

**РЕДАКЦИОННЫЙ  
С О В Е Т**

*Председатель*  
**Л.А. ПУЧКОВ**

*Зам. председателя*  
**Л.Х. ГИТИС**

*Члены редсовета*  
**И.В. ДЕМЕНТЬЕВ**

**А.П. ДМИТРИЕВ**

**Б.А. КАРТОЗИЯ**

**М.В. КУРЛЕНЯ**

**В.И. ОСИПОВ**

**Э.М. СОКОЛОВ**

**К.Н. ТРУБЕЦКОЙ**

**В.В. ХРОНИН**

**В.А. ЧАНТУРИЯ**

**Е.И. ШЕМЯКИН**

*ИЗДАТЕЛЬСТВО  
МОСКОВСКОГО  
ГОСУДАРСТВЕННОГО  
ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА*

*ректор МГГУ,  
чл.-корр. РАН*

*директор  
Издательства МГГУ*

*академик РАЕН*

*академик РАЕН*

*академик РАЕН*

*академик РАН*

*академик РАН*

*академик МАН ВШ*

*академик РАН*

*профессор*

*академик РАН*

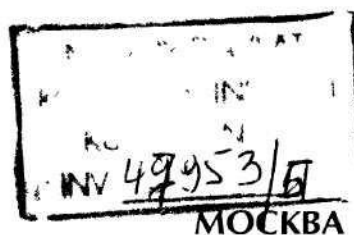
*академик РАН*

П.В. ЕГОРОВ Е.А. БОБЕР  
Ю.Н. КУЗНЕЦОВ Е.А. КОСЬМИНОВ  
С.Е. РЕШЕТОВ Н.Н. КРАСЮК

# ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА

*Издание 2-е,  
стереотипное*

*Рекомендовано Учебно-методическим  
объединением вузов Российской Федерации  
по горному образованию Минобрнауки РФ  
в качестве учебника для студентов вузов,  
обучающихся по направлению «Горное дело»  
(бакалавриат)*



ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО  
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО  
УНИВЕРСИТЕТА

2 0 0 6



УДК 622.3.05(075.8)

ББК 33.1

Е 30

*Книга соответствует*

*«Гигиеническим требованиям к изданиям книжным для взрослых СанПиН 1.2.1253-03», утвержденным Главным государственным санитарным врачом России 30 марта 2003 г.*

**Рецензенты:**

- кафедра Разработки пластовых месторождений Сибирского государственного индустриального университета (зав. кафедрой проф., д-р техн. наук *В.Н. Фрянов*);
- проф., д-р техн. наук *В.И. Мурашев*

**Егоров П.В., Бобер Е.А., Кузнецов Ю.Н., Косьминов Е.А., Решетов С.Е., Красюк Н.Н.**

**Е 30** Основы горного дела: Учебник для вузов. — 2-е изд., стер. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2006. — 408 с.  
ISBN 5-7418-0448-9 (в пер.)

Приведена характеристика основных элементов горнопромышленного комплекса. Изложены принципы разрушения горных пород. Рассмотрены технологические основы проведения подземных горных выработок. Описаны качественные характеристики технологических схем шахт. Освещены технологические аспекты ведения очистных работ и систем разработки угольных пластов. Отражена специфика подземной разработки рудных месторождений. Содержатся основные сведения о технологиях открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Дана характеристика технологических процессов первичной переработки и обогащения полезных ископаемых. Приведена первичная информация о добыче жидких и газообразных полезных ископаемых.

Для подготовки бакалавров техники и технологии по направлению «Горное дело».

УДК 622.3.05(075.8)

ББК 33.1

ISBN 5-7418-0448-9

© П.В. Егоров, Е.А. Бобер, Ю.Н. Кузнецов, Е.А. Косьминов, С.Е. Решетов, Н.Н. Красюк, 2003, 2006

© Издательство МГГУ, 2000, 2006

© Дизайн книги. Издательство МГГУ, 2000, 2006

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Горное дело относится к одному из основных видов человеческой деятельности, обеспечивающих существование и уровень развития цивилизации. Горное дело как область промышленного производства охватывает разведку месторождений полезных ископаемых, их разработку, первичную переработку добываемого минерального сырья, строительство горных предприятий и подземных сооружений различного назначения.

Дисциплина «Основы горного дела» является одной из первых дисциплин, формирующих профиль подготовки бакалавра по направлению «Горное дело». Задачей ее изучения является получение знаний об основных принципах добычи различных полезных ископаемых подземным, открытым, геотехнологическими и другими способами.

Цели изучения дисциплины:

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

Изучение дисциплины базируется на основе знаний отдельных дисциплин гуманитарного, социально-экономического, естественного и общетехнического цикла. Основными из них являются: геология, история горного дела, начертательная геометрия, экология, обеспечение жизнедеятельности и др. В свою очередь, «Основы горного дела» являются базой для изучения общетехнических и специальных дисциплин направления.

Горнодобывающая промышленность как составная часть горного дела имеет целью добычу и первичное обогащение полезных ископаемых. Она поставляет минеральное топливо (уголь, горючие сланцы, торф, нефть, природный газ), руды чер-

ных, цветных, редких и радиоактивных металлов, горно-химическое сырье, строительные материалы и др. Ее мировое производство, по экспертным оценкам, составляет 160—180 млрд. т горной массы. Ежегодно из недр земли добывается 8 млрд. т энергетического сырья, руд для производства 570 млн. т черных металлов, 170 млн. т цветных металлов, 620 млн. т индустриального минерального сырья. Однако следует заметить, что современные технологии горного производства дают возможность для использования 3—5 % добываемой горной массы. Остальное — промышленные отходы.

Развитая горнодобывающая промышленность играет большое значение в экономике государства, определяет его самостоятельность и обороноспособность. Российская Федерация располагает запасами всех видов минерального сырья.

Для горнодобывающей промышленности характерны:

- непосредственное влияние на окружающую среду, что обуславливает ряд экологических проблем при освоении месторождений полезных ископаемых;
- постоянное перемещение рабочего места, что предъявляет особые требования к средствам механизации и автоматизации производственных процессов;
- постоянное увеличение глубины горных работ, что обуславливает ухудшение горно-геологических условий разработки, возможность возникновения газодинамических явлений, рост температуры рудничной атмосферы. Все это создало предпосылки к снижению комфортности и повышению опасности труда.

Развитие горной промышленности является следствием научно-технического прогресса. Достаточно полная систематизация знаний о горном деле и металлургии относится к 1556 г., когда в Базеле вышла в свет на латинском языке книга выдающегося ученого и практика Г. Агриколы «О горном деле и металлургии в XII книгах».

Основы научных знаний об образовании минералов, способах ведения горных работ при добыче полезных ископаемых и проветривании рудников заложены в трудах великого русского ученого М.В. Ломоносова: «О движении воздуха в рудниках

примеченном» (1745 г.), «Слово о рождении металлов от трясения земли» (1757 г.), «О слоях земных» (1763 г.), «Первые основания металлургии или рудных дел» (1763 г.). Многие российские ученые внесли большой вклад в развитие науки в горном деле: А.И. Узатис создал первый в России курс горного искусства (1843 г.); Б.И. Бокий разработал основы аналитического метода проектирования горных предприятий; акад. А.М. Терпигорев заложил научно-методические основы механизации горных работ; акад. Л.Д. Шевяков создал теорию проектирования шахт; акад. А.А. Скочинский заложил основы рудничной аэрологии и безопасного ведения горных работ.

Усилиями многих российских ученых, особенно в последние десятилетия, решен ряд важнейших проблем в области подземной и открытой разработки месторождений полезных ископаемых, создания современной техники, улучшения условий труда, а также в области подготовки специалистов для горной промышленности. К ним относятся М.И. Агошков, А.А. Борисов, А.С. Бурчаков, А.В. Докукин, А.И. Ксенофонтова, Г.Д. Лидин, Н.В. Мельников, И.Н. Плаксин, Н.М. Покровский, М.М. Протодьяконов, В.В. Ржевский и многие другие.

Разд. 3.8 и 3.9 написаны авторами совместно с Г.И. Козовым, разд. 4.7 и 4.8 — с А.М. Рыжовым. Разд. 2.2 и гл. 3 написаны при участии В.В. Егошина, гл. 6 — Б.В. Гордиенко, гл. 7 — В.И. Удовицким, гл. 8 — при участии Б.В. Гордиенко.

**ГЛАВА 1**

**ОСНОВНЫЕ  
ЭЛЕМЕНТЫ  
ГОРНОПРОМЫШЛЕННОГО  
КОМПЛЕКСА**



## **1.1 ГОРНОЕ ПРОИЗВОДСТВО И ГОРНЫЕ ПРЕДПРИЯТИЯ**

Полезными ископаемыми называют природные минеральные образования органического или неорганического происхождения, которые могут быть использованы человеком с достаточным экономическим эффектом. Под добычей полезных ископаемых понимают извлечение их из земной коры или гидросферы. В более узком смысле под этим термином понимают количество полезного ископаемого, добываемого в единицу времени. В природе полезные ископаемые встречаются в твердом, жидком и газообразном состоянии.

Существуют следующие способы добычи полезных ископаемых: подземный, открытый, комбинированный, со дна водоемов (озер, морей и океанов), геотехнологический и скважинный. Добычу полезных ископаемых осуществляют горные предприятия.

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

Шахта — горное предприятие, предназначенное для добычи полезных ископаемых подземным способом.

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



Карьер — горное предприятие, осуществляющее добычу полезных ископаемых открытым способом. Разрез — карьер по добыче угля.

Прииск — горное предприятие по добыче россыпных месторождений драгоценных металлов (золотой прииск).

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

Разработкой месторождения называют комплекс работ по вскрытию, подготовке и очистной выемке. Эти работы являются стадиями разработки месторождения. Вскрытие и подготовка осуществляются посредством проведения выработок. Забои проводимых выработок называют подготовительными. Выемку (добычу) полезного ископаемого ведут в очистных забоях, применяя при этом различные способы его разрушения. Это в равной мере справедливо для твердых полезных ископаемых как при подземных, так и открытых горных работах.

Подземная добыча связана с необходимостью проведения сети подземных горных выработок, по которым добытое полезное ископаемое транспортируют на поверхность (рис. 1.1). При добыче ископаемых углей наиболее распространен механический способ разрушения, при добыче руд — взрывной.

Добытый уголь транспортируют по горным выработкам скребковыми или ленточными конвейерами, в вагонетках электровозами или лебедками, а также под действием собственного веса по желобам или трубам. На отдельных шахтах применяют гидротранспорт, при котором перемещение угля в потоке воды осуществляется по трубам или желобам. Для транспортировки руды на рудниках в пределах добычных блоков применяют скреперную доставку или виброустановки, а по горизонтальным выработкам — локомотивную откатку. Транспортирование полезного ископаемого и пустой породы до шахтного ствола организует служба внутришахтного транспорта.

На поверхность полезное ископаемое и пустую породу поднимают в специальных подъемных устройствах (сосудах) — скипах или клетях. Последние оборудуют под заезд в них шахтных вагонеток. В клетях также осуществляют спуск и подъем людей, оборудования и материалов.

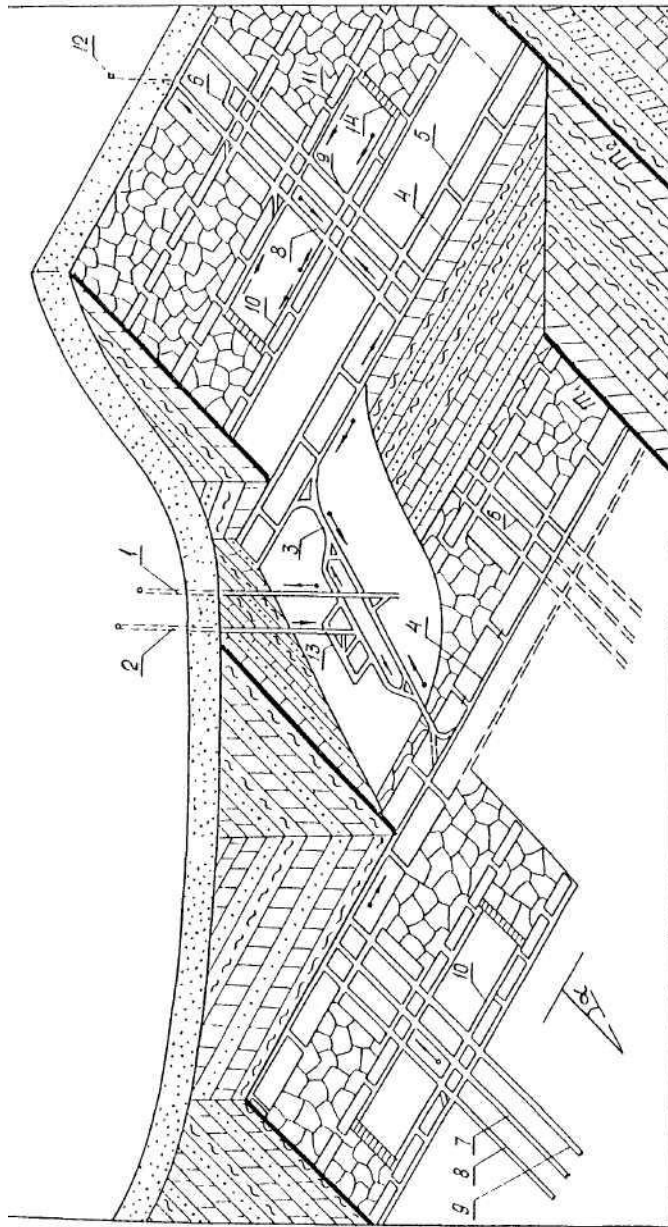


Рис. 1.1. Схема угольной шахты:

1, 2, 12 — вертикальные выработки; 3, 4, 5, 10, 11 — горизонтальные выработки; 6, 7, 8, 9 — наклонные выработки; 13 — насосная камера; 14 — очистной забой

Комплекс подъемных машин и оборудования называют шахтным подъемом.

Выданное на поверхность полезное ископаемое размещают на складах и осуществляют отгрузку его потребителям или на обогатительную фабрику.

Для нормального функционирования шахты необходимо осуществлять:

- снабжение горных выработок свежим воздухом. Процесс обеспечения горных выработок и рабочих мест воздухом называется вентиляцией. Поступающая в шахту струя воздуха называется свежей. Свежий воздух при движении по горным выработкам загрязняется выделяющимися газами и пылью. Струя такого воздуха называется исходящей. Контроль за состоянием вентиляции шахты и техники безопасности осуществляет участок вентиляции и техники безопасности;
- удаление поступающей в горные выработки и накапливающейся в водосборнике воды. Система сбора и удаления поступающей в горные выработки воды называется водоотливом. При большой обводненности месторождения осуществляют его осушение;
- снабжение работающих машин и различных установок электро- и пневмоэнергией (сжатым воздухом);
- кондиционирование поступающего в шахту воздуха. Этот процесс осуществляют в глубоких шахтах и рудниках, где температура рудничной атмосферы за счет тепла, выделяющегося из горных пород, обуславливает дискомфортность труда;
- подачу в шахту в зимнее время в районах с суровым климатом подогретого в калориферах воздуха;
- мероприятия по предупреждению газодинамических явлений (внезапных выбросов угля и газа и горных ударов) и эндогенных пожаров;
- ликвидацию последствий аварий в тех случаях, когда не удалось их предотвратить. Эти работы выполняют подразделения специальной военизированной горно-спасательной части (ВГСЧ);
- контроль за состоянием недр, движением запасов и правильностью ведения горных работ. Его осуществляет маркшей-

дерская служба. В ее задачи входит ведение горнографической документации;

- контроль за соблюдением правил безопасного ведения горных работ. Его осуществляет горнотехническая инспекция (ГТИ);

- восстановление участков земли, подвергшихся влиянию горных работ. Эти работы называются рекультивацией. Их осуществляют как шахты, так и разрезы.

Поверхность современных шахт и рудников представляет собой комплекс зданий и сооружений, обычно сгруппированных в блоки. На поверхности располагаются здания подъемных машин, копры (конструкции для установки шкивов под канаты клетей и скипов и разгрузки последних), эстакады, помещения электроподстанции, механических мастерских, компрессорной, административно-бытового комбината. На поверхности размещаются материальные склады различного назначения.

Для повышения качества добытого полезного ископаемого осуществляют его обогащение. С этой целью строят обогатительную фабрику как для одной, так и группы шахт.

При открытом способе добычи все горные работы проводят в открытых горных выработках непосредственно с земной поверхности (рис. 1.2). В зависимости от условий залегания извлекают не только полезное ископаемое, но и пустые породы в значительных объемах. Эти породы называют вскрышными породами или вскрышей.

Основными производственными процессами при открытых горных работах являются: подготовка горных пород к выемке; выемочно-погрузочные работы; перемещение карьерных грузов (авто- или железнодорожный транспорт, а также конвейерная доставка); отвалообразование вскрышных пород и складирование полезного ископаемого.

Основные достоинства открытых горных работ заключаются в следующем:

- возможность обеспечения высокого уровня комплексной механизации и автоматизации, что обуславливает более высокую производительность труда и меньшие затраты на добычу;
- более безопасные и комфортные условия труда;

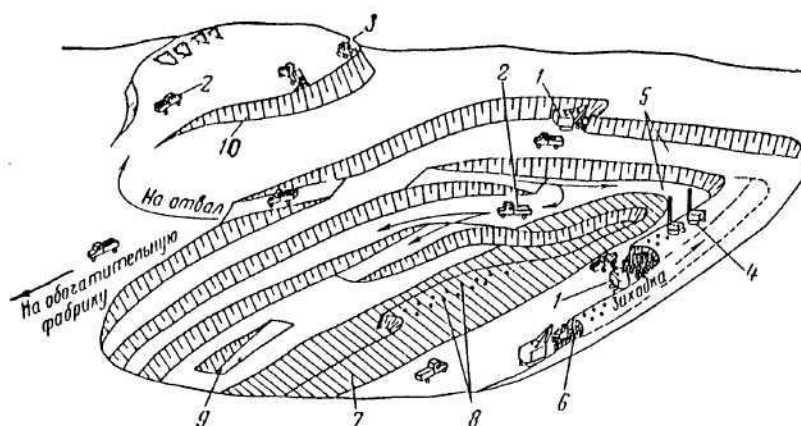


Рис. 1.2. Схема открытой разработки месторождения

1 — экскаватор, 2 — автосамосвал, 3 — бульдозер, 4 — буровой станок; 5 — рабочие горизонты, 6 — взорванная масса, 7 — залежь полезного ископаемого; 8 — скважины; 9 — въездная траншея, 10 — отвал пустых пород

- меньшие удельные капитальные затраты на строительство предприятия;
- возможность более полного извлечения полезного ископаемого.

Основные недостатки: некоторая зависимость от климатических условий; необходимость отчуждения значительных площадей земли; нарушения водного баланса недр.

Добычу полезных ископаемых со дна озер, морей, океанов (золото, олово, платина, минералы, содержащие титан, цирконий и др.) осуществляют в основном в пределах континентального шельфа и ложа мирового океана. Добыча осуществляется земснарядами, черпаковыми элеваторами и грейферными грузчиками через водную толщу, а также через горные выработки, проводимые с земной поверхности. Средняя глубина подводной разработки в России 30 м.

Геотехнические способы разработки основаны на бурении скважин с поверхности или из горных выработок, изменении физического или химического состояния полезного ископаемого.

го в недрах и извлечении его по скважинам на поверхность. Перевод твердых полезных ископаемых в транспортабельное состояние осуществляют механическим разрушением, плавлением, растворением, химической и бактериально-химической обработкой. Наиболее распространены: подземная выплавка серы, подземная газификация углей и бактериально-химическое выщелачивание меди. Объемы применения пока невелики.

Скважинная добыча широко применяется для извлечения жидких и газообразных полезных ископаемых (нефть и природный газ). Под разработкой нефтяного месторождения понимают осуществление процесса перемещения жидкости и газа в пластах к эксплуатационным скважинам. Управление процессом движения жидкостей и газа достигается размещением на месторождении нефтяных, нагнетательных и контрольных скважин, количеством и порядком ввода их в эксплуатацию, режимом работы скважин и балансом пластовой энергии. Процесс добычи нефти включает движение нефти по пласту к забою скважины за счет разности давлений в пласте и у скважины; движение нефти от забоя скважины до устья на поверхности; сбор нефти, газа и воды на поверхности и их разделение.

Разработка газового месторождения включает извлечение газов из недр, их сбор и подготовку к транспортированию потребителям. Особенность добычи газа из недр заключается в том, что весь путь газа от пласта до потребителя герметизирован.

## **1.2 ОСНОВНЫЕ СВЕДЕНИЯ О ГОРНЫХ ПОРОДАХ И ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Земная кора, или литосфера, — это каменная оболочка земли толщиной 15—70 км, которая сверху ограничена гидросферой и атмосферой, а снизу — так называемой мангией. Поверхность, разграничивающая литосферу и мантию, называется поверхностью Мохоровичича.

Земная кора состоит из горных пород. Они подразделяются на коренные и наносные.

Коренные породы — это породы, залегающие на месте первоначального образования и не подвергавшиеся разрушению. Наносы — это рыхлые осадочные породы, которые образовались в результате разрушения коренных пород. Разрушение коренных пород происходило вследствие выветривания, размыва водой и т.п. Различают физическое, химическое и биологическое выветривание горных пород. Отдельные частицы разрушившихся коренных пород либо оставались на месте, либо переносились водой или ветром на то или иное расстояние. Коренные породы по происхождению делят на изверженные (магматические), осадочные и метаморфические (видоизмененные).

Изверженные породы образовались в результате остывания расплавленной магмы. К изверженным породам относятся гранит, сиенит, диорит, габбро, диабаз, базальт и др.

