — твердая среда, обладающая определенными свойствами: первичной сплошностью при наличии слоистости, пористости и трещиноватости; малой подвижностью, возникающей только при значительных усилиях; разрывом сплошности при сдвигениях; проницаемостью для газов и жидкостей. В массиве существуют «особые» точки, линии, поверхности и объемы с резким изменением характеристик пород и параметров их свойств. Свойства массивов определяются генезисом слагающих их пород (изверженные, осадочные, метаморфические) и структурой (кристаллические, аморфные, обломочные).

Физико-механических свойств горных пород и механических состояний породных массивов очень много, причем нередко они взаимосвязаны и взаимозависимы. Поэтому естественно стремление при решении конкретных производственных и проектных задач горного дела пользоваться ограниченным числом лишь основных, так называемых **горнотехнологических характеристик**, каждая из которых комплексно учитывает влияние целой группы отдельных физико-механических свойств и особенностей поведения горных пород. К горнотехнологическим характеристикам пород в массиве можно отнести крепость, абразивность, устойчивость и трещиноватость, а к характеристикам пород, угля и руд, отделенных от массива и раздробленных, — кусковатость и сыпучие свойства, включая слеживаемость. Именно эти обобщенные комплексные характеристики в первую очередь и определяют вариант принимаемой технологии горных работ.

Под **крепостью** породы принято понимать ее относительную сопротивляемость разрушению при добычании, т. е. способность породы противостоять определенным внешним силовым воздействиям (при бурении, взрывании, различных проявлениях горного давления).

Количественно крепость оценивается безразмерным коэффициентом f , который приближенно характеризует относительную сопротивляемость породы всем основным видам силовых воздействий, имеющих место при добыче.

Впервые коэффициент крепости f был предложен проф. М. М. Протодяконовым почти 95 лет назад и до сих пор используется при укрупненных инженерных расчетах и в практической деятельности рудников. Приближенно коэффициент крепости f по шкале проф. М. М. Протодяконова можно определить по формуле

$$f = G_{сж} / 10$$

где $G_{сж}$ — предел прочности на сжатие, МПа.

В классификации проф. М. М. Протодяконова выделено 10 классов горных пород (с изменением f от 0,3 до 20). Многолетняя практика показала,

что иногда нет необходимости в такой детализации, и достаточно укрупненной классификации пород по крепости, в которой выделено четыре категории пород: мягкие ($f < 4$), средней крепости ($f = 4 - 8$), крепкие ($f = 8 - 14$) и весьма крепкие (f больше 14).

Каменный уголь относится к мягким горным породам, а руды, как правило, к породам средней крепости и крепким (хотя встречаются руды и мягкие, и весьма крепкие).

Абразивность — это способность горной породы изнашивать контактирующие с ней узлы или детали горных машин в процессе их работы. Причем обычно трущиеся о породу детали горных машин изнашиваются быстрее, чем те детали, которые подвергаются ударным нагрузкам. Абразивность породы в раздробленном состоянии более высокая, чем в массиве.

Абразивность пород в массиве оценивается по величине уменьшения массы (мг) стандартного цилиндра из углеродистой стали при прижатии его к породе с осевой нагрузкой 150 Н и частоте вращения 400 мин⁻¹ в течение 10 мин. Сравнивая степень истирания этого стержня разными породами, можно охарактеризовать их относительную абразивность.

По степени абразивности горные породы и руды можно разделить на пять категорий: неабразивные, относительная абразивность которых $V=1$ (каменные и калийные соли, марганцевые руды, а также каменный уголь); малоабразивные, имеющие $V=1,5 - 3$ (сплошные сульфидные руды и бурые железняки); среднеабразивные, имеющие $V = 3 - 6$ (кварцево-сульфидные руды и рудные жилы); абразивные, имеющие $V = 6 - 12$ (рудные скарны и окварцованные сланцы) и высокоабразивные, имеющие $V= 12 - 20$ и более (порфириты, диориты, нефелиновые сиениты).

Обычно чем выше коэффициент крепости пород, тем выше степень ее абразивности. Исключение составляют корундосодержащие породы, например, некоторые виды бокситов.

Устойчивость горных пород — способность массива пород не разрушаться и сохранять равновесие при создании обнажений.

Крепость и устойчивость нередко взаимосвязаны: более крепкие породы чаще всего и более устойчивы. Но это бывает далеко не всегда. Например, крепкий, но сильнотрещиноватый гранит неустойчив, а обнажения значительных размеров мягкой и пластичной каменной соли могут длительное время не иметь вывалов и обрушений.

Устойчивость руд, угля и пород оказывает решающее влияние на выбор технологии добычи и способа поддержания очистного пространства при выемке полезного ископаемого.

Единого общепринятого показателя, полностью характеризующего устойчивость пород в массиве, пока нет. Обычно при оценке устойчивости пользуются величиной либо допустимого пролета незакрепленного обнажения (в протяженных горных выработках), либо площади обнажения (в камерных

выработках, когда размеры обнажения в двух взаимно перпендикулярных измерениях отличаются не более чем в 2—4 раза).

При этом имеет значение и длительность стояния обнажения, и соответствующее данной устойчивости технологическое решение по управлению горным давлением. Поскольку и горно-геологические условия, и технологические решения на рудниках и угольных шахтах различны, то и классификации по устойчивости пород используются разные.

При подземной разработке руд массивы пород по устойчивости классифицируют следующим образом:

очень неустойчивые — совсем не допускающие незакрепленных обнажений ни кровли, ни боков выработки;

неустойчивые — допускающие небольшие (до 4—10 м²) обнажения боков, но совсем не допускающие обнажений кровли; малоустойчивые — обрушающиеся при пролете обнажения, превышающем 3 м, допускающие небольшие (до 10—30 м²) обнажения кровли у забоя;

средней устойчивости — допускающие длительные незакрепленные обнажения кровли при пролете, равном 3 м, и непродолжительные обнажения при пролете до 6—8 м или площади 50—150 м² (проходческие выработки можно не крепить);

устойчивые — допускающие обнажения пролетом от 8 до 10—15 м или площадью 300—500 м²;

очень устойчивые — длительное время допускающие обнажения пролетом более 10—15 м и площадью 800—1000 м² и более. В угольной промышленности используется следующая классификация массивов по устойчивости обнажений;

неустойчивые—без применения крепи, не допускающие устойчивых обнажений, обрушающиеся сразу же вслед за подвиганием забоя;

слабоустойчивые —в призабойной полосе шириной до 1 м устойчивые в течение 2—3 ч;

среднеустойчивые — в призабойной полосе шириной до 2 м устойчивы в течение 1 сут;

устойчивые — в призабойной полосе шириной 5—6 м обладающие длительной устойчивостью.

2. Классификация кровель по устойчивости, обрушаемости и управляемости

Для угольных месторождений при оценке устойчивости (или, наоборот, обрушаемости) очень важна ориентировка слоистости пород относительно пласта, а также наличие во вмещающих пласт породах таких характерных зон, как ложная, непосредственная и основная кровля, непосредственная и основная почва.

Ложная кровля — слой пород относительно небольшой мощности (обычно до 0,5—0,6 м), залегающий непосредственно над пластом и

обрушающийся вслед за выемкой, т. е. практически не обладающий несущей способностью. **Непосредственная кровля** — один или несколько слоев пород, залегающих непосредственно над пластом, не способных образовывать больших завесаний и обрушающихся при удалении крепи; шаг ее самопроизвольного обрушения определяет ориентировочную ширину рабочего пространства очистного забоя (3—5 м). **Основная кровля** — первый мощный и прочный слой, залегающий над непосредственной кровлей и имеющий шаг самопроизвольного обрушения, в несколько раз больший шага обрушения непосредственной кровли (обычно более 8—10 м).

Непосредственной почвой называют толщу пород, залегающую непосредственно под угольным пластом. Иногда выделяют ложную почву, которой считают слабые легкоразрушающиеся породы мощностью до 0,3—0,4 м. Наличие ложной почвы и слабой непосредственной почвы оказывает существенное воздействие на выбор средств и способов угледобычи. **Основная почва** — толща пород, залегающая ниже непосредственной почвы.

Устойчивость и характер обрушения пород в очистном забое в значительной степени зависят от способности слоев пород к расслоению. Расслоение идет по прослойкам слабых пород, и для этого достаточно, чтобы в крепкой породе был хотя бы один тонкий (доли миллиметра) сплошной прослой слабых пород — глинистого, углистого, слюдяного материала, растительных остатков.

Слагающие углевмещающий массив породы по слоистости разделяют на:

- весьма тонкослоистые (толщина слоя $h < 0,2$ м);
- тонкослоистые ($h = 0,2 - 1$ м);
- среднеслоистые ($h = 1 - 3$ м);
- крупнослоистые ($h = 3 - 10$ м);
- весьма крупнослоистые ($h > 10$ м).

Трещиноватость — совокупность трещин разных размеров и разного происхождения, которые структурно разделяют массив пород на отдельные или блоки, более или менее монолитные. **Трещина** — это разрыв сплошности массива горной породы, в плоскости которого есть и ненарушенные участки, так что по трещинам имеет место определенное сцепление или зацепление.

Трещины бывают пустые и заполненные водой, мелким несвязным раздробленным, иногда монолитным цементированным материалом, имеющим свойства, отличающиеся от свойств окружающих трещину пород. По происхождению трещины в массиве разделяются на: эндогенные, являющиеся результатом усадки вещества и разрыва его сплошности в процессе диагенеза; экзогенные, образующиеся в результате нарушения естественного равновесного состояния массива на более поздних стадиях его сложения в результате воздействия тектонических процессов, и трещины от горного

давления, обусловленные выполнением технологических процессов по добыче полезного ископаемого.

В угольной промышленности трещины с шириной раскрытия менее $5 \cdot 10^{-5}$ м принято называть волосяными, от $5 \cdot 10^{-5}$ до $2 \cdot 10^{-3}$ м — очень тонкими, от $2 \cdot 10^{-3}$ до 10^{-2} м — миллиметровыми, от 10^{-2} до 10^{-1} м — сантиметровыми и от 0,1 до 1 м — дециметровыми.

В зависимости от степени трещиноватости различают следующие угленосные породы:

нетрещиноватые;

слаботрещиноватые — с одной системой трещин при расстоянии между ними более 1 м;

среднетрещиноватые — с двумя системами взаимно пересекающихся трещин при расстоянии между трещинами более 1 м;

сильнотрещиноватые, — с несколькими системами взаимно пересекающихся трещин при средней частоте расположения трещин до 0,5 м;

весьма сильнотрещиноватые — с несколькими системами трещин, расположенных на расстоянии менее 0,2 м.

На рудниках трещиноватость чаще всего оценивают по показателю удельной трещиноватости N —числу трещин, приходящихся на 1 м длины. Удельную трещиноватость измеряют с помощью специального прибора, вводимого в шпур на глубину до 5 м и позволяющего осматривать и фиксировать состояние, размеры и положение каждой трещины на стенках шпура.

Вызванное трещиноватостью снижение прочности руды или вмещающей породы в массиве оценивают коэффициентом структурного ослабления K , равным отношению сцепления отдельного куска руды (породы) при отрыве от массива к сцеплению ее в образце (куске). Сцепление по трещинам и тектоническим нарушениям в изверженных и метаморфических породах, а также по контактам слоев осадочных пород обычно составляет 0,05—0,1 МПа. Зацепление же отдельностей, образуемых трещинами и ослаблениями, из-за неровностей и изменения направления последних может быть и более значительным.

Руды и породы по степени трещиноватости классифицируют следующим образом:

чрезвычайно трещиноватые

сильнотрещиноватые

среднетрещиноватые

малотрещиноватые

монолитные

Трещиноватость горных пород влияет на их устойчивость и крепость при взрывании, дроблении и бурении.

Отбитая руда, уголь или раздробленная порода представляют собой смесь по-разному взаимодействующих и взаимосвязанных твердых частиц и кусков различных размеров и формы, в целом оцениваемую такими комплексными характеристиками смеси, как кусковатость и сыпучесть горной массы.

Кусковатость смеси характеризует качество дробления руды при отбойке с точки зрения распределения крупности кусков в смеси.

Крупность отдельного куска оценивается обычно **средним диаметром** куска, а форма куска — безразмерным соотношением его длины, ширины и высоты.

При взрывной отбойке руд форма кусков чаще всего соответствует соотношению $a : b : c = 1,5 : 1 : 0,7$.

Наиболее полно охарактеризовать кусковатость отбитой руды можно **гранулометрическим составом**, т. е. выходом или процентным содержанием (по массе) кусков различных размеров или фракций крупности. Гранулометрический состав представляют либо в виде таблиц с данными о выходах фракций различной крупности, либо в виде графиков (кривых грансостава), где по осям откладывают вышеупомянутые данные.

Для более грубой оценки кусковатости введено понятие **диаметра среднего куска руд в смеси**.

Полную оценку кусковатости отбитой руды с помощью таких показателей, как гранулометрический состав или диаметр среднего куска руды в смеси (из-за значительной трудоемкости замера этих показателей), делают лишь при выполнении научно-исследовательских работ.

Обычно же на практике кусковатость отбитой руды укрупненно оценивают выходом **негабарита** — процентным содержанием в общей массе кусков руды, превышающих так называемые кондиционные размеры. В свою очередь **кондиционный (габаритный) размер куска** руды — это максимально допустимый размер куска, на который рассчитаны перепускные выработки, погрузочные и транспортные средства и другое оборудование, предусмотренное схемой рудопотоков от забоев до поверхности. Тем самым **негабаритными** называют куски, размер которых превышает кондиционный и которые поэтому должны подвергаться вторичному дроблению в местах образования, на горизонтах доставки, при перепуске и в подземных дробилках.

Сыпучие свойства отбитой руды и обрушенных пород также оказывают существенное влияние на выбор технологии и параметры горных работ, особенно при самотечном выпуске руды из очистного пространства.

Отбитая руда более всего соответствует так называемым связно-сыпучим средам, в которых взаимодействие соседних движущихся в процессе выпуска частиц и кусков руды обуславливается не только силами внутреннего трения, но также и силами сцепления (молекулярными связями на контактах между частицами), и силами зацепления одних кусков за другие. Если

существенно преобладают силы трения, то такую отбитую руду называют сыпучей, нормально разрыхленной. Если же преобладают силы зацепления и особенно сцепления, то такую руду можно назвать уплотненной или слеживающейся.

Сыпучие свойства горной массы зависят от степени уплотнения раздробленного материала (коэффициента разрыхления его), содержания мельчайших пылеватых (менее 0,05 мм) и глинистых (менее 0,005 мм) частиц, существенно влияющих на силы сцепления, от прочности каждого отдельного куска, содержания влаги.

Коэффициент разрыхления горной массы — это отношение объема руды в разрыхленном состоянии к тому объему, который занимала она в массиве. Коэффициент разрыхления со временем (под действием силы гравитации) или под действием внешних сил (горного давления, соседних взрывов, вибраций) меняется; происходит постепенное уплотнение и усадка отбитой руды и обрушенных пород. Разница между первоначальным и остаточным (со временем) коэффициентом разрыхления достигает 25 %, иногда и больше.

Слеживаемость — это способность горной массы переходить со временем из сыпучего в связное, более или менее монолитное состояние.

Для укрупненной оценки в практической деятельности рудника можно воспользоваться предлагаемой классификацией отбитой руды по сыпучести:

сыпучие (разрыхленные), пылеватых и глинистых частиц нет;

связно-сыпучие (умеренно уплотненные), содержание мелочи 5—15 %;

слеживающиеся (уплотненные), содержание мелочи 15—25 %;

сильно слеживающиеся (переуплотненные), мелочи более 25 %; влаги от 5 до 20 %.

3. Классификация процессов очистного забоя

Разнообразие элементов залегания угольных пластов приводит к различной структуре отдельных производственных процессов при ведении подземных горных работ.

Производственным процессом называется процесс труда, имеющий определенное технологическое и организационное содержание, направленный на создание конкретных материальных благ и характеризующийся постоянством главного предмета труда.

Производственный процесс состоит из ряда рабочих процессов, под которыми понимается четко очерченная и отличающаяся по своей организационной структуре и технологическому содержанию часть работы.

Рабочие процессы в свою очередь делятся на операции.

Операция — совокупность рабочих приемов, характеризующаяся однородностью технологического содержания, единством и неизменностью

исполнителей, рабочего места, оборудования и рабочих приспособлений. Операции делятся на основные, вспомогательные и подготовительно-заключительные.

Основные операции определяют содержание и конечную цель процесса, вносят изменения в форму, положение или состояние объекта работы (предмета труда). Вспомогательные операции сопутствуют основным, но не изменяют форму, положение или состояние предмета труда. Подготовительно-заключительные операции связаны с подготовкой и уборкой рабочего места и оборудования в начале и конце смены.

Добыча угля в шахте складывается из нескольких взаимосвязанных главных и вспомогательных процессов, последовательность выполнения которых представляет собой технологическую схему производственных процессов шахты. К главным относятся процессы очистных работ, транспортирование грузов в пределах выемочного поля и по магистральным выработкам и подъем.

Первым уровнем процессов является выемочное поле, в пределах которого выполняются очистные работы, включающие выемку полезного ископаемого, транспортирование, крепление и управление кровлей, и процессы обеспечения очистных работ: проведение подготовительных выработок, транспортирование в выемочном поле, поддержание выработок, проветривание, дегазация, осушение.

На втором уровне — в магистральных выработках, околовольных дворах и в стволах — осуществляются процессы транспортирования, проветривания, водоотлива, ремонта выработок, подъема.

Третьим уровнем процессов является поверхность шахты. Главными процессами на поверхности шахты являются транспортирование угля и породы, погрузка угля в вагоны и процессы на складах.

Для понимания технологии горного производства весьма важно изучение производственных процессов на первом уровне — в пределах выемочного поля.

Лекция № 5.

ОСНОВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ

План лекции:

1. Процессы выемки и разрушения.
2. Процессы погрузки и транспортирования угля.
3. Процессы крепления очистного забоя.

Цель лекции: Студент должен получить знания о методах и основных технологических процессах разрушения полезного ископаемого и вмещающих пород при их выемке, иметь четкие представления о вспомогательных производственных процессах по креплению, по погрузке и транспортировке угля (руды) и породы.

Ключевые слова: Механический способ разрушения угля, буровзрывной способ выемки, исполнительные органы горных машин, узкозахватные и широкозахватные, шнековые и барабанные исполнительные органы, гидравлический способ разрушения угля, горные комбайны, односторонняя, фланговая и челноковая схемы работы комбайна, струговые установки, скребковый конвейер, индивидуальная крепь, механизированная крепь.

1. Процессы выемки и разрушения

Разрушение угля в процессе выемки производится различными способами в зависимости от вида энергии и способа ее приложения.

Наибольшее распространение получил механический способ разрушения, осуществляемый исполнительными органами горных машин посредством резцов, шарошек, коронок и др. Из других способов разрушения при выемке угля применяются следующие: при помощи буровзрывных работ; гидравлический, когда разрушение происходит под действием струй воды высокого давления; геотехнологические способы, в первую очередь подземная газификация углей.

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

Процесс выемки включает в себя разрушение пласта и погрузку отбитого угля. Оба процесса могут выполняться либо одной, либо несколькими машинами, одновременно или последовательно в зависимости от технологии ведения работ и горно-геологических условий. Так, на крутых пластах отсутствует необходимость в погрузке, и выемка заключается лишь в разрушении угля. При гидравлическом способе добычи погрузка заменяется гидросмывом угля.

Механический способ выемки осуществляется с помощью комбайнов и стругов, реже выемочных агрегатов, врубовых машин, бурошнековых установок и др.

Разрушение полосы угольного пласта может осуществляться одновременно по всей длине очистного забоя (фронтальная выемка) или же в одной точке, перемещающейся вдоль линии очистного забоя (фланговая выемка). Исполнительные органы выемочных агрегатов по схеме отработки забоя являются фронтальными, остальных горных машин — фланговыми. По ширине полосы, разрушаемой за один проход выемочной машины, различают

узкозахватную (до 1 м) и широкозахватную комбайновую выемку (более 1 м). При струговой выемке ширина полосы составляет 0,1—0,2 м.

Очистные комбайны, работающие по фланговой схеме, могут быть разделены на два типа: одностороннего действия с холостым перегоном после выемки полосы угля и челноковые, производящие выемку в обоих направлениях.

Комбайны, как правило, работают с рамы забойного конвейера, располагаемого у забоя (за исключением комбайнов для выемки пластов мощностью менее 0,8 м).

При челноковой схеме работы комбайна последний в концевых участках лавы перемещается в заранее подготовленную нишу или самозарубается на ширину захвата, а затем перемещается вдоль лавы, вынимая новую полосу угля. Во время выемки угля комбайном управляют машинист и два его помощника.

Челноковая схема работы комбайна улучшает использование комбайна во времени, но имеет следующие недостатки: значительная часть угля грузится вручную, особенно при наличии отжима угля от забоя; проникновение обрушенных пород в приза-бойное пространство; зависимость скорости выемки угля комбайном от скорости выполнения работ по оформлению забоя и зачистке лавы.

При односторонней схеме выемка угля осуществляется только в одном направлении, а при движении в обратном направлении наваливается на конвейер весь расположенный на почве уголь. Вслед за комбайном проводится оформление забоя и незначительная зачистка.

Поэтому хотя при прочих равных условиях комбайн при односторонней схеме выемки используется хуже и происходит дополнительное измельчение угля при его навалке при холостом ходе комбайна, за счет снижения трудоемкости ручных работ при зачистке и большей комфортности работы шахтеров в лаве (на не запыленной струе) односторонние схемы часто оказываются конкурентоспособными с челноковыми.

Наибольшее применение на узкозахватных комбайнах получили шнековые исполнительные органы. Значительно реже комбайны оснащаются барабанными исполнительными органами. Дисковые исполнительные органы используются в комбинации с другими типами исполнительных органов для вспомогательных целей.