Осадочные породы образовались в результате накопления осадков, главным образом в водной среде, а также в результате деятельности ледников. К ним относятся уголь, аргиллит, алевролит, песчаник, известняк, глина и др.

Метаморфические породы образовались из магматических или осадочных пород, претерпевших изменение (метаморфизм) в недрах земли под влиянием температуры и давления. Характерными представителями метаморфических пород являются кварциты, мрамор. Верхняя часть земной коры, доступная непосредственному изучению (до глубины 16—20 км), сложена преимущественно изверженными породами (95 %). Метаморфические породы составляют 4 %, осадочные — 1 %.

Горные породы имеют более или менее однородный состав и строение. Они состоят из зерен одного или нескольких минералов или из минералов и обломков других пород.

Минералами называются природные химические соединения (реже самородные элементы), являющиеся естественными продуктами различных физико-химических процессов, протекавших в земной коре или на ее поверхности. Среди минералов различают породообразующие минералы, входящие в качестве постоянных компонентов в состав горных пород. К ним относятся силикаты, составляющие не менее 75 % всей земной коры, кварц, оливин, андалузит и др. Из общего количества минералов породообразующих насчитывается 50—60.

Горные породы и минералы, которые могут быть использованы в естественном виде или после соответствующей переработки, называются полезными ископаемыми. В природе они встречаются в твердом, жидком и газообразном состояниях.

Горные породы, вмещающие полезное ископаемое или заключенные в его толще, называются пустыми породами.

Деление горных пород на полезные ископаемые и пустые породы является относительным.

Естественное скопление полезного ископаемого в земной коре, занимающее определенный объем в ней, называется месторождением полезного ископаемого. Месторождения могут быть коренными и россыпными.

Россыпные месторождения образовались в процессе физического выветривания коренных горных пород и химического воздействия на них различных факторов. Россыпные месторождения разделяются на элювиальные (залегают на месте разрушения коренных пород), делювиальные (перемещенные на некоторое расстояние от коренного месторождения и в большинстве случаев являющиеся продолжением элювиальных), аллювиальные (перемещенные на значительные расстояния водными потоками), береговые, ледниковые и эоловые (перенесенные элювиальные россыпи силой ветра).

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

### **1.3**

#### **ФОРМЫ И ЭЛЕМЕНТЫ ЗАЛЕГАНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

По форме залегания месторождения твердых полезных ископаемых подразделяются на правильные и неправильные.

К правильным месторождениям относятся пласты (рис. 1.3) и пластообразные залежи.



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

Породы, залегающие над пластом полезного ископаемого, называются кровлей или висячим боком, залегающие ниже пласта — почвой или лежачим боком.

Пласты могут иметь однородное (простое) и сложное строение. Тонкие слои пустой породы, заключенные в пласте, называются прослойками.

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

Часть пласта, выходящая на земную поверхность или находящаяся неглубоко от нее под наносами, называется выходом пласта (под наносы). Пласты угля залегают согласно, если они

в земной коре расположены параллельно друг другу. Несколько согласно залегающих пластов составляют свиту.

К неправильным месторождениям относятся жилы, штоки, гнезда, линзы (рис. 1.4). Неправильную форму залегания имеют, как правило, рудные месторождения.

Жилой называется заполненная минеральным веществом трещина в земной коре. Жилы бывают простые и сложные. Ответвления от жил называют апофизами.

Такие формы залегания, как штоки, линзы, гнезда, представляют собой полости в земной коре, заполненные минеральным веществом. Они отличаются друг от



Рис. 1.3. Строение пластов:  
а — простое; б — сложное

друга формой и размерами. Такую форму залегания имеют месторождения железных, медных, полиметаллических и других руд.

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

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

К пликативным нарушениям относятся утолщения и утонения пластов, а также складчатость (рис. 1.5).

Складка, обращенная выпуклостью вниз, называется синклиналию, а выпуклостью вверх — антиклиналию.

К дизъюнктивным нарушениям относятся сбросы, взбросы, надвиги и др. (рис. 1.6).

Положение пластов в земной коре определяется элементами их залегания. К ним относятся простирание и падение пластов.

Протяжение пласта в длину называется простиранием. Линия пересечения пласта с горизонтальной плоскостью называется линией простирания (рис. 1.7).

Направление простирания пласта определяется углом, который составляет линия простирания с меридианом.

Линия, лежащая в плоскости пласта

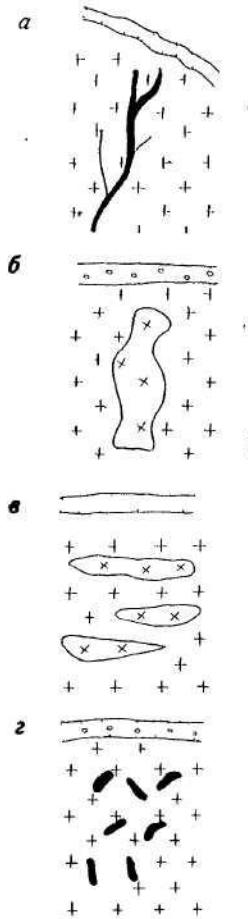
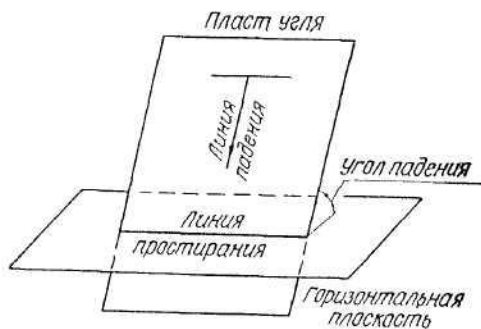
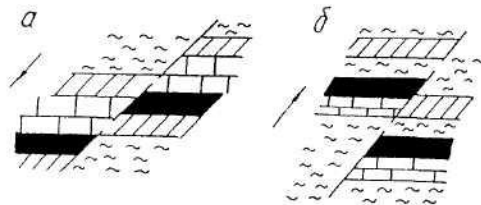
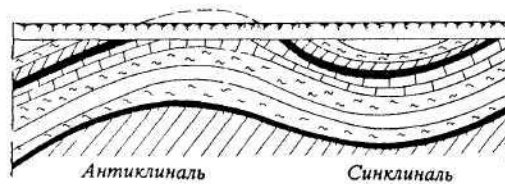


Рис. 1.4. Формы залегания рудных тел:  
а — жила; б — шток; в — линзы; г — гнезда

перпендикулярно линии простирания, называется линией падения, а само направление этой линии — падением пласта.

Угол, который составляет линия падения пласта с горизонтальной плоскостью, называется углом падения пласта. В зависимости от формы залегания и способа разработки полезных ископаемых их делят на горизонтальные, пологие, крутонаклонные и крутые (табл. 1.1).

Различие классификаций объясняется особенностями техно-



логии и механизации разработки залежи полезного ископаемого.

Мощность пласта или иной залежи как элемент залегания представляет собой расстояние по нормали между кровлей и почвой. Такую мощность  $m$  называют истинной, или нормальной. Расстояние между кровлей и почвой, измеряемое по горизонтали, называют

Рис. 1.5. Складчатость месторождения

Рис. 1.6. Дизъюнктивные нарушения  
а — сброс, б — взброс

Рис. 1.7. Элементы залегания пласта

Таблица 1.1

Классификация залежей полезных ископаемых по углу падения

Тип пласта (залежи) по углу падения	Угол падения, градус		
	угольных пластов		рудных месторождений
	при подземной разработке	при открытой разработке	
Горизонтальный	—	0	0
Пологий	0—18	До 10	До 25
Наклонный	19—35	10—30	25—45
Крутонаклонный	36—55	—	—
Кругой	> 56	> 30	> 45

горизонтальной мощностью  $m_g$ , а по вертикали — вертикальной мощностью  $m_v$ .

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

Классификация угольных пластов и рудных залежей по нормальной мощности представлена в табл. 1.2. Различие классификаций также обусловлено особенностями технологии и способа разработки.

Элементы залегания пластовых месторождений являются более или менее выдержанными. Для рудных тел они изменяются, как правило, в широких пределах.

Классификация залежей полезных ископаемых по мощности

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

#### 1.4

### ПОНЯТИЕ О ЗАПАСАХ И ПОТЕРЯХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПРИ РАЗРАБОТКЕ

Количество полезного ископаемого, заключенное в недрах его месторождения, называется запасами (т, м<sup>3</sup>).

Общие запасы месторождения или его части называются геологическими. По значению в народном хозяйстве они подразделяются на балансовые и забалансовые. Следовательно,

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

## 1.5 ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ

Полезное ископаемое может быть использовано лишь тогда, когда оно отделено от массива и доставлено на поверхность. Работы, которые производят при выемке полезного ископаемого или при подготовке к его выемке, называются горными работами.

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

Горные выработки по назначению подразделяются на разведочные и эксплуатационные. Первые служат для целей разведки залежи полезного ископаемого, вторые — для его разработки.

Разработка месторождений полезного ископаемого складывается из трех этапов: вскрытие, подготовка и очистная выемка. В связи с этим эксплуатационные горные выработки подразделяются на капитальные, подготовительные и очистные.

К капитальным относятся выработки, по которым осуществляется доступ к месторождению или его части. Это вскрывающие выработки.

Подготовительные выработки проводят от капитальных. Они служат для подготовки части залежи полезного ископаемого к очистной выемке.

После проведения подготовительных выработок приступают к очистным работам, в результате которых образуются очистные выработки.

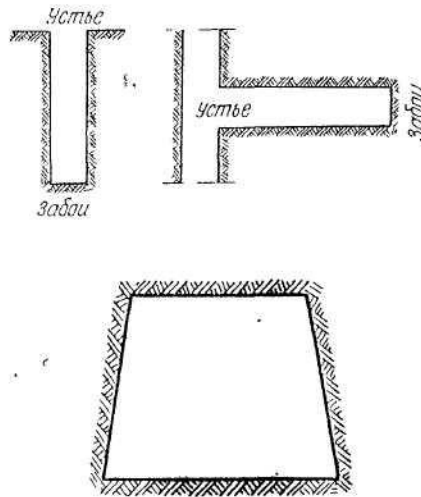


Рис. 1.8. Забой и устье выработки

Рис. 1.9. Поперечное сечение горной выработки

По месту проведения горные выработки подразделяются на открытые и подземные. Открытые выработки проводят на поверхности земли, подземные — внутри пород.

По положению в земной коре подземные выработки могут быть вертикальными, горизонтальными и наклонными. Они могут иметь непосредственный выход на земную поверхность или не иметь его (рис. 1.8).

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

Поверхность, ограничивающая горную выработку и перемещающаяся в результате ведения горных работ, называется забоем. Забой, в котором систематически производят горные работы, называется действующим.

Поверхности, ограничивающие выработки с боков, называют боками выработки. Поверхность, ограничивающая выработку сверху, называется кровлей, снизу — почвой (рис. 1.9).

Совокупность горных выработок и технических сооружений, размещенных по определенному плану и оборудованных для добывания угля подземным способом, называется шахтой, а при добывании руды — рудником.

В административно-хозяйственном отношении под шахтой (рудником) понимается самостоятельная единица горного предприятия, имеющая целью добывание полезного ископаемого в пределах отведенной для нее части месторождения.

### **Вертикальные выработки**

Вертикальные горные выработки могут иметь непосредственный выход на земную поверхность или не иметь его. К вертикальным выработкам относятся стволы, гезенки, шурфы (см. рис. 1.1, 1.10).

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

Стволы делятся на главные и вспомогательные.



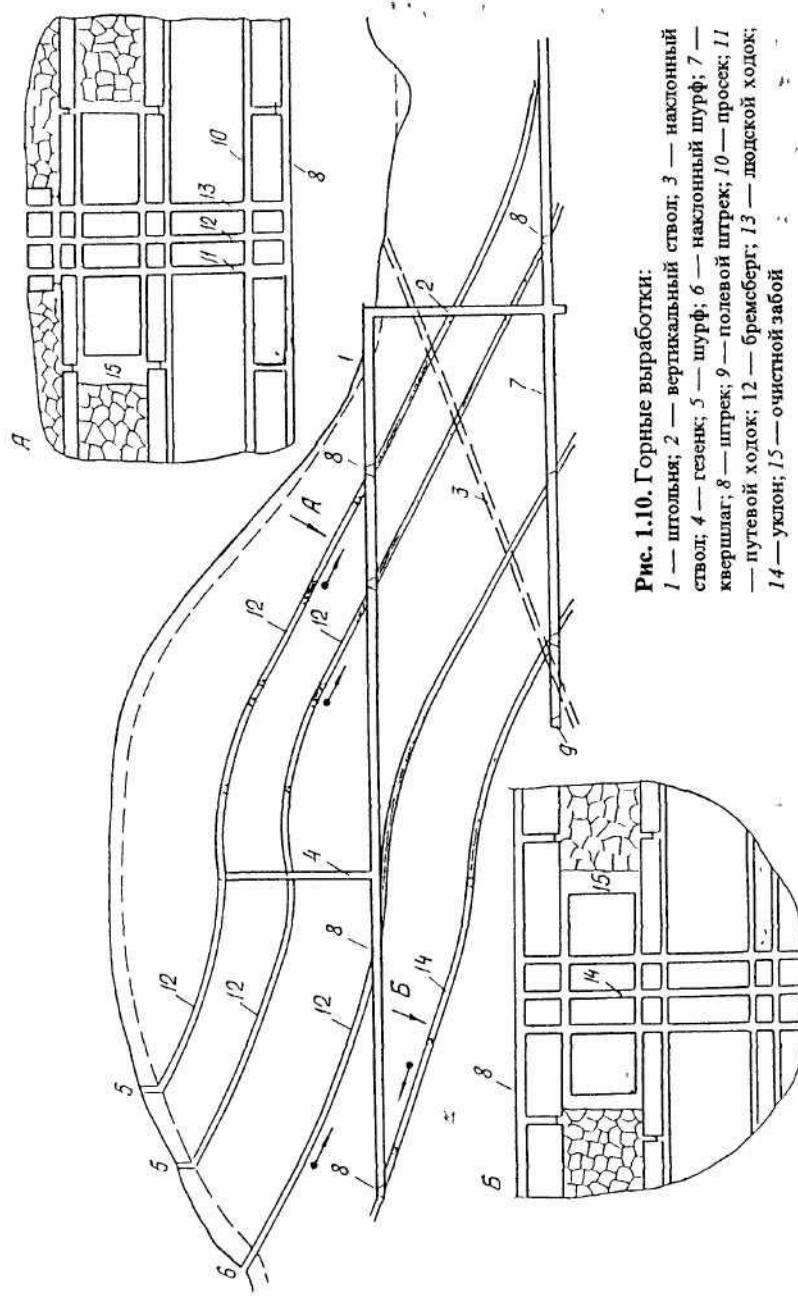


Рис. 1.10. Горные выработки:  
 1 — штольня; 2 — вертикальный ствол; 3 — наклонный ствол; 4 — гезенк; 5 — шурф; 6 — наклонный шурф; 7 — квершлаг; 8 — штрек; 9 — полевой штрек; 10 — просек; 11 — полевой ходок; 12 — бремсберг; 13 — лодеской ходок; 14 — уклон; 15 — очистной забой

Главный ствол (см. рис. 1.1, 1) предназначен для выдачи полезного ископаемого, вспомогательный (см. рис. 1.1, 2) — для спуска-подъема людей, материалов, оборудования, проветривания и других вспомогательных целей.

Нижняя часть ствола ниже уровня околоствольного двора называется зумпфом. Он предназначен для размещения подъемного сосуда (скипа или многоэтажной клетки) в момент загрузки.

Вертикальные стволы имеют круглую, прямоугольную или эллиптическую форму поперечного сечения.

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

Гезенк (рис. 1.10, 4) — вертикальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и служащая для спуска грузов с вышележащего горизонта на нижележащий под действием собственного веса.

Шурф (рис. 1.1, 12) — вертикальная горная выработка, обычно малого сечения и небольшой глубины, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и служащая для различных целей: разведки, размещения взрывчатых веществ при массовых взрывах, а при эксплуатации — для проветривания, спуска материалов и т.п.

### **Горизонтальные выработки**

К горизонтальным горным выработкам относятся штольни, квершлагги, шпгреки, просеки, орты и др. Горизонтальные выработки имеют наклон не более  $3^\circ$  с целью обеспечения самотека воды.

Штольня (рис. 1.10, 1) — горизонтальная горная выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и предназначенная для разведки или вскрытия месторождения полезного ископаемого.

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

Квершлаг (рис. 1.1, 3) — горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводимая вкрест простирания горных пород.

Штрек (рис. 1.1, 4) — горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводимая по простиранию горных пород при наклонном залегании, а при горизонтальном — в любом направлении.

Штреки бывают главные, откаточные, вентиляционные, промежуточные, конвейерные и пр. Штреки, проведенные по пустым породам, называются полевыми (рис. 1.11).

Просек (см. рис. 1.1, 5) — горизонтальная горная выработка, проводимая параллельно штреку обычно без подрывки боковых пород, предназначенная для осуществления нарезных работ или проветривания штреков в период их проходки. На тонких пластах осуществляют присечку боковых пород.

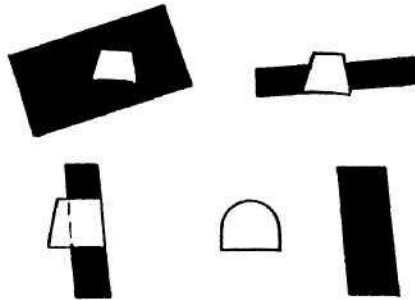
Орт — горизонтальная горная выработка, проводимая в мощных пластах или рудных залежах в пределах их горизонтальной мощности.

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

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

### **Наклонные выработки**

Наклонные горные выработки могут иметь выход на земную поверхность и могут быть без него. К наклонным горным выработкам, имеющим



---

**Рис. 1.11.** Расположение штреков относительно угольного пласта

непосредственный выход на земную поверхность, относятся наклонные шурфы, стволы, штольни. Они имеют то же назначение и те же основные признаки, что и одноименные вертикальные или горизонтальные выработки, отличаясь от них лишь положением в земной коре.

К наклонным выработкам, не имеющим непосредственного выхода на земную поверхность, относятся бремсберги, уклоны, скаты, ходки, печи.

Бремсберг (см. рис. 1.1, 6) — наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и служащая для спуска полезного ископаемого с вышележащего горизонта на нижележащий при помощи механических устройств.

Уклон (см. рис. 1.1, 7) — наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, служащая для подъема полезного ископаемого с нижних горизонтов на верхний с помощью механических устройств.

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

Ходок (см. рис. 1.1, 8, 9) — наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, предназначенная для различных целей (передвижения людей, доставки материалов и оборудования, вентиляции и пр.). Ходки проводят параллельно названным выше наклонным выработкам. Они оборудуются соответствующими транспортными средствами.

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

На рудниках наклонные выработки (иногда вертикальные), не имеющие непосредственного выхода на земную поверхность, проводимые по полезному ископаемому или пустым породам,

служащие для спуска полезного ископаемого под действием силы тяжести и других целей, называются восстающими.

#### **Камеры и очистные выработки**

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

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

Выработки, образующиеся в результате выемки пласта (см. рис. 1.1, 14) или залежи, где осуществляется основная добыча полезного ископаемого, называются очистными выработками.

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

**ГЛАВА 2**

**ОСНОВЫ  
РАЗРУШЕНИЯ  
ГОРНЫХ  
ПОРОД**



## **2.1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ГОРНЫХ РАБОТАХ И СПОСОБЫ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД**

Горные работы представляют собой совокупность производственных и рабочих процессов по проведению, поддержанию горных выработок и выемке полезного ископаемого.

Производственный процесс — процесс труда, имеющий определенное технологическое и организационное содержание, характеризующийся постоянством предмета труда, требующий для своего выполнения специальных средств производства и рабочих определенных профессий, направленный на достижение конечной цели. Производственные процессы подразделяются на основные и вспомогательные. К основным производственным процессам в горнодобывающей промышленности относятся проведение горных выработок, очистная выемка, транспортирование добытого полезного ископаемого, его обогащение и отгрузка на поверхности. Главным предметом труда является горный массив, а результатом труда — добытое полезное ископаемое. Производственный процесс представляет собой совокупность рабочих процессов.

Рабочим процессом называется четко очерченная и отличающаяся по своей организационной структуре и технологическому содержанию часть производственного процесса (например, выемка угля комбайном, возведение крепи и т.д.). Рабочие процессы также подразделяются на основные и вспомогательные. Рабочий процесс представляет собой совокупность операций.

Операция — совокупность рабочих действий, характеризующаяся однородностью технологического содержания, единством предмета труда и оборудования. Операции делятся на основные, вспомогательные и подготовительно-заключительные. Основные операции определяют содержание и конечную цель рабочего процесса. Они вносят изменения в форму и состояние

предмета труда. Основные операции могут быть механизированные и немеханизированные. Вспомогательные операции сопутствуют основным и способствуют их успешному выполнению. Подготовительно-заключительные операции связаны с подготовкой рабочего места в начале и конце смены, а также в завершённом цикле работ.

По виду механизации различают горные работы ручные, машинные, гидромеханизированные, взрывные и автоматизированные.

Ручные горные работы производят вручную или с использованием различного рода инструментов (лопата, ломик, кайло, молот и т.п.). Ручной труд применяют при выполнении отдельных операций — возведении крепи, зачистке и оборке забоя, навеске вентиляционных труб, зарядании шпуров и т.д.

Машинные горные работы выполняют с помощью различного рода горных машин, имеющих электрический, пневматический или гидравлический приводы. Горные машины делят на отбойные, бурильные, погрузочные, транспортные и комбайны. Комбайны представляют собой комбинированные машины, осуществляющие отбойку, разрушение и погрузку полезного ископаемого или породы в транспортное средство.

Гидромеханизированные горные работы основаны на разрушении угля или мягких пород струей воды, обладающей большой энергией. Для этой цели используют специальные машины — гидромониторы. Их применяют как на открытых, так и подземных работах.

Взрывные горные работы находят широкое применение, особенно на карьерах и рудниках. В их основе лежит применение взрывчатых веществ и средств взрывания, размещаемых в специально образуемых полостях.

Автоматизированные горные работы находятся в стадии опытно-промышленных изысканий. Они основаны на применении агрегатных комплексов и позволяют вести добычу полезного ископаемого без постоянного присутствия людей в очистном забое. В угольной промышленности испытаны различные образцы автоматизированной выемки угля.



Проведение выработок и очистная выемка, как горные работы, основаны на разрушении горных пород. Существуют следующие способы их разрушения: механический, взрывной, гидравлический, термический и электрофизические. На современном этапе развития горнодобывающей промышленности применяют механический, взрывной и гидравлический способы разрушения.

И

## **2.2 ОСНОВНЫЕ СВОЙСТВА И КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД**

Физико-механические свойства горных пород весьма разнообразны. Наиболее существенными из этих свойств, оказывающих влияние на эффективность разрушения горных пород и ведения горных работ, являются строение и сложение пород, слоистость, прочность, крепость, пористость, вязкость, упругость, твердость, пластичность, разрыхляемость и др.

Горные породы подразделяются на твердые, пластичные, сыпучие и пльвучие. Твердые горные породы состоят из минеральных частиц, связанных между собой силами молекулярного сцепления и трения. Механическая характеристика горных пород выражается формулой

$$\tau = C + \varphi N,$$

где  $\tau$  — касательные напряжения на площадке сдвига;  $C$  — сила сцепления между отдельными частицами;  $\varphi$  — коэффициент трения ( $\varphi = \operatorname{tg}\rho$ );  $\rho$  — угол внутреннего трения;  $N$  — нормальная сила.

Строение и физические свойства горных пород обуславливают безопасное и эффективное ведение горнопроходческих и очистных работ. Состояние и свойства пород определяют способ проведения выработок, тип и плотность крепи подготовительных выработок.

Проявление горного давления и устойчивость выработок в значительной степени зависят от плотностных, водно-физиче-

ских, прочностных и деформационных свойств пород. Существенное влияние эти свойства оказывают и на технологию проведения выработок.

Основными плотностными свойствами горных пород являются плотность, объемная масса, удельный вес, объемный вес, насыпная объемная масса и пористость.

Под плотностью породы  $\rho$  понимают массу ее в единице объема за вычетом объема пор, пустот и трещин. Плотность породы измеряют в  $\text{кг/м}^3$  (в производстве иногда —  $\text{т/м}^3$ ). Плотность каменных углей — 1300—1500, песчаников, алевролитов, известняков — 2580—2800, магматических и метаморфических пород, в зависимости от содержания в них металла, от — 2700 до 5000  $\text{кг/м}^3$ .

Объемная масса горной породы  $\rho_0$  — это масса в ее естественном состоянии без нарушения ее пор, пустот и трещиноватости в единице объема. Объемная масса большинства пород находится в пределах от 1300 до 4500  $\text{кг/м}^3$ , т.е. от 1,3 до 4,5  $\text{т/м}^3$ . Объемная масса каменных углей — 1300—1400, песчаников, алевролитов и аргиллитов — основных пород кровли и почвы пластов угля — 2400—2650  $\text{кг/м}^3$ . Объемная масса глин, суглинков и других пород вблизи земной поверхности равна в основном 1700—2300  $\text{кг/м}^3$ .

Понятиями плотности и объемной массы породы пользуются при оценке количества породы или добытого полезного ископаемого.

Удельный вес горной породы  $\gamma$  — вес единицы объема твердых частиц (минерального скелета) породы ( $\text{Н/м}^3$ ):

$$\gamma = g\rho,$$

где  $g$  — ускорение свободного падения,  $\text{м/с}^2$ .

Объемный вес породы  $\gamma_0$  — вес единицы объема породы в естественном состоянии  $\gamma_0$  ( $\text{Н/м}^3$ ):

$$\gamma_0 = g\rho_0.$$

Понятиями удельного веса и объемной массы породы пользуются при оценке горного давления или нагрузки на крепь.

Насыпная объемная масса породы — масса разрыхленной породы в единице объема. Ее измеряют, как и объемную массу  $\rho$ , в кг/м<sup>3</sup>. Насыпная объемная масса (кг/м<sup>3</sup>)

$$\rho_n = \rho / K_p,$$

где  $K_p$  — коэффициент разрыхления породы.

Насыпная объемная масса каменных углей — 900—1000, песчаников и алевролитов — 1200—1400 кг/м<sup>3</sup>.

Пористость горной породы характеризует объем пустот, имеющих в ней. Пористость определяется делением объема пустот в породе на полный ее объем и выражается в процентах. Средняя пористость магматических и метаморфических пород составляет 0,2—3 %, известняков, песчаников, алевролитов, аргиллитов, каменных углей — 5—15 %.

Пористость породы определяет ее водопоглощение, водопроницаемость, газопроницаемость, прочность и другие свойства.

Водно-физические свойства горных пород характеризуются естественной влажностью, водопоглощением, размокаемостью, размягчаемостью и набуханием.

Под влажностью горной породы понимают массу воды, которая содержится в ней. Ее определяют по разности массы образца в естественном состоянии и массы этого же образца, высушенного при температуре 105—110 °С. Она выражается в процентах. В природных условиях залегания влажность магматических пород не превышает 2 %, каменных углей и вмещающих пород — 6 %.

Водопоглощение — способность пород поглощать воду. Ее оценивают количеством воды, поглощенной породой при полном ее погружении в воду в условиях атмосферного давления. Водопоглощение прочных пород составляет от 0,3 до 6 %, мягких слабосцементированных осадочных пород — от 10 до 25 % и более.

Под размокаемостью понимают способность породы при поглощении (впитывании) воды терять связность и превращаться в рыхлую массу. Магматические, метаморфические и прочные углевмещающие породы не размокают. При взаимодействии с

водой лишь снижается их прочность и другие механические свойства.

Быстро размокает большинство грунтов вблизи земной поверхности. Размокает также значительная часть углевмещающих аргиллитов на глинистом цементе.

Размягчаемость характеризует снижение прочности породы под влиянием воды. Ее оценивают коэффициентом размягчаемости, представляющим собой отношение предела прочности породы при сжатии после насыщения ее водой и до насыщения.

Набухание — способность породы к увеличению своего объема при поглощении воды. Оно проявляется у глинистых слабосвязанных пород. Набухаемость породы характеризуется величиной набухания, которая выражается относительным изменением объема или высоты образца в процентах.

Песчаники, алевролиты, аргиллиты и переслаивания этих пород набухают очень мало. Величина относительного набухания их, как правило, не превышает 0,8—1,0 %. Глинистые и другие слабосвязанные породы (грунты), залегающие главным образом вблизи земной поверхности, подразделяют по величине свободного (без нагрузки) набухания на следующие классы: ненабухающие — менее 4, слабонабухающие — 4—10, средне-набухающие — 10—15, сильнонабухающие — более 15.

Набухание глинистых пород оказывает большое влияние на их пучение и устойчивость выработок.

Прочность — свойство горной породы воспринимать внешние силовые воздействия не разрушаясь. Критерием прочности являются временные сопротивления одноосному сжатию, сдвигу и растяжению ( $\sigma_{сж}$ ,  $\sigma_{сд}$  и  $\sigma_{р}$ ).

Горные породы характеризуются различной величиной прочности на сжатие, растяжение, сдвиг и изгиб. Наибольшей прочностью обладают породы на сжатие, наименьшей — на растяжение. Прочность на изгиб и сдвиг (срез) занимает промежуточное положение между прочностью пород на сжатие и растяжение. Предел прочности горных пород при сжатии в 5—35 раз больше, чем при растяжении (табл. 2.1).

Прочностные характеристики горных пород

Горные породы	Предел прочности, МПа	
	на сжатие	на растяжение
Базальт	260—400	22—30
Гранит	80—250	7—23
Кварцит	180—260	14—22
Диабаз	240—300	20—25
Мрамор	60—80	5—8
Известняк	46—75	4—8
Песчаник	30—200	4—18
Алевролит	30—120	3—16
Аргиллит	12—80	1—6
Уголь каменный	11—30	0,8—2,5
Уголь бурый	10—15	0,5—1,2
Сланец горючий	12—19	0,8—1,6
Мергель	25—40	2—3,5
Каменная соль	20—38	0,3—4
Глина	3—10	0,2—0,8
Алевролит и аргиллит углистый	5—25	0,3—2

Показатели прочности пород на сжатие и растяжение имеют первостепенное значение для решения вопросов разрушения и отбойки их от массива в забое выработки, погрузки и транспортирования горной массы и нормирования горнопроходческих работ.

В среднем для горных пород указанные критерии прочности находятся примерно в соотношении  $\sigma_{сж} : \sigma_{сд} : \sigma_{р} = 1,0 : 0,3 : 0,1$ . Прочность горных пород при объемном сжатии в несколько раз выше, чем при одноосном.

Крепость — свойство пород сопротивляться воздействию внешних усилий в процессе разрушения (при бурении, отбойке,

взрывании и пр.). Количественно это свойство оценивается коэффициентом крепости  $f$ , предложенным проф. М.М. Протоdjаконовым.

Коэффициент крепости  $f$  равен отношению временного сопротивления одноосному сжатию к единице крепости. За единицу крепости принято временное сопротивление сжатию образцов кубической формы, равное 10 МПа. Следовательно,  $f = \sigma_{сж}/10$ .

По этому критерию М.М. Протоdjаконов предложил классификацию, в которой горные породы разделены на 10 категорий (табл. 2.2). Пределы изменения коэффициента крепости от 0,3 до 20. К первой категории отнесены породы, имеющие наивысшую крепость ( $f = 20$ ), к десятой — наиболее слабые плавучие породы ( $f = 0,3$ ).

Существуют и другие классификации горных пород, учитывающие особенности ведения горных работ. Применительно к горностроительным работам предложена классификация пород по СНиП.

Абразивность — способность горных пород изнашивать контактирующие с ней поверхности режущего инструмента и деталей горных машин при работе. Абразивность пород оценивается средней потерей в массе (в миллиграммах) мерного цилиндрического стержня при истирании его в определенных условиях. По абразивности горные породы разделены на 8 классов.

Твердость — свойство горной породы сопротивляться проникновению в нее горного инструмента.

Упругость — свойство горной породы возвращаться к первоначальной форме и размерам после устранения воздействия на нее внешних сил.

Пластичность — свойство пород изменять свою форму при сохранении объема.

Хрупкость — способность горной породы разрушаться при незначительной пластической деформации.

Разрыхляемость — увеличение объема породы при выемке ее из массива. Оценивается коэффициентом разрыхления:

$$K_p = V_v / V_m,$$

Таблица 2.2

Классификация горных пород

Породы	Коэффициент крепости	Категория крепости породы по	
		шкале проф. М.М. Протодьяконова	строительным нормам и правилам (СНиП)
Вязкие кварциты и базальты	20	I	XI
Крепкий гранит, самые крепкие песчаники и известняки	15	II	X
Очень крепкие песчаники и известняки	10	III	IX
Колчедан, крепкий известняк	8	IIIa	VIII
Обыкновенный песчаник, песчанистые сланцы	5—6	IV—IVa	VIII
Крепкий глинистый сланец, некрепкий песчаник и известняк	3—4	V—Va	VI—VII
Антрацит, мягкий сланец, мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс, мерзлый грунт, разрушенный песчаник	2	VI	VI
Крепкий каменный уголь, разрушенный сланец, отвердевшая глина	1,5	VIa	VI—V
Каменный уголь средней крепости, прочные наносы, плотная глина	1	VII	III
Мягкий уголь, мягкая песчаная глина	0,8	VIIa	II
Торф, влажный песок	0,6	VIII	I
Добытый уголь, песок, насыпной грунт, гравий	0,5	IX	I
Пльвуны	0,3	X	I

где  $V_v$  — объем вынутой породы;  $V_m$  — объем породы в массиве (в целике).

Коэффициент разрыхления характеризует увеличение объема породы при разрушении (в процессе проведения выработок, выемки полезного ископаемого). Коэффициент разрыхления угля составляет 1,2—1,4, осадочных пород (песчаника, але-

вролита, аргиллита) — 1,4—2,2, магматических и метаморфических пород — 1,7—2,3.

Буримость горной породы — способность горной породы сопротивляться проникновению в нее бурового инструмента или интенсивность образования в породе шпура или скважины под действием усилий, возникающих при бурении. Показателем служит скорость бурения (мм/мин), иногда — продолжительность бурения 1 м шпура (мин/м). Существует классификация горных пород по буримости.

### 2.3

### МЕХАНИЧЕСКОЕ РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Механическое разрушение как способ ведения горных работ имеет довольно широкое распространение. Его применяют как при добыче угля, так и при проведении горных выработок по углю и породам небольшой крепости.

Эффективность механического разрушения угля зависит прежде всего от его прочности и крепости (см. разд. 2.1). Интегральным показателем усилия резания является сопротивляемость угля резанию.

Сопротивляемость угля резанию — характеристика сопротивления, оказываемая углем разрушению режущим инструментом. Показателем сопротивляемости резанию  $A$  (кН/см) является приращение силы резания на один сантиметр толщины стружки.

Между сопротивляемостью угля резанию  $A$  и коэффициентом крепости  $f$  существует корреляционная зависимость вида  $A = 1,5 f$ .

Угольные пласты с сопротивляемостью резанию до 1,8 кН/см благоприятны для применения стругов; 1,8—2,4 кН/см — для обычных комбайнов и стругов отрывного действия с высокой энерговооруженностью; 2,4—3,6 — для очистных комбайнов высокой энерговооруженности.



Механическое разрушение при добыче угля осуществляется исполнительным органом очистного комбайна. Очистный угольный комбайн — машина, одновременно выполняющая в забое операции по отделению угля от массива, дроблению его до кусков транспортабельного размера и навалке на забойный конвейер. Угольный комбайн как выемочная машина состоит из электродвигателя, подающей части, исполнительного органа, погрузочного устройства и других узлов (рис. 2.1).

Действие исполнительных органов большинства комбайнов основано на принципе механического разрушения угля. Наиболее эффективными являются такие исполнительные органы, при работе которых в угле возникают растягивающие напряжения без образования объемного напряженного состояния (см. разд. 2.1).

Исполнительные органы очистных комбайнов должны удовлетворять следующим требованиям: высокая производительность; малая удельная энергоемкость процесса разрушения;

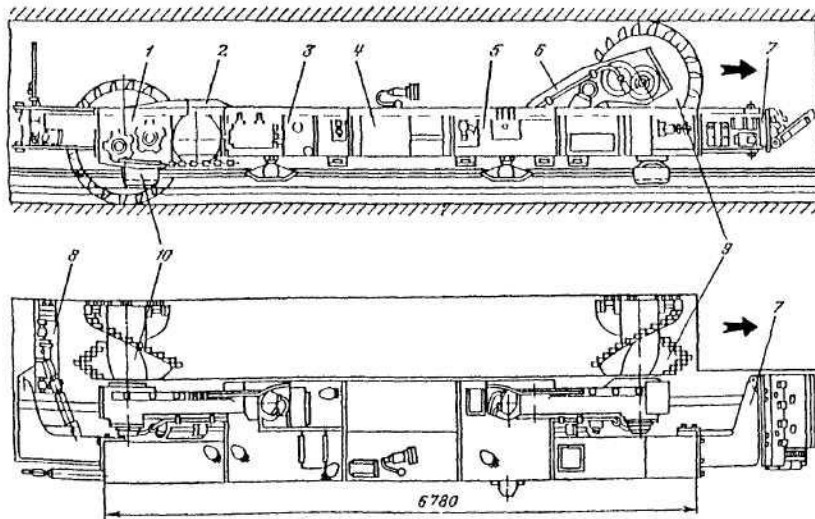


Рис. 2.1. Узкозахватный комбайн ИГШ-68:  
1 — механизм подачи; 2, 3, 5, 6 — редукторы; 4 — электродвигатель; 7, 8 — погрузочные шитки; 9 — передний шнек; 10 — задний шнек

высокий КПД; простота конструкции; высокая стойкость инструмента; высокая надежность в работе; возможность автоматизации режимов работы; выполнение функций отбойки и погрузки угля; обеспечение высокой сортности добываемого угля; способность самозарубаться в пласт.

Наиболее полно этим требованиям удовлетворяет исполнительный орган в виде шнека с закрепленными на нем зубками. Шнековыми исполнительными органами оснащено большинство современных узкозахватных комбайнов (ГШ-68, КШЗ и др.). Применяются также исполнительные органы барабанного типа.

Струговая установка — выемочная машина, предназначенная для механической отбойки, погрузки и доставки угля в очистных забоях. Исполнительным органом установки является струг. При движении вдоль забоя прижимаемого к нему струга снимается стружка угля толщиной 100—150 мм. Отбитый таким образом уголь корпусом струга грузится на конвейер. В отечественной практике струговые установки распространения не получили.

Механическое разрушение углей и пород при проходке выработок осуществляется исполнительным органом проходческого комбайна. Распространены исполнительные органы с коническими резовыми коронками (рис. 2.2) или шаровыми фрезами, установленными на стреле (4ПУ, ПК-9Р, ГПК и др.).

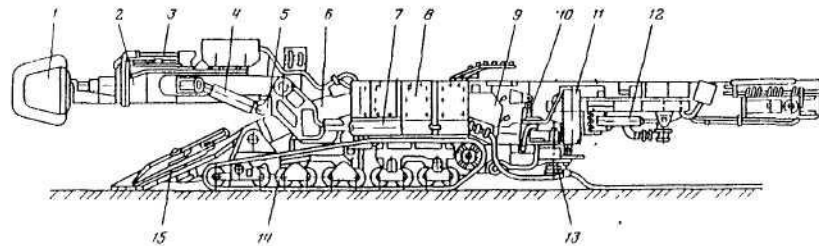


Рис. 2.2. Проходческий комбайн ГПКС:

1 — резовая коронка; 2 — стрела; 3 — крепеподъемник; 4 — гидроцилиндр подъема исполнительного органа; 5 — поворотная рама; 6 — скребковый конвейер; 7 — гидроцилиндр поворота исполнительного органа; 8 — электрооборудование; 9 — пульт управления; 10 — гидроцилиндр подъема стрелы конвейера; 11 — система пылеподавления; 12 — гидроцилиндр поворота стрелы конвейера; 13 — распорный гидроцилиндр; 14 — ходовая часть; 15 — нагребующие лапы

## 2.4 ГИДРАВЛИЧЕСКОЕ РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Гидравлическое разрушение горных пород основано на использовании кинетической энергии струи воды, выбрасываемой из гидромонитора. Считается, что эффективная отбойка происходит при напоре, развиваемом гидромонитором:

$$H > 5f,$$

где  $H$  — напор, развиваемый гидромонитором, МПа;  $f$  — коэффициент крепости угля по шкале М.М. Протоdjяконова.

Гидравлическое разрушение применяют на открытых работах при разработке наносных отложений (вскрышные работы) и в отдельных случаях при подземной добыче угля. В зависимости от крепости угля применяют гидравлическое, взрывогидравлическое и гидромеханическое разрушение. Технологию подземной гидродобычи угля разработал В.С. Мучник.

Гидромонитор — устройство, служащее для создания (формирования) плотной летящей с большой скоростью водяной

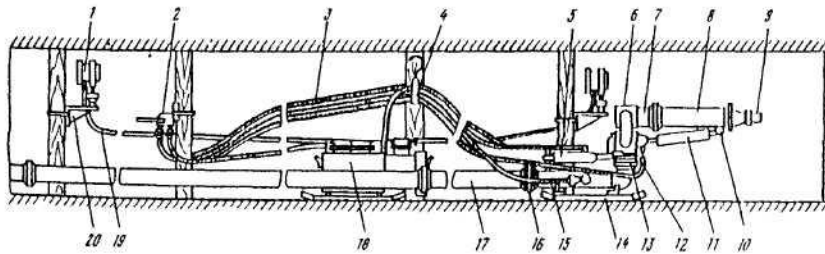


Рис. 2.3. Гидромонитор ГПД 12-5:

1 — светильник; 2 — пульт дистанционного управления; 3, 15 — высоконапорный рукав; 4 — крюк для подвески высоконапорного рукава; 5 — гидроцилиндр поворота гидромонитора; 6 — корпус; 7 — коллектор; 8 — ствол; 9 — насадка; 10 — серьга; 11 — гидроцилиндр вертикального качания; 12 — упоры; 13 — быстроразъемные соединения; 14 — рама; 16 — быстроразъемное соединение; 17 — забойный водовод; 18 — ма-  
слостанция; 19 — кабель; 20 — кронштейн

струи и управления ею при размыве и отбойке полезного ископаемого или породы (рис. 2.3).

На шахтах, где осуществляется гидродобыча, для выемки угля и проведения горных выработок применяются гидромониторы ГМДЦ-3М, ГМДЦ-4, 12ГД-2, 16ГД и другие, развивающие давление воды 12—16 МПа.

## 2.5 СПОСОБЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Взрывной способ разрушения горных пород универсален, является наиболее распространенным. В общей массе около 90 % минерального сырья в стране добывается с помощью взрывных работ. Взрывная отбойка части горной массы от целого массива может применяться при любой крепости полезного ископаемого и пород.

Взрывные работы применяют в тех случаях, где механическое разрушение неэффективно. При добыче рудных полезных ископаемых и проведении горных выработок по крепким породам взрывное разрушение является единственным способом, имеющим промышленное применение.