Широкое использование шнековых органов объясняется тем, что они позволяют одновременно с разрушением тем же шнеком производить погрузку отбитого угля на конвейер. У шнековых исполнительных органов есть и другие преимущества: обеспечение высокой производительности комбайна, большой диапазон плавного регулирования по вынимаемой мощности пласта, самозарубка в пласт угля, возможность работать по односторонней или челноковой схеме без перемонтажа и реверса шнеков.

Комбайны с исполнительными органами шнекового типа хорошо транспортируют уголь лишь в том случае, когда он подпирается к спиральям шнека. Если же уголь не встречает сопротивления в направлении, перпендикулярном к транспортированию, то после прохода комбайна на почве остается такое количество угля, что конвейер нельзя передвинуть к забою без предварительной зачистки почвы. Для создания подпора применяют погрузочные щитки — поворотные или откидные. При челноковой схеме предусматриваются два откидных погрузочных щитка, действующих поочередно в зависимости от направления движения комбайна. Тем не менее часть угольной мелочи, остающейся после прохода комбайна, грузится на конвейер вручную, особенно при челноковой схеме.

Узкозахватные комбайны имеют цепную и бесцепную системы подачи. Цепной системе подачи присущи следующие недостатки:

- постоянная опасность травматизма от разрыва тяговой цепи;
- необходимость применения поддерживающей лебедки (при углах падения от 9°), устанавливаемой на верхнем штреке, канат от которой крепится к комбайну, что осложняет ведение очистных работ.

Последнее поколение комбайнов имеет бесцепные системы подачи. В основу бесцепной системы подачи положена цевочная передача, при которой звездочка механизма подачи входит в зацепление с круглой трубчатой цевочной направляющей, размещенной вдоль става конвейера. Существуют и другие конструктивные решения.

При бесцепной системе подачи благодаря отсутствию тяговой цепи движение комбайна становится практически равномерным, что повышает надежность и долговечность эксплуатации комбайна и существенно увеличивает безопасность работ. Наиболее полная механизация выемки и погрузки угля, особенно на тонких пластах, достигается при струговой выемке.

Струговая установка (рис. 3.1) состоит из струга 1 с лемехом 7 для погрузки отбитого угля, конвейера 3 и домкратов передвижения 4. Струг перемещается вдоль забоя по комбинированной цепи с открытой ветвью. Холостая ветвь цепи размещается в направляющей трубе 2. Цепи и скребки конвейера приводятся в движение приводами 5, а тяговая цепь струга — приводом 6. Струг в отличие от комбайна не режет уголь, а скалывает его. Обычно струг обрабатывает лишь нижнюю часть пласта, а верхняя часть его самообрушается. Такой характер разрушения угля приводит к увеличению его сортности.

Угольные струги разделяются по конструкции на струги статического и динамического (активного) действия.

Наиболее распространены струги статического действия, при работе которых уголь скалывается только под действием усилий, передаваемых на струг тяговой цепью.

У стругов динамического действия скалывающий нож приводится в движение встроенным в тело струга приводом. При рабочем ходе струга вдоль лавы ему сообщаются колебательные движения (вибрационный струг) или же передаются ударные нагрузки (ударный струг), что способствует интенсивному разрушению углей, в том числе и весьма крепких и вязких.

По скорости движения при работе вдоль забоя струги статического действия разделяются на тихоходные (до 20 м/мин, толщина стружки от 0,075 до 0,15 м) и быстроходные (20—40 м/мин до 100 м/мин, толщина стружки 0,05—0,1 м).

Струги работают в бесстоечном призабойном пространстве только по челноковой схеме, передвигаясь между забоем и конвейером, став которого является направляющей для струга. Погрузка отбитого и обрушающегося угля осуществляется корпусом струга. По всей длине конвейера через определенные расстояния установлены гидродомкраты, осуществляющие передвижку конвейера и прижатие струга к забою.

Для передвижения головок конвейера оборудуют ниши по концам очистного забоя.

Применение стругов ограничивается, главным образом, величиной сопротивляемости угля резанию. Для эффективной работы стругов требуется наличие отжима угля, спокойная гипсометрия пласта и не ниже средней устойчивость боковых пород.

При разработке тонких и весьма тонких пластов применяются скрепероструги или скрепероструготаранные установки.

Скребковые конвейеры обладают большой производительностью (до 1800 т/ч) и могут доставлять уголь как вниз по падению пласта (под углом до 25°), так и вверх по восстанию (до 12°).

В конструкциях отечественных конвейеров применяются только решетки с закрытой нижней ветвью скребковой цепи, что позволяет снизить пиковое потребление мощности при работе конвейера и число обрывов нижней ветви цепи. Во всех других странах, за исключением Великобритании, применяются в основном решетки с открытой нижней ветвью (например, в ФРГ такие решетки применяются в 95 % конвейеров).

Развитие средств забойного транспорта в мировой практике характеризуется наряду с увеличением установленной мощности приводов все более широким применением конвейеров с двумя сближенными цепями, вынесенными из направляющих боковин решеток.

Став современных конвейеров состоит из линейных решеток, бортов и переходных секций. Линейные решетки соединяются между собой специальными замками, допускающими изгиб решеток относительно друг друга в горизонтальной и вертикальной плоскостях до 3°. Они подсоединяются к рамам приводной и концевой головок через линейные секции.

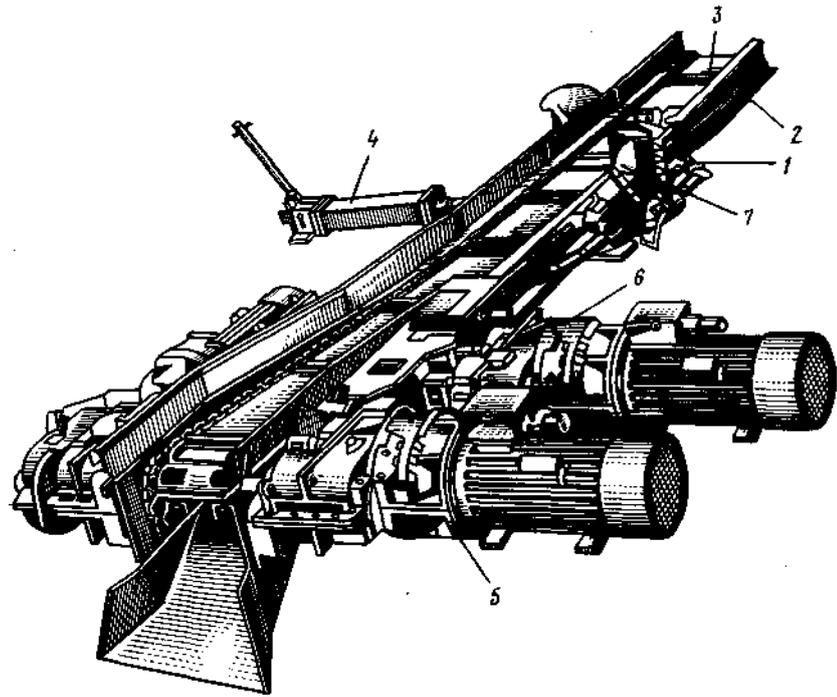


Рис. 3.1. Струговая установка

2. Процессы погрузки и транспортирования угля

Транспортирование угля вдоль лавы осуществляется забойными скребковыми конвейерами. Став конвейера, как правило, является базой для передвижения комбайна и подтягивания линейных секций механизированной крепи.

К нижним полкам боковин линейной секции приварены две поперечные лыжи, к концам которых с забойной стороны крепятся подборщики для зачистки почвы при передвижке конвейера, а с завальной стороны — съемные борта с желобом для укладки кабелей, шланга орошения, гидросистемы крепи и направляющая для опор комбайна.

Тяговый орган конвейера — обычно две-три круглозвенные цепи со скребками.

Для сокращения длины ниш разработаны конвейеры с укороченными приводами (без переходных секций). При расположении такого привода в штреке и применении комбайнов с самозарубающимися исполнительными органами выемка угля может осуществляться без подготовки ниш. Главным фактором выбора конструкции тяжелого скребкового конвейера для длинных забоев в настоящее время является его надежность, поэтому удельный вес мощных конвейерных установок постоянно растет.

Применение бесцепной подачи выемочных комбайнов приводит к дополнительному росту нагрузки на конвейерный став, но она благоприятно

сказывается на работе наименее надежного элемента конвейера — цепи конвейера вследствие фиксации длины става и величины отклонения рештаков в горизонтальной и вертикальной плоскостях.

Важным моментом является транспортирование угля до перегружателя. Обычно требуется соответствующий «набег» забойного конвейера на перегружатель, что предотвращает захват угольной мелочи холостой ветвью скребкового конвейера и, следовательно, его заштыбовку.

В мировой практике имеются два альтернативных варианта решения этой проблемы: использование изогнутого на 90° конвейера и устройство боковой перегрузки.

Возможные способы перегрузки угля с забойного конвейера на штрековый показаны на рис. 32,

Применение изогнутого конвейера позволяет транспортировать уголь из лавы сразу на штрековый конвейер, исключает необходимость в перегружателе, а также обеспечивает возможность установки привода конвейера вне очистного забоя. Наиболее известна дискороликовая конструкция изогнутого конвейера, при которой скребки, приводимые одной цепью, преодолевают поворот в горизонтальной плоскости на 90° с помощью специального отклоняющего колеса.

Использование роликовой направляющей позволяет скребкам конвейера скользить по установленным рядом друг с другом роликам малого диаметра, расположенным по внутренней образующей закругления.

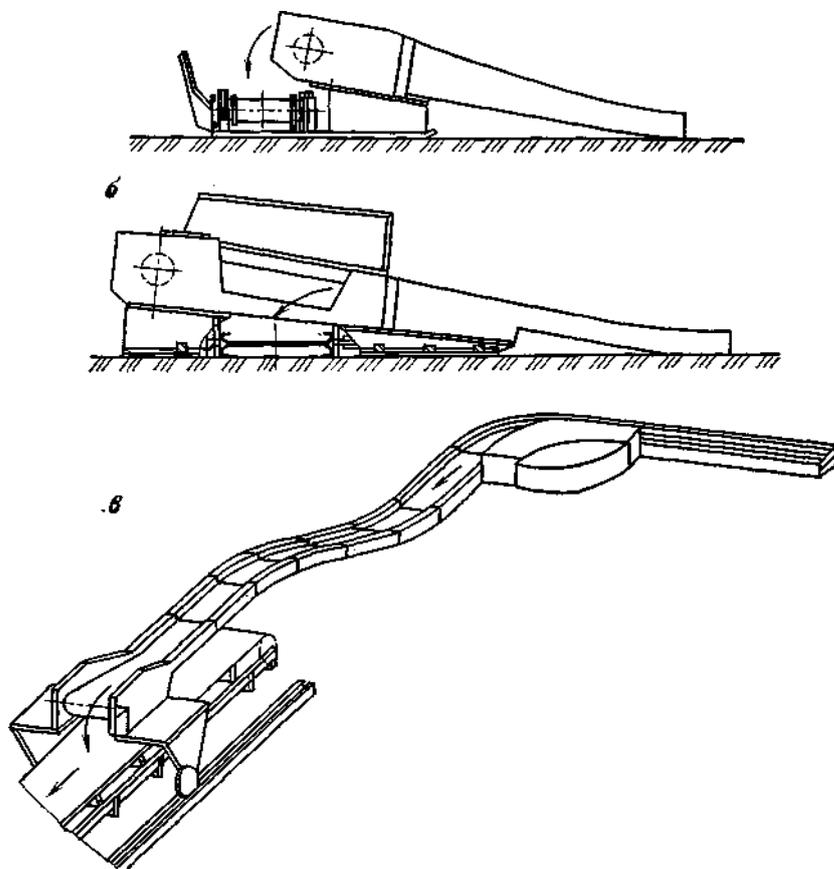


Рис. 3.2. Способы перегрузки с забойного конвейера на штрековый:
а — с набегом забойного конвейера на перегружатель; *б* — с боковой разгрузкой; *в* — с угловым конвейером

Боковая разгрузка угля с забойного конвейера на перегружатель осуществляется следующими способами:

специальная конструкция разгрузочного рештака обеспечивает передачу основной массы транспортируемого угля на перегружатель;

с помощью лемеха большая часть оставшегося угля направляется с забойного конвейера на перегружатель.

Основные преимущества боковой разгрузки перед обычной концевой: передача большей части угля без потери инерции, полученной им при транспортировании на забойном конвейере; вследствие большого прохода перегрузка без затруднения больших глыб и плит угля; сокращение количества штыба, увлекаемого холостой ветвью конвейера. В США около 90 % вновь поставляемых промышленности конвейеров снабжены устройствами для боковой разгрузки. В ЮАР применяется только такой способ перегрузки угля, в Австралии 10 из 11 новых лав снабжены конвейерами с боковой разгрузкой.

В перспективе ожидается создание конвейеров с часовой производительностью до 2000 т и выше, что будет достигаться в основном за счет увеличения ширины става, поскольку резервы увеличения скорости цепи практически исчерпаны. Имеются попытки увеличения производительности конвейеров путем встраивания дополнительных промежуточных конвейеров.

Совокупность транспортных средств и устройств, размещенных в горизонтальных и наклонных выработках, расположенных в пределах выемочной панели или выемочного участка этажа (кроме средств доставки угля по лаве), принято называть участковым транспортом.

При разработке пологих и наклонных пластов средства участкового транспорта для доставки угля представлены скребковыми, ленточными и пластинчатыми конвейерами, самоходными вагонетками, на крутых пластах — локомотивами с откаточными сосудами; для перевозки людей, материалов и оборудования — рельсовым транспортом, монорельсовыми дорогами.

Для повышения надежности конвейерных транспортных систем важное значение имеет правильное построение технологической транспортной схемы — выбор типа и числа конвейеров, мест установки и вместимости бункеров и т. п. Необходимо стремиться устанавливать конвейеры возможно большей длины, так как интенсивность отказов пропорциональна числу конвейеров в системе.

Основными технологическими требованиями, которые необходимо учитывать при выборе конвейеров, являются возможность приема на

несущий орган конвейера максимальных минутных грузопотоков без просыпания угля на почву и обеспечение нормального режима работы привода и ленты конвейера в этих условиях.

Для повышения пропускной способности, надежности и эффективности использования систем транспорта в пределах выемочного поля используются подземные механизированные бункера.

Большие перспективы имеет гидравлическая выемка угля, при которой уголь в массиве разрушается струей воды, выбрасываемой со скоростью 40—50 м/с из гидромонитора под давлением 4—10 МПа. Частицы разрушенного угля, смешиваясь с водой, образуют гидросмесь — пульпу, поступающую самотеком в зумпф углесоса, перекачивающего ее на поверхность.

Известны также механогидравлический и взрывогидравлический способы, при которых уголь отделяется от массива одним из механических способов или с помощью буровзрывных работ, а его транспортирование осуществляется струей воды. При гидромеханическом способе разрушения уголь отделяется от массива гидравлическим или комбинированным способом, а погрузка и транспортирование осуществляются механическими средствами.

3. Процессы крепления очистного забоя

При ведении очистных работ нарушается природное равновесие сил в массиве. Породы, потерявшие опору на угольный пласт, деформируются и разрушаются. Для предотвращения значительных деформаций и обрушений пород в рабочем пространстве применяют различные мероприятия по регулированию проявлений горного давления — крепление рабочего пространства очистного забоя и управление давлением пород кровли за его пределами.

Технические требования к крепи — обеспечение необходимых прочности, устойчивости и жесткости. Крепь должна обеспечить выполнение в призабойном пространстве всех производственных процессов и пропуск через него расчетного количества воздуха, иметь минимальную массу. Совершенство того или иного вида крепи оценивается по созданию условий для механизации ее установки и передвижки. Крепь должна быть экономически целесообразной, надежной и долговечной.

По принципиальной схеме конструкции крепи разделяются на индивидуальные и механизированные.

Индивидуальные крепи состоят обычно из несущих и поддерживающих элементов (стоек и верхняков), устанавливаемых совместно и разбираемых полностью или частично при передвижке и переноске. В зависимости от выполняемых функций индивидуальные крепи разделяются на призабойные и посадочные, по материалу — на деревянные и металлические.

Призабойной называют крепь, возводимую в призабойном пространстве очистной выработки и предназначенную для предотвращения обрушения в нем пород кровли.

Посадочной называют специальную крепь, применяемую для обеспечения периодического обрушения (посадки) пород кровли за пределами призабойного пространства по мере подвигания лавы.

Индивидуальные крепи мобильны, универсальны, применяются почти во всех горно-геологических условиях, однако все операции по ее установке, извлечению и переносу производятся вручную.

Металлические крепи, операции передвижки и установки которых полностью (или почти полностью) механизированы, называют механизированными.

Механизированные крепи разделяются на: секционные, состоящие из отдельных секций, не имеющих постоянных силовых и кинематических связей между собой и с другим оборудованием очистного забоя. Примером секционной крепи могут служить бесстоечные щитовые ограждения, предназначенные для отработки пластов по падению щитовыми системами разработки;

комплектные крепи, состоящие из отдельных комплектов секций. Комплекты состоят из двух или более секций, подвижно связанных между собой, но они не имеют постоянных силовых и кинематических связей с другими комплектами и с другим оборудованием очистного забоя. Передвижение комплектов производится гидродомкратами посекционно с опорой на секцию, находящуюся под распором;

агрегатные крепи, состоящие из отдельных секций, имеющих постоянную силовую и кинематическую связь с оборудованием лавы (иногда и между собой). Обычно базой является став конвейера. Секции передвигаются с помощью гидродомкратов, подтягиваясь к базе, а сама база передвигается с опорой на расперты секции.

Наибольшее распространение получили агрегатные крепи как наиболее совершенные и обеспечивающие возможность автоматизации процесса крепления.

Механизированная крепь выполняет три основные функции: управление горным давлением, активное поддержание кровли в рабочем призабойном пространстве очистного забоя и ограждение его от проникновения обрушенных пород кровли. Кроме того, механизированная крепь в большинстве случаев выполняет также функции пространственного перемещения забойного конвейера, комплекса или агрегата в целом и его управления по гипсометрии и в плоскости пласта.

Механизированная крепь состоит из крепежных секций или комплектов, насосной станции, распределительной и контрольно-регулирующей гидроаппаратуры и гидрокommunikаций. Секции крепи или комплекты располагаются по всей длине очистного забоя и по мере выемки угля передвигаются к забою в определенной последовательности.

Для приведения в действие механизированной крепи используется гидропривод, основными исполнительными органами которого являются

силовые гидроцилиндры: гидростойки, гидродомкраты для передвижения крепи и конвейера, вспомогательные гидроцилиндры. Силовые гидроцилиндры смонтированы в секциях крепи.

Секция механизированной крепи (рис. 3.3) — это элемент крепи, сохраняющий свою целостность при передвижении и состоящий обычно из основания, гидравлических стоек (до шести), связанных перекрытием у кровли пласта, гидродомкратов передвижения (одного или двух),

блока управления потоком рабочей жидкости и гидрокоммуникаций. Секция имеет оградительный элемент, защищающий рабочее пространство от проникновения в него обрушенной породы.

Различают линейные секции, расположенные по длине забоя, и концевые секции (по концам лавы).

Операции, выполняемые линейными секциями: разгрузка (снятие распора) гидростоек, передвижение секции, распор гидростоек, передвижение забойного конвейера, поддержание пород кровли. В некоторых крепях предусматривается также выполнение вспомогательных операций: отодвигание

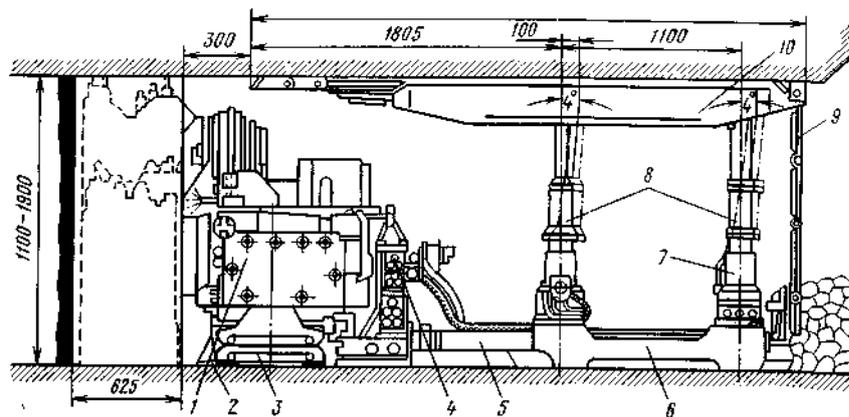


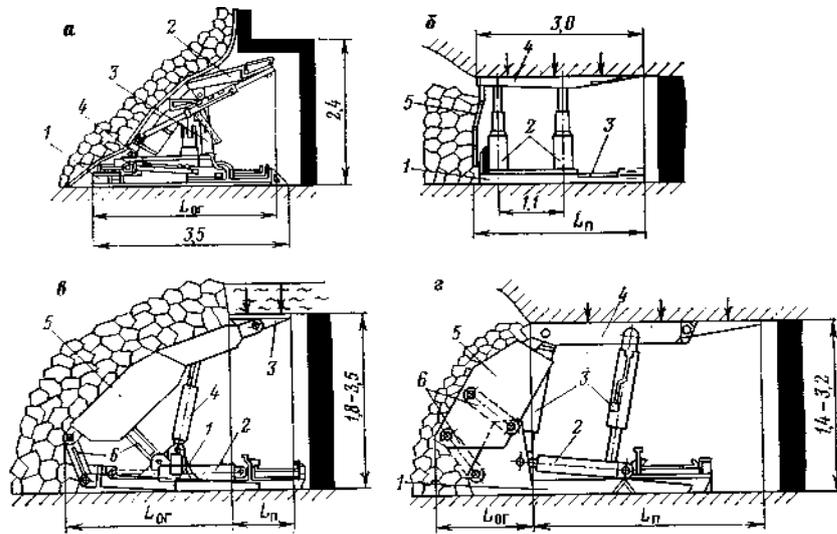
Рис. 3.3. Линейная секция механизированной крепи М87УМ:

1 — комбайн; 2 — лемех; 3 — конвейер; 4 — кабелеукладчик; 5 — гидродомкрат; 6 — основание; 7, 8 — гидравлические стойки; 9 — ограждение; 10 — перекрытие

конвейера от забоя, выравнивание положения секций, поддержание специальными щитами или плитами поверхности забоя в условиях мощных пластов. Эти операции выполняются вспомогательными гидродомкратами.