Взрывной способ разрушения основан на применении взрывчатых веществ, при быстротечном разложении которых освобождающаяся энергия взрыва отделяет от массива и осуществляет дробление породы. Чтобы осуществить взрывное разрушение с достаточной эффективностью, взрывчатое вещество должно быть размещено в специально образуемой в породе полости. В зависимости от формы и размеров этих полостей различают следующие способы ведения взрывных работ: шпуровой, скважинный, камерными и накладными взрывами.

Шпуровой метод взрывных работ применяют при проведении горных выработок, в отдельных случаях для отбойки угля в очистных забоях и руд в блоках при небольшой мощности рудных залежей. Шпур — продольное цилиндрическое углубление в горной породе диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м, предназначенное для размещения заряда взрывчатого вещества. Шпу-

ры могут быть горизонтальные, наклонные, вертикальные (нисходящие и восходящие).

Скважинный способ взрывных работ применяют при массовой отбойке руды в блоках мощных рудных тел, а также на открытых горных работах для разрушения пород в уступах. Взрывная скважина — горная выработка цилиндрической формы глубиной более 5 м и диаметром 75 мм, пройденная в породе способом бурения. Скважины, как и шпуры, могут быть горизонтальные, наклонные, вертикальные (обычно нисходящие).

Метод камерных зарядов применяют в отдельных случаях для отбойки руды в блоках, а также для осуществления массовых взрывов на поверхности. С этой целью проводят специальные горные выработки, нередко с нишами, в которых размещают сосредоточенные заряды взрывчатого вещества. Их масса может достигать нескольких тонн и даже десятков тонн.

Метод накладных зарядов применяют для дробления негабарита, т.е. для дополнительного измельчения (вторичного дробления) кусков породы на месте их образования. Применение этого способа допускается и на подземных работах за исключением шахт, опасных по газу и пыли.

## **2.6 ШПУРОВОЙ МЕТОД ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ**

При проведении горных выработок с применением буровзрывных работ используют, как правило, шпуровой метод. Шпуры бурят диаметром до 45 мм.

Эффективность отделения породы от массива и дробления ее на куски зависит от ряда факторов. Основными из них являются: крепость, слоистость и трещиноватость горных пород. Для получения наибольшего эффекта от взрывных работ шпуры в забое необходимо располагать с учетом этих факторов.

При взрыве заряда в шпуре, пробуренном перпендикулярно плоскости забоя, отрыва породы не произойдет (рис. 2.4, а). При

взрыве же зарядов в шпурах, пробуренных под углом к плоскости забоя, условия для отрыва породы более благоприятны (рис. 2.4, б). При взрыве зарядов в наклонных шпурах образуется вруб, создающий вторую обнаженную плоскость в забое проводимой выработки. Эти шпуры называются врубовыми. Заряды в них взрывают в первую очередь. Все последующие заряды в шпурах взрывают при наличии второй обнаженной плоскости. Эти шпуры подразделяются на отбойные и оконтуривающие. Последние придают выработке проектную форму поперечного сечения. Отбойные шпуры бурят параллельно оси выработки, оконтуривающие — наклонно к бокам выработки (рис. 2.5).

При шпуровом методе ведения взрывных работ применяют удлиненный сплошной или рассредоточенный заряды. Сплош-

ным называется заряд, представляющий компактную массу ВВ, сосредоточенную в шпуре (рис. 2.6, а). Рассредоточенным называется заряд, масса ВВ в котором рассредоточена на части, разделенные между собой воздушными промежутками или забойкой.

В шахтах, опасных по газу и пыли, при проведении выработок применяют сплошные заряды. Перед заряжением шпур очищают от остатков буровой мелочи.

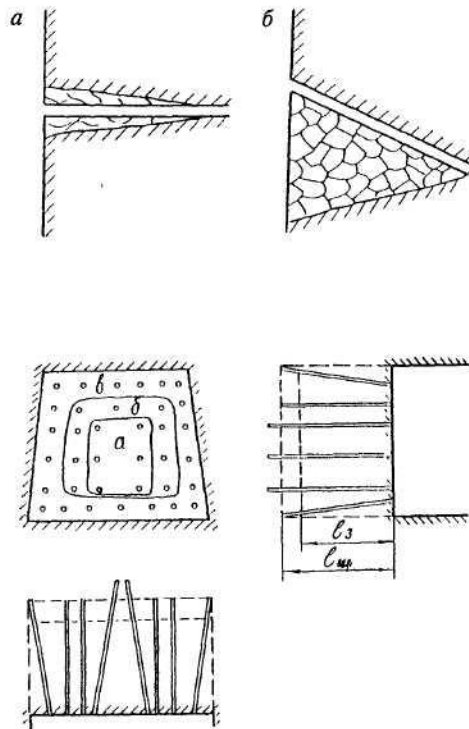


Рис. 2.4. Схема отрыва породы при перпендикулярных (а) и наклонных (б) шпурах

Рис. 2.5. Расположение шпуров в забое:  
а — врубовые; б — отбойные; в — оконтуривающие

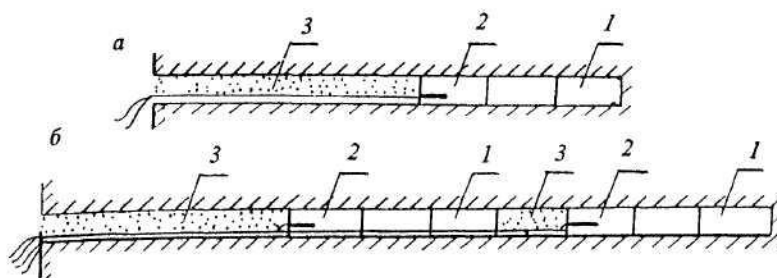


Рис. 2.6. Сплошной (а) и рассредоточенный (б) заряды:  
1 — патроны ВВ; 2 — патрон-боевик; 3 — внутренняя забойка

Затем в шпур деревянным забойником вводят патроны ВВ. Патрон-боевик располагают первым от устья шпура таким образом, чтобы электродетонатор был ориентирован в сторону устья шпура. Патроном-боевиком называется патрон ВВ, снаряженный капсюлем-детонатором или электродетонатором. Свободная от ВВ часть шпура заполняется внутренней забойкой. В качестве внутренней забойки применяют пыжи из смеси глины и песка или водонаполненные ампулы (гидрозабойка). Внутренняя забойка повышает эффективность взрывных работ, так как она оказывает сопротивление высокому давлению газов взрыва.

Длина внутренней забойки должна составлять: не менее половины длины шпуров при длине шпуров  $l_{ш} \leq 1$  м; не менее 0,5 м при длине  $l_{ш} > 1$  м. Эти требования относятся к шахтам, опасным по газу и пыли, склонным к внезапным выбросам угля и газа.

## 2.7 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Основными параметрами взрывных работ при проведении горных выработок являются длина и число шпуров, масса шпурового заряда и общий расход ВВ на одну заходку.

Глубина шпуров является одним из основных организационно-технологических параметров, определяющих общий объем работ и скорость проведения горной выработки. Глубину шпуров можно определить на основании расчетов или принять на основании практических данных (табл. 2.3).

Таблица 2.3

Рекомендуемая глубина шпуров в горизонтальных и наклонных выработках

Коэффициент крепости пород	Глубина шпуров, м, для выработок сечением, м <sup>2</sup>	
	6—12	13—16
3—6	2,0—2,5	2,5—3,0
Более 6	1,5—2,0	2,0—2,5

Глубина врубовых шпуров принимается на 10—15 % больше остальных.

Отношение глубины заходки  $l_3$  к глубине шпура  $l$  называется коэффициентом использования шпура (к. и. ш.), принимается равным 0,8—0,9.

Число шпуров в забое, зависящее от крепости пород, площади сечения выработки в проходке и вместимости шпуров, может быть определено по формуле

$$N = 1,27qS\eta/d^2k_3\Delta,$$

где  $q$  — удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $S$  — площадь поперечного сечения выработки в проходке, м<sup>2</sup>;  $\eta$  — коэффициент использования шпуров (принимают  $\eta = 0,8—0,9$ );  $d$  — диаметр патрона ВВ, м (принимают  $d = 0,036$  м);  $k_3$  — коэффициент заполнения шпура;  $\Delta$  — плотность ВВ в заряде (принимают применительно к предохранительным ВВ 1,0—1,15).

Коэффициент заполнения шпура (отношение длины заряда к глубине шпура) определяют по условиям минимально допустимой длины забойки (см. разд. 2.6). Для шахт, опасных по газу и пыли, в забое по породе можно принять  $k_3 \leq 0,7$ . Для шахт, не опасных по газу и пыли,  $k_3 = 0,35—0,6$ .

Все шпуры разделяются на врубовые, отбойные и оконтуривающие примерно в соотношении 1 : 2 : 3. Коэффициент запол-



нения врубовых шпуров принимают на 10—15 % больше, а коэффициент заполнения оконтуривающих шпуров — на 15—20 % ниже, чем отбойных шпуров.

Удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>, можно определить по формуле

$$q = 0,1ff've,$$

где  $f$  — коэффициент крепости породы по шкале М.М. Протодяконова;  $f'$  — коэффициент структуры породы;  $v$  — коэффициент зажима породы, зависящий от площади поперечного сечения выработки;  $e$  — коэффициент работоспособности применяемого ВВ.

Значение коэффициента  $f'$  принимают в зависимости от свойств и структуры пород, их залегания и трещиноватости:

вязкие, упругие, пористые.....	2
дислоцированные с неправильным или параллельным оси выработки залеганием и мелкой трещиноватостью .....	1,4
со сланцевым залеганием и меняющейся крепостью, с напластованием, перпендикулярным к направлению шпуров .....	1,3
массивные, крупные, плотные .....	1,1

При одной открытой поверхности (подготовительные выработки) коэффициент зажима породы

$$v = 6,5/\sqrt{S_r},$$

где  $S_r$  — площадь поперечного сечения выработки в черне, м<sup>2</sup>.

Коэффициент работоспособности применяемого ВВ

$$e = 380/P_x,$$

где 380 — работоспособность стандартного ВВ;  $P_x$  — работоспособность применяемого ВВ, зависящая от крепости пород (табл. 2.4).

Таблица 2.4

Работоспособность применяемого ВВ

Коэффициент крепости породы по шкале проф. М.М. Протодяконова	1—3	3—6	6—10	Более 10
Работоспособность рекомендуемых ВВ, см <sup>3</sup>	260	220—320	320—400	400—600

При раздельной выемке полезного ископаемого и вмещающих пород удельный заряд ВВ и число шпуров на каждый забой рассчитывают отдельно для пласта (рудного тела) полезного ископаемого и вмещающих пород.

Массу заряда на одну заходку определяют по формуле

$$Q = ql_3 S_r,$$

где  $l_3$  — длина заходки, м ( $l_3 = l\eta$ );  $l$  — длина шпура;  $\eta$  — к. и. ш.

Средняя масса заряда в шпуре

$$q_{ш} = Q/N.$$

По сравнению с величиной  $q_{ш}$  заряд врубовых шпуров увеличивают на 20—25 %, а заряд оконтуривающих шпуров уменьшают на 15—20 %. Кроме того, массу заряда в шпуре корректируют по целому числу патронов в шпуре.

Скорректированная масса заряда на одну заходку составит

$$Q = q_n (N_v n_v + N_o n_o + N_{ок} n_{ок}),$$

где  $N_v$ ,  $N_o$ ,  $N_{ок}$  — число врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров;  $n_v$ ,  $n_o$ ,  $n_{ок}$  — число патронов ВВ в аналогичных шпурах;  $q_n$  — масса патронов применяемых ВВ.

Обычно для шахт, опасных по газу и пыли, патроны предохранительных ВВ выпускают массой по 0,2 и 0,3 кг, длиной соответственно 180 и 250 мм, диаметром 36 мм.

## 2.8

### БУРЕНИЕ ШПУРОВ

Бурение шпуров основано на механическом разрушении пород бурильными машинами вращательного, ударно-поворотного, вращательно-ударного и ударно-вращательного действия.

Вращательное бурение шпуров применяют в породах мягких и средней крепости ( $f < 10$ ). Буровой инструмент для вращательного бурения состоит из резца и штанги с хвостовиком (рис. 2.7). Выпускают резцы типа РУ и РП. Штанги для сухого бурения изготавливают витыми из полосовой стали ромбического сечения.

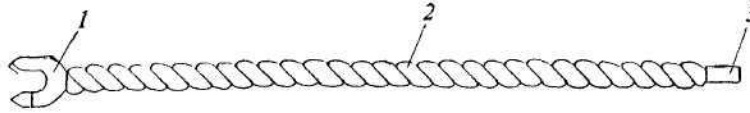


Рис. 2.7. Буровая штанга для вращательного бурения:  
1 — резец; 2 — стержень; 3 — хвостовик

При вращательном бурении резец бурового инструмента, прижимаясь к забою шпура под действием внешних усилий, при вращении срезает и скалывает частицы породы. Породная мелочь, образующаяся при бурении шпуров, удаляется по виткам штанги. Резцы армируют твердыми сплавами.

В качестве бурильных машин при вращательном бурении применяют ручные или колонковые электрические или пневматические сверла. Бурильные машины, потребляющие электроэнергию, получили название электросверл.

Для бурения шпуров диаметром до 45 мм по углю и сравнительно мягким породам применяют ручные электросверла (табл. 2.5). Выпускают ручные электросверла СЭР19М, ЭРМД2М, ЭРП18Д2М (с принудительной подачей).

Ручное электросверло (рис. 2.8) состоит из корпуса, электродвигателя, редуктора и шпинделя, в который вставляется хвостовик буровой штанги. Электросверло с принудительной подачей оснащено канатным барабаном и размещается на манипуляторе (рис. 2.9). На угольных шахтах, где применяется пневматическая энергия, используют пневматические сверла СРЗ, СРЗМ и др. При гидравлической добыче угля для бурения шпуров применяют гидросверла.

Ударно-поворотное (ударное) бурение шпуров применяют в породах средней крепости и крепких, где вращательное бурение неэффективно. Бурильные машины ударно-поворот-

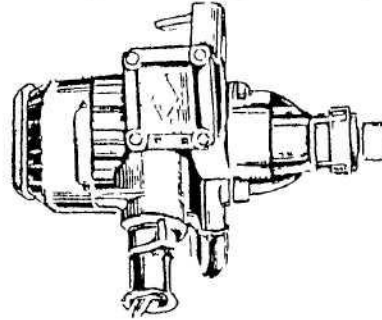


Рис. 2.8. Ручное электросверло

Техническая характеристика ручных сверл

Показатели	Тип сверл					
	ЭР14Д2М	ЭР18Д2М	ЭРП18Д2М	СЭР19М	СРБ1М	СР3 М
Диаметр шпуров, мм	43	43	40	50	46	46
Глубина бурения, м	3	3	4	3	3	3
Частота вращения шпинделя, мин <sup>-1</sup>	860	640	300	900	750	365
Номинальная мощность, кВт	1,0	1,4	1,4	1,2	1,9	1,9
Номинальное напряжение, В	127	127	127	127	—	—
Масса, кг	16	17	24	16,5	13	13,5

го действия (табл. 2.6), работающие на сжатом воздухе, называют бурильными молотками (перфораторами). Они подразделяются на три группы:

- ручные бурильные молотки ПР или ПП (масса до 30 кг), предназначенные для бурения с рук или с пневмоподдержки;
- колонковые бурильные молотки ПК (масса до 100 кг), устанавливаемые при бурении на колонках или манипуляторах;
- телескопные бурильные молотки ПТ, предназначенные для бурения восстающих шпуров; они монтируются на раздвижных телескопических стойках.

Буры для пневматических бурильных машин изготавливают из легированной круглой или шестигранной стали диаметром 22, 25, 28 и 32 мм с внутренним осевым каналом 7—9 мм и со съёмными головками (коронками), армированными твердыми сплавами.

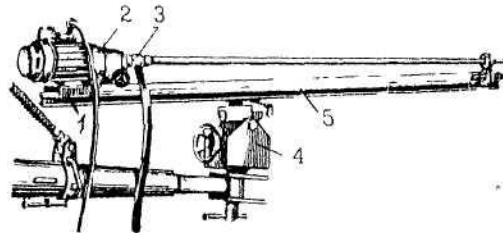


Рис. 2.9. Бурильная машина на манипуляторе:

1 — каретка; 2 — электросверло; 3 — муфта боковой промывки; 4 — вертлог манипулятора; 5 — салазки податчика

Выпускаются коронки следующих типов: КДП — долотчато-пластинчатые; КТП — трехперые пластинчатые; ККП — крестовые пластинчатые и др. В комплект для бурения входят несколько буров, забурник длиной 0,7—1,0 м. Каждый последующий бур длиннее предыдущего на 0,7—1,0 м.

Таблица 2.6

Техническая характеристика перфораторов

Показатели	Тип перфораторов					
	ПП36В	ПП54В1	ПП63В	ПП63П	ПТ54КВ	ПК60
Диаметр шпуров, мм	32—40	40—46	40—46	46	46	46
Глубина бурения, м	2	4	5	5	6	5
Число ударов, мин <sup>-1</sup>	2300	2350	1800	1800	1800	2300
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	2,8	3,5	3,5	3,5	4	9,0

Примечание. Давление сжатого воздуха 0,5 МПа.

Принцип работы бурильных молотков в следующем (рис. 2.10, а). В стальном цилиндре сжатым воздухом перемещается стальной поршень, совершая возвратно-поступательное движение с большой (1700—3750 ударов в минуту) частотой. Шток поршня при движении вперед наносит удар по затыльнику бура, буровая коронка которого разрушает породу в забое шпура. При обратном ходе поршня с помощью специального устройства бур поворачивается на некоторый угол  $\omega$ .

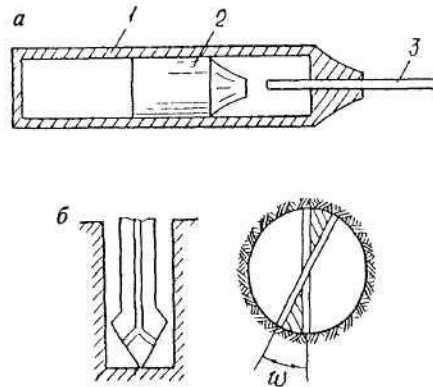


Рис. 2.10. Принципиальная схема бурильного молотка (а) и образование шпура (б): 1 — цилиндрический корпус; 2 — поршень; 3 — бур

Следовательно, при последующем ударе лезвия бура порода в забое шпура разрушается в другом месте. Углубление шпура происходит за счет раздавливания, дробления и скалывания породы (рис. 2.10, б). Буровая мелочь, образующаяся при бурении, удаляется водой, поступающей по внутреннему осевому каналу бура. В связи с этим в коронках предусмотрены отверстия для выхода воды в шпур. Бурение шпуров с промывкой позволяет снизить запыленность воздуха в забое проводимой выработки, что особенно важно для выработок, проводимых по силикозоопасным породам.

Ручные бурильные молотки ПР20Б, ПР27ВБ и другие предназначены для бурения горизонтальных и наклонных шпуров. Ручной бурильный молоток (перфоратор) состоит из следующих основных узлов: цилиндра, поршня, воздухораспределительного устройства, поворотного механизма и буродержателя. Давление сжатого воздуха 0,5 МПа. В отдельных типах молотков бурение осуществляется с сухим пылеулавливанием (перфоратор ПР30КС). Ручные перфораторы с целью устранения вредного влияния вибрации на организм человека устанавливают на специальных пневмоподдержках (рис. 2.11).

Колонковый бурильный молоток имеет такое же устройство, как и ручной, но он мощнее и тяжелее. Его применяют при бурении шпуров с колонок, манипуляторов и буровых кареток при проведении горизонтальных и наклонных выработок по крепким породам.

Телескопные бурильные молотки ПТ45КВ, ТП5С и другие предназначены для бурения восстающих шпуров (снизу вверх). Они состоят из бурового молотка и телескопической распорной

колонки.

Применяются также бурильные машины ударно-

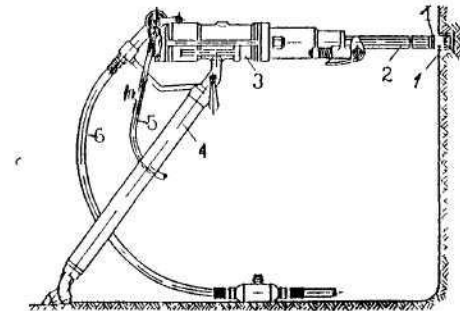


Рис. 2.11. Перфоратор на пневмоподдержке:

1 — коронка; 2 — штанга; 3 — перфоратор; 4 — пневмоподдержка; 5 — шланг для подачи воды; 6 — воздухоподводящий шланг

вращательного и вращательно-ударного действия. По принципу работы они близки между собой. По существу, ударно-вращательное бурение является в принципе вращательным бурением. Здесь буровой инструмент, кроме статического осевого усилия и крутящего момента, подвергается воздействию динамических нагрузок в виде ударов с высокой частотой. В результате этого коронка лучше внедряется в породу и снимает более толстую стружку. Это приводит в некоторых условиях к повышению производительности труда по сравнению с ударно-поворотным или вращательным бурением.

Бурильные машины этого типа потребляют или электрическую (установки БУЭ1, БУЭ2, БКГ2 и др.), или пневматическую энергию (установки БУ1М, БУР2, СБ42М и др.). На каждой буровой установке монтируется несколько бурильных агрегатов (рис. 2.12).

При вращательно-ударном бурении разрушение породы в забое шпура происходит как в момент нанесения удара по буровому инструменту, так и в интервалах между ударами в результате скалывания породы лезвием вращающегося долота. В качестве бурового инструмента применяют специальные буровые штанги и буровые долота.