Основным опорным элементом механизированной крепи, воспринимающим горное давление и передающим его на почву пласта, является гидростойка. Гидростойки используются для подъема верхнего перекрытия (распор стойки) и его опускания (разгрузка стойки), а также для регулирования высоты секции по вынимаемой мощности пласта.

Принцип работы гидростоек следующий. В поршневую полость стойки подается рабочая жидкость. При этом выдвижная часть стойки, перемещаясь вверх, упирается в кровлю через перекрытие. При достижении равенства



стояк . . .
 а — оградительная (1 — основание; 2 — оградительная часть); б — оградительная (1 — основание; 2 — гидростойка; 3 — гидростойка; 4 — гидростойка; 5 — щитовое перекрытие; 6 — четырехзвенник); в — поддерживающе-оградительная (1 — основание; 2 — гидростойка; 3 — гидростойка; 4 — верхнее перекрытие; 5 — щитовое перекрытие; 6 — четырехзвенник); г — поддерживающе-оградительная (1 — основание; 2 — гидростойка; 3 — гидростойка; 4 — верхнее перекрытие; 5 — щитовое перекрытие; 6 — четырехзвенник); $l_{п}$ — длина поддерживающей части; $L_{ог}$ — длина оградительной части

давления жидкости в поршневой полости и рабочего давления насосной станции подача жидкости в поршневую полость прекращается.

Давление начального распора в отечественных крепях обычно не превышает 20 МПа. Дальнейшее возрастание давления в стойке происходит в результате опускания пород кровли до величины, на которую настроен предохранительный клапан (30 — 50 МПа). При срабатывании предохранительного клапана рабочая жидкость из замкнутой гидросистемы стойки вытесняется в сливную магистраль крепи. Стойка в этот период работает в заданном режиме постоянного сопротивления.

Для передвижки секции производят разгрузку ее стоек соединением поршневых полостей стоек со сливной магистралью через управляемый обратно-разгрузочный клапан. Одновременно производится подача жидкости в штоковую полость.

По конструктивному выполнению различают одностоечные, двухстоечные (рамные) и кустовые (с числом стоек от трех до шести) секции крепи.

Все механизированные крепи (рис. 3.4) по основным функциональным критериям и их взаимодействию с боковыми породами разделяются на оградительные, поддерживающие и оградительно-поддерживающие (при преобладании в конструкции последней поддерживающей части их называют поддерживающе-оградительными). В последнее время крепи с развитой оградительной частью иногда называют щитовыми.

Оградительные крепи выполняют только одну функцию — ограждение рабочего пространства лавы от проникновения в него обрушенных пород кровли. Эти крепи не имеют поддерживающих элементов. Оградительные крепи конструктивно просты, наименее металлоемки, но имеют весьма ограниченное применение, так как не предотвращают обрушения кровли по линии забоя лавы. Примером такой крепи является крепь КТУ, работавшая до недавнего времени в 12—15 лавах Кузнецкого бассейна при отработке мощных пластов. Секция крепи состоит из основания, гидродомкрата для передвижения крепи и конвейера, двух стоек и ограждающего щитового перекрытия.

Поддерживающие крепи выполняют две основные функции: управление горным давлением способом полного обрушения и поддержание кровли в рабочем пространстве лавы. Секции крепей состоят из основания или других опорных элементов, двух-шести гидростоек, одного-двух гидродомкратов передвижения, верхнего перекрытия и оградительного элемента в виде вертикального щитка. Поддерживающие крепи получили широкое распространение на пластах мощностью до 1,9 м.

Оградительно-поддерживающие крепи выполняют все три функции: управление горным давлением, поддержание кровли в рабочем пространстве и ограждение его от проникновения обрушающихся пород кровли. Оградительный элемент преобладает над поддерживающим (проекция оградительных элементов на плоскость почвы пласта больше проекции поддерживающих элементов). Крепи такого типа получили широкое распространение при разработке пологих пластов мощностью 1,8—4,5 м с легкообрушающимися породами кровли.

Секция состоит из основания, четырехзвенника, щитового перекрытия (оградительный элемент), козырька (поддерживающий элемент), одной-двух наклонных гидростоек и гидродомкрата передвижения.

Небольшая ширина поддерживаемых пород в призабойном пространстве обеспечивает снижение нагрузки на крепь и улучшение ее устойчивости. В то же время крепи имеют сравнительно малое рабочее пространство, что затрудняет размещение оборудования, перемещение людей и проветривание лавы.

Поддерживающе-оградительные крепи выполняют также все три функции, но у них поддерживающие элементы преобладают над оградительными. Крепи этого типа применяются при разработке пологих пластов мощностью 1,4—3,2 м как с легко обрушающимися, так и с устойчивыми породами кровли.

Секция рассматриваемой крепи содержит те же элементы, что и секция оградительно-поддерживающей крепи.

Основное преимущество поддерживающе-оградительной крепи — большее рабочее пространство, позволяющее создать большие удобства для размещения оборудования и свободного прохода людей.

Лекция № 6. **ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ**

План лекции:

1. Процессы управления кровлей.
2. Концевые операции.
3. Процессы монтажно-демонтажных работ.

***Цель лекции:** Студент должен получить знания о процессах управления кровлей при ведении очистной выемки, иметь четкие представления о производственных процессах по креплению очистного забоя, знать операции на концах очистного забоя, изучить монтажно-демонтажные процессы.*

***Ключевые слова:** Сопряжения лавы, способы управления кровлей, полное обрушение, частичное обрушение, плавное опускание, закладка выработанного пространства, сопряжения лавы, самозарубка комбайна, фронтальная самозарубка, самозарубка косимы заездами, монтажно-демонтажные работы, монтаж секции механизированной крепи, демонтаж секции механизированной крепи.*

1. Процессы управления кровлей.

Сопряжения лавы с прилегающими выработками крепятся при использовании механизированных крепей специальными крепями поддерживающего типа, передвигаемыми вслед за перемещением очистного забоя.

Способы управления кровлей разделяют на три группы:
обрушение пород в выработанном пространстве;
искусственное поддержание кровли в выработанном пространстве;
естественное поддержание кровли в выработанном пространстве.

Обрушение кровли производится обычно по всей площади выработанного пространства (полное обрушение). При использовании индивидуальной крепи обрушение кровли иногда производится частично, в заранее запланированных местах (частичное обрушение). При полном

обрушении породы кровли могут обрушаться на почву беспорядочно, а при малой мощности пластов (до 1 м) — без больших разрывов и трещин.

В последнем случае способ управления кровлей называют плавным опусканием.

Полное обрушение заключается в периодическом по мере подвигания очистного забоя обрушении пород кровли за пределами призабойного пространства с целью уменьшения давления на крепь. При индивидуальной крепи обрушение пород производится путем удаления призабойной и специальной крепи в той части призабойного пространства, которое нет необходимости поддерживать для обеспечения нормальной работы людей и механизмов. При этом специальная крепь устанавливается по линии, по которой происходит обрушение пород в выработанное пространство. Расстояние, через которое производится обрушение пород, называется шагом посадки, который принимается кратным ширине захвата (ширина вынимаемой полосы угля).

При механизированной крепи породы обрушаются самопроизвольно вслед за ее передвижением, шаг посадки зависит от конструкции крепи и свойств пород кровли.

При управлении кровлей полным обрушением различают первую и первичную посадку и вторичную осадку. Первая посадка производится после отхода очистного забоя от разрезной печи на расстояние, зависящее от свойств пород кровли, которое может в отдельных случаях достигать 50—80 м и сопровождаться динамическими эффектами и разрушением крепи в рабочем пространстве лавы и завалами лав.

После первой посадки производят регулярное обрушение непосредственной кровли вслед за подвиганием лавы, которое называют первичной посадкой. Породы основной кровли часто висят в виде консольных плит, размеры которых увеличиваются по мере перемещения очистного забоя. При достижении предельных размеров консоли она обрушается, что называют вторичной осадкой. Вторичные осадки также могут сопровождаться возрастанием нагрузки на крепь, зажатием стоек крепи, исчерпавших свою податливость, разрушением крепи и завалом лав.

При обрушении пород непосредственной кровли их объем увеличивается, и они могут полностью подбуть породы основной кровли. В этом случае облом консолей пород основной кровли будет происходить спокойно, без динамических явлений.

Процесс крепления очистного забоя и управления кровли полным обрушением является единым.

При искусственном поддержании выработанного пространства создается искусственная опора под нависающими консолями пород кровли. Для этого выработанное пространство заполняется различными закладочными материалами, образующими закладочный массив.

Комплекс работ по возведению закладочного массива называется закладкой.

Различают самотечный, пневматический, механический, гидравлический и комбинированный способы закладки. При самотечной закладке закладочный материал поступает в выработанное пространство под действием собственного веса. Механическая закладка осуществляется специальными машинами и механизмами для доставки, прессования и трамбовки закладочного материала. При пневмозакладке материал транспортируется по трубопроводам и укладывается в выработанное пространство с помощью энергии сжатого воздуха, при гидрозакладке — энергии воды под давлением.

В качестве закладочных материалов применяют песок, гравий или коренные скальные породы, добытые на поверхности или в шахте, шлаки металлургических заводов, отходы обогатительных фабрик и шахтных отвалов. Использование последних позволяет освободить большие площади земли, а также очистить атмосферу от выделяющихся в нее продуктов горения отвалов. Крупнофракционные материалы подвергаются дроблению и грохочению.

Максимально допустимый размер кусков закладочного материала при пневматической и гидравлической закладке — 0,06—0,08 м, при самотечной и механической — 0,2—0,25 м.

Оптимальные размеры кусков закладочного материала при самотечной закладке — до 0,1 м, при пневматической и механической — 0,02—0,05 м, при гидравлической — менее 0,02 м. Лучшим материалом для гидрозакладки является чистый кварцевый песок.

Ориентировочно (по массе) на 1 т добытого угля нужно израсходовать 1 т закладочного материала. По объему количество закладочного материала в 1,5—2,5 раза меньше объема вынутого угля.

Закладочный материал под влиянием горного давления и собственного веса уменьшается в объеме, уплотняется и дает усадку, величина которой зависит как от свойств закладочного материала, так и от степени первоначальной плотности возводимой закладки.

Наименьшую усадку дает гидравлическая (10—15%) и пневматическая закладка (10—20%). При механической закладке усадка составляет 25—30%, при самотечной — 20—25% при мелкозернистой породе и 25—40% при крупнокусковой породе.

При выборе способа закладки необходимо учитывать комплекс факторов: усадку закладочного массива, возможность выполнения требований к качеству и составу закладочного материала, требуемую производительность возведения закладки, степень ответственности подрабатываемых объектов, затраты на производство работ.

На крутых и крутонаклонных пластах для управления горным давлением, помимо обрушения и полной закладки, применяют удержание

кровли на кострах, плавное опускание и частичную закладку выработанного пространства. Эти способы применяются при деревянной крепи очистных забоев.

При проектировании очистных работ предпочтение должно отдаваться применению механизированных комплексов и агрегатов. При этом необходимо учитывать, что ограничениями для их применения являются:

геологические нарушения в пределах выемочного поля, переход которых комплексом невозможен, при расстояниях между ними 250—300 м;

газовыделение, величина которого не может быть снижена средствами вентиляции и дегазации до необходимого уровня;

опасность пласта по внезапным выбросам угля и газа, суфлярам и горным ударам;

наличие в кровле труднообрушающихся пород;

наличие слабых почв, в которые вдавливаются секции крепи;

обводненность забоя с притоками более 15 м³/ч; мощность пласта менее 0,7 м.

Важнейшим условием применения механизированных комплексов является экономическая эффективность, которая может и не быть достигнута в условиях, на которые не накладываются приведенные выше ограничения.

При указанных технических и экономических ограничениях применяется узкозахватная выемка с индивидуальной крепью и различными способами управления кровлей.

2. Концевые операции

Под концевыми операциями в длинных лавах понимаются выемка угля на концах лавы, крепление кровли на сопряжении лавы со штреками, передвижка конвейеров и перегружателя.

Выполнение концевых операций должно обеспечить выемку последнего участка / старой полосы (рис. 3.5) и участка II на старой полосе для размещения исполнительного органа комбайна.

При центральном расположении исполнительного органа длина необрабатываемых участков лавы у обоих концов примерно одинакова. При одностороннем расположении исполнительного органа необработанный участок — лишь у одного конца лавы. Разнесенные исполнительные органы позволяют полностью обработать лаву у одного конца и значительно сократить необрабатываемую часть у другого.

Двустороннее расположение исполнительных органов комбайнов обеспечивает отработку забоя по всей длине лавы. Чтобы использовать эти возможности, необходимы достаточный вылет исполнительного органа и вынос приводных головок конвейера на штреки или же применение конвейеров с укороченным односторонним приводом.

Самозарубка в пласт может осуществляться фронтально и с помощью косых заездов.

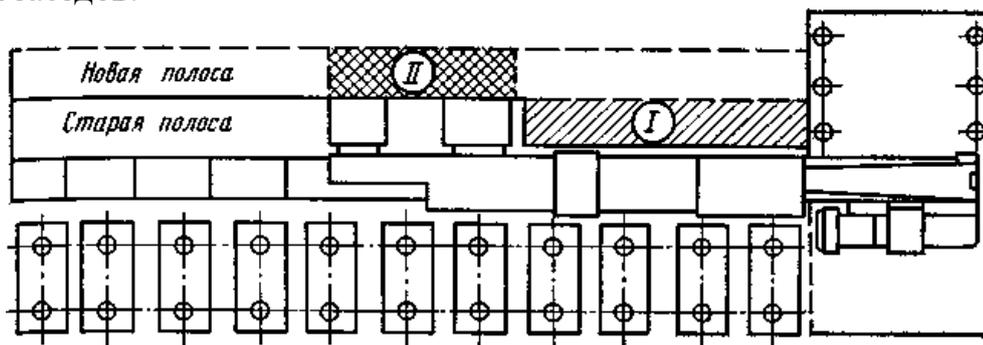


Рис 5.5 Участки лавы, препятствующие переводу комбайна на новую полосу

При фронтальной самозарубке комбайн совместно с конвейером подается на забой, а затем выполняется продольная подача комбайна для отработки остающегося целика угля между исполнительными органами.

Последовательность выполнения концевых операций при фронтальной самозарубке располагающегося на раме конвейера комбайна с регулируемым по высоте шнеками 1 и 2 показана на рис. 3.6.

При работе комбайнов с любыми исполнительными органами возможна самозарубка способом косых заездов. Последовательность операций представлена на рис. 3.7 и состоит в следующем:

I — в исходном положении конвейер придвинут к забою, за исключением концевой части, где находится комбайн;

II — комбайн подается вдоль линии изгиба конвейера при включенном переднем исполнительном органе и вынимает клиновидную полосу угля длиной 12—15 м;

III — передвигается не до двинутая часть конвейера и концевая головка, а также производится выемка комбайном оставшегося целика угля;

IV—после перегона комбайна к уступу забоя производится выемка угля.

По такой схеме могут зарубаться и комбайны, работающие с почвы пласта (например, К-103).

Если в лаве используются комбайны с односторонними самозарубающимися исполнительными органами, полная отработка забоя обеспечивается применением двух комбайнов, повернутых исполнительными органами в стороны соответствующих концов лав. Вспомогательный комбайн у вентиляционного Штрека производит выемку участка длиной 20—25 м, на котором он размещается и куда входит основной комбайн, отрабатывающий остальную часть лавы.

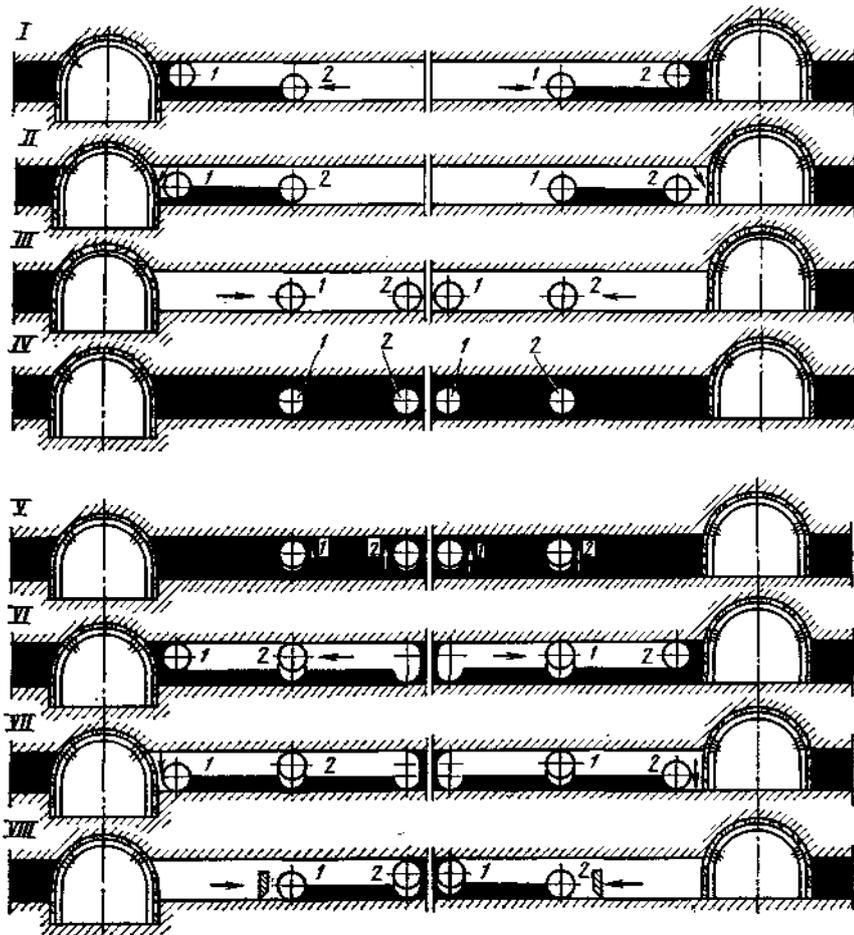


Рис. 3.6. Последовательность выполнения концевых операций при фронтальной самозарубке комбайна в угольный пласт

В тех случаях, когда комбайн не может произвести самозарубку и выемку полосы угля у конца лавы, подготавливаются ниши буровзрывным способом, отбойными молотками при ручной навалке или специальными нишенарезными машинами.

Наиболее трудоемка подготовка ниши буровзрывным способом (до 26—28% общей трудоемкости очистных работ). При этом ухудшаются условия поддержания сопряжения, возникают перерывы в работе очистного забоя на время заряжания и взрывания шпуров.

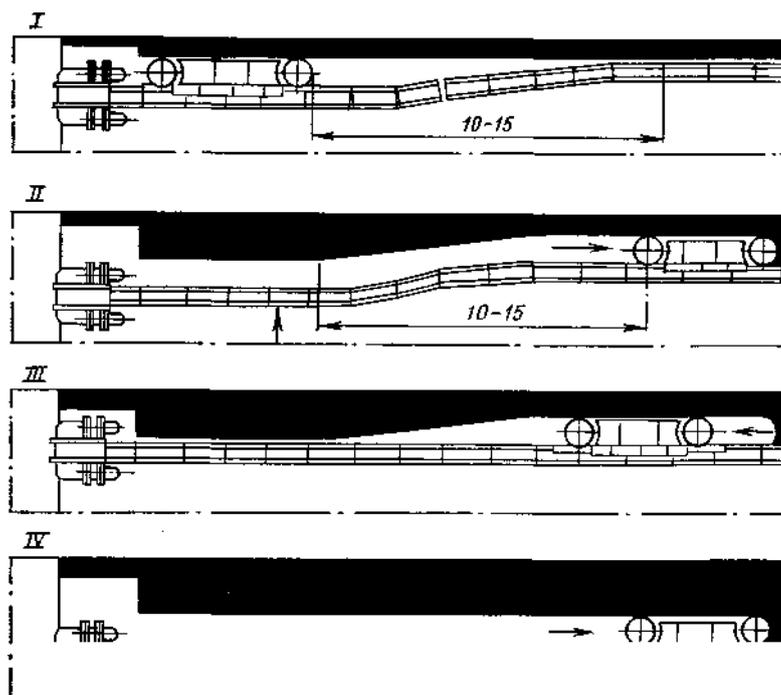


Рис. 3.7. Последовательность выполнения концевых операций при самозарубке в пласт способом косых заездов

Применение отбойных молотков в лаве требует использования двух видов энергии: электрической и пневматической, за исключением случаев, когда пневмоэнергия является основной.

Нишенарезные машины и комбайны еще не получили большого распространения.

Безнишевая выемка возможна не только за счет применения узкозахватных комбайнов с самозарубающимися симметрично расположенными исполнительными органами, но и благодаря разработке и внедрению новых забойных скребковых конвейеров, с укороченными приводными головками (СП87П, СП202). В этих конвейерах применен малогабаритный привод с односторонним блоком. Упрощение концевых операций достигается также за счет применения конвейеров с устройствами для боковой разгрузки.

Для крепления сопряжений лав со штреками применяются индивидуальные (металлические прогоны с гидравлическими стойками или стойками трения) и механизированные крепи.

Все известные конструкции штрековой группы крепей сопряжения выполнены в виде двух- или трехрамных комплектов с параллельным расположением рам или двухрамных комплектов с последовательным расположением рам. Гидродомкраты передвижки располагаются у почвы или кровли, или одновременно и у почвы, и у кровли. Более совершенные системы оборудуются дополнительными гидродомкратами для поперечного

направления рам по кровле и почве. Перекрытие крепи обычно приспособляется к сечению штреков.

Отечественные крепи сопряжения позволяют выполнить следующие технологические операции: поддержание и управление кровлей штрека; поддержку и передвижение привода забойного конвейера; передвижение крепи вдоль штрека по мере подвигания забоя; установку привода забойного конвейера по высоте и наклону в любую сторону; перемещения става конвейера вдоль лавы.