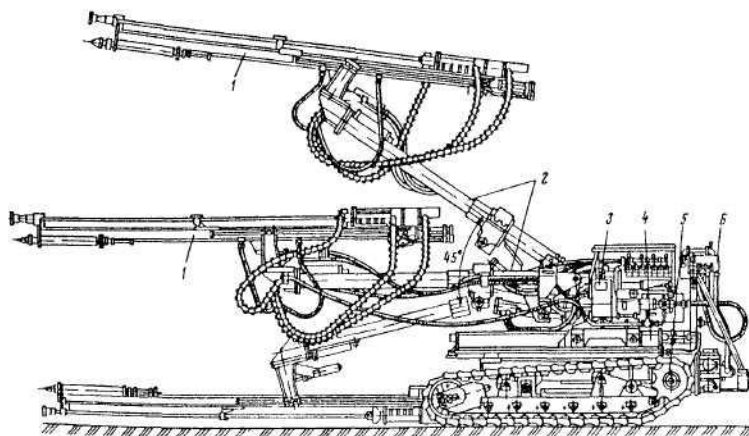


Рис. 2.12. Бурильная установка:  
1 — бурильная машина; 2 — манипулятор; 3 — верхняя тележка; 4 — станнина; 5 — гусеничная тележка; 6 — пульт управления

## 2.9 ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА

Взрывное разрушение горных пород является следствием взрыва взрывчатого вещества, помещенного в какой-либо полости породного массива. Взрыв — процесс освобождения большого количества энергии в ограниченном объеме за весьма короткий промежуток времени. Характерными признаками взрыва являются высокая объемная концентрация энергии и сверхзвуковая скорость ее выделения, образование большого количества газообразных продуктов и звуковой эффект. Вследствие высокой скорости выделения энергии при взрыве возникают большие усилия, получение которых другими способами практически невозможно.

Взрывчатое вещество (ВВ) — вещество (химическое соединение или механическая смесь различных компонентов), способное под действием внешнего импульса (нагревания, удара, трения) к крайне быстрому самораспространяющемуся химическому превращению с выделением большого количества тепла и газообразных продуктов. Взрывчатые вещества могут быть твердыми, жидкими и газообразными. Наиболее широко применяются твердые ВВ.

В зависимости от интенсивности внешнего воздействия процесс химического превращения ВВ может протекать в виде термического разложения, горения или детонации. При взрывных работах используются ВВ, срабатывающие в режиме детонации. Детонация — самораспространяющийся процесс перемещения по ВВ ударной волны, сопровождающийся химическим превращением вещества. Ее скорость зависит от состава ВВ и составляет 2—8 км/с. Детонация заряда ВВ возбуждается инициированием с помощью капсюля-детонатора, электродетонатора или детонирующего шнура.

Взрывчатые вещества подразделяются на химические соединения и механические смеси. Однокомпонентные ВВ, содержащие в своем составе все элементы, необходимые для нормаль-



ного протекания реакции взрыва, называются индивидуальными ВВ (тротил, тетрил, гексоген, нитроглицерин, нитроглицоль, тэн, коллодионный хлопок, аммиачная селитра и др.). Они являются основными компонентами промышленных ВВ. В промышленности чаще всего применяют механические смеси. Для придания определенных свойств смесям ВВ в их состав вводят окислители, горючие добавки, сенсбилизаторы, стабилизаторы, флегматизаторы и пламегасители.

Взрывчатые вещества, предназначенные для производства взрывных работ в горной промышленности и других отраслях, называются промышленными ВВ. По составу они представляют собой механические смеси. В их состав входят горючие вещества и содержащие кислород в количестве, достаточном для полного окисления горючих веществ. По химическому составу все промышленные ВВ подразделяются на нитросоединения и их смеси, включая смеси с металлами, аммиачно-селитряные ВВ и нитроэфировые ВВ с содержанием их не более 15 %.

Промышленные ВВ подразделяются также на неперехохранительные и переходохранительные. Делятся они на следующие классы:

- I класс — неперехохранительные ВВ для взрывания только на земной поверхности (цвет упаковки или оболочки патронов белый): гранулотол, алюмотол, гранитол марок 1 и 7А, гранулит С-6М;
- II класс — неперехохранительные ВВ для взрывания на земной поверхности и в забоях подземных выработок, не опасных по скоплениям горючих газов или пыли (отличительный цвет красный): гранулит марок 79/21, АС-4, АС-4В, игданит, аммонит скальный № 3, аммонит 6ЖВ, детонит М;
- III класс — переходохранительные ВВ для взрывания только по породе в забое выработок, в которых выделяется метан, но отсутствует взрывчатая пыль (отличительный цвет синий): аммонит АП-5ЖВ;
- IV класс — переходохранительные ВВ для взрывания по уголю и породе в забое выработок, опасных по взрыву пыли или для сотрясательного взрывания (отличительный цвет желтый): аммонит марок Т-19, ПЖВ-20;

- V класс — предохранительные ВВ повышенной предохранительности для взрывания по углю и породе в особо опасных по метану забоях подземных выработок, но в отсутствии контакта заряда с метановоздушной смесью (отличительный цвет желтый): угленит Э-6;

- VI класс — высокопредохранительные ВВ для взрывания по углю или породе в особо опасных по метану забоях подземных выработок, когда возможен контакт заряда с метановоздушной смесью (отличительный цвет желтый): угленит марок 12ЦБ, П-12ЦБ-2, патроны СП-1;

- VII класс — предохранительные ВВ для ведения специальных взрывных работ в забоях выработок, опасных по метану и угольной пыли (отличительный цвет желтый): ионит, ЗПН-1.

В угольных шахтах, опасных по взрыву газа и пыли, применяют предохранительные ВВ III—VII классов в виде патронов диаметром 36—38 мм.

Важнейшими рабочими характеристиками взрывчатых веществ являются работоспособность, бризантность, теплота взрыва и скорость детонации.

Работоспособность ВВ — способность взрывчатого вещества производить работу в замкнутом пространстве за счет расширения газов взрыва. Существует несколько методов оценки работоспособности ВВ. Оценивается она в кубических сантиметрах (по пробе Трауцля).

Бризантность — способность ВВ измельчать, пробивать или дробить при взрыве породы, соприкасающиеся с зарядом ВВ. По пробе Гесса она оценивается в миллиметрах (табл. 2.7).

Необходимость применения предохранительных ВВ на угольных шахтах обусловлена тем, что метан и угольная пыль в определенных условиях могут образовывать взрывоопасные смеси.

Выделяющийся в угольных шахтах рудничный газ (метан —  $\text{CH}_4$ ) обладает свойством взрываться в смеси с воздухом при содержании его 4,9—15,4 % и давлении 0,1 МПа. Наиболее сильный взрыв происходит при содержании метана 9,5 %. Взрыв метановоздушной смеси может произойти от соприкосновения ее с нагретым телом до температуры 650 °С и выше.

Таблица 2 7

Рабочие характеристики взрывчатых веществ

Взрывчатое вещество	Работоспособность, см <sup>3</sup>	Бризантность, мм	Теплота взрыва, кДж/кг	Скорость детонации, км/с
Тротил	285	16,5	3654	4,7
Тетрил	350	19,0	3528	5,6
Гексоген	475	16,0	3990	6,1
Нитроглицерин	550	20,0	6552	1,6
Нитроглицоль	600	30,0	7140	1,9
Т э н	500	14,5	5964	8,2
Игданит	320—330	15—20	3760	2,2
Аммонит 6 ЖВ	360—380	14—16	4330	3,6
Аммонит АП-5ЖВ	330	14—17	3500	3,6
Аммонит ПЖВ-20	265—280	14—16	3400	3,5
Аммонит Т-19	265—280	15—17	3410	3,6
Детонит М	460—500	18—22	5800	4,9
Угленит № 5	50—90	4—8	1302	1,7
Угленит № 6	130—170	7—11	2680	1,9
Угленит 12ЦБ	95—120	—	2300	1,9
Ионит	95—125	5—6	1930	1,6

Время от начала соприкосновения до момента взрыва зависит от температуры нагретого тела. При указанной температуре это время составляет 10 с, а при повышении оно быстро сокращается.

Очень тонкая каменноугольная пыль с содержанием летучих более 10 %, находящаяся в воздухе во взвешенном состоянии в количестве 30—40 г/м<sup>3</sup>, также способна взрываться при соприкосновении с нагретым телом до 700—800 °С.

Температура взрыва взрывчатых веществ значительно выше. Поэтому, чтобы не произошло взрыва метановоздушной смеси или пыли, при ведении взрывных работ должны применяться такие взрывчатые вещества, у которых реакция взрыва

протекает крайне быстро и сопровождается выделением большого количества инертных газов, т.е. таких, которые не вступают в повторные реакции между собой и кислородом воздуха. Обладающие таким свойством ВВ называются предохранительными. Это достигается добавлением пламегасителей, т.е. веществ, поглощающих часть теплоты взрыва. С этой целью в состав смеси ВВ вводят инертные добавки (хлористый натрий, хлористый калий и др.). Например, в состав аммонита АП-5ЖВ входят аммиачная селитра, тротил, хлористый натрий.

## 2.10 СРЕДСТВА ВЗРЫВАНИЯ

Для инициирования взрыва заряда ВВ применяют взрыв небольшого по величине заряда, инициирующего ВВ, получающего внешний тепловой импульс. Иницирующие ВВ обладают большой мощностью, высокочувствительны к нагреву и механическим воздействиям. Совокупность принадлежностей, предназначенных для инициирования зарядов ВВ, называется средствами инициирования (взрывания).

Взрывчатые вещества, используемые для снаряжения средств инициирования, подразделяются на первичные (гремучая ртуть, азид свинца и тринитрорезорцинат свинца — тенерес) и вторичные (тетрил, тэн и гексоген). Взрыв первичного ВВ происходит при тепловом воздействии на него.

В зависимости от способа возбуждения взрыва средств инициирования различают следующие способы взрывания зарядов:

- огневой, при котором возбуждение взрыва капсюля-детонатора (КД) вызывается от пучка искр огнепроводного шнура (ОШ);
- электрический, при котором тепловой импульс в электродетонатор (ЭД) передается от электровоспламенителя;
- электроогневой, при котором капсюль-детонатор взрывается от пучка искр огнепроводного шнура, поджигаемого электровоспламенителем;

• бескапсюльный, при котором инициирующий импульс зарядам ВВ передается детонирующим шнуром (ДШ), взрыв которого инициируется капсюлем-детонатором или электродетонатором.

К средствам огневого взрывания относятся капсюль-детонатор (КД-85, КД-8С, КД-8А), огнепроводный шнур, зажигательные патроны, зажигательный тлеющий фитиль.

Капсюль-детонатор (рис. 2.13) представляет собой небольшой заряд первичного и вторичного инициирующих ВВ, размещенный в металлической или картонной гильзе. Диаметр гильзы 6—7 мм, длина 47—51 мм. С одного конца гильза имеет открытое дульце, куда вводят огнепроводный шнур, с другого — выемку, формирующую кумулятивную струю, которая усиливает кумулятивное действие. Металлическая чашечка, куда впрессовано первичное инициирующее вещество, имеет центральное отверстие для поджигания ВВ. Промышленностью выпускаются капсюли-детонаторы гремучертутнотетриловые и азидотетриловые.

Огнепроводный шнур (рис. 2.14) представляет собой шнур с сердцевиной из пресованного дымного пороха, окруженной наружной и внутренней оплетками, покрытыми влагоизолирующим составом. Диаметр пороховой сердцевины около 2 мм, наружный диа-

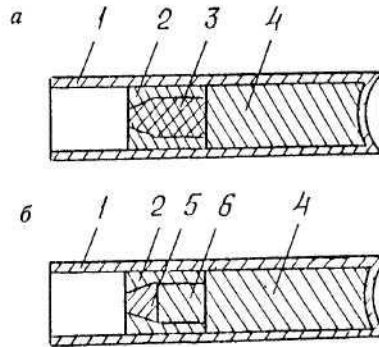


Рис. 2.13. Гремучертутнотетриловый (а) и азидотетриловый (б) капсюли-детонаторы:

1 — гильза; 2 — металлическая чашечка; 3 — заряд гремучей ртути и тетрила; 4 — высокобрзантное ВВ; 5 — тенерес; 6 — азид свинца

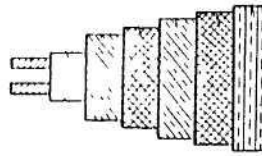


Рис. 2.14. Огнепроводный шнур

метр 5—6 мм. В зависимости от материала внешней оболочки выпускаются шнуры марок ОША, ОШП и ОШЭ. Шнуры ОШП и ОШЭ предназначены для обводненных забоев. Скорость горения шнура 1 м/с. Шнуры выпускаются отрезками 10 м. Средства зажигания огнепроводного шнура представляют собой как специальные электрические или термические устройства, так и отрезки самого шнура. При зажигании одиночного шнура разрешается использовать спички.

Зажигательный патрон (рис. 2.15) представляет собой картонную гильзу с лепестками, на дно которой помещают зажигательный состав.

Зажигательные патроны применяются для одновременного группового зажигания 10—13 отрезков шнура. Зажигательную смесь патрона поджигают с помощью воспламеняющего шнура.

Для электрического зажигания отдельных отрезков ОШ применяют зажигательные трубки, электрозажигатели. Для зажигания ОШ также применяют тлеющие фитили и зажигательные свечи.

При электрическом способе взрывания для инициирования взрыва ВВ применяют электродетонаторы (рис. 2.16).

Электродетонатор представляет собой капсулю-детонатор с введенным в него электровоспламенителем. Электровоспламенитель состоит из проводников, нитей накаливания и головки воспламенительного состава.

По времени срабатывания различают электродетонаторы мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия. Замедление достигается размещением между капсулем-детонатором и электровоспламенителем медленно горящего состава.

Капсюли-детонаторы, непосредственно соединенные с электровоспламенителем, называются электродетонаторами мгновенного действия (ЭД-8Ж, ЭД-1-8Т).

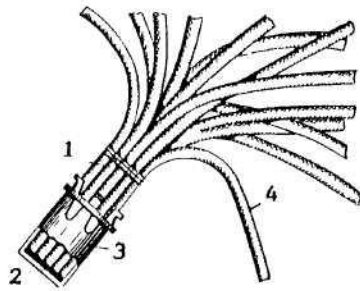


Рис. 2.15. Зажигательный патрон.  
1 — отрезки шнура; 2 — зажигательный состав; 3 — гильза; 4 — воспламеняющий шнур

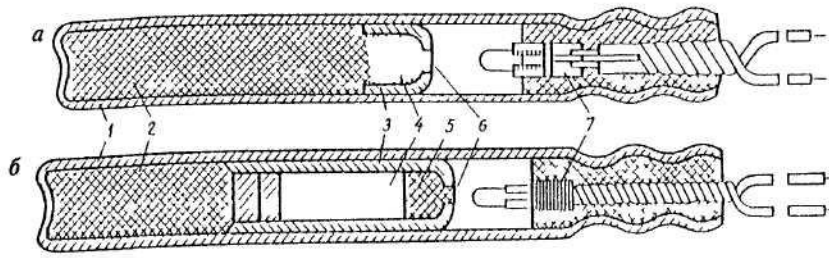


Рис. 2.16. Электродетонаторы мгновенного (а) и короткозамедленного действия (б).

1 — гильза; 2 — заряд высокобризантного ВВ, 3 — колпачок-замедлитель, 4 — заряд инициирующего ВВ, 5 — замедляющий состав, 6 — шелковая сеточка, 7 — электровоспламенитель

Взрывание зарядов при помощи таких ЭД, если они включены в общую сеть, происходит одновременно и мгновенно.

Для повышения эффекта взрывных работ при проведении горных выработок взрывание зарядов в шпурах производят группами в определенной последовательности. При огневом взрывании это достигается применением огнепроводного шнура различной длины. При электрическом взрывании одновременность взрывания зарядов достигается применением электродетонаторов замедленного (ЭДЗД) или короткозамедленного (ЭДКЗ) действия. Интервалы замедления ЭДЗД: 0,5; 0,75; 1,0; 1,5; 2,0; 4,0; 8,0 и 10,0 с. Интервалы замедления ЭДКЗ: 15, 30, 45, 60, 75, 90, 105 и 120 мс или 25, 50, 75, 100 и 125 мс.

В шахтах, опасных по газу и пыли, допускается только электрическое взрывание зарядов с предохранительными электродетонаторами мгновенного и короткозамедленного действия ЭД-КЗ-ОП, ЭД-КЗ-П, ЭД-КЗ-ПМ. Предохранительные свойства электродетонаторов достигаются нанесением на гильзу ЭД слоя пламегасителя.

При электрическом взрывании в качестве источников тока применяют конденсаторные взрывные машинки КПВ-1/100М, ПИВ-100М или электрический ток напряжением 380 В.

При электрическом и электроогневом способах взрывания зарядов монтируют взрывные сети. По способу соединения электродетонаторов взрывные сети подразделяются на последова-

тельные, параллельные и смешанные. В забоях подготовительных и очистных выработок применяют последовательное соединение. Более предпочтительным с точки зрения предотвращения отказов является переход на параллельно-последовательное соединение ЭД. До присоединения к взрывной сети провода электродетонаторов замкнуты накоротко.

Безопасное взрывание зарядов осуществляется детонирующим шнуром (ДШ). Детонирующий шнур (рис. 2.17) — шнур с сердцевиной из высокобризантного ВВ. Взрывается ДШ от капсюля-детонатора или электродетонатора. ДШ предназначен для передачи детонации от КД к заряду ВВ или от заряда к заряду. Скорость детонации ДШ 7,0 км/с. Вследствие этого взрывание зарядов происходит одновременно.

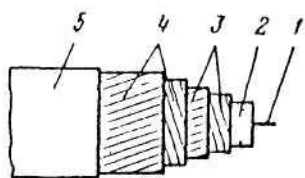


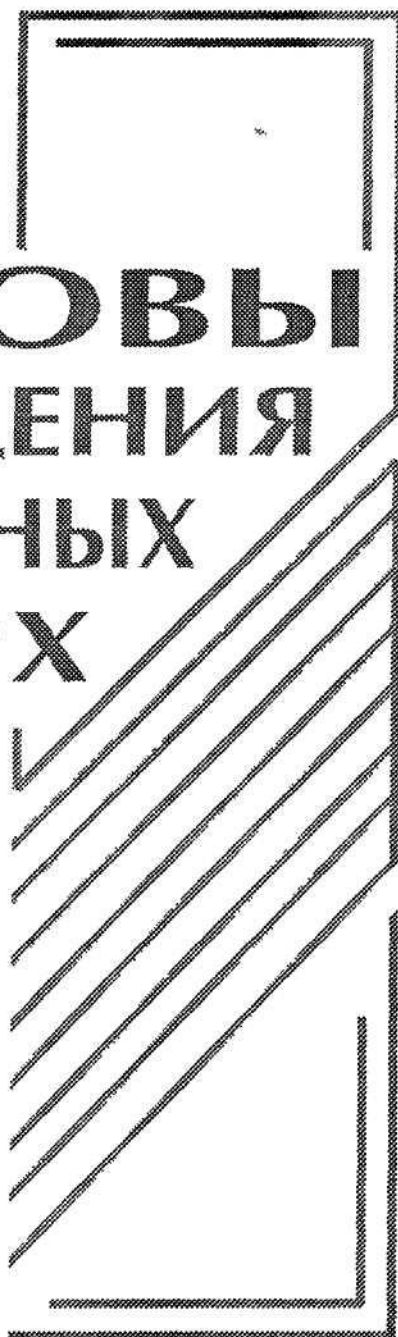
Рис. 2.17. Детонирующий шнур:

- 1 — направляющие нити; 2 — сердцевина шнура;
- 3 — льняные оплетки; 4 — хлопчатобумажные оплетки;
- 5 — полихлорвиниловое покрытие



**ГЛАВА 3**

**ОСНОВЫ  
ПРОВЕДЕНИЯ  
ПОДЗЕМНЫХ  
ГОРНЫХ  
ВЫРАБОТОК**



### 3.1 ОСНОВЫ МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД

Горные породы в нетронутом массиве находятся в состоянии напряженного равновесия.

Рассмотрим напряжения, испытываемые элементарной частицей, расположенной на глубине  $H$  от поверхности (рис. 3.1).

Любая частица в земной коре испытывает напряжения: по вертикальной оси  $\sigma_z = \gamma H$ , по горизонтальной оси  $\sigma_x = \sigma_y = \lambda \gamma H$ , где  $H$  — глубина от земной поверхности, м;  $\gamma$  — объемный вес горных пород, кН/м<sup>3</sup>;  $\lambda$  — коэффициент бокового распора. Коэффициент бокового распора равен  $\lambda = \mu (1 - \mu)$ , где  $\mu$  — коэффициент Пуассона (для горных пород равен 0,1—0,4, в среднем 0,2—0,25).

Под действием этих напряжений любая частица породы находится в состоянии напряженного равновесия. Это объясняется тем, что внутри нетронутого массива земной коры без влияния внешних сил породы не могут перемещаться и изменять свою форму. При ведении горных работ равновесие нарушается, породы вокруг выработки деформируются. В массиве вокруг горной выработки происходит перераспределение напряжений. Горные породы при этом сдвигаются в сторону образовавшейся выработки. Такие явления в массиве горных пород после проведения выработки называются деформациями.

Если не принимать мер против развития этих деформаций, то с течением времени в выработке начнется обрушение пород.

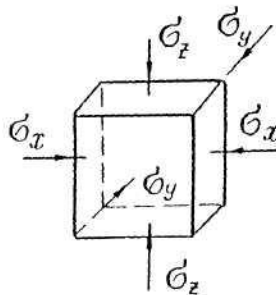


Рис. 3.1. Схема напряженного состояния твердых пород

Чтобы этого не произошло, в горных выработках необходимо возводить крепь. Только в крепких породах выработки более или менее продолжительное время могут сохранять устойчивость без крепи.

Крепь препятствует перемещению пород внутрь выработки, а следовательно, воспринимает на себя давление горных пород.

Под горным давлением понимают силы в породах, окружающих выработку, действующие на крепь и массив горных пород.

Известны несколько моделей взаимодействия крепи с массивом пород: упругая, жесткопластическая, упругопластическая, вязкая и др. Рассмотрим жесткопластическую модель на основе гипотезы М.М. Протоdjeяконова. Согласно этой модели в массиве выделяются две области: область предельного состояния пород (пластическая область, формирующая сползающий объем пород) и область за пределами сползающего объема (жесткая область), не участвующая в нагружении крепи. Гипотеза М.М. Протоdjeяконова построена на основе рассмотрения условий образования над выработкой свода давления (естественного равновесия), воспринимающего нагрузки вышележащих слоев породы. При этом полагают, что крепь нагружается весом породы, находящейся между верхним контуром сечения выработки и сводом естественного равновесия (рис. 3.2), вследствие чего величина горного давления не зависит от глубины залегания выработки.

В горизонтальных выработках при неустойчивых стенках выработки вертикальная нагрузка на крепь определяется по формуле

$$q_v = \gamma h_1,$$

где  $q_v$  — нагрузка на крепь выработки,  $\text{kH/m}^2$ ;  $\gamma$  — удельный вес породы,  $\text{kH/m}^3$ ;  $h$  — высота свода обрушения, м,

$$h = L/2f,$$

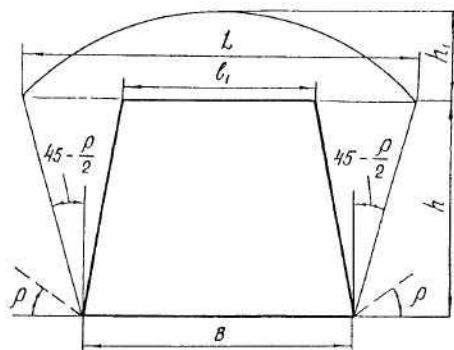


Рис. 3.2. Схема к определению размеров свода обрушения

где  $f = \operatorname{tg} \bar{\rho}$  — коэффициент крепости породы по шкале М.М. Протоdjяконова;  $L$  — максимальный пролет свода обрушения, м:

$$L = B - 2h \operatorname{tg} \left( 45 - \frac{\rho}{2} \right),$$

где  $B$  и  $h$  — ширина и высота выработки в черне, м;  $\bar{\rho}$  — условный «кажущийся» угол внутреннего трения, определяемый с учетом сцепления между частицами породы:

$$\bar{\rho} = \operatorname{arctg} \frac{\sigma \operatorname{tg} \rho + c}{\sigma},$$

где  $\rho$  — действительный угол внутреннего трения породы, град (табл. 3.1);  $\sigma$  — нормальное напряжение на контакте между частицами породы, кН/м<sup>2</sup>;  $c$  — коэффициент сцепления.

Таблица 3.1

Характеристика горных пород

Порода	Удельный вес, кН/м <sup>3</sup>	Угол внутреннего трения $\rho$ , град
Песчаники:		
крупнозернистые	26—27	38—43
средней крупности	26	35—40
мелкозернистые	26,5—27	32—38
пылевидные	26,5—27	30—36
Алевролиты	25,5	28—30
Аргиллиты	25,5	29—31

Высоту свода обрушения в нарушенных переменных породах можно определить по формулам:

для выработок, расположенных в целиках достаточных размеров на значительной глубине  $H$ ,

$$h = 0,8 \sqrt[3]{H} \cdot L / 2f;$$

для выработок, расположенных в зоне влияния очистных работ,

$$h_1 = 0,9 \sqrt{H} \cdot L / 2f.$$

Боковая нагрузка на крепь:  
в верхней точке

$$q_6^B = \gamma h_1 \operatorname{tg}^2 \frac{90 - \bar{\rho}}{2},$$

в нижней точке

$$q^H = \gamma (h + h_1) \operatorname{tg}^2 \frac{90 - \bar{\rho}}{2}.$$

### 3.2 КРЕПЕЖНЫЕ МАТЕРИАЛЫ

Крепёжными называют материалы, применяемые для изготовления горных крепей.

Крепёжные материалы подразделяются:

- по использованию в конструкции крепи — на основные, применяемые в несущих конструкциях крепей (металл, бетон, дерево, естественные и искусственные камни, пластмассы и др.), вяжущие, служащие для приготовления растворов, бетонов и пластмасс (цемент, известь, смолы и др.), и вспомогательные (водоизоляционные материалы, химические реагенты и др.);
- по степени сопротивляемости действию огня (в условиях пожара) — на огнестойкие (бетон, некоторые камни), полугонестойкие (металл, пластмассы), сгораемые (древесина);
- по сроку службы в выработках — на долговечные (бетон, металл и др.) и недолговечные (дерево);
- по характеру деформации под нагрузкой — на хрупкие (бетон, камни и др.) и упругопластические.

Крепёжные материалы должны удовлетворять следующим основным требованиям: обладать высокой удельной прочностью, т.е. иметь наибольшее отношение временного сопротивления (прочности) материала к его объемной массе; иметь невысокую стоимость; не быть дефицитными, а также огнеопасными или легковоспламеняющимися; обладать стойкостью против коррозии и гниения (быть долговечными).

Важным техническим показателем всех конструкционных материалов, в том числе и крепежных, является коэффициент конструктивного качества материала, т.е. отношение прочности (временного сопротивления) материала к его объемной массе.

Лесоматериалы довольно широко применяются для крепления горных выработок, так как древесина имеет относительно высокую прочность при небольшой массе, обладает упругостью, легко обрабатывается и сравнительно дешева. Основные недостатки дерева — неогнестойкость, значительный разброс прочностных показателей и недолговечность в связи с подверженностью гниению. Вследствие гниения срок службы сосновой крепи в среднем составляет всего 2—3 года, а при неблагоприятных условиях (в выработках с исходящей вентиляционной струей и повышенной влажностью) — менее 1 года.

Чтобы увеличить длительность службы крепежного леса в подземных выработках, его предохраняют от загнивания пропитыванием специальными растворами химических веществ (антисептиками).

В качестве крепежного материала применяют круглые лесоматериалы — бревна, подтоварник, стойки и пиломатериалы — пластины (распилы), брусья, доски, обаполы (горбыли). Наибольшее применение для крепления выработок имеют стойки и обаполы (рис. 3.3).

Бревно — отрезок ствола дерева длиной от 5 до 9 м и толщиной в верхнем торце 12 см и больше.

Подтоварник — круглый лесоматериал длиной от 3 до 9 м и толщиной в верхнем торце от 8 до 11 см.

Рудничная стойка — круглый лесоматериал длиной от 0,5 до 5 м и толщиной в верхнем торце от 7 до 30 см.

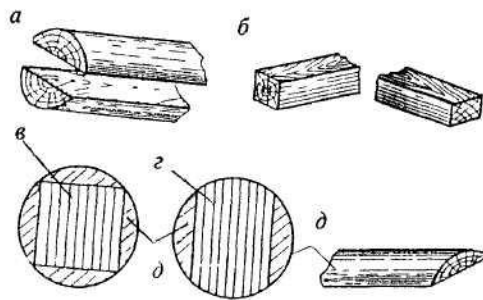


Рис. 3.3. Сортамент пиленых материалов  
 а — распил, б — брусья, в — доски обрезные, г — доски необрезные; д — обаполы (горбыли)

Распилы — стойки, распиленные пополам вдоль продольной оси.

Брусья — пиломатериалы, толщина которых равна ширине или более половины ширины.

Доски (плахи, тес) — пиломатериалы, ширина которых более двойной толщины.

Обаполы или горбыли — крайние части ствола дерева, распиленного на брусья или доски.

Металл является одним из наиболее совершенных крепежных материалов, так как обладает высокой прочностью, возможностью многократного использования, долговечностью, огнестойкостью, значительной деформируемостью без потери несущей способности. Сталь — упругопластический материал, поэтому металлические крепи могут претерпевать пластические деформации без потери несущей способности. После выправления деформированных элементов металлическая крепь может быть повторно использована для крепления горных выработок. Недостатком металла является подверженность его коррозии.

Для крепления применяют чугунное и стальное литье, прокатную сталь различных профилей и типоразмеров. Чугунное и стальное литье применяют для тубингов, башмаков, фигурных накладок и других элементов крепи.

Для изготовления металлических рамных крепей применяется преимущественно специальный желобчатый шахтный профиль проката СВП (специальный взаимозаменяемый профиль) из горячекатаной стали марки Ст.5 шести типоразмеров: 14, 17, 19, 22, 27 и 33 кг/м (рис. 3.4). Геометрические характеристики профиля СВП приведены в табл. 3.2.

При изготовлении металлических крепей применяют в меньших объемах профили проката общего назначения — двутавровые балки, швеллеры, рельсы, уголковая сталь и др.

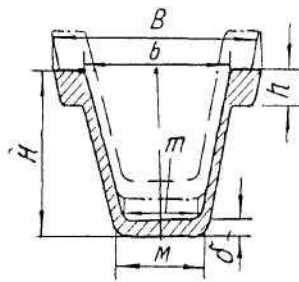


Рис. 3.4. Специальный взаимозаменяемый профиль (СВП)

Таблица 3.2

Характеристика балок спецпрофиля

Профиль	Масса 1 м, кг	Площадь сечения, см <sup>2</sup>	Размеры, мм						
			<i>B</i>	<i>b</i>	<i>M</i>	<i>m</i>	<i>H</i>	$\delta$	<i>h</i>
СВП17	17,06	21,73	131,5	91,5	60	51	94	8,5	23
СВП19	19,2	24,44	136	94	60	51	102	9,5	24
СВП22	21,9	27,91	145,5	99,5	60	51,5	110	11	25,5
СВП27	26,98	34,37	149,5	99,5	59,5	50,6	123	13	29
СВП33	33,40	42,53	166	110	66,5	56	137	14,5	33

Для армирования обычных и предварительно напряженных элементов железобетонных крепей горных выработок применяются горячекатаная сталь и стальная проволока.

Вяжущие вещества представляют собой тонкоизмельченные порошкообразные строительные материалы, которые при смешивании с водой постепенно твердеют, образуя прочную окаменевшую массу, связывающую между собой зерна песка и куски щебня.

Для изготовления горной крепи применяют только гидравлические вяжущие, например цементы, которые могут схватываться и затвердевать как на воздухе, так и в воде.

Бетон как крепежный материал обладает высокой прочностью (при действии сжимающих нагрузок), долговечностью, огнестойкостью и относительно невысокой стоимостью, так как готовится из местных материалов. Особенностью бетона является хрупкость при ударе и незначительная сопротивляемость растягивающим и изгибающим усилиям (в 8—10 раз меньше прочности при сжатии).

Для бетонных и железобетонных подземных конструкций применяются конструкционные бетоны: тяжелый средней плотности (2200—2500 кг/м<sup>3</sup>), мелкозернистый средней плотности свыше 1800 кг/м<sup>3</sup>, легкий плотный и поризованной структуры.

Естественные камни для крепления горных выработок в настоящее время практически не применяются, искусственные камни, в основном бетонные блоки, иногда применяются при креплении капитальных горных выработок.



К полимерным крепежным материалам относятся стеклопластики, пластобетон, углепласт, химические составы на базе синтетических смол для закрепления анкеров в скважинах. В качестве затяжек в последнее время используются различные синтетические тканевые материалы.

### **3.3 КРЕПЬ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

#### **3.3.1 КЛАССИФИКАЦИЯ КРЕПЕЙ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

Горная крепь (шахтная, рудничная) — искусственное сооружение, возводимое для предотвращения обрушения окружающих выработку горных пород, сохранения необходимых размеров поперечного сечения и рабочего состояния выработок. Совокупность работ по ее возведению (установка или монтаж) называют креплением горных выработок. Горные крепи по материалу, форме, назначению выработок, сроку службы, характеру работы и другим признакам подразделяют:

- по основному (преобладающему) материалу, из которого она изготовлена, — на деревянную, металлическую, железобетонную (сборную из отдельных элементов и монолитную), бетонную (монолитную и сборную), полимерную, а также на смешанную и комбинированную крепь. К смешанной относится крепь, изготовленная из разнородных материалов без значительного преобладания одного из них (рамы из железобетонных или деревянных стоек и металлического верхняка, металлические анкеры с деревянными подхватами и др.). К комбинированной крепи относятся конструкции, состоящие из различных видов крепи (рамы в сочетании с анкерами, набрызгбетонная крепь с анкерами и др.);

- по назначению выработок — на крепь вскрывающих, подготавливающих, нарезных и очистных выработок;
- по виду выработок — на крепь горизонтальных, наклонных и вертикальных выработок;
- по сроку службы — на временную и постоянную. Постоянная крепь возводится на длительный срок службы (на срок действия выработок); временная крепь служит для временного (до возведения постоянной) поддержания призабойной части выработки при ее проведении;
- по форме — на замкнутую и незамкнутую трапецевидную, прямоугольную, продольную, секционную, арочную, полигональную, кольцевую и эллиптическую. Продольная крепь — крепь с расположением верхних несущих конструкций параллельно оси выработки. Секционная крепь — крепь, имеющая верхняки пространственной конструкции величиной по простиранию выработки, равной расстоянию между стойками крепи;
- по принципу работы — на жесткую, податливую, шарнирную, шарнирно-податливую, индивидуально-рамную, системную. Жесткая крепь не имеет податливых или шарнирных узлов, ее деформации в период эксплуатации не выходят за пределы упругих. Податливая крепь — крепь, имеющая узлы податливости и сохраняющая благодаря им несущую способность при значительных изменениях ее размеров вследствие смещения пород. Шарнирная крепь — крепь, элементы которой могут перемещаться относительно друг друга вокруг оси шарнира без нарушения работоспособности и несущей способности крепей. Шарнирно-податливая крепь содержит шарнирные и податливые узлы, обеспечивающие одновременно податливость и шарнирность конструкции. Индивидуальная рамная крепь — это жесткая, податливая, шарнирная и шарнирно-податливая крепи, в которых каждая рама работает (воспринимает нагрузку) индивидуально, не передавая части нагрузки на соседние рамы. Системная крепь — это те же крепи, но имеющие специальные устройства, позволяющие передавать на соседние рамы часть нагрузки, прилагаемую на одну из них.

### 3.3.2

#### ТРЕБОВАНИЯ К КРЕПЯМ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Горная крепь должна удовлетворять следующим основным техническим и экономическим требованиям:

- выдерживать давление горных пород, не разрушаясь (т.е. быть достаточно прочной), и обеспечивать рабочее состояние выработки (сохранение формы и размеров поперечного сечения выработки в пределах, необходимых для нормальных условий эксплуатации в соответствии с ПБ) в течение всего срока ее службы;
- не препятствовать выполнению производственных процессов, не вызывать технологических осложнений при проведении и эксплуатации выработок;
- быть технологичной, нетрудоемкой в изготовлении, транспортабельной, нетрудоемкой при возведении в выработке, надежной в работе, максимально приспособленной для механизации ее возведения и обслуживания в период эксплуатации, оказывать рациональное сопротивление движению воздуха по выработке;
- обеспечивать легкую и удобную разборку на отдельные транспортабельные части при ремонте выработок и предусматривать возможность наиболее полного извлечения крепи из погашаемых выработок;
- быть огнестойкой, устойчивой против коррозии и гниения;
- в тех случаях, когда нагрузки превышают ее несущую способность, деформироваться постепенно, без внезапной потери устойчивости;
- иметь минимальное число монтируемых в выработке элементов и деталей, по возможности унифицированных и взаимозаменяемых;
- иметь наименьший объем, массу и стоимость материалов крепи;
- сумма первоначальных затрат (трудовых и материальных) на изготовление и установку крепи в выработке и затрат на эксплуатацию и поддержание (ремонт) крепи в течение срока службы выработки должна быть минимальной.

### **3.3.3 ПРИНЦИПЫ ВЫБОРА КРЕПЕЙ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

Выбор крепи для горных выработок в конкретных горно-геологических условиях обуславливается и определяется следующими исходными положениями и факторами:

- вид и назначение выработки (горизонтальные, наклонные, вертикальные, стволы, квершлагги, откаточные штреки, выемочные транспортные и вентиляционные штреки, нарезные выработки и т.д.);
- срок службы выработки. Этот показатель, обуславливаемый видом и назначением выработки, является определяющим фактором при выборе вида крепи. Для капитальных выработок с большим сроком службы используются, как правило, такие долговечные и прочные крепежные материалы, как бетон, железобетон, металл и соответствующие конструкции крепи из этих материалов (сплошные и сборные бетонные и железобетонные крепи, рамные железобетонные и металлические крепи с железобетонными, металлическими или стеклопластиковыми межрамными ограждениями и т.п.);
- физико-механические свойства горных пород, обуславливающие их устойчивость, величину и характер проявлений горного давления в выработке (величину и интенсивность сдвижения пород, давление на крепь). Этот показатель является определяющим исходным фактором при выборе конструкции крепи и паспорта крепления выработки, а также основных параметров крепи, таких, как несущая способность (сопротивление крепи горному давлению) и величина конструктивной податливости;
- форма и размеры выработки. В выработках криволинейного очертания могут быть применены только крепи криволинейного контура (кольцевые, сводчатые и др.), в выработках же трапециевидного, прямоугольного и других видов прямолинейного очертания нецелесообразны крепи из материала с малым сопротивлением растяжению и изгибу (бетон и др.);

- расположение и способ охраны выработок. Выработки, попадаемые в зону влияния очистных работ, характеризующиеся значительными смещениями вмещающих пород и повышенным горным давлением в результате выемки полезного ископаемого, должны крепиться податливыми крепями. Выработки, расположенные в неотработанной части месторождения полезного ископаемого (в ненарушенном массиве), могут крепиться жесткими крепями или крепями ограниченной податливости;

- экономическая целесообразность. После того как для конкретной выработки выбраны несколько крепей, окончательный выбор из них проводится по экономическому фактору, который выражается требованием, чтобы суммарные затраты на ее крепление и поддержание за полный срок службы были минимальными.

### 3.3.4 ДЕРЕВЯННАЯ КРЕПЬ

Основной конструкцией деревянной крепи горизонтальных и частично наклонных горных выработок является неполная крепежная рама прямоугольной или чаще трапециевидной формы (рис. 3.5). Деревянную крепь применяют в основном в выработках с небольшим сроком службы (до 2—3 лет) и установившимся умеренным горным давлением.

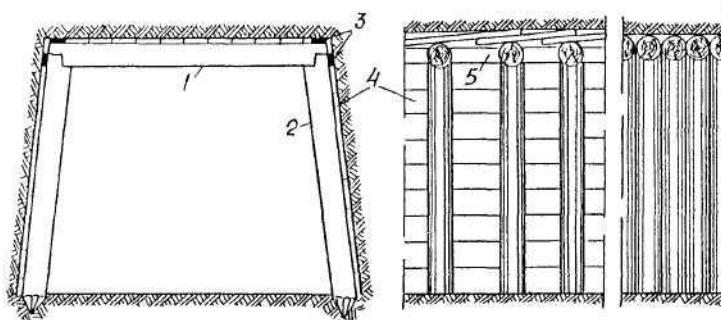


Рис. 3.5. Основная конструкция деревянной крепи  
1 — верхняк, 2 — стойка, 3 — клинья, 4 — затяжки, 5 — распорки

Рамы устанавливают перпендикулярно к продольной оси выработки вплотную одна к другой или на некотором расстоянии друг от друга через 0,5—1,0 м (вразбежку). При установке рам вразбежку межрамное пространство перекрывают затяжками. Затяжка — межрамное ограждение, предназначенное для защиты выработки от вывалов породы из кровли и боков в промежутке между крепежными рамами. В качестве затяжек используют обаполы, доски, синтетические тканые материалы, решетку из металлической проволоки и пр. Затяжка кровли и боков выработки может быть сплошной и частичной.

Деревянную крепь возводят из леса диаметром 20—25 см. Стойки неполной крепежной рамы устанавливают в лунки глубиной 10—20 см. Глубину лунки у водосточной канавы увеличивают на 5—10 см. Для придания крепи некоторой податливости стойки в нижней части заостряют в форме конуса или клина. Для придания крепи необходимой вертикальной устойчивости между рамами устанавливают распорки.

Соединение элементов или частей крепежной рамы называют замком. Основным условием для нормальной работы крепежной рамы является правильный выбор и заделка замка крепи. Наиболее часто стойки с верхняком соединяют в лапу (рис. 3.6).

Стойки трапецевидных рам устанавливают с наклоном к горизонтальной плоскости под углом 80—85°. При большой величине горного давления в широких выработках, когда прочность обычной деревянной крепи недостаточна, применяют усиленные деревянные рамы посредством установки стоек с прогонами или без них.

В отдельных случаях кроме неполных крепежных рам применяют и другие конструкции (рис. 3.7).