Механизация концевых операций должна рассматриваться как комплексная проблема, решение которой позволит ликвидировать ручной труд при выемке угля в нишах и креплении сопряжений лав со штреками, а также автоматизировать управление угледобывающими комплексами не только в самой лаве, но и в ее концевых частях.

3.ПРОЦЕССЫ МОНТАЖНО-ДЕМОНТАЖНЫХ РАБОТ

Монтаж и демонтаж механизированных комплексов в силу высокой технической сложности и трудоемкости работ осуществляются обычно специализированными бригадами. Для монтажа комплекса между выемочными выработками проходится монтажная камера шириной в свету 4—4,5 м и высотой, равной вынимаемой мощности пласта полезного ископаемого.

В зависимости от способов и средств доставки оборудования и технологии монтажно-демонтажных работ все механизированные комплексы разделяются на три группы:

I группа — комплексы с крепями поддерживающего и поддерживающе-оградительного типов для пологих пластов мощностью до 2 м, доставка, монтаж и демонтаж которых производятся без разборки крепи;

II группа — комплексы с щитовыми крепями для пологих пластов мощностью более 2 м, доставляемые до места монтажа в разобранном виде;

III группа — комплексы с крепями поддерживающего типа для крутых пластов мощностью до 1,5 м, доставляемые до монтажной камеры секциями в собранном виде.

На долю металлоконструкций комплексов приходится около 90.%, всей массы оборудования, поэтому от механизации доставочных и разгрузочных работ и монтажа секций крепи существенно зависят и сроки изучаемых работ.

Секции крепи комплексов I группы грузят на поверхности шахты на платформы в собранном виде и доставляют до монтажной камеры, где перегружают на аккумулярующий рольганг (устройство, состоящее из цилиндрических роликов, смонтированных в общей раме) в штреке, с которого по направляющим лебедкой или цепью конвейера доставляют в монтажную камеру к месту установки. При демонтаже секции крепи транспортируют в собранном виде в обратном направлении.

Секции крепи комплексов II группы грузят на платформы в разобранном виде: стойки и верхние перекрытия укладывают на основание и по рельсовому пути доставляют в монтажную камеру к месту их установки. Обычно секции крепи собирают в штреке и в монтажную камеру доставляют уже в собранном виде.

Секции крепи комплексов III группы доставляют до монтажной камеры в собранном виде, а до места установки — под действием собственного веса крепи с применением предохранительных лебедок.

Неразбираемые секции крепи должны быть установлены на платформах таким образом, чтобы их можно было доставлять к монтажной камере в нужном для сборки положении.

Механизированные крепи комплексов I группы монтируют в направлении от откаточного штрека к вентиляционному (рис. 3.8). Одновременно с монтажом лавного оборудования в конвейерном штреке монтируют транспортные средства. По откаточному штреку доставляют сначала штрековый конвейер, затем магнитную, насосную и оросительную станции, кабели электрооборудования, штрековые трубопроводы, перегружатель, механизм передвижения штрекового оборудования, привод лавного конвейера. По вентиляционному штреку в первую очередь доставляют лавный конвейер, затем секции крепи и их элементы, комбайн, гидромагистраль, шланги, трубопроводы орошения.

Комбайн 1 собирают в вентиляционном штреке одновременно с монтажом секций крепи 3. В монтажной камере сначала монтируют конвейер 6 и гидро- и электрокоммуникации. Секции крепи доставляют на платформах к штрековому рольгангу 2 вместимостью не менее 30 секций. С платформ на рольганг секции стягивают лебедкой 4, затем той же лебедкой или вручную подкатывают к началу монтажной камеры. В монтажной камере секции по направляющим 7 транспортируют до места их установки (снизу вверх), при этом используют тяговую цепь конвейера, за которую секции закрепляют скобой 8 и сцепкой 9. Каждую следующую секцию устанавливают на расстоянии 4—5 м от смонтированной. Установку секции производят с помощью каната лебедки 5. После подсоединения секций к конвейеру и маслопроводам их тщательно опробуют и распирают. Одновременно с монтажом секций крепи производят крепление труб маслопровода и става орошения.

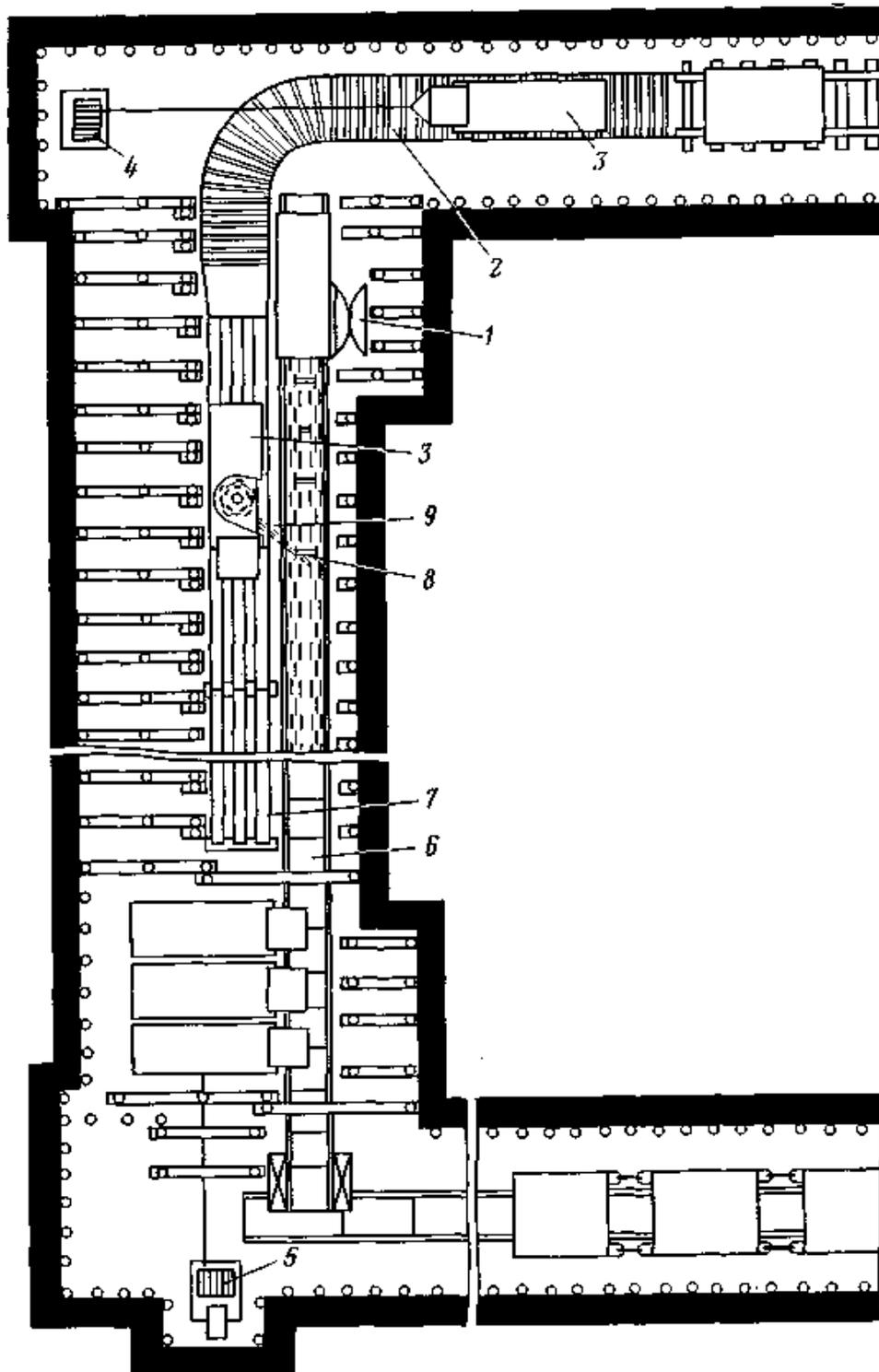


Рис. 3.8. Схема монтажа механизированных комплексов на пологих
пластах мощностью до 2 м

Монтаж длится обычно до одного месяца, но при четкой организации труда и применении специальных приспособлений время монтажа может быть уменьшено до одной-двух недель.

Механизированные комплексы II группы монтируют в целом аналогично. Отличие заключается в сборке секций крепи после их доставки к монтажной камере и некотором изменении последовательности операций и применяемого оборудования, связанных с большими размерами монтажной камеры. Монтаж начинают с установки энергопоезда, штрекового конвейера и перегружателя, привода лавного конвейера и затем концевых секций крепи. Лавный конвейер и секции крепи монтируют одновременно. После настилки конвейера на него устанавливают комбайн.

Применение несложных кранов, позволяет практически монтировать столько секций в смену, сколько удастся доставить их в монтажную камеру. Так, при организации высокопроизводительной работы удавалось монтировать 8 секций крепи М-81 за 6 ч. Кран, движущийся по рельсам в камере, выполнял все операции, необходимые для выгрузки секций с платформы (транспортной тележки).

В шахтах отработана и успешно применяется схема двойной установки крана. Вначале кран с рельсовых путей ведет монтаж привода лавного конвейера, става и комбайна. Затем кран переставляют на лавный конвейер и монтируют секции крепи, доставляемые тремя блоками. Монтируют основание, проставку, перекрытие, подаваемые по рельсам к крану.

Появилась возможность транспортирования секций по камере узкого сечения и установка их в расширенной до необходимых размеров камере очистным комбайном. По мере установки очередной секции из-под крепи комбайном вынимают полосу угля длиной 1,5 м для установки в это место следующей секции.

На крутых пластах монтажные работы ведут снизу вверх. Спуск секций производят двухбарабанной лебедкой с рабочим и предохранительным канатами. После удаления минимально необходимого числа стоек индивидуальной крепи производят разворот и установку секций на место с помощью канатов основной и вспомогательной лебедок. Одновременно с монтажом секций монтируют гидросистему крепи. Установку энергопоезда ведут параллельно с оборудованием лавы. Сборку комбайна производят на вентиляционном штреке, после чего его спускают в лаву той же лебедкой, что и секцию крепи.

Демонтаж комплексов пока еще остается менее механизированным.

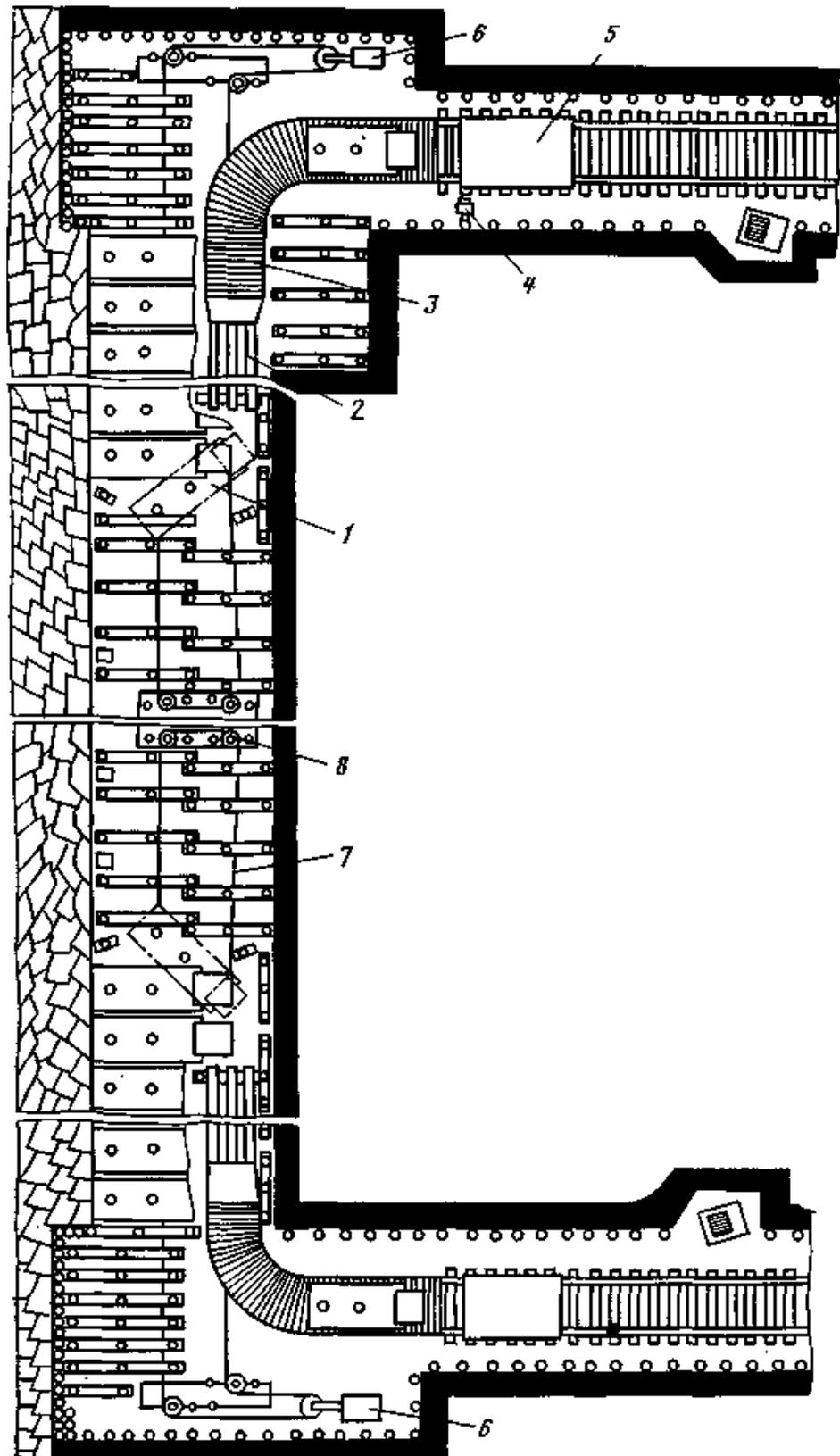


Рис. 3.9. Схема демонтажа механизированных комплексов на пластах мощностью до 2 м

Комплексы I группы демонтируют в двух направлениях с выдачей оборудования на оба штрека в следующей последовательности: штрековое оборудование, комбайн, лавный конвейер, крепь. Для управления крепью оставляют только насосную станцию. На месте демонтированного лавного конвейера настилают уголковые направляющие, которые стыкуют со штрековыми рольгангами.

Секции крепи 1 (рис. 3.9) демонтируют от середины лавы к штрекам и выдают по уголковым направляющим 2 и рольгангам 3 в оба штрека одновременно. Секции транспортируют в собранном виде при помощи двух лебедок 6, роликов 8 и бесконечных канатов 7 и с помощью талей 4 (или специальных станков, кранов и т. п.) грузят на платформы 5. Вместо извлеченных секций ставят индивидуальную крепь.

Демонтаж комплексов II группы ведут в одном направлении в последовательности: оборудование откаточного штрека, комбайн, секции крепи, конвейер, гидравлическое оборудование. До начала демонтажа над крепью возводят деревянный оконтуривающий настил, обеспечивающий сплошную затяжку кровли.

На крутых пластах демонтаж комплексов начинают с оборудования вентиляционного штрека и комбайна. Секции крепи демонтируют в направлении от откаточного к вентиляционному штреку.

Для совершенствования монтажно-демонтажных работ необходимо еще на стадии конструирования комплекса одновременно разрабатывать и монтажно-демонтажные средства. Требуется создание средств демонтажа без заводки под накатник и средств механизации крепления выработанного пространства в зоне демонтажа секций крепи.

Лекция № 7

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ШАХТЫ И ВХОДЯЩИЕ В НЕЕ ПРОЦЕССЫ

План лекции:

1. Процессы транспортирования грузов по магистральным выработкам и процессы поддержания подготовительных выработок.
2. Процессы проветривания угольных шахт.
3. Технологический комплекс поверхности шахты.

Цель лекции: Студент должен получить знания о процессах транспортирования угля, грузов и материалов по выработкам, о процессах поддержания устойчивости подготовительных горных выработок, иметь

четкие представления о процессах проветривания угольных шахт, знать процессы и операции, выполняемые на технологическом комплексе поверхности шахты.

***Ключевые слова:** Подземный транспорт, магистральная выработка, околоствольный двор, магистральный транспорт, электровозная и конвейерная откатка, монорельсовая и моноканатная дорога, гировозы, самоходное оборудование, охрана устойчивости горных выработок, способы проветривания, горючие и взрывоопасные газы, метан, ядовитые и отравляющие газы, ПДК газов, технологический комплекс поверхности шахты.*

1. Процессы транспортирования грузов по магистральным выработкам и процессы поддержания подготовительных выработок

Подземный транспорт угольной шахты — это сложная разветвленная система, выполняющая задачи по транспортированию:

угля из очистных забоев до околоствольного двора или до поверхности (при наличии наклонного ствола) шахты;

угля, породы или горной массы от забоев подготовительных выработок до околоствольного двора или поверхности шахты, или до места их перегрузки в средства транспорта угля из очистных забоев;

материалов и оборудования в направлении от околоствольного двора до забоев очистных и подготовительных выработок и в обратном направлении;

людей к месту работы и обратно;

закладочных материалов от места их поступления в шахту или от места их производства в шахте до мест проведения закладочных работ.

Совокупность транспортных средств и устройств, размещенных в главных горизонтальных, панельных и капитальных наклонных выработках, по которым транспортируются все виды грузов между выемочными участками и околоствольным двором или, при наличии наклонного ствола, поверхностью шахты, принято называть **магистральным транспортом**.

Основным видом транспорта по главным горизонтальным выработкам является рельсовый, по наклонным выработкам — конвейерный. На шахтах с полной конвейеризацией уголь доставляется до поверхности конвейерами.

Конвейерный транспорт — наиболее прогрессивный вид подземного транспорта для перевозки угля. Основные достоинства: высокая производительность, надежность в работе; способность транспортирования грузов как по горизонтальным, так и по наклонным выработкам; высокая приспособляемость к работе в автоматизированном режиме; относительно низкая трудоемкость обслуживания; низкий уровень травматизма. Основные недостатки конвейерного транспорта: низкая технологическая гибкость, необходимость наличия второй транспортной системы для доставки

вспомогательных материалов, оборудования и людей; высокие удельные капитальные затраты и эксплуатационные расходы, большое измельчение полезного ископаемого, особенно в узлах перегрузки.

Основным видом конвейерного транспорта в участковых и магистральных выработках являются стационарные ленточные конвейеры с лентой шириной 0,8; 1 и 1,2 м (в перспективе до 2 м). Основой лент служат бельтинг, капрон или лавсан, стальные тросы. Созданы и широко применяются ленты из негорючего материала.

В качестве опорных конструкций применяют сварные секции из профильного железа с закрытой нижней ветвью и канатные с открытой нижней ветвью.

Максимальная длина конвейеров при заданной производительности определяется углом наклона выработки. Для участковых ленточных конвейеров с шириной ленты 0,8 м длина конвейера достигает 1000—1200 м при производительности 320 — 400 т/ч, с шириной ленты 1 м — соответственно 1 100 — 2000 м и 420 — 530 т/ч. Стационарные ленточные конвейеры обслуживают выработки с углами наклона от -16° до $+18^\circ$ и в широком диапазоне углов наклона достигают длины 2100 — 2900 м при производительности до 1200 т/ч. Однако вследствие искривления выработок и ряда других причин средняя длина ленточных конвейеров значительно ниже.

К сдерживающим конвейеризацию факторам следует отнести также их высокую стоимость.

Для выбора конвейера и его расчета необходимо знать: место установки, направление и длину транспортирования, угол наклона выработки, сменную производительность конвейера, характеристику транспортируемого материала, угол откоса материала на движущейся ленте, характеристику материалов по кусковатости, плановое оперативное время работы в смену, пылегазовый режим шахты, влажность воздуха.

Техническая производительность конвейера определяется его длиной, углом наклона выработки, мощностью привода и прочностью ленты.

При равномерном грузопотоке, поступающем из бункера с питателем постоянной производительности, производительность конвейера не должна быть меньше минутной производительности питателя.

Конвейерная линия, обслуживающая лаву при отсутствии бункеров, должна иметь производительность, соответствующую производительности штрекового конвейера. Если конвейерная линия обслуживает две лавы и более, производительность сборных конвейеров выбирается с учетом машинного времени выемочных машин этих лав. Чаще всего она соответствует 75 — 80 % суммарной минутной производительности лав.

Локомотивный транспорт является преобладающим видом транспорта на угольных и сланцевых шахтах и служит для перевозки основного и вспомогательного грузопотоков, людей и производства маневровых работ.

Областью применения локомотивной откатки являются выработки с уклоном до 0,005 ‰ а при выполнении специальных мероприятий — до 0,05 %.

На шахтах применяются аккумуляторные и контактные электровозы постоянного тока, электровозы переменного тока повышенной частоты с бесконтактным съемом энергии с питающей линии (высокочастотные электровозы), инерционные локомотивы — гировозы и дизелевозы.

Достоинства локомотивного транспорта: многофункциональность; практически неограниченная производительность, зависящая от числа локомотивов; высокая экономичность; маневренность; возможность раздельного и бесперегрузочного транспортирования по разветвленной трассе практически на неограниченные расстояния.

Недостатки: цикличность, зависимость производительности от уровня организации труда; ограниченность применения по углам наклона; затруднение в обеспечении безопасности работы при затяжных уклонах пути; наличие сложного аккумуляторного хозяйства при применении аккумуляторных электровозов.

По исполнению различают локомотивы: рудничного нормального исполнения (РН)—контактные электровозы; рудничного повышенной надежности (РП)—аккумуляторные и высокочастотные электровозы; рудничного взрывобезопасного исполнения (РВ) — гировозы; взрывобезопасные дизелевозы.

Гировозы используют для движения кинетическую энергию вращающегося маховика, поэтому они применяются для откатки грузов по вентиляционным выработкам сверхкатегорных шахт и шахт, опасных по внезапным выбросам.

Дизелевозы по сравнению с электровозами не нуждаются в электротяговой сети, преобразовательных и зарядных подстанциях и аккумуляторном хозяйстве. Они конкурируют с электровозами, особенно с аккумуляторными, при расстояниях откатки свыше 2 км и уклонах пути более 17 ‰.

При применении локомотивного транспорта для перевозки полезного ископаемого, породы, людей и материалов применяют грузовые, пассажирские и вспомогательные вагонетки.

Грузовые вагонетки по конструкции кузова и способу разгрузки разделяют на вагонетки: с глухим кузовом; с кузовом, снабженным откидными днищами; с глухим опрокидным кузовом.

Главным параметром вагонеток является вместимость кузова, выраженная в кубических метрах. Грузовые вагонетки имеют вместимость от 0,8 до 8 м³.

Пассажирские вагонетки предназначены для перевозки людей по горизонтальным выработкам на расстояние более 1000 м и по наклонным

выработкам, когда разность отметок между конечными пунктами выработки превышает 25 м.

Для перевозки людей и грузов широкое распространение получили монорельсовые и моноканатные установки. Основные их достоинства: независимость от состояния почвы; способность преодолевать участки с малым радиусом поворота и крутым уклоном; возможность пересечения трассы конвейера и других препятствий; исключение схода транспортного сосуда с рельса; наличие на тележках собственного подъемника; более низкие капитальные затраты и эксплуатационные расходы; устранение необходимости в рельсовом транспорте в конвейеризованных выработках.

Монорельсовые установки состоят из монорельсового пути, путевого оборудования, средств тяги, подвижного состава, грузоподъемных и других устройств.

В зависимости от расположения центра тяжести подвижного состава относительно опорной поверхности монорельсового пути различают подвесные и навесные монорельсовые установки.

Подвесные установки обладают большой устойчивостью, так как центр тяжести их подвижного состава расположен ниже опорной поверхности, а у навесных установок — выше нее. Поэтому последние требуют применения дополнительных стабилизирующих роликов.

В работе монорельсовых установок используется канатная или локомотивная тяга. При применении канатной тяги используют бесконечный канат или головной и хвостовой канаты, при локомотивной тяге — обычно дизельные локомотивы.

Монорельсовые дороги выпускаются подвесными и напочвенными. Подвесные монорельсовые дороги используют для перевозки грузов массой до 4—6 т на длину до 3 км с преодолением отдельных уклонов до 45°, напочвенные — для перевозки грузов массой до 10—15 т со скоростью до 5 м/с.

Дальнейшее развитие транспортирования материалов связано с совершенствованием существующих транспортных систем для доставки материалов и с ростом механизации перегрузочных работ.

Пример технологической схемы транспортирования на выемочном участке при отработке столба по падению одиночной лавой показан на рис. 3.21.

При углах наклона выработок более 16—18° применяется откатка угля в скипах или (при небольших грузопотоках) в вагонетках.

По бремсбергам с углами наклона свыше 25° и гезенкам, оборудованным спуском, применяется транспортирование угля самотеком.

На крутых пластах транспортирование осуществляется в основном локомотивным рельсовым транспортом.

Наиболее ответственными транспортными узлами являются: узлы сопряжений участковых и магистральных выработок (приемно-

отправительные площадки); узлы сопряжений магистральных транспортных выработок с околоствольным двором; узлы перегрузки с одного конвейера на другой в прямолинейных выработках (перегрузочные пункты).

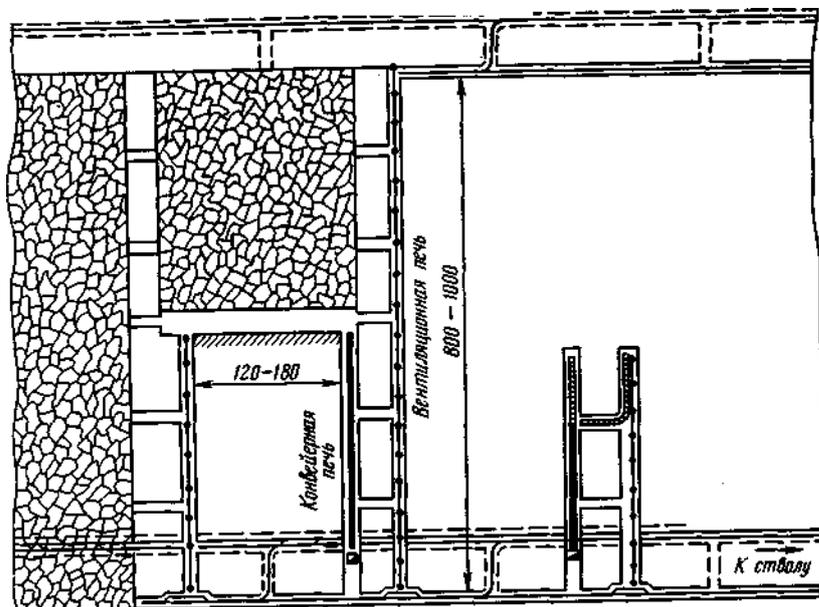


Рис. 3.21. Технологическая схема транспортирования на выемочном участке при отработке столба по падению

Схема приемно-отправительной площадки определяется способом подготовки и системой разработки, видом транспорта по сопрягаемым выработкам, местом проведения наклонной выработки (по углю, по породе), расположением площадки (верхняя, нижняя, промежуточная), числом крыльев, прилегающих к сборной выработке (односторонняя, двусторонняя), и др. Пропускная способность приемно-отправительных площадок определяется по пропускной способности погрузочного или перегрузочного пункта в зависимости от технологической схемы этих узлов сопряжений (бункерная или безбункерная).

Для обеспечения бесперебойной работы очистных забоев погрузочные пункты должны оборудоваться аккумулярующей емкостью, которая может быть создана в виде горного или механизированного бункера, или иметь запас порожних вагонеток.

Горные бункера устраивают в виде вертикальных или наклонных выработок с креплением монолитным или сборным железобетоном. Механизированные бункера применяют при разработке пластов с углами падения до 6° , когда отсутствует необходимый перепад высот между предполагаемыми точками загрузки и выгрузки материала, а также когда обеспечение требуемого перепада высот для сооружения самотечного бункера экономически нецелесообразно.

Маневры по обмену груженных составов на порожние должны выполняться локомотивами при возможности их подхода под лаву или канатными толкателями.

Подготовительные выработки могут надежно функционировать, только если площади их поперечного сечения соответствуют проектным и удовлетворяют требованиям правил безопасности.

Под воздействием горного давления выработки деформируются. Степень разрушения пород, смещения их в полость выработки, а также поломок крепи зависит от расположения выработки по отношению к очистным забоям.

По отношению к фиксированному расположению очистного забоя отдельные участки выработок могут находиться в следующих зонах (рис. 3.18): *I* — вне зоны влияния очистного забоя, *II* — в зоне влияния временного опорного давления впереди очистного забоя, *III* — в зоне влияния временного опорного давления позади очистного забоя, *IV* — в зоне установившегося опорного давления позади очистного забоя, *V* — в зоне повторного временного опорного давления впереди очистного забоя, *VI* — в зоне повторного опорного давления позади очистного забоя, *VII* — в зоне повторного установившегося опорного давления.

Зоны *V*, *VI*, *VII* имеют место при повторном использовании одной и той же выработки.

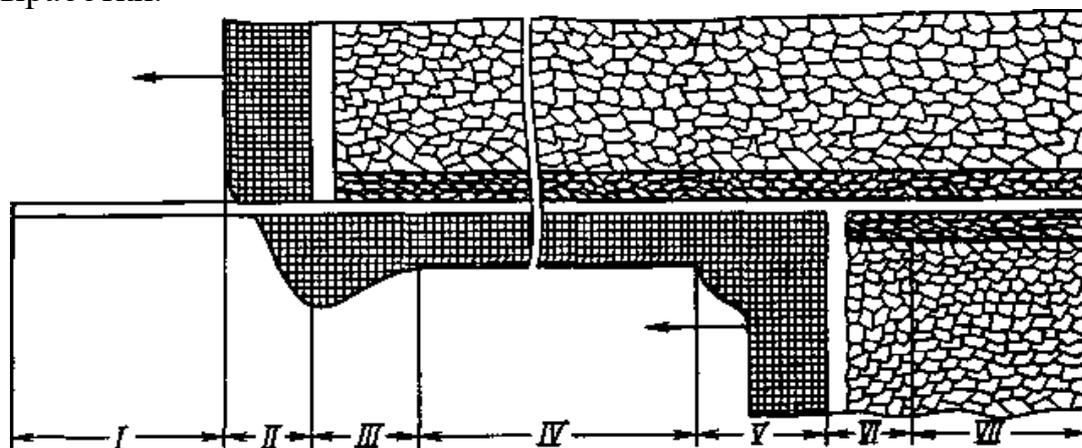


Рис. 3.18. Схема формирования нагрузок по длине подготовительной выработки

Под влиянием опорного давления происходят интенсивные деформации пород и их смещения в сторону выработки. В этих условиях применяют специальные мероприятия по предупреждению разрушения выработок, называемые охраной выработок.

Основные способы охраны выработок: в угольном массиве, между угольным массивом и целиком, угольным массивом и бутовой полосой, бутовыми полосами и др.

Сущность охраны выработок заключается в перераспределении действующих на крепь выработки напряжений на площадь, большую сечения выработки, увеличиваемую за счет охранных сооружений.

Однако мероприятия по охране выработок не всегда обеспечивают полностью условия надежного и безопасного ведения работ в них, поэтому дополнительно применяют различные виды крепи и средства упрочнения вмещающих пород. Если же, несмотря на все меры, площадь сечения выработки уменьшается до недопустимых размеров, то производят ремонтные работы с подрывкой пород. Комплекс мероприятий по дополнительному креплению и ремонту выработки, а также по упрочнению окружающих пород называют поддержанием выработки.

Снижение действующих напряжений может быть достигнуто технологией ведения работ: путем выбора рационального способа охраны выработок для конкретных условий, проведением выработок вприсечку, проведением выработок в выработанном пространстве, проведением выработок широким забоем, надработкой выработки разгрузочными лавами, торпедированием пород кровли с целью снижения длины зависающих консолей.

Упрочнение окружающих выработку пород осуществляется нагнетанием в них различных вяжущих материалов, а также применением различных усиливающих крепей, увеличением плотности рамной и анкерной крепи и др.

Усиливающая крепь представляет собой металлические стойки (трения или гидравлические), устанавливаемые под верхняки крепи или под опоры между рамами постоянной крепи на расстоянии 15—30 м впереди очистного забоя.

Способы охраны выработок тесно связаны со способами подготовки выемочных столбов или выемочных полей.

2. Процессы проветривания угольных шахт

В порах и трещинах угольных пластов, а также в солях, некоторых рудах и вмещающих породах содержатся газы, образующиеся на различных этапах их формирования и изменения.

Наиболее опасно по своим последствиям наличие газов в угольных пластах. В состав этих газов входят метан CH_4 (93—96 %), углекислый газ CO_2 (0,1—1,1 %), азот N_2 (3,5—5,5%), в отдельных случаях сероводород H_2S , водород H_2 , тяжелые углеводороды этан C_2H_6 и пропан C_3H_8 , гелий He . Значительную опасность представляет и радиоактивный газ радон Rn , встречающийся на урановых рудниках.

Метан является продуктом метаморфизма угля, в связи с чем газоносность углей растет по мере увеличения степени их метаморфизма. Природная газоносность углей меняется в широких пределах — от «следов» газов до 35—40 м³ на 1 т горючей массы, обычно 10—20 м³/т.

Угли представляют собой пористое тело с большим объемом пустот в виде пор и трещин. Наличие в углях большого количества ультра- и микропор и переходных пор наряду с макропорами и субмакропорами обуславливает их громадную удельную поверхность, составляющую в среднем $200 \text{ м}^2/\text{г}$. Сложная структура и химический состав угля определяют его высокие сорбционные свойства, фильтрационную способность и формы содержания газов в массиве угля.

Метан содержится в угле в сорбированном (связанном) виде в ультра- и микропорах и в виде свободного газа, содержащегося в порах и трещинах размером 10^{-4} м и более.

При ведении горных работ массив вокруг выработки разрушается или разгружается, что приводит к падению давления газа и его выделению в выработку. Газовыделения в шахтах происходят из разрушенного угля, стенок выработок, а также из подрабатываемых и надрабатываемых сближенных угольных пластов и пропластков, связанных трещинами с рабочим пластом. Доля сближенных пластов в общем газовом балансе выработки достигает 60—80 %.

Следует заметить, что начиная с глубины 600—700 м метан содержат не только угольные пласты, но и песчаники. Метан в песчаниках находится только в свободном состоянии. Хотя газоносность песчаников невелика (до $1\text{—}2 \text{ м}^3/\text{т}$), но на глубине 40—60 м они являются весьма значительными газовыми коллекторами.

Наибольшая опасность метана заключается в том, что смесь воздуха с 5—16 % метана является взрывчатой.

Различают абсолютную I и относительную q газообильность выработок. Под **абсолютной газообильностью** понимается количество метана, выделяющегося в горную выработку в единицу времени. **Относительной газообильностью** называется количество метана ($\text{м}^3/\text{т}$), выделяющееся в горные выработки в течение суток и отнесенное к 1 т суточной добычи.

Газовые шахты (шахты, в которых хотя бы в одной выработке обнаружен метан) в зависимости от величины q и вида выделения метана разделяются на пять категорий (табл. 1.1).

Шахты, разрабатывающие пласты, опасные по внезапным выбросам угля и газа; шахты с выбросами породы. К сверхкатегорным отнесены также шахты, опасные по суфлярным выделениям метана, независимо от их относительной метанообильности. В отличие от обычного газовыделения, происходящего достаточно равномерно, суфлярные выделения представляют собой местные выделения значительных количеств газа с дебитом $1 \text{ м}^3/\text{мин}$ и более.

Внезапные выбросы угля и газа, а также песчаников и газа — лавинно происходящие процессы внезапного самопроизвольного разрушения массива и отброса его с выделением значительных количеств метана (на ряде шахт с выделением углекислого газа).

Основным способом борьбы с вредными газами является их разжижение до безопасной концентрации путем проветривания. В условиях высокой газообильности (до 80—120 м³/т) средствами вентиляции не удается достигнуть нормальных условий работы. В этих случаях используют искусственную дегазацию метаносодержащих коллекторов.

Таблица 1.1.

Категории угольных шахт по метану

Категория шахт	Относительная метанообильность шахты, м ³ /т
I II III Сверхкатегорные Опасные по внезапным выбросам газа и пыли	До 5 От 5 до 10 От 10 до 15 15 и более; шахты, опасные по суффлярным выделениям Шахты разрабатывающие пласты, опасные по внезапным выбросам угля и газа; шахты с выбросами породы

Газы соляных месторождений содержат в основном азот, а также метан и более высокие углеводороды, углекислый газ, водород. Общее количество газов в соляных месторождениях может быть достаточно большим. Так, для калийных рудников Германии общее газосодержание составляет до 15 м³/т. Помимо обычного газовыделения, могут происходить внезапные выбросы соли и газа.

Массивы горных пород характеризуются обводненностью. Шахтные воды (подземные и поверхностные), поступающие в горные выработки, влияют на условия вскрытия и эксплуатации месторождения. Подземные воды - воды, находящиеся в порах, пустотах и трещинах горных пород. Поверхностные воды - воды, выпадающие на поверхность земли в виде атмосферных осадков, а также воды, находящиеся в водоемах и водотоках.

Насыщенные водой горные породы образуют безнапорные и напорные водоносные горизонты. Подземные воды, накапливающиеся на первом от поверхности водоупорном слое горных пород, заполняющие поры рыхлых грунтов, трещины коренных или скальных пород, относят к грунтовым водам. Они имеют свободную водную поверхность. Ниже располагаются водоносные горизонты, заключенные между водоупорными пластами, частично или

полностью изолированные друг от друга. Межпластовые воды могут быть как напорными, так и безнапорными.

По характеру водосодержащей среды подземные воды разделяются на порово-пластовые, трещинно-пластовые, трещинные и карстовые.

Обводненность месторождений характеризуется коэффициентом водообильности K_v , который представляет собой отношение количества выкачиваемой на поверхность воды Q (m^3) к количеству добытого полезного ископаемого T (т) за тот же промежуток времени.

С глубиной притоки воды в выработки уменьшаются.

При ведении горных работ в атмосферу выработок выделяются не только газы, заключенные в массиве пород, но и газы технологического происхождения (газы, образующиеся при взрывных работах, выхлопные газы дизельных двигателей самоходного оборудования и др.) (табл.1.2). Для разжижения вредных газов до безопасных концентраций в шахту должно

Таблица 1.2.

Предельно допустимые концентрации вредных газов в подземных выработках шахт угольной и горнорудных отраслей промышленности

Вредные газы	ПДК газа в действующих выработках шахт	
	% (по объему)	мг/м ³
Оксид углерода CO	0,00170	20
Оксиды азота (в пересчете на NO ₂)	0,00026	2
Сернистый ангидрид SO ₂	0,00038	10
Сероводород H ₂ S	0,00071	10
Формальдегид CH ₂ O	0,00004	0,5

подаваться необходимое количество воздуха. Предельно допустимые концентрации (ПДК) вредных и ядовитых газов в рудничной атмосфере регламентируются Правилами безопасности для соответствующих отраслей горной промышленности.

Правила безопасности и при разработке угольных и сланцевых месторождений, и при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом регламентируют содержание кислорода в шахтной атмосфере не менее 20 % по объему. Содержание углекислого газа CO₂ в рудничном воздухе не должно превышать на рабочих местах и в

исходящих струях участка 0,5 %, в выработках с исходящей струей крыла, горизонта и шахты в целом — 0,75 %.

Перед допуском людей в забой после взрывных работ содержание ядовитых газов не должно превышать 0,008 % по объему в пересчете на условный оксид углерода.

Содержание метана в атмосфере подземных выработок должно соответствовать нормам, приведенным в табл. 1.3.

При несоответствии состава воздуха приведенным выше нормам работы в таких выработках должны быть оставлены, с электрооборудования снято напряжение, а люди выведены на свежую струю. После сообщения об этом горному диспетчеру должны приниматься меры по улучшению качества воздуха.

Таблица 1.3.

Нормы содержания метана в атмосфере подземной выработки

Место скопления метана	Недопустимое содержание метана по объему
Струя, исходящая из очистной или тупиковой выработки, камеры выемочного участка	Менее 1
Струя, исходящая из крыла, шахты	Менее 0,75
Струя, поступающая на выемочный участок, в очистные выработки, к забоям тупиковых выработок и в камеры	Менее 0,5
Местные скопления метана в очистных, тупиковых и других выработках	2 и более

Скорость воздуха в горных выработках не должна превышать значений, указанных в табл. 1.4.

В то же время скорость воздуха не должна быть менее 0,25 м/с в призабойных пространствах очистных выработок обычных угольных шахт, в тупиковых выработках газовых шахт и при проведении подготовительных и нарезных выработок на рудниках. Минимальная скорость струи воздуха в очистных забоях рудников должна быть не ниже 0,50 м/с, а при камерно-столбовой системе разработки в очистных забоях россыпных месторождений и в подготовительных выработках соляных и калийных рудников — не менее 0,15 м/с

Регулирование проветривания осуществляется сложной системой вентиляционных сетей и устройств. Проветривание организуется так, чтобы воздух из исходящих вентиляционных струй не попадал в свежий.

Температура и влажность воздуха должны соответствовать нормам, приведенным в табл. 1.5.

В шахтах, где горнотехническими мероприятиями нормальные тепловые условия не обеспечиваются, должно применяться искусственное охлаждение (кондиционирование) воздуха.

Воздух в действующих выработках не должен содержать свыше предельно допустимых концентраций:

пыли рудной или угольно-породной, содержащей от 10 до 70% свободной 5102 ,— 2 мг/м^3 ;

пыли угольной, содержащей от 2 до 10 % свободной $51C>2$ — 4 мг/м^3 ;

пыли рудной, угольной или породной, содержащей 2 % свободной 8162 — 10 мг/м^3 .

Таблица 1.4.
Максимально допустимые скорости воздушной струи

Горные выработки и призабойные пространства	Максимальная скорость воздуха, м/с
Вентиляционные скважины и восстающие, не имеющие лестничных отделений	Не ограничена
Стволы и вентиляционные скважины с подъемными установками, предназначенными только для подъемов людей в аварийных случаях, а также вентиляционные стволы и каналы, не оборудованные подъемом	15
Стволы для спуска и подъема только грузов	12
Стволы для спуска и подъема людей и грузов, квершлагги, главные откаточные и вентиляционные штреки, капитальные и панельные бремсберги и уклоны	8
Все прочие выработки, проведенные по руде, углю и породе	6
Призабойные пространства очистных и тупиковых выработок	4

Столь жесткие нормы объясняются двойным вредным действием пыли: угольная и породная пыль является источником тяжелых профессиональных заболеваний — пневмокониозов (отсюда регламентация содержания свободной SiO_2), в то же время угольная пыль при определенных концентрациях взрывоопасна. Наличие пыли в рудничной атмосфере снижает предел взрывчатости метана.

К опасным по взрывам пыли относятся пласты угля (горючих сланцев) с выходом летучих веществ 15 % и более, а также пласты угля (кроме антрацитов) с меньшим выходом летучих веществ, взрывчатость пыли которых установлена лабораторными испытаниями.

На угольных шахтах, разрабатывающих пласты, опасные по взрывам пыли, должны осуществляться мероприятия по предупреждению и локализации взрывов пыли. Для доведения норм пыли в воздухе до ПДК проводится комплексное обеспыливание, предусматривающее увлажнение полезного ископаемого в массиве, орошение в местах интенсивного пылеобразования, пылеотсос при работе машин и механизмов и др.

Таблица 1.5.