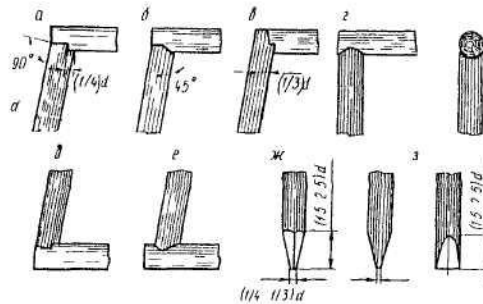


Рис. 3.6. Соединение элементов деревянной крепи  
 а, б, в — в лапу, г — в паз, д, е —  
 соединение стойки с лежнем, ж, з  
 — заделка нижних концов стоек

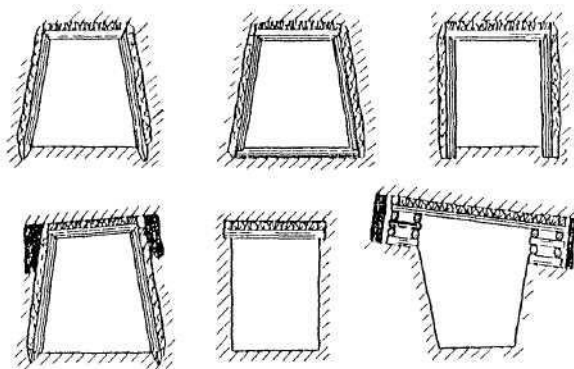


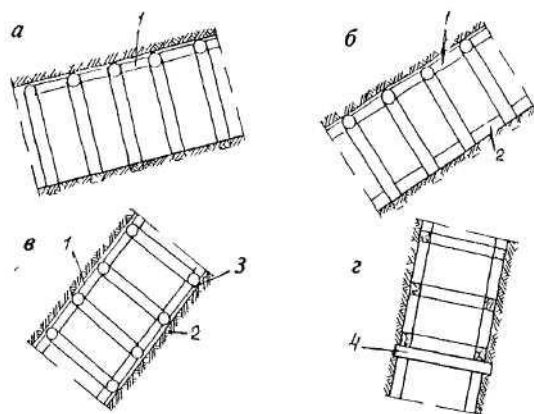
Рис. 3.7. Конструкции деревянной крепи

Так, в выработках с пучащей почвой стойки устанавливают на лежень. Такая рама называется полной. При наличии устойчивых боковых пород применяют бесстоечную (потолочную) крепь в виде верхняков, укладываемых в лунки в боках выработки или на деревянные клетки.

Деревянная крепь в выработках с углами наклона до  $10^\circ$  практически не отличается от крепи горизонтальных выработок. Здесь необходима тщательная расклинка рам. Рамы устанавливают с наклоном в сторону восстания под углом до  $5^\circ$  от нормали.

Устойчивость крепи и предохранение ее от сползания с увеличением угла наклона выработки обеспечивается применением распорок и опорных рам (рис. 3.8). В выработках с углом наклона до  $20^\circ$  распорки между соседними рамами устанавливают у кровли, при углах наклона более  $20^\circ$  — у кровли и почвы выработки (рис. 3.8, б). Выработки с углом наклона более  $30^\circ$  крепят полными крепёжными рамами, между верхняками и лежнями соседних рам устанавливают распорки (рис. 3.8, в).

Устойчивость крепи и предохранение ее от сползания с увеличением угла наклона выработки обеспечивается применением распорок и опорных рам (рис. 3.8). В выработках с углом наклона до  $20^\circ$  распорки между соседними рамами устанавливают у кровли, при углах наклона более  $20^\circ$  — у кровли и почвы выработки (рис. 3.8, б). Выработки с углом наклона более  $30^\circ$  крепят полными крепёжными рамами, между верхняками и лежнями соседних рам устанавливают распорки (рис. 3.8, в).



крепят полными крепёжными рамами, между верхняками и лежнями соседних рам устанавливают распорки (рис. 3.8, в).

Рис. 3.8. Деревянная крепь наклонных выработок:

1 — верхняя распорка; 2 — нижняя распорка; 3 — лежень, 4 — основной венец

Выработки с углом наклона более  $45^\circ$  крепят венцовой крепью с опорными венцами (рамами). Опорные рамы устанавливают через каждые 3—5 м (рис. 3.8, з).

Печи, сбойки, скаты, шурфы и другие наклонные (до  $40—45^\circ$ ) выработки небольшой площади сечения, проводимые по углу, крепят рамами из двух-трех стоек, устанавливаемых под распил. Эти же выработки при углах более  $30^\circ$  крепят также венцовой крепью с установкой опорных рам. Грузовое отделение шурфов и скатов обшивается плахами. При небольшом угле наклона почву ската обшивают листовым железом.

### 3.3.5 МЕТАЛЛИЧЕСКАЯ КРЕПЬ

Наиболее широко для крепления горных выработок применяют металлическую крепь, так как она прочна, долговечна и требует меньше затрат на ремонт. По форме металлическая крепь подразделяется на трапециевидную, арочную и кольцевую. Она может быть жесткой и податливой.

Жесткая рамная трапециевидная крепь (рис. 3.9) изготавливается из двутавровых балок № 14—20 или рельсов. Верхняяк соединяется со стойками с помощью накладок или литых башмаков. Для придания такой крепи некоторой податливости стойки устанавливают на круглые подкладки из дерева. Расстояние между рамами 0,5—1,0 м.

Трапециевидная жесткая крепь применяется в горизонтальных и наклонных выработках (до  $30^\circ$ ) вне зоны влияния очистных работ и при отсутствии трения пород почвы.

Наряду с жесткими существует несколько конструкций металлической трапециевидной податливой крепи, изготавливаемой из спецпрофиля СВП. К ним относятся крепи МПК-1Т

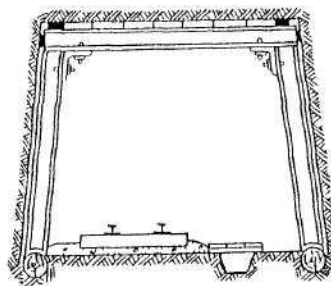


Рис. 3.9. Жесткая металлическая крепь



с кулачковыми узлами податливости, КМП-Т конструкции КузНИУИ, МТПШ-2 конструкции ПечорНИУИ и др.

Рама крепи МПК-1Т (рис. 3.10) состоит в основном из двух стоек и верхняка. В выработках шириной более 3,5 м и большом давлении со стороны кровли дополнительно устанавливается третья стойка. Стойка представляет собой два отрезка спецпрофиля, соединяемых внахлестку кулачковым узлом. Податливость крепи осуществляется взаимным скольжением частей стоек в соединительных узлах. Максимальная величина вертикальной податливости 600 мм. Верхние торцы стоек имеют соединительные узлы с верхняком. Крезь предназначена для горизонтальных и наклонных (до 25°) выработок в зонах влияния очистных работ.

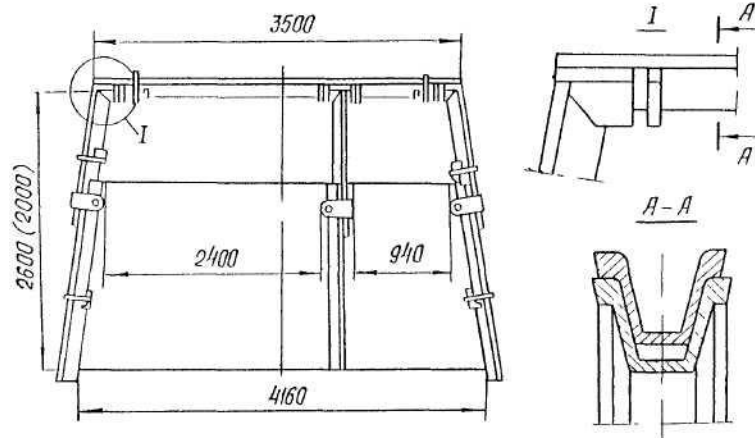
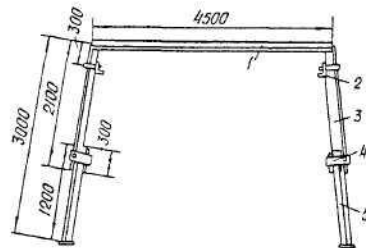


Рис. 3.10. Металлическая податливая крепь МПК-1Т



Крезь металлическая податливая трапециевидная КМП-Т конструкции КузНИУИ (рис. 3.11) предназначена для крепления горизон-

Рис. 3.11. Крезь КМП-Т

тальных и наклонных (до  $18^\circ$ ) подготовительных выработок, охраняемых без целиков угля (поддерживаемых за лавой на контакте с выработанным пространством, используемых повторно и проводимых на контакте с выработанным пространством). Крепь состоит из отдельных рам трапецевидной или прямоугольной формы, устанавливаемых на расстоянии до 1,0 м друг от друга. Рама крепи состоит из верхняка 1 и двух податливых стоек из спецпрофиля СВП17 и СВП22. Стойка состоит из двух частей 3 и 5, соединяемых клиновым замком 4. Рамы крепи при установке в выработке соединяют между собой с помощью межрамных стяжек 2. Несущая способность крепи до 200 кН, конструктивная податливость 900 мм. Разработано 14 типоразмеров крепи.

Крепь металлическая трапецевидная КМТ также конструкции КузНИУИ предназначена для крепления горизонтальных и наклонных (до  $18^\circ$ ) подготовительных выработок с вертикальным смещением пород кровли до 200 мм за весь период эксплуатации. В условиях повышенного горного давления рамы крепи устанавливают со средней стойкой из профиля СВП. Крепь КМТ (рис. 3.12) состоит из отдельных рам трапецевидной или прямоугольной формы, в которую входят стойки 1 и верхняк 2 из спецпрофиля СВП17, СВП22 и СВП27. Рамы крепи соединяют между собой двумя межрамными стяжками, располагаемыми на стойках. Межрамные стяжки 3 закрепляют на стойках с помощью скобы 4 и гаек 5. Несущая способность крепи не менее 100 кН. Крепь изготавливается 16 типоразмеров.

Крепь КМТ довольно широко применяют на шахтах Прокопьевско-Киселевского района для крепления подэтажных штреков, просеков и других подготовительных выработок.

Наибольшее распространение из металлических крепей горных выработок получили арочные крепи из спецпрофиля СВП. Арочные податливые крепи из шахт-

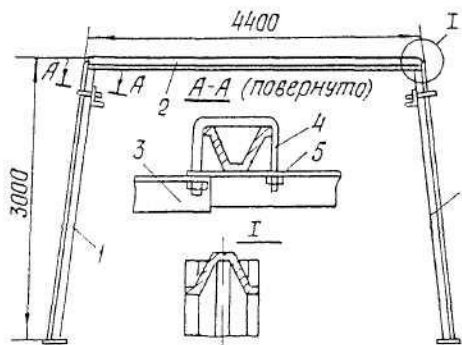


Рис. 3.12. Крепь КМТ

ного спецпрофиля состоят из отдельных рам, устанавливаемых в выработках на расстоянии 0,5—1,0 м одна от другой, межрамных стяжек (соединений) и железобетонных, деревянных или металлических решетчатых затяжек, укладываемых за крепь для перекрытия в пролетах между рамами. Крепь рекомендуется для крепления горизонтальных и наклонных (до 30°) одно- и двухпутных горных выработок площадью поперечного сечения в проходке от 6 до 20 м<sup>2</sup>. Межрамные соединения (стяжки) изготовляются из уголка 60 × 60 × 6 мм. Шахтный желобчатый профиль в рамах располагают в большинстве случаев открытой частью к породе (днищем внутрь выработки), реже — наоборот.

Применяются трех- и пятизвенные арочные крепи из спецпрофиля. Трехзвенная арочная крепь (рис. 3.13) состоит из трех элементов: двух боковых стоек и верхнего сегмента (верхняка). Концы верхнего сегмента телескопически входят в боковые стойки. Места сочленения стягивают металлическими хомутами.

Податливость крепи достигается за счет проскальзывания элементов арки относительно друг друга. Величина податливости крепи регулируется затягиванием хомутов.

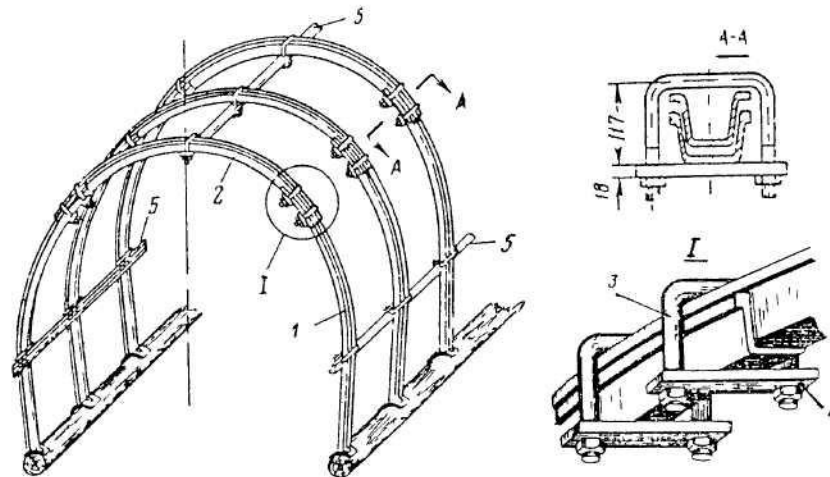


Рис. 3.13. Трехзвенная арочная крепь из спецпрофиля:  
1 — стойка; 2 — верхний сегмент; 3 — хомут; 4 — планка с гайками; 5 — стяжки

Податливость крепи особенно необходима в начальный период ее работы после установки, когда происходит активный процесс сдвижения боковых пород на контуре выработки. Первоначальные размеры устанавливаемой податливой крепи необходимо увеличить на величину податливости. Трехзвенная арочная крепь предназначена для крепления выработок, смещение пород в которой составляет не более 300 мм.

В выработках, где ожидается большое опускание кровли, применяют пятизвенную крепь. Она отличается от трехзвенной тем, что стойки состоят из двух частей, соединяемых друг с другом внахлестку с помощью хомутов. За счет этих соединений в стойках достигается дополнительная податливость. Общая податливость крепи достигает 700 мм и более.

При значительном всестороннем давлении или пучащих породах почвы и продолжительном сроке службы выработки для крепления горизонтальных и наклонных одно- и двухпутных выработок применяется четырех- или шестизвенная металлическая кольцевая крепь (рис. 3.14). Крепь представляет собой отдельные кольца, изготавливаемые из спецпрофиля СВП. Каждое кольцо крепи состоит из четырех или шести элементов, соединенных внахлестку. В выработке крепежные кольца скрепляются друг с другом несколькими продольными металлическими стяжками. Податливость крепи осуществляется за счет скольжения элементов кольца в местах их соединения в узлах податливости.

Скрепление элементов арочной или кольцевой крепи из спецпрофиля в местах их сочленения осуществляется замковыми устройствами различной конструкции. Простейшим является хомут с накладной планкой (рис. 3.15). Применение специальных соединительных замков позволяет по-

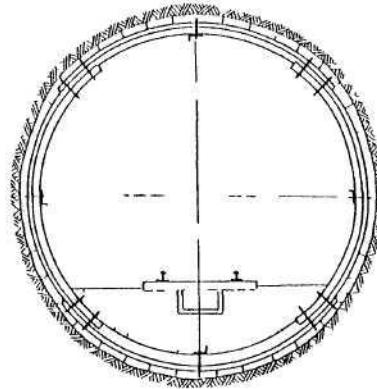


Рис. 3.14. Металлическая податливая кольцевая крепь

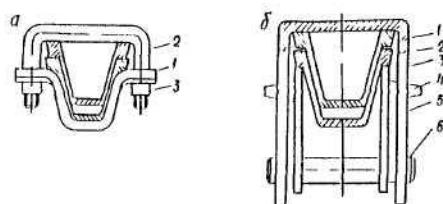


Рис. 3.15. Замки ЗПК (а) и кулачкового типа (б)

высить сопротивление и податливость крепи. Известны соединительные замки ЗПК, кулачкового типа и др.

Замок ЗПК (рис. 3.15, а) состоит из скобы 2, пленки 1, изогнутой по внешнему контуру спецпрофиля, и двух гаек 3. Скобу изготовляют из круглой стали диаметром 20 мм для спецпрофиля СВП17 и 24 мм для спецпрофиля СВП22 и СВП27. Нахлестка элементов крепи в местах их соединения составляет 450 мм. Использование замков ЗПК обеспечивает по сравнению с обычными замками повышение несущей способности крепи на 15—20 %.

Кулачковый замок (рис. 3.15, б), соединяющий верхняк 1 и стойки 2 арки и образующий податливый узел, включает в себя П-образную скобу 3, ось 6 и два эксцентриковых кулачка 5 с ограничителями 4.

### 3.3.6

#### МОНОЛИТНАЯ БЕТОННАЯ И ЖЕЛЕЗОБЕТОННАЯ КРЕПЬ

Монолитную бетонную крепь применяют в основном для крепления капитальных горизонтальных и наклонных горных выработок, имеющих большой срок службы и находящихся вне зоны влияния очистных работ. В основном их используют для крепления выработок околоствольных дворов, камер, узлов сопряжений капитальных выработок, наклонных и вертикальных стволов.

Основными конструкциями монолитной бетонной крепи являются: с вертикальными стенками и сводчатым перекрытием, с вертикальными стенками, сводчатым перекрытием и обратным сводом, бетонная арочная крепь с обратным сводом и бетонная цилиндрическая крепь. Ввиду преобладания вертикаль-

ного горного давления в качестве основной формы крепи принимают сводчатую с вертикальными стенками (рис. 3.16). Основными частями ее являются свод, стены и фундамент. Средняя часть свода называется замком, а поверхность опирания свода на стены — его пятами. Расстояние от пяг свода до замка по вертикали называют высотой подъема свода.

Фундамент бетонной крепи с прямыми стенами заглубляют в породы почвы со стороны водосточной канавки на 0,5 м и с противоположной стороны на 0,25—0,3 м.

В неустойчивых породах и при пучении почвы выработки крепят бетонной крепью с вертикальными стенами, сводчатым перекрытием и обратным сводом. В сильно неустойчивых породах и при повышенном горном давлении применяют арочную бетонную крепь с обратным сводом и цилиндрическую.

Для придания крепи необходимой формы и поддержания бетона до его затвердения применяют деревянные и металлические опалубки различных конструкций.

Бетонная крепь долговечна, огнестойка, имеет довольно высокую прочность, малое аэродинамическое сопротивление, плотно прилегает к боковым породам. К недостаткам бетонной крепи относят невозможность восприятия нагрузки сразу же после возведения, неудовлетворительную работу при неравномерных нагрузках и отсутствие податливости.

Монолитные железобетонные крепи выполняют с гибкой и жесткой арматурой, применяют для крепления капитальных горизонтальных и наклонных выработок в сложных горно-геологических условиях, а также выработках большого сечения.

Монолитная железобетонная крепь с гибкой арматурой имеет те же конструктивные решения и форму, что и бетонная сводчатая крепь с вертикальными стенками. Арматурный каркас состоит из рабочей ар-

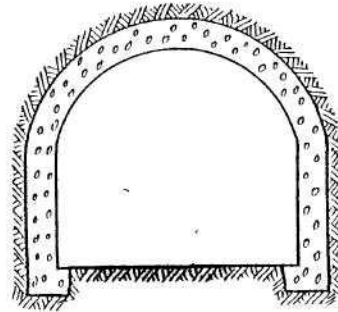


Рис. 3.16. Монолитная бетонная крепь

матуры с диаметром стали 8—28 мм, а также распределительной и монтажной — диаметром 5—12 мм. Прутья рабочей арматуры устанавливают попарно в плоскости, параллельной поперечному сечению выработки на расстоянии до 0,3 м. Со стороны выработки слой бетона до арматуры имеет толщину 10—20 м. Бетон укладывают слоями высотой 0,2—0,3 м и уплотняют вибраторами или штыкованием.

Железобетонную сплошную крепь применяют преимущественно с жесткой арматурой. В качестве арматуры используют металлические незамкнутые рамы из двутавровых, швеллера или спецпрофиля, которые устанавливают вслед за подвиганием забоя и которые служат вначале в качестве временной крепи проводимой выработки, а потом используют в качестве арматурного каркаса при возведении железобетонной крепи. Основные недостатки крепи: высокая трудоемкость возведения и большой расход металла.

Разновидностью бетонной крепи является набрызгбетонная крепь. Ее наносят на обнаженную поверхность выработки с помощью машин без применения опалубки. Она применяется для крепления капитальных и подготовительных выработок, проводимых по прочным малотрециноватым породам вне зоны очистных работ при величине смещения пород кровли за срок службы выработки не более 50 мм. Толщина крепи колеблется в пределах 50—300 мм и более в зависимости от условий применения.

Технология возведения набрызгбетонной крепи налагает особые требования на состав набрызгбетонной смеси. Она должна быть быстротвердеющей и высокопрочной во избежание стекания со стен кровли выработки и достаточно пластичной для транспортирования по шлангу диаметром 30—70 мм. Размер частиц не должен превышать 25 мм.

При приготовлении смеси используют цементы высоких марок (не ниже 400) при расходе обычно 350—400 кг/м<sup>3</sup> сухой смеси. В качестве добавок к набрызгбетонной смеси, способствующих ускорению схватывания цемента, используют хлористый кальций, жидкое стекло и др.

Достоинства набрызгбетонной крепи: небольшой расход материалов, отсутствие опалубки, непрерывность и высокая сте-

пень механизации процесса возведения крепи, заполнение под давлением бетонной смесью пустот и трещин в массиве горных пород, что повышает его несущую способность и обеспечивает высокую степень сцепления смеси с породами.

К недостаткам набрызгбетонной крепи относят значительный отскок бетонной смеси при нанесении ее на поверхность выработки, высокую запыленность рабочего места, повышенные требования к гранулометрическому составу смеси и качеству ее приготовления.

Набрызгбетонную крепь широко применяют на рудных шахтах, где более 50 % капитальных и подготовительных выработок крепится этой крепью.