Нормы температуры и влажности воздуха

Скорость воздуха	Допустимая температура, при относительной влажности		
	60-75	76-90	Более 90
До 0,25	24	23	22
0,5	25	24	23
1	26	25	24
2 и более	26	26	25

При подземной разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений количество воздуха, необходимого для проветривания выработок, должно рассчитываться по следующим факторам: наибольшему числу людей, занятых одновременно на подземных работах (не менее 6 м³/мин на каждого человека); углекислоте; ядовитым и взрывоопасным газам; газам от взрывных работ (при взрыве 1 кг ВВ образуется в среднем 40 л условного оксида углерода, в том числе оксидов азота); вредным компонентам выхлопных газов от применяемого самоходного оборудования с двигателями внутреннего сгорания (для разбавления выхлопных газов до санитарных норм необходимо подавать дополнительно не менее 6,75 м³/мин свежего воздуха на 1 кВт номинальной мощности двигателя), а также по минимально допустимой скорости движения воздуха. По вышеуказанным факторам принимается к расчету наибольшее количество свежего воздуха.

3. Технологический комплекс поверхности шахты

Поверхность шахты — комплекс зданий, сооружений и оборудования, предназначенных для подъема, приема, технологической обработки и отправки угля, приема и отгрузки породы, спуска и подъема материалов, оборудования и людей, проветривания подземных выработок, обеспечения горных работ энергией, для производственно-бытового обслуживания трудящихся и ряда других процессов.

На обслуживании поверхности шахты занято до 20 %, общего числа трудящихся, поэтому трудоемкость работ на поверхности в значительной степени определяет технико-экономическую эффективность работы шахты.

Основными технологическими комплексами и службами на поверхности шахт являются: угольный комплекс, породный комплекс, комплекс обмена и откатки вагонеток в надшахтных зданиях, стационарные установки, склады, ремонтные службы, службы производственно-бытового обслуживания трудящихся.

Для облегчения обслуживания технологических комплексов важно рационально разместить здания и сооружения на поверхности. В современных проектах шахт почти все здания основного и вспомогательного назначения располагаются в трех крупных блоках: главного ствола, вспомогательного ствола и административно-бытового комбината, а также предусматриваются отдельно стоящие здания и сооружения (рис. 3.23).

Блок главного ствола включает копер, надшахтное здание, бункера для приема угля и породы, устройства для выбора из угля крупных кусков породы и дробления негабаритов, пункт безбункерной погрузки угля в железнодорожные вагоны, станцию погрузки породы, котельную и помещение подъемных установок.

Угольный комплекс включает в себя следующие технологические процессы: первичную обработку горной массы, погрузку угля в железнодорожные вагоны, аккумуляцию и складирование угля в склады вместимостью, равной 5—12-суточной добыче шахты.

Основные процессы в породном комплексе — транспортирование и складирование породы. Погрузка породы на внешний транспорт может быть бункерной и безбункерной. В отвалы порода может направляться автомобильным, железнодорожным, рельсовым и конвейерным транспортом, подвесными канатными дорогами, гидро- и пневмотранспортом. Рельсовый, конвейерный, гидро- и пневмотранспорт применяются редко.

Блок вспомогательного ствола располагается над его устьем и включает в себя: копер, надшахтное здание с комплексом обмена и откатки вагонеток, ремонтную мастерскую, помещения подъемных машин, склады материалов и оборудования, калориферную и компрессорную установки, склад противопожарных материалов.

Через вспомогательный ствол в шахту подаются в основном все оборудование и материалы, спускаются люди. Комплекс обмена и откатки вагонеток предназначен для осуществления связи всех объектов вспомогательного назначения поверхности с подземным хозяйством шахты.

Для приемки и обмена вагонеток, выдаваемых из шахты, для спуска в шахту материалов, спуска и подъема людей в надшахтном здании оборудуется приемная площадка. На ряде шахт имеются две приемные площадки: верхняя — для приемки вагонеток с углем и породой и нижняя — для спуска оборудования и материалов. Спуск людей может производиться с обеих площадок. По наклонным стволам вагонетки выдают на приемную площадку в специальных клетях, обеспечивающих их вертикальное положение, или перемещают их сцепленными в партии по рельсовым путям приводами с канатной тягой.

При обмене и откатке вагонеток производятся следующие операции: установка клетки на уровне приемной площадки; выталкивание из клетки вагонетки и заталкивание ее в клетку; откатка вагонетки к месту разгрузки; разгрузка вагонеток; загрузка вагонеток и доставка их к стволу.

Связь клетки с приемной площадкой осуществляется посредством жестких посадочных кулаков или более универсальных качающихся площадок. При отсутствии клетки посадочные устройства находятся в нерабочем положении, а доступ к стволу преграждается предохранительными дверями и задерживающими стопорами.

Для механизации обмена вагонеток в клетях и опрокидывателях применяют толкатели. Схемы обмена и откатки вагонеток разделяются на самокатные, принудительно-самокатные и принудительные, являющиеся наиболее перспективными. Для разгрузки выдаваемых на поверхность шахтных вагонеток применяются опрокидыватели, среди которых наибольшее распространение получили стационарные круговые опрокидыватели.

Механизация операций по приемке, штабелированию, хранению и подаче к стволу шахты материалов и оборудования осуществляется с применением козловых двухконсольных кранов грузоподъемностью не менее 10 т, автопогрузчиков, монорельсовых установок и безрельсового транспорта.

Блок административно-бытового комбината (АБК) включает следующие основные помещения и службы:

- административно-контторские;
- санитарно-бытового обслуживания;
- производственно-вспомогательные;
- санитарно-медицинского обслуживания;
- культурного обслуживания и др.

Генеральный план поверхности шахты должен быть увязан с выработками околоствольного двора. Откаточные выработки должны быть сориентированы по направлению продольных осей клетевых подъемов. Для

обеспечения рационального размещения сооружений на поверхности и устойчивости выработок околоствольного двора расстояния между стволами типизированы и обычно равны 70—80 м. Склады угля, породопогрузочные пункты и другие объекты с интенсивным пылеобразованием должны располагаться с подветренной стороны от воздухозаборных сооружений шахты на расстоянии не менее 100 м.

Расстояния от отвалов породы до зданий и сооружений должны приниматься не менее длины расчетной зоны сдвига отвала. Необходимо, чтобы обеспечивалось удобство примыкания подъездных путей к ближайшей железнодорожной станции.

Вопросы для контрольной работы

1. Определите понятия «процесс» и «операция».
2. Назовите три уровня процессов в шахте.
3. По каким схемам работают угольные комбайны?
4. Какими способами осуществляется боковая разгрузка угля?
5. В чем основное отличие индивидуальной крепи от механизированной?
6. В чем преимущество щитовых крепей?
7. Назовите основные способы управления кровлей.
8. Что понимают под концевыми операциями?
9. Каковы преимущества схем с разворотом комплексов?
10. В чем заключаются основные отличия технологических схем при комбайновой и струговой выемке?
11. В каких зонах могут находиться отдельные участки подготовительных выработок по отношению к очистному забою?
12. Каковы основные задачи подземного транспорта?
13. Назовите принципиальные схемы подъемных установок.
14. Перечислите основные технологические комплексы и службы на поверхности шахты.
15. Что отражает понятие «крепость горных пород»?
16. Чем отличаются классификации по устойчивости массива пород, принятые на рудниках и на угольных шахтах?
17. Чем оценивается трещиноватость горных пород?
18. Какими показателями характеризуется кусковатость руд и пород?
19. На какие категории по метану разделяются угольные шахты?
20. Перечислите предельно допустимые концентрации (ПДК) вредных и ядовитых газов, пыли и нормы содержания метана в рудничной атмосфере.

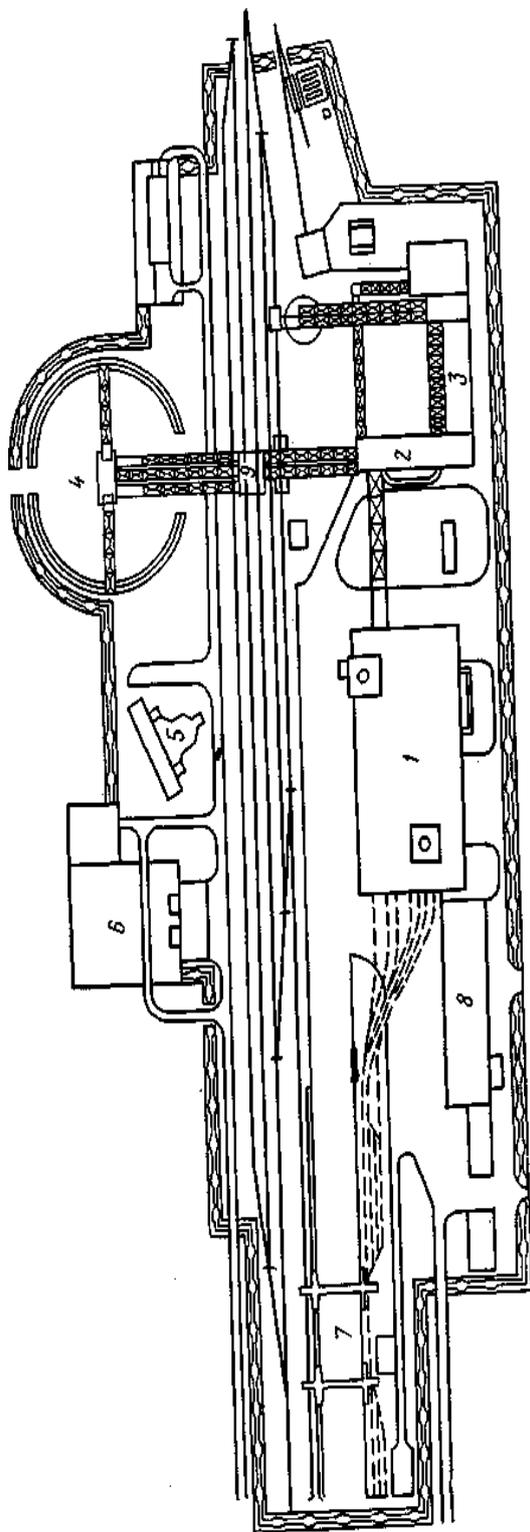


Рис. 3.23. Генеральный план промышленной площадки шахты:
 1 — блок главного и вспомогательного стволов; 2 — обогатительная установка; 3 — котельная; 4 — угольный склад; 5 — вентиляторная установка; 6 — склад крепёжных материалов; 7 — склад административно-бытовой комбинации; 8 — склад

Лекция № 8.
**ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

План лекции:

1. Особенности рудных месторождений, влияющих на технологию и механизацию горных работ.
2. Показатели, оценивающие извлечение руды из недр. Методы определения фактических потерь и разубоживания руды.
3. Экономический ущерб и методы нормирования потерь и разубоживания руды.

***Цель лекции:** Студент должен получить понятие о рудном месторождении, о рудном теле, о полезном компоненте и промышленном минимуме, изучить особенности руд тел, влияющих на технологию и механизацию горных работ. Должен получить навыки технологической и экономической оценки потерь и разубоживания руды, а также изучить методы определения объема потерь и разубоживания, овладеть принципами их нормирования.*

***Ключевые слова:** Рудное месторождение, рудное тело, полезный компонент, крепость руд, формы и элементы залегания рудных тел, содержание полезного компонента, отбитая руда и его разрушаемость, потери и разубоживание руды, общешахтные и эксплуатационные потери, потери металла, засорение руды, прямой, косвенный и комбинированный методы определения потерь и разубоживания, экономические последствия потерь и разубоживания, методы расчета ущерба от потерь и разубоживания.*

1. Особенности рудных месторождений, влияющих на технологию и механизацию горных работ

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.

К этим особенностям в первую очередь можно отнести следующие:

1. Значительно более высокая крепость и абразивность руд по сравнению с углем. Так, если коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова для каменного угля равен 1—1,5 и для антрацита 2—2,5, то большинство руд имеют коэффициент крепости около 8—12, а весьма

крепкие — от 15 до 20 и выше. По абразивности каменный уголь можно сравнивать с неабразивными рудами (такими, например, как каменная соль). Обычно же руды в 5—10 раз, а в отдельных случаях даже в 20 раз более абразивны, чем каменный уголь.

Эта особенность рудных месторождений предопределяет необходимость использования на большинстве подземных рудников взрывного способа отбойки, который предусматривает осуществление трудоемких работ по бурению и заряданию скважин и шпуров, а получающиеся при взрывной отбойке весьма крупные (негабаритные) куски руды вызывают необходимость проведения дополнительных малопроизводительных и не всегда безопасных работ по повторному взрыванию их — вторичному дроблению негабарита.

В связи с тем, что отбитая руда гораздо более абразивна и имеет значительно большую крупность кусков, чем уголь, на рудниках используют, как правило, другие доставочные средства, чем на угольных шахтах.

Имеющая место при взрывной отбойке руды прерывистость головного процесса технологической схемы (цепочки) добычи, наряду с простоями из-за проветривания и трудностями механизации работ в очистных блоках, создает на рудниках неблагоприятные условия с точки зрения поточности производства, являющейся, как известно, одной из предпосылок успешной автоматизации технологических процессов.

2. Разнообразие размеров и изменчивость элементов залегания рудных тел. Размеры рудных тел колеблются в очень широких пределах. Мощность изменяется от нескольких сантиметров до сотен метров. Глубина распространения от поверхности разрабатываемых в настоящее время месторождений доходит до 3,9 км. Длина рудных залежей по простиранию колеблется от нескольких метров до нескольких километров, а отдельные рудные месторождения простираются на десятки километров.

Многообразны и формы рудных тел (см. рис. 1.1). Характерные для угольных шахт пластовые залежи на рудниках встречаются очень редко. Как правило, формы рудных тел отличаются гораздо большей сложностью. Контакты руды и вмещающих пород не всегда четко выражены, а для вкрапленных руд положение контактов на глаз установить практически невозможно.

Особую сложность при разработке представляет характерное для рудных тел непостоянство мощности и угла падения, наличие раздувов и пережимов, а иногда и ответвлений и бессистемно расположенных в руде пропластков и линз вмещающих пород.

Такое разнообразие форм и изменчивость элементов залегания рудных тел требуют соответствующего разнообразия и особой «гибкости» используемых на рудниках технологических процессов, систем разработки, а также схем подготовки и способов вскрытия месторождений. Далекое не всегда удается обеспечить стандартность технических решений, использовать типовые схемы. На одном и том же руднике нередко приходится применять различные способы ведения и схемы механизации горных работ, различные системы разработки.

3. Изменчивость содержаний полезных компонентов, а иногда и минералогического состава руд по объему залежей, характерная для большинства рудных месторождений и особенно для руд цветных металлов.

Содержание металлов обычно меняется с глубиной, а нередко и по мощности, и по простиранию рудных тел. Качество рудной массы, поступающей из разных очистных блоков, как правило, различно, причем даже в одном блоке оно меняется со временем, по мере отработки запасов.

Качество же рудной массы, выдаваемой на поверхность и поступающей на переработку, должно быть стабильным. Поэтому на рудниках возникает необходимость управления качеством в процессе добычи и, в частности, решения задачи усреднения качества рудной массы, поступающей из разных очистных блоков. Для решения этой задачи обычно приходится увеличивать количество находящихся в работе очистных блоков (в 1,5—2,5 раза) по сравнению с необходимым для обеспечения заданной производительности рудника, устраивать соответствующие бункерные аккумулярующие емкости и тем самым существенно увеличивать себестоимость добычи.

Нередки случаи, когда из-за разницы в минералогическом составе (например, окисленных и сульфидных полиметаллических руд) или из-за резких колебаний содержания металла в руде на соседних участках выделяют разные по качеству сорта руд, затраты на последующее обогащение и металлургический передел которых существенно различны. В этих случаях применяют селективную (раздельную) выемку, осуществляют рудосортировку и предконцентрацию (породоотборку) и организуют отдельные рудопотоки, включающие доставку, транспортирование и подъем на поверхность каждого сорта руды обособленно.

4. Сравнительно меньшая разрушаемость отбитой руды при самотечном перемещении ее по рудоспускам и очистному пространству. При самотечном перемещении угля происходит значительное разрушение его кусков, сопровождающееся образованием чрезмерного количества мелочи и угольной пыли, что резко снижает качество добытого угля как товарной продукции. Переизмельчение отбитой руды (за редким исключением, касающимся, например, некоторых видов железных руд) практически не снижает товарного качества рудной массы, так как перед обогащением ее все равно измельчают в дробилках и шаровых мельницах. На угольных шахтах стремятся всячески устранить или сократить перепуск угля. На рудниках же, наоборот, очень часто имеет место самотечное перемещение руды под действием собственного веса. Широко распространены не только короткие и обычные (до 40—60 м), но и глубокие рудоспуски (протяженностью более 100 и даже 300—400 м). Благодаря этому на рудниках используются иные, отличные от практики угольных шахт схемы вскрытия и подготовки месторождений и выемочных участков (очистных блоков).

5. Гораздо меньшая достоверность и оперативность информации о горно-геологических условиях и протекании технологических процессов. Эта особенность предопределяется как несовершенством существующих методов опробования, так и объективными причинами, связанными с разнородностью состава и изменчивостью содержания полезных компонентов в руде. На опробование и последующий химический анализ проб тратится значительное время и средства. Обеспечить необходимую оперативность информации о качестве добываемой продукции не всегда удается. Так, на некоторых полиметаллических рудниках объективные данные о содержании металлов в добываемой рудной массе поступают из химлаборатории лишь через 1—2 суток после взятия проб, что чрезвычайно затрудняет управление качеством.

Иногда нет возможности установить и качество выполнения того или иного технологического процесса. Например, в связи с отсутствием при некоторых системах разработки доступа в очистное пространство качество процесса отбойки может быть оценено лишь косвенно, по результатам последующих процессов вторичного дробления и доставки руды в блоке. Не поддается непосредственному наблюдению и процесс выпуска руды под налегающими обрушенными породами, хотя режим этого вида выпуска решающим образом влияет на количественные и качественные показатели извлечения руды из недр.

6. Широкий диапазон устойчивости руд и вмещающих пород предопределяет многообразие используемых на рудниках способов поддержания очистного пространства и систем разработки. Большинство руд более устойчивы, чем уголь, хотя в отдельных случаях бывает и наоборот. Тектонические же нарушения в рудных месторождениях встречаются чаще, чем в угольных. Сбросы, сдвиги, зоны смятия, разломы обычно усложняют как разведку, так и разработку многих рудных месторождений.

7. Способность некоторых руд к слеживаемости или самовозгоранию, а также значительная обводненность ряда рудных месторождений также существенно влияют на способы ведения горных работ. Так, слеживаемость руд, содержащих много увлажненных глинистых и илистых частиц, препятствует применению систем разработки с магазинированием руды, при которых отбитая руда аккумулируется (накапливается) в очистном пространстве и определенное время находится в нем без движения. Самовозгораемость руд и пород (содержащих более 18—20 % серы) препятствует применению систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород и обычно требует перехода к более дорогостоящим системам разработки с твердеющей закладкой.

Обводненность рудных месторождений нередко требует предварительного осушения подлежащих обработке участков месторождения, организации сложного водоотливного хозяйства при их эксплуатации.

8. **Высокая ценность большинства руд по сравнению с углем** обуславливает более жесткие требования к полноте и качеству и извлечения полезного ископаемого из недр и оправдывает в соответствующих условиях трудоемкие и дорогостоящие способы ведения горных работ, отличающиеся небольшими потерями и разубоживанием руды.

9. **Отсутствие на большинстве подземных рудников метановыделения.** Почти на всех рудниках разрешаются работы с открытым огнем, не требуется аппаратура во взрывоопасном исполнении. Тем не менее отдельные рудники, разрабатывающие калийные соли или рудные залежи, вблизи которых во вмещающих породах имеются непромышленные пропластки метаносодержащих углей, относят к газовым (но не выше второй категории). Кроме того, при разработке урановых месторождений выделяются газообразные радиоактивные примеси (в том числе радон), опасные с точки зрения ионизирующих воздействий на человека, а при разработке залежей ртутных и мышьяковистых руд — ядовитые пары этих металлов. Поэтому на таких рудниках осуществляется целый комплекс соответствующих мероприятий по охране труда и технике безопасности.

2. Показатели, оценивающие извлечение руды из недр. Методы определения фактических потерь и разубоживания руды.

При разработке рудных месторождений никогда не извлекают руду в чистом виде, т. е. с тем содержанием полезного компонента и точно в том количестве, в котором она находится в подлежащих отработке балансовых запасах месторождения. Часть балансовых запасов руды по разным причинам безвозмездно остается в недрах и называется **потерями руды**. В то же время при добыче всегда происходит **разубоживание руды**, т. е. снижение содержания полезного компонента в добытой рудной массе по сравнению с содержанием его в массиве руды. Потери являются количественными показателями извлечения руды из недр при добыче, а разубоживание — качественными (рис. 1).

По классификации М. И. Агошкова и Е. И. Панфилова принято выделять следующие виды потерь: общерудничные, эксплуатационные в массиве и эксплуатационные для отбитой руды.

Общерудничные потери состоят из запасов руды, оставленных в различного вида охранных целиках около капитальных выработок и под подлежащими охране объектами на поверхности (зданиями, сооружениями, водоемами, железными дорогами и т. п.).

Эксплуатационные потери руды в массиве происходят из-за оставления руды в неизвлекаемых целиках внутри очистных блоков (см. рис. 1, а), у штреков и восстающих, вблизи мест завалов, затоплений и пожаров, а также у контактов рудных залежей из-за невозможности точно повторить при

очистной выемке изменчивые контуры рудных тел (см. рис.1, б). Эксплуатационные потери отбитой руды имеют место при прекращении выпуска руды из блока, когда разубоживание налегающими обрушенными

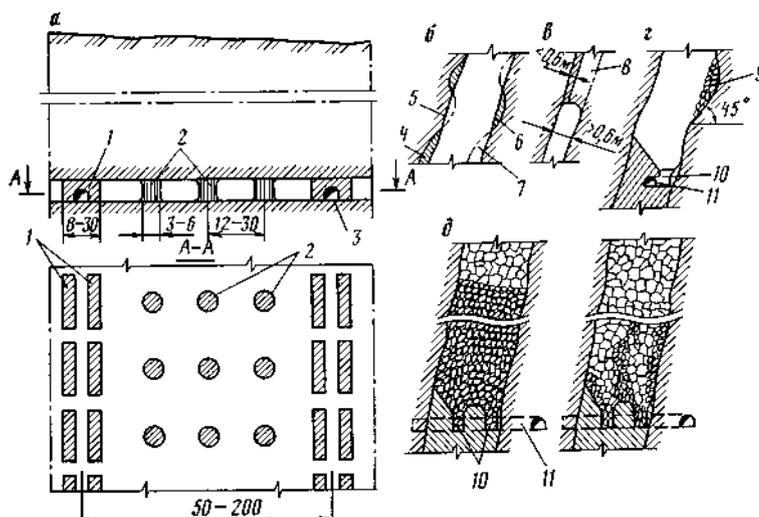


Рис. 1. Схемы, поясняющие образование потерь и разубоживания руды:

1 — околоштрековые целики; 2 — опорные целики; 3 — штреки; 4 — рудный контур; 5 — выемочный контур; 6 — участок потерянной руды в массиве; 7 — участок пород, отбитых вместе с рудой; 8 — породы, отбиваемые одновременно с выемкой тонкой жилы; 9 — отбитая руда, оставшаяся в неровностях лежачего бока; 10 — выработка для выпуска руды; 11 — выработка для доставки руды

породами становится чрезмерным (см. рис.1, д); при застревании руды на лежащем боку из-за неровностей (см. рис.1, з) или недостаточного для самотечного перемещения наклона контакта руды с породами; при попадании рудной мелочи через настил в закладку; при транспортировании руды из-за просыпи на путях, в местах перегрузок и складирования.

По причинам возникновения разубоживание можно разделить на три вида:

1. Разубоживание от засорения, т. е. из-за увеличения объема добычи при том же количестве металла:

а) при выпуске руды непосредственно под налегающими обрушенными породами, когда куски пород просачиваются в руду, перемешиваются с ней (см. рис. 1, д);

б) при отбойке вместе с рудой породы из-за изменчивых контуров рудных залежей (см. рис. 1, б) или необходимости подрабатывать породы вблизи тонких жил, чтобы создать очистное пространство шириной не менее 0,6—0,8 м для свободного перемещения по нему людей (см. рис. 1, в);

в) при самопроизвольном отслаивании и попадании в руду породы из кровли или блоков открытого очистного пространства.

2. Разубоживание от попадания в потери руды с более высоким содержанием полезного компонента, чем в балансовых запасах, что уменьшает количество металла в извлекаемом объеме рудной массы:

а) при наличии в рудной мелочи, теряемой в неровностях лежащего бока, в закладке или в процессе транспортирования, более высокого содержания металла, чем в остальной руде (из-за повышенной хрупкости и легкости выкрашивания рудных минералов);

б) при необходимости по условиям горного давления оставлять целики там, где руда оказалась богаче;

в) при наличии более богатой руды на участках, где по конструктивным особенностям очистной выемки уровень потерь выше, чем на других (например, в днище блока).

3. Разубоживание от выщелачивания металла из руды шахтными водами, если этот металл содержится в руде в виде растворимых соединений (имеет место на медноколчеданных и урановых рудниках).

В настоящее время наиболее часто пользуются четырьмя основными показателями, оценивающими полноту и качество извлечения руды из недр при добыче. Эти показатели являются относительными величинами и при расчетах и в формулах измеряются обычно в долях единицы, а в описаниях могут указываться и в процентах. К основным показателям извлечения руды из недр относятся следующие:

1. Потери металла (полезного компонента)

$$N = (M_{\text{пот}} - M_{\text{пор}}) / M_{\text{руд}} \quad (2.1)$$

где, $M_{\text{пот}}$ — количество металла в потерянной руде, т; $M_{\text{пор}}$ — количество /металла в примешанной породе, т; $M_{\text{руд}}$ — количество металла в подлежащих отработке балансовых запасах руды, т.

2. Разубоживание руды (полезного ископаемого)

$$P = (A_{\text{руд}} - A_{\text{р.б.}}) / A_{\text{руд}} \quad (2.2).$$

где, $A_{\text{руд}}$ — содержание металла в балансовых запасах руды, % или г/т; $A_{\text{р.б.}}$ — содержание металла в добытой рудной массе, % или г/т.

3. Потери руды (ранее называвшиеся истинными потерями)

$$n_p = П/Б \quad (2.3)$$

где, $П$ — количество руды, потерянной из балансовых запасов, т; $Б$ — количество руды в балансовых запасах, т.

4. Засорение руды (ранее называвшееся истинным разубоживанием)

$$P_p = В/Д \quad (2.4)$$

где $В$ — количество вмещающих пород, попавших в руду в процессе добычи, т; $Д$ — количество добытой рудной массы, т. Поскольку количество металла есть

произведение количества руды (породы) на содержание металла в этой руде (породе), то формулу (2.1) можно записать следующим образом:

$$N = (\Pi A_{\text{пот}} - B A_{\text{пор}}) / (B A_{\text{руд}}) \quad (2.5)$$

Величины $n = n_p$ и $p = p_p$ в случаях, когда содержание металла в потерянной руде $A_{\text{пот}}$ и содержание его в балансовых запасах $A_{\text{руд}}$ одинаковы, а содержание металла в разубоживающей руду породе $A_{\text{пор}}$ практически равно нулю, т. е. если $A_{\text{пот}} = A_{\text{руд}}$ и $A_{\text{пор}} = 0$. В остальных случаях перечисленные показатели извлечения различаются по величине.

При отчетности, нормировании и оценке экономического ущерба пользуются показателями потерь металла n и разубоживания руды p , а при анализе технических решений и оценке качества ведения горных работ — показателями потерь руды Np и засорения ее p_p .

Существуют прямые, косвенные и комбинированные методы определения фактических потерь и разубоживания на рудниках.

Прямой метод основан на непосредственных замерах в местах образования отдельных составляющих (видов) потерь и разубоживания с последующим суммированием этих составляющих. Эти замеры можно осуществить только при наличии непосредственного безопасного доступа людей в очистное пространство. Внедрение новых методов съемки контуров открытых очистных камер из подходных выработок, т. е. на значительном расстоянии от мест образования потерь и засорения руды, позволяет расширить применение прямого метода измерения.

Количество потерянной руды в различного вида целиках, к которым есть доступ, можно измерить с помощью обычных маркшейдерских замеров их контуров, а значит и объема руды, в них находящейся. А зная плотность руды в массиве, подсчитывают и количество потерянной руды. Качество потерянной руды, т. е. содержание металла в целиках, определяют геологическим опробованием их. Пробы бывают точечными или бороздовыми. Могут использоваться результаты опробования шпуров или скважин (по буровому шламу или кернам). Отобранные пробы подвергаются химанализу в аналитической лаборатории, где и определяется содержание металла в них.

Аналогично определяют количество и качество руды, потерянной в связи с неполнотой отбойки, а также количество и качество вмещающих пород, отбитых вместе с рудой. При этом производят геологическое опробование и маркшейдерскую съемку фактических контуров очистной выемки и сравнивают эти данные с исходной геолого-маркшейдерской документацией, т. е. подлежащими отработке контурами балансовых запасов рудных тел.

Некоторые виды потерь (от просыпания в закладку, при транспортировании, потери отбитой рудной мелочи в неровностях лежачего бока и др.) могут быть установлены только при специальных контрольных замерах, требующих опробования закладки, особо тщательной зачистки транспортных выработок и лежачего бока и т. п. Такие замеры производят лишь в отдельных наиболее

характерных очистных блоках, а полученные результаты распространяют на другие блоки с аналогичными условиями.

Некоторые виды потерь и засорения измерить прямым методом невозможно. Например, при выпуске руды под налегающими обрушенными породами доступа в обрушенное очистное пространство нет, а значит, и замерить непосредственно эти потери не удастся.

Разубоживание руды прямым методом можно определить только в двух случаях: если единственным источником является засорение руды или потери руды с содержанием металла, превышающим среднее содержание его в балансовых запасах руды.

Первый случай возможен, когда непосредственному замеру поддаются количество и качество пород, примешанных к руде, например, при совместной выемке непромышленных включений, спрямлении выемочных контуров за счет прирезки боковых пород и т. п.

При **косвенном методе** измеряют не сами составляющие потерь и разубоживания, а ряд параметров функционально связанных с потерями и разубоживанием. Затем по формулам, выведенным из балансов руды и металла, рассчитывают искомые потери и разубоживание.

Замеры величин, входящих в вышеуказанные формулы определения потерь и разубоживания косвенным методом и относящихся к руде и породе, производят так же, как и при прямом методе: на базе выполнения геологического опробования и маркшейдерских замеров. Количество добытой рудной массы D до недавнего времени определялось по числу вагонеток при заранее установленной на базе контрольных замеров усредненной массе руды в каждой вагонетке. В настоящее время на рудниках признано обязательным взвешивать все вагонетки на специальных весах при ручном, а последние годы и автоматическом управлении последними. Взвешивание производится практически без остановки движения состава. Весы чаще всего устанавливают в околоствольном дворе перед и после пунктов разгрузки вагонеток.

Содержание металла в рудной массе определяют опробованием: горстевым из навала, и «конвертом» из вагонеток. В вагонетках пробы берут с поверхности рудной массы в пяти точках (в четырех углах и по центру). Масса пробы из одной вагонетки составляет от 0,5 до 3 кг. Опробуют все вагонетки или каждую вторую, пятую, десятую и т. д. в зависимости от равномерности содержания металла в месторождении.

Отобранные пробы собирают, группируют, поднимают на поверхность и направляют для анализа в химлабораторию. При этом данные о содержании руды в вагонетках получают со значительным запозданием (на 1,5—2 сут на полиметаллических рудниках).

Естественно, что необходимо применять методы оперативного экспресс-опробования добываемой рудной массы. В настоящее время ширится применение радиометрических методов опробования. Этими методами можно оперативно

определять содержание металла в рудной массе для самых разных руд: урановых, железных, свинцово-цинковых, оловянных, бериллиевых, флюоритовых, алмазосодержащих, кварцевых и др.

Радиометрические контрольные станции РКС устанавливаются в околоствольных дворах или до них, по линии рудопотоков. Например, на полиметаллических рудниках Алмалыкского комбината информация о содержании рудной массы с указанием места получения ее от многочисленных подземных РКС поступает на ЭВМ для запоминания и подготовки отчетности и далее на дисплеи и мнемосхемы поверхностных центральных диспетчерских пунктов (ЦДП) рудников, а также руководству предприятий.

Точность радиометрических методов опробования еще не всегда соответствует точности опробования, основанного на данных химанализа. Поэтому результаты радиометрического опробования сразу используются для оперативного планирования и управления качеством рудной массы, а для отчетности и взаиморасчетов с потребителем данные радиометрии нередко периодически контролируются и при необходимости корректируются по данным рудничной химлаборатории.

Как отмечалось выше, в отличие от прямого, косвенный метод применим во всех случаях, в том числе и при выпуске руды под налегающими обрушенными породами. Однако косвенный метод имеет меньшую, чем прямой, точность замеров.

Комбинированный метод определения показателей извлечения руды из недр заключается в одновременном применении на руднике и прямого (для тех видов потерь и разубоживания, для которых этот способ подходит), и косвенного метода (для определения суммарных, т. е. общерудничных, потерь и разубоживания). При использовании комбинированного метода удастся узнать не только величины общерудничных (суммарных) показателей извлечения руды из недр, но и конкретные значения потерь и засорения по видам, т. е. причинам образования. Это позволит обоснованно оценить «узкие места» в системе управления качеством рудной массы на руднике. Однако комбинированный метод, как и входящий в него косвенный, не отличается высокой точностью.

Поэтому везде, где возможно, необходимо применять прямой метод замеров. Применение косвенного и комбинированного методов разрешается только по согласованию с органами Госгортехнадзора.

Фактические величины потерь и разубоживания являются отчетными показателями, по которым контролируется правильность ведения горных работ, полнота и качество извлечения руды из недр. Учет потерь и разубоживания осуществляет геолого-маркшейдерская служба как по руднику в целом, так и по каждой выемочной единице (этажу, выемочному участку, панели, столбу, очистному блоку) за сутки, неделю, декаду, месяц.

Оценка полноты и качества извлечения многокомпонентных полезных ископаемых должна производиться как по основному, так и по попутным компонентам, имеющим промышленное значение.

Качество рудной массы периодически контролирует и служба отдела технического контроля (ОТК), которая выполняет свои проверки по тем же методикам, что и геолого-маркшейдерская служба рудника. Но, кроме того, служба ОТК производит контрольные замеры и на обогатительной фабрике, опробуя хвосты, промежуточные продукты и концентраты. Из баланса металла на стадии обогащения определяются количество поступившей с рудника на фабрику рудной массы, содержание и количество имеющегося в ней металла. Эти данные сравниваются с отчетными показателями рудника и в случае необходимости последние корректируются. Тем самым ОТК выступает арбитром в спорных ситуациях при расчетах между рудником и фабрикой по вопросам качества добытой рудной массы.

Ответственность за организацию своевременного и достоверного учета извлечения и потерь полезных ископаемых при добыче несет главный инженер рудника.

3. Экономический ущерб и принципы нормирования потерь и разубоживания.

Недостаточно полное и качественное извлечение руды из недр имеет отрицательные экономические последствия, так как горнодобывающее предприятие несет ущерб от потерь и разубоживания руды. Знать величину этого ущерба необходимо, чтобы сравнивать варианты технических решений, различающиеся как затратами, так и значениями показателей извлечения руды из недр.

Рассмотрим сущность экономического ущерба от потерь металла. Отрабатывая балансовые запасы руды, рудник получает определенный доход (прибыль). При потере запасов руды рудник несет ущерб от потерь металла.

Тем самым экономический ущерб от потерь представляет собой недополученный из-за этих потерь доход и поэтому может приниматься равным разности между возможной ценностью конечного продукта, который можно было бы получить из оставленной в недрах (потерянной) руды, и затратами, которые потребовались бы в этом случае, чтобы завершить добычу и переработку руды до стадии получения конечного продукта: рудной массы, концентрата или металла в зависимости от того, что горнорудным предприятием продается потребителю по установленным ценам.

В затраты входят только те, которые были бы необходимы для завершения добычи и переработки потерянной руды при данной степени подготовленности ее к выемке (без затрат, уже произведенных и списанных на запасы, в которых теряется руда). Поэтому рассчитать эти затраты можно, последовательно суммируя затраты на все виды работ, которые еще нужно произвести, чтобы получить из потерянной руды конечный продукт.

Экономический ущерб от разубоживания руды заключается в том, что, во-первых, возрастает количество подлежащей выдаче на поверхность и переработке

рудной массы; а во-вторых, ухудшается извлечение металла при переработке поскольку из-за вызванного разубоживанием увеличения количества и снижения качества рудной массы растет количество металла, которое уносит с собой в хвосты вмещающие породы (ведь во вмещающих породах может не быть металла совсем, а в хвостах обогащения он все-таки содержится). Из-за разубоживания рудник несет экономический ущерб в связи с тем, что, во-первых, нужно добыть и переработать примешанные к руде и засоряющие ее вмещающие породы и, во-вторых, снижается ценность конечного продукта из-за увеличения потерь металла в хвосты обогащения.

Общая процедура нормирования показателей извлечения руды из недр заключается в следующем. На стадии проектирования для каждой выемочной единицы (очистного блока) отбирают конкурентоспособные системы разработки. По каждому варианту обосновывают величины потерь и разубоживания, которые могут иметь место при правильном применении этого варианта в данных условиях.

Прогнозируемые (выбранные) для оптимального варианта показатели извлечения руды и принимаются за нормативные потери и разубоживание.

С установленными нормативными показателями потерь и разубоживания в последующем сравнивают фактические (отчетные) показатели. За сверхнормативные потери в обязательном порядке применяют экономические санкции, а виновных должностных лиц привлекают к ответственности.

Вопросы для контрольных работ

1. Как влияет на механизацию очистной выемки более высокая крепость руды по сравнению с углем?
2. Как сказывается на технологии добычи изменчивость содержания полезных компонентов в руде?
3. Когда количество добытой рудной массы равно балансовым запасам?
4. В каких случаях и почему потери металла равны потерям руды, а разубоживание — засорению?
5. Объясните, почему из-за попадания в потери сравнительно более богатой руды происходит разубоживание добытой рудной массы?
6. Какие достоинства и недостатки прямого и косвенного методов определения фактических величин потерь и разубоживания?
8. Из чего складывается ущерб от разубоживания?

Темы практических занятий курса

«ТЕХНОЛОГИЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА»

1. Подсчет балансовых и промышленных запасов, обоснование величины потерь.
2. Методы определения потерь и разубоживания руды. Параметры отбойки и доставки руды.
3. Изучение взаимного расположения выработок на шахте и руднике, их назначение и определение, тип и материалы крепи, формы и размеры их сечений.
4. Определение проектной мощности и срока службы шахты (рудника).
5. Расчет динамики движения запасов руды.
6. Обоснование и выбор технологической схемы вскрытия шахтного поля.
7. Обоснование и выбор технологической схемы подготовки шахтного поля.
8. Расчеты технологического процесса очистной выемки и системы разработки месторождений.
9. Расчет нагрузки на комплексно-механизированную лаву с учетом газового фактора.

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕМ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ ПО ЧАСАМ

№ п.п.	Вид занятия	Темы практических занятий	Отведенные часы
1.	Практическое занятие	Подсчет балансовых и промышленных запасов, обоснование величины потерь.	4
2.	Практическое занятие	Методы определения потерь и разубоживания руды. Параметры отбойки и доставки руды.	4
3.	Практическое занятие	Изучение взаимного расположения выработок на шахте и руднике, их назначение и определение, тип и материалы крепи, формы и размеры их сечений.	4
4.	Практическое занятие	Определение проектной мощности и срока службы шахты (рудника).	4
5.	Практическое занятие	Расчет динамики движения запасов руды.	4
6.	Практическое занятие	Обоснование и выбор технологической схемы вскрытия шахтного поля.	4
7.	Практическое занятие	Обоснование и выбор технологической схемы подготовки шахтного поля.	4
8.	Практическое занятие	Расчеты технологического процесса очистной выемки и системы разработки угольных месторождений.	4
9.	Практическое занятие	Расчет нагрузки на комплексно-механизированную лаву с учетом газового фактора.	4
		Всего часов:	36

ОРГАНИЗАЦИЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТОВ

Для глубокого освоения теоретической части курса студентам организовывается самостоятельная работа на тему «Конструирование схем вскрытия и подготовки шахтного поля».

Целью организации самостоятельной работы является - отработка навыков обоснования способа и конструирование схем вскрытия и подготовки шахтного поля применительно к заданным горно-геологическим условиям.

Исходные данные для выполнения самостоятельной работы приведены в таблице 1.

Студентам при выполнении самостоятельной работы требуется:

- обосновать рациональный способ вскрытия шахтного поля;
- вычертить вертикальную и горизонтальную схемы вскрытия и подготовки шахтного поля с нанесением всех горных выработок;
- обосновать способ подготовки шахтного поля;
- указать на схеме вскрытия и подготовки шахтного поля направление движения воздуха и транспортирования полезного ископаемого.

РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТОВ

Необходимо внимательно изучить исходные данные, обратив особое внимание на количественные значения таких факторов, как размеры шахтного поля по простиранию и падению, а также угол падения пластов.

При решении первого вопроса — обоснование способа подготовки шахтного поля — необходимо проанализировать количественные значения следующих факторов: размер шахтного поля по простиранию, угол падения пластов и число одновременно работающих лав. Перечисленных трех факторов и четкого представления об области применения различных способов подготовки и о размерах отдельных частей шахтного поля достаточно, чтобы обосновать способ подготовки, определить число горизонтов по падению, панелей, или блоков по простиранию, количество одновременно отрабатываемых пластов.

При обосновании рационального способа вскрытия шахтного поля необходимо обратить внимание на количественные значения таких факторов, как размер шахтного поля по падению, угол падения пластов, их количество и расстояние между пластами, а также расстояния между поверхностью и верхней границей шахтного поля. Зная пределы возможных значений размеров горизонта по падению для обоснованного ранее способа подготовки шахтного поля, можно ориентировочно определить число горизонтов в шахтном поле. Этот дополнительный параметр весьма необходим при

решении вопроса о применении одно- или, многогоризонтной схемы вскрытия.

Расстояние от поверхности до верхней границы шахтного поля может оказать решающее влияние на выбор способа вскрытия вертикальными или наклонными стволами, а также комбинированного способа.

Угол падения пластов предопределяет тип дополнительной вскрывающей выработки (квершлагов, гезенков), а в сочетании с расстоянием между пластами — применение погоризонтных квершлагов для вспомогательного транспорта при вскрытии вертикальным вспомогательным и главным наклонным стволами.

При анализе исходных данных возможен случай применения нескольких вариантов вскрытия шахтного поля. Выбор следует остановить на том из них, который студент считает наиболее рациональным, и принять его к дальнейшей детальной разработке.

При разработке графической части необходимо непременно, соблюдать условие: на вертикальном разрезе пласты наносятся с соблюдением истинного угла их наклона.

Чертеж можно выполнять в произвольном масштабе с использованием чертежных инструментов. Каждую выработку следует показывать одной линией. На чертежах (вертикальном разрезе и плане) необходимо поставить основные размеры частей шахтного поля и горных выработок с соблюдением требований ГОСТа; указать направление движения потоков воздуха и угля.

Горные выработки в плане показываются по одному из разрабатываемых пластов и только при отработке первого (верхнего) горизонта или этажа.

Таблица 1.

Исходные данные для самостоятельной работы студентов

№ т/т	Исходные данные	Варианты									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
1.	Размеры шахтного поля по простиранию, км	8,0	7,5	10,0	7,5	8,7	8,0	7,8	7,5	8,1	9,6
2.	Размеры шахтного поля по падению, км	3,0	3,2	3,3	3,0	3,0	3,6	2,6	3,6	3,0	2,6
3.	Количество пластов в шахтном поле	4	4	3	3	3	3	4	4	4	3
4.	Расстояние между смежными пластами по нормали (снизу в верх), м	100	80	60	50	80	60	80	20	50	70
		40	60	30	50	40	60	40	30	50	80
		20	20	-	-	-	-	30	70	80	-
5.	Мощность пластов, м	1,0	1,2	1,3	1,0	1,2	1,1	1,0	1,5	1,6	1,4
		1,5	1,4	1,4	1,1	1,4	1,3	1,2	1,0	1,4	1,3
		1,8	0,9	1,2	1,5	1,1	0,9	1,1	1,4	0,8	1,4
		1,2	1,1	-	-	-	-	1,4	0,9	0,9	-
6.	Угол падения пластов, градус	15	16	12	10	8	10	15	14	16	10
7.	Расстояние от поверхности до верхней границы шахтного поля, м	30	50	60	80	100	150	180	200	50	40
8.	Число одновременно действующих лав	8	10	12	10	12	8	10	10	12	8
9.	Средняя плотность угля, т/м ³	1,4	1,45	1,4	1,35	1,5	1,6	1,35	1,35	1,35	1,65
10.	Относительная газообильность шахты, м ³ на т.с.д.	10	12	5	16	10	12	14	16	18	10
11.	Коэффициент водообильности, м ³ на т.с.д.	1,5	1,5	2,0	1,2	1,5	2,8	2,0	1,3	1,4	1,5
12.	Отметка поверхности над уровнем моря, м	200	220	230	180	170	200	250	210	220	180

ВОПРОСЫ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ РЕЙТИНГА СТУДЕНТОВ

1. Какое природное минеральное образование называется рудой?
2. Какое минеральное вещество в руде называют полезным компонентом?
3. Что такое промминимум?
4. Как влияет на механизацию очистной выемки более высокая крепость руды по сравнению с углем?
5. Как сказывается на технологии добычи изменчивость содержания полезных компонентов в руде?
6. На какие группы по мощности делятся рудные тела?
7. На какие группы по углу падения делятся рудные тела?
8. Расскажите о способах деления рудных залежей на части; их сущность, область применения.
9. Какое отличие штрековой подготовки рудной залежи от ортовой?
10. Перечислите основные требования, предъявляемые к способу подготовки рудного поля.
11. Нарисуйте и укажите области применения наиболее характерных схем подготовки горизонтов на рудниках.
12. Каковы достоинства и недостатки использования концентрационных горизонтов на рудниках?
13. По каким признакам классифицируются схемы подготовки горизонтов?
14. Что такое способ вскрытия и схема вскрытия?
15. По каким признакам классифицируются способы вскрытия рудных месторождений?
16. Какие требования учитываются при выборе места заложения главных вскрывающих выработок?
17. Расскажите о способах вскрытия рудной залежи вертикальными стволами и этажными квершлагами.
18. Какие характерные способы вскрытия применяются в гористой местности?
19. Каковы достоинства и недостатки скипового подъема по сравнению с клетевым?
20. Оцените перспективы применения наклонных стволов с различными способами подъема.
21. В каких условиях применяют групповое вскрытие рудных тел?
22. Какова область применения одноступенчатого и многоступенчатого (простого и комбинированного) вскрытия?
23. Опишите вскрытие рудного тела штольней и вспомогательным вертикальным стволом, область применения.
24. Что такое ступени и очереди вскрытия?
25. Какие существуют критерии эффективности и когда они используются при сравнении вариантов вскрытия месторождений?

26. Какие варианты порядка отработки этажей и панелей в шахтном поле и блоков в этаже применяются на подземных рудниках?
27. Из каких элементов складывается технологическая схема рудника и какими моделями она отображается?
28. Перечислите основные производственные процессы очистной выемки.
29. Что такое отбойка руды? Расскажите о способах отбойки руды.
30. Какие достоинства и недостатки присущи взрывным способам отбойки?
31. Что такое вторичное дробление руды?
32. Какие способы бурения шпуров и в каких условиях применяют на подземных рудниках?
33. В чем суть и каковы область применения штангового бурения скважин, бурения скважин погружными пневмоударниками, шарошечного и вращательного бурения?
34. Перечислите достоинства и недостатки веерного расположения скважин в слое по сравнению с параллельным.
35. Перечислите основные требования к технологии скважинной отбойки руды в зажиме, а также ее достоинства и недостатки.
36. Расскажите о выпуске и доставке руды.
37. Какие требования предъявляются к параметрам рудоспусков при перепуске руды ?
38. Перечислите достоинства, недостатки и область применения выпускных воронок и выпускных траншей, донного и торцевого выпуска.
39. Какие средства применяются при доставке руды?
40. Перечислите основные достоинства и недостатки, а также укажите область применения скреперной доставки.
41. Чем конструктивно самоходная челноковая вагонетка отличается от автосамосвала?
42. Каковы достоинства и недостатки схем торцевой и боковой загрузкой вибропитателя?
43. Укажите области применения различных способов поддержания очистного пространства.
44. Из чего состоит твердеющая закладка? Какие технологические схемы ее вы знаете?
45. Приведите примеры непрерывной и циклической технологии очистной выемки.
46. Когда количество добытой рудной массы равно балансовым запасам?
47. В каких случаях и почему потери металла равны потерям руды, а разубоживание – засорению?
48. Объясните, почему из-за попадания в потери сравнительно более богатой руды происходит разубоживание добытой рудной массы?
49. Какие достоинства и недостатки прямого и косвенного методов определения фактических величин потерь и разубоживания?

50. Основываясь на уравнениях баланса руды и металла, самостоятельно выведите формулы для расчета потерь руды и засорения косвенным методом.
51. Чем отличаются формулы для определения ущерба от потерь руды в массиве и отбитой руды?
52. Из чего складывается ущерб от разубоживания?
53. Классификация систем разработки рудных месторождений. Какой признак положен в основы классификации?
54. Какими величинами и почему ограничиваются минимальная и максимальная мощность и угол падения залежи, при отработке которой целесообразно применять сплошную систему разработки?
55. При каких условиях камерно-столбовая система разработки предпочтительнее сплошной?
56. При каких элементах залегания рудного тела возможно использование системы разработки с отбойкой из магазина?
57. Что такое частичный и полный выпуск руды из магазина?
58. В чем отличие камерной системы разработки от камерно-столбовой?
59. Какие виды доставки можно использовать при камерной системе разработки?
60. Каковы условия применения камерной системы разработки?
61. Из чего состоит цикл очистных работ при отработке горизонтальными слоями с сухой сыпучей закладкой крутых жил?
62. Из чего состоит цикл очистных работ при сплошной выемке мощного месторождения горизонтальными слоями твердеющей закладкой?
63. Изложите суть основных вариантов системы разработки с этажным принудительным обрушением.
64. Начертите самостоятельно в трех проекциях систему с этажным принудительным обрушением и торцевым выпуском и изложите ее сущность.
65. Когда сравниваемые системы разработки признаны экономически равноценными и какую систему можно рекомендовать к использованию?
66. Чем отличаются понятия «руда», «вмещающая порода», «рудная масса»?
67. Как принято классифицировать по форме и элементам залегания рудные и угольные залежи?
68. Что является конечным продуктом горнодобывающих предприятий?
69. Научитесь определять названия различных горных выработок по рисункам (проверяя себя по подрисовочным подписям и тексту).
70. Что отражает понятие «крепость горных пород»?
71. Чем отличаются классификации по устойчивости массива пород, принятые на рудниках и на угольных шахтах?
72. Чем оценивается трещиноватость горных пород?
73. Какими показателями характеризуется кусковатость руд и пород?

74. На какие категории по метану разделяются угольные шахты?
75. Перечислите предельно допустимые концентрации (ПДК) вредных и ядовитых газов, пыли и нормы содержания метана в рудничной атмосфере.
76. Какие требования предъявляются к скорости движения воздуха по горным выработкам?
77. По каким факторам должно рассчитываться количество воздуха, необходимое для проветривания выработок при подземной разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений?
78. Как соотношение прочности породы и действующих напряжений влияет на деформацию пород вокруг горной выработки?
79. Что такое опорное давление и в чем оно проявляется?
80. Какие динамические явления имеют место в горных выработках?
81. Перечислите требования правил безопасности для угольных шахт и подземных рудников к минимальным размерам горных выработок, а также к величине зазоров и ширине проходов для людей в выработках.
82. Перечислите процессы проходческого цикла при буровзрывном способе проходки выработок.
83. Какие схемы проветривания используются при проведении горных выработок?
84. Укажите области применения различных схем механизации погрузки горной массы в проходческих забоях.
85. Какова технология проходки восстающих?
86. Какие комбайны используют при проходке выработок на угольных шахтах, калийных и других рудниках?
87. Какие требования предъявляются к системам разработки?
88. По каким признакам классифицируются системы разработки?
89. При каких системах разработки достигается полное разделение подготовительных и очистных работ во времени и пространстве?
90. Какие системы разработки отличаются выемкой полос угля по падению?
91. В каких условиях предпочтительно сооружение штрека вслед за лавой?
92. На какие слои разделяют мощные пласты?
93. Какие существуют способы создания искусственной кровли?
94. Какие превращения полезного ископаемого являются основой геотехнологических методов разработки?
95. Что является важнейшим фактором управления процессом подземной газификации угля?
96. Чем отличается экстракция углей от гидрогенизации?
97. Каковы запасы метана в угленосной толще?
98. Для каких целей может быть использован добытый в шахте газ?
99. Какая технологическая схема шахты считается экономичной?

100. Какая подсистема является основной в системе «шахта»?
101. Назовите основные направления технологии подземной добычи шахт ближайшего будущего.
102. Что называется экономико-математической моделью шахты?
103. Каковы периоды «долгожития» основных элементов технологической схемы шахты?
104. Определите понятия «процесс» и «операция».
105. Назовите три уровня процессов в шахте.
106. По каким схемам работают угольные комбайны?
107. Какими способами осуществляется боковая разгрузка угля?
108. В чем основное отличие индивидуальной крепи от механизированной?
109. В чем преимущество щитовых крепей?
110. Назовите основные способы управления кровлей.
111. Что понимают под концевыми операциями?
112. Каковы преимущества схем с разворотом комплексов?
113. В чем заключаются основные отличия технологических схем при комбайновой и струговой выемке?
114. В каких зонах могут находиться отдельные участки подготовительных выработок по отношению к очистному забою?
115. Каковы основные задачи подземного транспорта?
116. Назовите принципиальные схемы подъемных установок.
117. Перечислите основные технологические комплексы и службы на поверхности шахты.
118. По каким признакам классифицируются схемы вскрытия угольных пластов?
119. Какие схемы вскрытия пластов являются самыми распространенными?
120. Как снизить потери в околоствольных целиках?
121. Что называется околоствольным двором?
122. По каким признакам классифицируются околоствольные дворы?
123. Какие основные факторы влияют на выбор схемы подготовки пластов?
124. В чем отличия индивидуальной и групповой подготовки угольных пластов?
125. Какой способ подготовки пласта можно считать универсальным?
126. В чем сущность группирования свиты угольных пластов?
127. Как обеспечивается защита опасного пласта в пределах всего этажа?
128. Задачи, стоящие перед угольной промышленностью на ближайшую перспективу.
129. Что такое пласт угля?
130. Основные элементы залегания пласта, дайте определение понятиям: линия простирания и падения, мощность пласта и др.
131. Расскажите о делении пластов на группы по их мощности.
132. Расскажите о делении пластов на группы по углу их падения.
133. Перечислите возможные формы залегания рудных тел.

134. Деление рудных тел по мощности и углу падения.
135. Дайте определение термина «горная выработка».
136. Перечислите горизонтальные выработки, дайте им определение и вычертите форму их поперечного сечения.
137. Перечислите вертикальные выработки, дайте им определение.
138. Перечислите наклонные выработки и дайте им определение.
139. Что такое шахта (рудник) и шахтное поле?
140. Перечислите основные параметры шахты. Каковы возможные размеры шахтного поля?
141. Дайте определение балансовым и промышленным запасам. По какой формуле можно определять ориентировочную величину запасов шахтного поля?
142. Потери угля, классификация потерь, фактическая величина потерь.
143. Что такое производственная мощность и срок службы шахты? Нормы технологического проектирования.
144. Дайте характеристику отдельным этапам разработки месторождения.
145. Рассмотрите способ подготовки шахтного поля этажами: элементы (части) шахтного поля и этажа; область применения. Размеры этажа, выемочного поля.
146. Рассмотрите способ подготовки Шахтного поля панелями: элементы и размеры панели, область применения.
147. Особенности деления шахтного поля на блоки (по сравнению с панельной подготовкой). Область применения.
148. Расскажите о погоризонтном способе подготовки шахтного поля. Рассмотрите преимущества и недостатки; область применения.
149. Рассмотрите классификацию способов вскрытия; перечислите факторы, положенные в основу классификации.
150. Рассмотрите факторы, влияющие на выбор способа вскрытия шахтного поля.
151. Количество стволов, необходимое для вскрытия шахтного поля (минимальное). Расположение главного ствола в пределах поля (по линии падения и простираения).
152. Возможное расположение вспомогательного ствола по отношению к главному.
153. Рассмотрите возможные схемы подготовки вентиляционного горизонта.
154. Вычертите и опишите одnogоризонтную схему вскрытия пологого пласта вертикальными стволами при различных способах подготовки шахтного поля. Нанесите схему проветривания выработок и транспорта угля.
155. Вычертите и опишите схему вскрытия-свиты пологих пластов вертикальными стволами и капитальным квершлагом при различных способах подготовки шахтного поля. Укажите область применения.

156. Вычертите и опишите схему вскрытия свиты пологих пластов вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами при панельной подготовке шахтного поля. Укажите область применения.
157. Особенности вскрытия шахтных полей на больших глубинах.
158. Вычертите и опишите схему вскрытия вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами при делении шахтного поля на блоки. Преимущества и недостатки; область применения.
159. Вычертите и опишите схему вскрытия свиты крутых у пластов вертикальными стволами. Определите место заложения стволов вкрест простирания пластов.
160. Вычертите и опишите схему вскрытия пологого пласта наклонными стволами. Преимущества и недостатки; область применения.
161. Вычертите и опишите комбинированную схему вскрытия пологого пласта вертикальными и наклонными стволами. Назначение стволов.
162. В чем сущность прямого и обратного порядка отработки этажа? Область применения, преимущества и недостатки.
163. Рассмотрите возможную последовательность отработки этажей и панелей в шахтном поле; обоснование наиболее рациональной из них.
164. Рассмотрите возможную очередность отработки пластов в свите; область применения восходящего порядка отработки.
165. Рассмотрите рекомендацию по количеству одновременно обрабатываемых пластов в свите. В чем отличие пластовой подготовки пласта от полевой?
166. В чем сущность группирования пластов? Группировка пластов на задний и передний квершлаг. Примерное расстояние между квершлагами.
167. Дайте определение термина «околоствольный двор», целевое назначение околоствольного двора.
168. Перечислите камеры околоствольного двора и укажите их целевое назначение.
169. Что такое технологический комплекс на поверхности? Целевое назначение его отдельных блоков
170. Дайте определение термина «горное давление». Факторы, вызывающие горное давление, формы проявления горного давления.
171. Опишите классификацию пород кровли по устойчивости.
172. В чем сущность способа управления горным давлением в очистном забое полным обрушением, полной закладкой?
173. Какие машины и оборудование входят в механизированный комплекс? Расскажите об отдельных основных производственных процессах в лаве.
174. Опишите состав графика организации работ в лаве, оборудованной механизированным комплексом.

175. В чем принципиальное отличие в технологии очистной выемки с применением узко- и широкозахватных выемочных машин?
176. Дайте определение термина «система разработки»; перечислите требования, предъявляемые к системе разработки.
177. Какое основное отличие и три признака положены в основу классификации систем разработки? Основное отличие сплошной системы от столбовой.
178. Перечислите факторы, влияющие на выбор системы разработки.
179. Вычертите и расскажите о сплошной системе разработки лава — этаж (лава — ярус) на пологом падении. Область применения, оценка системы.
180. Обоснуйте выбор места расположения полевого штрека.
181. Вычертите и опишите сплошную систему разработки на крутом падении при применении узкозахватных комбайнов и механизированной крепи КГУ.
182. Система разработки длинными столбами по простиранию при панельной подготовке (в панели две действующие лавы).
183. Варианты столбовой системы разработки в условиях месторождений Узбекистана.
184. Вычертите и опишите систему разработки длинными столбами по падению с одинарными лавами и погашением целиков. Область применения. Преимущества и недостатки.
185. Опишите систему разработки по восстанию с сохранением выработки позади лавы и проведением выработки вприсечку к обрушенным породам.
186. Столбовые системы разработки при этажной подготовке шахтного поля.
187. В чем сущность комбинированной системы разработки с разворотом механизированного комплекса с одновременной выемкой угля в лаве?
188. Вычертите и опишите сплошную систему разработки V на крутом падении с применением механизированного комплекса или щитовых агрегатов типа 1АЦМ, АНЦ и др.
189. Опишите систему разработки крутых пластов с применением щитовых перекрытий. Область применения, преимущества и недостатки.
190. Опишите конструкцию секционного щита и производственные процессы под щитом.
191. Перечислите способы поддержания и охраны горных выработок в зависимости от горно-геологических условий.
192. В чем заключаются особенности разработки пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа, а также к горным ударам?
193. Сущность технологии выемки угля без присутствия рабочих в очистном забое, социальное значение.

194. Каковы особенности разработки пластов с применением коротких забоев.
195. Способы деления пласта на слои. Очередность отработки слоев; способы отделения невынутой части пласта от обрушенных пород или закладки.
196. Опишите (по чертежу) систему разработки пологого пласта наклонными слоями.
197. Опишите (по чертежу) систему разработки крутого пласта наклонными слоями с закладкой и выемкой слоев полосами по простиранию.
198. Перспективы и пути дальнейшего совершенствования технологии выемки угля подземным способом.
199. Дать определение понятий: новое строительство, реконструкция, расширение и поддержание мощности действующего предприятия.
200. Причины и цели реконструкции шахт.
201. В чем особенности, преимущества и недостатки реконструкции перед новым строительством?
202. В каком случае подготовка нового горизонта относится к реконструкции или к поддержанию мощности действующего предприятия.
203. В чем сущность подземного способа гидравлической добычи угля?
204. При каких горно-геологических условиях применяется гидравлическая добыча угля?
205. Перечислите особенности вскрытия и подготовки полей гидрошахт.
206. Опишите системы разработки пологих и крутых пластов.
207. Какие требования учитываются при выборе места заложения главных вскрывающих выработок?
208. Расскажите о способах вскрытия рудной залежи вертикальными стволами и этажными квершлагами.
209. В чем сущность вскрытия рудной залежи вертикальными стволами с концентрационными горизонтами?
210. В чем сущность и область применения двухступенчатого вскрытия с вертикальными или наклонными слепыми стволами?
211. В каких условиях применяют групповое вскрытие рудных тел?
212. Опишите вскрытие рудного тела штольней и вспомогательным вертикальным стволом, область применения.
213. Перечислите основные производственные процессы очистной выемки.
214. Что такое отбойка руды? Расскажите о способах отбойки.
215. Что такое вторичное дробление руды?
216. Расскажите о выпуске и доставке руды.
217. Какие средства применяют при доставке руды?
218. На какие классы делятся системы разработки? Какой признак положен в основу классификации?
219. Что такое потери руды? Их классификация и источники.

220. Что такое разубоживание руды? Источники разубоживания.
221. Как оцениваются потери, извлечение и разубоживание руд?
222. Расскажите о сущности сплошной системы разработки с самоходным оборудованием.
223. Расскажите о камерно-столбовой системе разработки.
224. В чем сущность камерной системы разработки с подэтажной отбойкой руды?
225. Расскажите (по чертежу) о системе этажного принудительного обрушения руды с компенсационными камерами.
226. В чем сущность системы разработки с этажным принудительным обрушением со сплошной выемкой (с донным и торцовым выпуском руды)?
227. Расскажите о системе подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды и использованием самоходного оборудования (по чертежу).
228. Расскажите (по чертежу) о системе этажного самообрушения.
229. Расскажите (по чертежу) о системе разработки горизонтальными слоями с закладкой и самоходным оборудованием.
230. Что такое карьер (разрез)?
231. Что такое траншея капитальная, разрезная? Назначение траншей.
232. Перечислите элементы уступа, дайте им определение.
233. Перечислите и обоснуйте преимущества и недостатки открытого способа добычи угля перед подземным.
234. Какие этапы и периоды выделяют при открытой разработке месторождений? Дайте им характеристику.
235. Расскажите о производственных процессах, выполняемых при вскрышных и добычных работах.
236. Какие средства механизации применяют при выполнении отдельных производственных процессов? Дайте им краткую характеристику.
237. Что такое коэффициент вскрыши?
238. Что такое вскрытие месторождения и как оно осуществляется?
239. По какому признаку классифицируются системы разработки при открытом способе добычи? Опишите системы разработки.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

Основная литература

1. **Трубецкой К.Н., Гальченко Ю.П.** Основы горного дела: Учебник для вузов. – М.: Академический проект, 2010. – 279 с.
2. **Жигалов М.Л., Ярунин С.А.** Технология, механизация и организация подземных горных работ: Учебник для вузов. - М.: Недра, 1990
3. **Килячков А.П.** Технология горного производства: М.: Недра, 1985
4. Задачник по подземной разработке угольных месторождений /**К. Ф. Сапицкий, Д. В. Дорохов, М. П. Зборщик, В. Ф. Андрушко. М.**, Недра, 1981.

Дополнительная литература

1. **Раимжанов Б.Р., Насридинов И.Б., Акрамов Ж.К.** Выбор технологических схем выемки угля на шахтах, обрабатывающих мощные самовозгорающиеся пласты. Горный вестник Узбекистана, 1998, № 8
2. **Раимжанов Б.Р., Насридинов И.Б.** Исследование технологических схем выемки угля в коротких очистных забоях. Горный вестник Узбекистана, 2001, № 2
3. **Насридинов И.Б.** Исследование параметров и вопросы промышленного использования биотехнологий в Центральных Кызылкумах. Материалы научного симпозиума, Москва, 1999

Электронные ресурсы

1. www.Ziyonet.uz
2. www.bilim.uz.
3. www.mining-journal.com.
4. www.midiel.com