### **3.3.7**

#### **СБОРНАЯ ЖЕЛЕЗОБЕТОННАЯ КРЕПЬ**

Одним из основных промышленных видов крепи является сборная железобетонная крепь. Она обладает высокой несущей способностью. В отличие от монолитной бетонной крепи эта крепь способна воспринимать горное давление сразу же после ее возведения. Сборная железобетонная крепь может применяться в горных выработках любой формы поперечного сечения — трапецевидной, прямоугольной, полигональной, арочной, эллиптической и кольцевой.

Элементы сборной железобетонной крепи изготавливают из местных строительных материалов на заводах сборного железобетона и в готовом виде доставляют в горные выработки, где осуществляется ее возведение.

Сборную железобетонную крепь применяют для капитальных горных выработок с большим сроком службы, находящихся в зонах с установившимся горным давлением.

На рис. 3.17 представлены наиболее распространенные виды крепи: трапецевидная, состоящая из двух железобетонных стоек и верхняка, и сплошная арочная крепь из гладких тубингов ГТК КузНИИшахтостроя. Возведение крепи из тубингов ГТК осуществляют с помощью крепеустановщика.



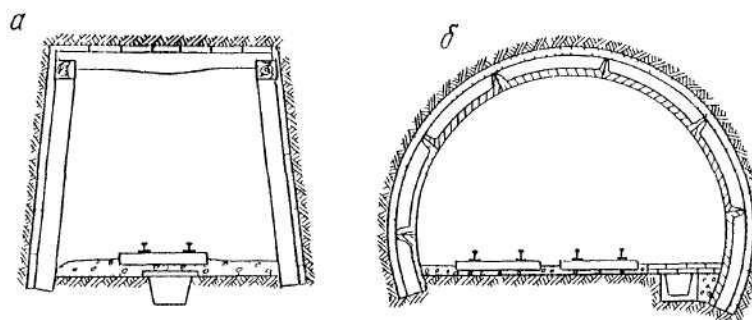


Рис. 3.17. Сборная железобетонная крепь:  
а — трапециевидная, б — сплошная арочная из тубингов ГТК

### 3.3.8 АНКЕРНАЯ КРЕПЬ

Анкерная (штанговая) крепь (рис. 3.18) представляет собой стержни (анкеры), закрепляемые различными способами в скважинах (шпурах), пробуренных в определенном порядке в породах кровли и боков выработки. Диаметр анкеров 20 мм, длина от 0,6 до 3,0 м.

С помощью анкеров скрепляют отдельные слои и толщи пород и обеспечивают их совместную работу без опасных деформаций и обрушений. При наличии непосредственной кровли выработки в виде слоистой породы небольшой мощности и основной кровли, представленной породами средней крепости и прочными при значительной мощности, непосредственную кровлю «подшивают» анкерами к основной кровле. Непосредственную кровлю в виде отдельных слоев породы также «сшивают» анкерами в одну плиту, которая способна воспринимать нагрузки вышележащих пород. Таким образом, анкерная крепь обеспечивает возможность максимально использовать несущую способность пород вокруг горных выработок.

По принципу закрепления в скважине все виды анкерной крепи подразделяют на две группы: замковые, закрепляемые в данной части скважины с помощью различных конструкций механических замков, и беззамковые, имеющие контакт с поро-

дой по всей длине тела (стержня), т.е. закрепляемые по всей длине скважины цементным раствором, смолами и другими вязущими материалами. Замковые анкеры подразделяют на клинощелевые, распорные и безраспорные. Наибольшее распространение получили металлические анкеры с распорным замком.

Штанга клинощелевого типа на одном конце имеет продольный разрез, в который вставляется металлический клин. Штангу с клином вводят в пробуренный шпур до упора. Затем нанесением ударов по выступающему из массива концу штанги достигается ее закрепление. После этого на выступающий конец штанги надевают опорную плиту или металлический подхват и плотно затягивают гайку.

Устройство распорной штанги более сложное. Ее закрепляют в шпуре специальным распорным приспособлением.

Достоинства анкерной крепи заключаются в том, что уменьшается объем вынимаемой породы и снижаются в несколько раз затраты на крепление.

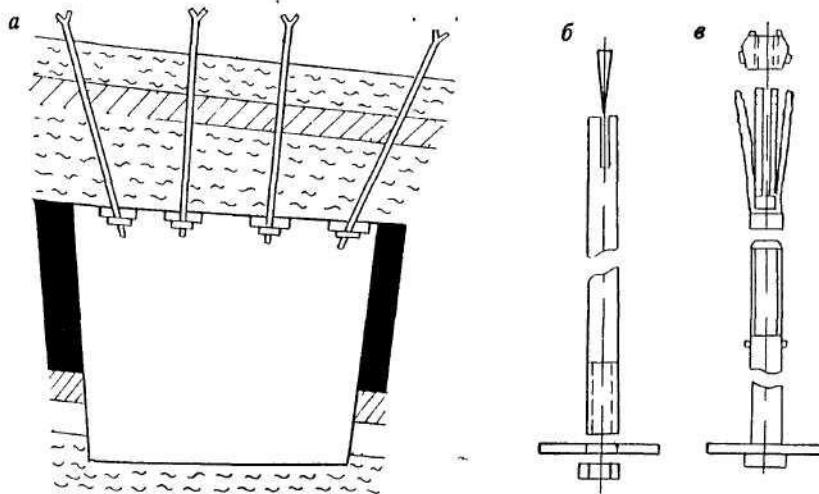


Рис. 3.18. Анкерная крепь:  
*a* — положение крепи в выработке; *б* и *в* — конструкции клинового и распорного анкеров

### 3.3.9 КОМБИНИРОВАННАЯ И СМЕШАННАЯ КРЕПЬ

Смешанная рамная крепь широко применяется на угольных шахтах всех бассейнов. Наибольшее распространение получили жесткие и податливые крепи арочной и трапециевидной форм, состоящие из железобетонных верхняков различных конструкций и деревянных стоек и металлических верхняков из спецпрофиля (рис. 3.19, а). Эта крепь получила широкое распространение на шахтах Кузбасса для крепления вентиляционных и конвейерных штреков.

Смешанные рамные крепи предназначены для крепления горизонтальных и наклонных капитальных и подготовительных выработок, проводимых в устойчивых и средней устойчивости породах вне зоны и в зоне влияния очистных работ.

Комбинированные крепи представляют собой сочетание двух и более разных видов крепей. Их назначение — повышение устойчивости выработок и снижение затрат на их крепление. Их применяют как на угольных, так и рудных шахтах в следующих сочетаниях: анкерная крепь с набрызгбетонной, анкерная крепь с рамной металлической, железобетонная рамная с анкерной и др.

Анкер-металлическая крепь (рис. 3.19, б) включает в себя металлическую анкерную крепь и металлическую арочную из спецпрофиля СВП.

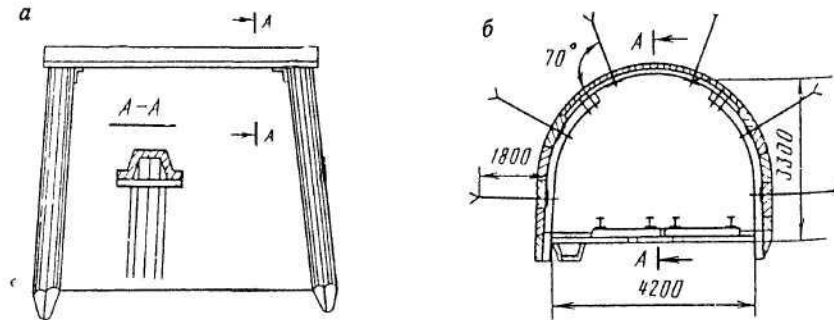


Рис. 3.19. Смешанная (а) и комбинированная анкер-металлическая (б) крепь: 1 — металлический верхняк из спецпрофиля СВП; 2 — стопоры; 3 — деревянные стойки

Анкеры устанавливают в кровлю и бока выработки между арками в один ряд в плоскости, параллельной плоскости арок. Для повышения устойчивости комбинированной крепи и обеспечения совместной работы анкерной и рамной крепей их соединяют между собой специальными межрамными стяжками из полосовой стали.

### **3.3.10 МЕЖРАМНЫЕ ОГРАЖДЕНИЯ**

Межрамное ограждение, или затяжка, является составным элементом рамной крепи. Оно предназначено для предотвращения вывалов породы из кровли и боков выработки в промежутках между крепежными рамами. На шахтах применяют деревянные, железобетонные, металлические и рулонные стеклопластиковые затяжки.

Деревянные затяжки применяют обычно в подготовительных выработках с небольшим сроком службы. Для этой цели используют обаполы, распилы, доски и другие лесные материалы. Деревянные затяжки просты в изготовлении, имеют небольшую массу. Однако для них характерны недолговечность вследствие гниения древесины, низкая прочность и несущая способность.

Железобетонная затяжка является довольно распространенным ограждением в капитальных горизонтальных и наклонных выработках. Обычно она представляет собой плоскую плиту прямоугольного сечения. Длина такой затяжки 800—1200 мм, ширина 200 мм, толщина 50 мм. В качестве арматуры при изготовлении затяжки применяют арматурную проволоку диаметром 3—8 мм. При максимальной длине 1250 мм масса затяжки достигает 25 кг.

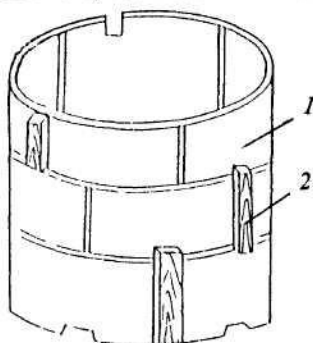
Металлические затяжки представляют собой ограждения из металлических сеток диаметром 2—2,5 мм и металлических прутьев диаметром 3—10 мм. Наибольшее распространение получили затяжки в виде сварных решеток. Размер ячеек решетки 50 × 50, 50 × 125, 50 × 250 мм.

В качестве межрамного ограждения применяют также стеклоткань толщиной 2,5 мм и шириной 800—1200 мм, пропитанную полимерными смолами. Основными достоинствами этой затяжки являются небольшая масса, огнестойкость, малая толщина, неподверженность коррозии и гниению. Недостаток — провисание между рамами. Рулонное стеклопластиковое ограждение применяют в благоприятных горно-геологических условиях, в выработках с небольшим горным давлением.

### 3.3.11 ТЮБИНГОВАЯ КРЕПЬ ИЗ УГЛЕПЛАСТА

Углепласт представляет собой пластическую массу из угольной мелочи крупностью не более 10 мм (72,5%), фенолформальдегидной смолы (22,5%) и бензосульфокислоты (отвердитель, 5,0%). Прочность углепласта на сжатие 250 МПа. Крепь из углепласта (конструкция КузНИУИ) представляет собой отдельные кольца (рис. 3.20), каждое из которых состоит из тюбингов 1 и деревянных вставок 2, обеспечивающих ее податливость. Для соединения колец при их наращивании в тюбингах имеются снизу полусферические выемки, сверху — полусферические выступы. Тюбинги изготавливают в специальных металлических формах способом холодного отвердевания при давлении 10 МПа.

Крепь предназначена для углеспускных и ходовых печей и других восстающих выработок на мощных крутых и крутонаклонных пластах Прокопьевско-Киселевского района. Ее применение обуславливает снижение расхода крепежных материалов, а также повышение устойчивости выработок. При погашении выработок в процессе очистных работ (например при щитовой системе разработки) крепь разрушается и смешивается с отбитым углем, не ухудшая его качества.



лор, а также повышение устойчивости выработок. При погашении выработок в процессе очистных работ (например при щитовой системе разработки) крепь разрушается и смешивается с отбитым углем, не ухудшая его качества.

Рис. 3.20. Крепь из углепласта

### **3.3.12 ВРЕМЕННАЯ КРЕПЬ**

Рассмотренные выше конструкции выполняют функции постоянных крепей. При проведении горных выработок их призабойная часть, т.е. пространство между забоем и постоянной крепью, должна быть закреплена временной предохранительной крепью. Согласно «Правилам безопасности в угольных шахтах» все работы в забое по разборке и погрузке породы или угля после взрывных работ, а также при работе проходческого комбайна должны проводиться под защитой такой крепи.

На шахтах используют в основном выдвижные консольные и подвесные анкерные временные предохранительные крепи.

Выдвижная консольная предохранительная крепь (рис. 3.21) состоит из двух выдвижных балок 1 из спецпрофиля СВП, двутавра или рудничных рельсов, подвешенных скобами 3 на верхних частях постоянной крепи 4, и настила 2 из распила, досок и других затяжек, перекрывающих призабойное пространство. Для сокращения затрат времени на возведение постоянной крепи и повышения безопасности работ широкое распространение на угольных шахтах получил вариант выдвижной консольной предохранительной крепи с настилом из верхняков и затяжек (обычно одной-двух рам) постоянной крепи. Элементы постоянной крепи, т.е. верхняки и затяжки, при возведении постоянной крепи не удаляют, а используют как составную часть постоянной крепи. После погрузки породы и угля и оформления забоя устанавливают стойки под верхняки, уложенные на выдвинутых балках предохранительной крепи, перетягивают бока выработки (если предусмотрено паспортом крепления) и расклинивают рамы.

Аналогично крепят призабойное пространство выработок сводчатой формы. Здесь выдвижные консольные балки подвешивают к верхнякам постоянной призабойной крепи (в основном первой и третьей рамы от забоя выработки) при помощи специальных крючков из круглой стали диаметром 20—30 мм. Че-

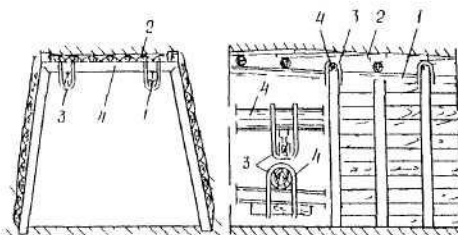


Рис. 3.21. Временная предохранительная крепь с выдвижными консолями

рез крючки пропускают балки (обычно из спецпрофиля СВП) и выдвигают их на величину, обеспечивающую полное перекрытие кровли призабойного пространства. Верхняки, навешиваемые на консольные балки, соединяют между собой межрамными стяжками и перетягивают затяжками. Возведение постоянной крепи сводится к присоединению стоек к верхнякам, уложенным на выдвинутых балках, расклинке рам и перетяжке боков выработки.

Подвесная анкерная крепь состоит из арочного или плоского верхняка из спецпрофиля (швеллера или стальной полосы) и двух-трех анкеров, с помощью которых верхняк удерживается под кровлей выработки. На верхняк укладывается затяжка. Часто в этой крепи в качестве верхняков используют верхняки постоянной крепи.

### 3.3.13

#### КРЕПЬ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Для крепления вертикальных горных выработок — стволов шахт, гезенков, шурфов, восстающих и др. — как и для прочих выработок, применяют различные виды крепи: деревянные, металлические, бетонные, железобетонные, анкерные и комбинированные. В каждом конкретном случае вид и конструкция крепи определяются исходя из горно-геологических условий, срока службы выработки, площади поперечного сечения и других факторов.

Деревянную крепь применяют для крепления выработок небольшой площади сечения и малым сроком службы. Деревянная крепь представляет собой прямоугольные венцы из круглого леса, брусьев, пластин или толстых досок. Различают венцовую крепь сплошную, на стойках и подвесную.

Сплошную венцовую (срубную) крепь применяют для крепления выработок, проводимых по слабым породам, испытывающих повышенное всестороннее горное давление (шурфов, восстающих и др.). Венцы укладывают один на другой вплотную в виде сруба. Элементы венца соединяют между собой в виде прямых или косых односторонних и двусторонних лап. Для повышения устойчивости крепи через каждые 6—8 м по всей длине выработки устанавливают опорные венцы. Концы элементов опорных венцов заделывают в боковые породы на 0,4—0,6 м.

Венцовая крепь на стойках применяется в выработках небольшого сечения, с малым сроком службы, проводимых в породах средней устойчивости. Она состоит из венцов, установленных на стойках вразбежку через 0,5—1,5 м в зависимости от устойчивости и прочности пород. Стойки располагаются по углам венца и по длинным его сторонам. Пространство между венцами затягивается обаполами, досками и другими затяжками. Через 5—15 м по длине выработки устанавливают опорные венцы, концы которых углубляют в боковые породы на 0,5—0,6 м (см. рис. 3.8).

Подвесная венцовая крепь в отличие от венцовой на стойках может возводиться в направлении сверху вниз. Венцы подвешиваются друг к другу на крючьях на расстоянии 0,6—1,0 м. Применяется крайне редко.

Наиболее распространенной крепью вертикальных стволов является монолитная бетонная крепь, применяемая в обычных горно-геологических условиях. Она представляет собой сплошную монолитную оболочку с опорными венцами, устраиваемыми через 30—60 м. Внутренний контур этой оболочки соответствует форме поперечного сечения ствола в свету, а внешний повторяет форму поперечного сечения ствола в проходке. Толщина крепи составляет 200—500 мм и зависит от прочности пород, глубины ствола, величины горного давления и других факторов. Бетонную смесь при возведении крепи подают с поверхности по специальным бетоноводам.

Бетонная крепь долговечна. Она обладает хорошими аэродинамическими качествами. При хорошем качестве работ она является водонепроницаемой.



В сложных горно-геологических условиях применяют монолитную железобетонную крепь. Она отличается от обычной монолитной наличием арматуры.

Для крепления вертикальных стволов применяют также сборную железобетонную крепь. Состоит она из отдельных ребристых или гладкостенных тубингов. Например, ребристые тубинги предназначены для крепления стволов диаметром в свету от 4 до 9 м. Высота тубинга 1040 мм, длина 2000—2500 мм, толщина 80—100. Кольцо крепи в зависимости от диаметра ствола состоит из 6—12 тубингов. Масса одного тубинга 910—1510 кг. Тубинги в кольце и между кольцами соединяются между собой болтами. В спинках тубингов имеются отверстия, предназначенные для нагнетания раствора при тампонаже закрепного пространства.

В сложных горно-геологических условиях применяют металлическую крепь из чугунных тубингов, редко — из стальных.

Общий вид некоторых видов крепей вертикальных выработок представлен на рис. 3.45.

### **3.4 ФОРМА И РАЗМЕРЫ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

При подземной разработке полезных ископаемых применяются следующие формы поперечного сечения горных выработок: прямоугольная, трапециевидная, полигональная, арочная, сводчатая, подковообразная и круглая. Выбор формы поперечного сечения горных выработок зависит от величины и направления горного давления, типа и конструкции применяемой крепи, срока службы, назначения и размеров выработки.

Размеры поперечного сечения горной выработки (ширина, высота, площадь) зависят от ее назначения, габаритов транспортного оборудования, числа рельсовых путей, способа передвижения людей и количества проходящего по выработке воздуха.

Транспортные средства (подвижной состав, конвейеры) и другое необходимое оборудование должны размещаться в выработке так, чтобы были выдержаны расстояния между оборудованием и крепью, имелся проход для людей и другие зазоры, предусмотренные «Правилами безопасности (ПБ) в угольных шахтах». Кроме того, площадь поперечного сечения выработки должна быть такой, чтобы скорость движения воздуха по ней соответствовала нормативам.

Рассмотрим порядок определения площади поперечного сечения на примере выработки трапециевидной формы с деревянной крепью (рис. 3.22).

Ширина выработки  $B$  трапециевидной формы на уровне подвижного состава определяется по формуле

$$B = an + v + c + c_1,$$

где  $a$  — наибольшая ширина подвижного состава (вагонетки или электровоза), м;  $n$  — число рельсовых путей в выработке;  $v$  — зазор между подвижным составом и крепью, м (не менее 0,25 м при деревянной, металлической и рамных конструкциях железобетонной и бетонной крепи и 0,2 м при сплошной бетонной и железобетонной крепи);  $c$  — зазор между встречными составами, м (не менее 0,2 м, в однопутных выработках  $c = 0$ );  $c_1$  — ширина прохода для людей на уровне транспортного оборудования:

$$c_1 = m + (1,8 - h) \operatorname{ctg} \alpha,$$

где  $m$  — зазор для свободного прохода людей на уровне 1,8 м от головки рельса, м (не менее 0,7 и 1,0 м в местах посадки людей в пассажирские вагонетки);  $h$  — вы-

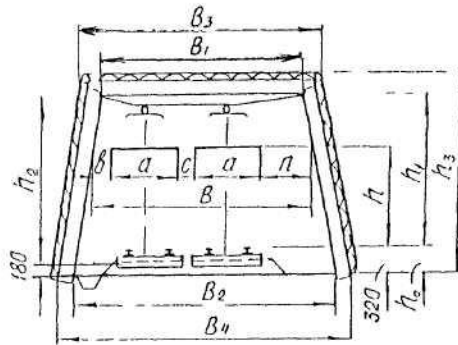


Рис. 3.22. К определению площади поперечного сечения выработки трапециевидной формы с деревянной крепью

сота подвижного состава, м;  $\alpha$  — угол наклона стоек крепи к почве выработки, град (обычно  $\alpha = 80^\circ$ ).

На закруглениях свободный проход для людей, а также между осями путей увеличивается в зависимости от радиуса закругления и жесткой базы подвижного состава. Это уширение принимается равным 0,2—0,3 м.

Высота выработки определяется исходя из размеров подвижного состава, высоты верхнего строения пути (320—350 мм) и высоты подвески контактного провода (при откатке контактными электровозами).

Контактный провод должен быть подвешен от головки рельсов на высоте: не ниже 1,8 м — в основных выработках; 2,0 м — на площадках, а также в местах пересечения выработок для передвижения людей; 2,2 м — в околоствольном дворе.

Расстояние от контактного провода до верхняка крепи должно быть не менее 0,2 м.

Высота от головки рельсов до верхняка

$$h_1 = 1,8 + 0,2 .$$

Высота выработки от балласта рельсового пути до верхняка

$$h_2 = h_1 + 0,14 .$$

Высота выработки от почвы до кровли

$$h_3 = h_0 + h_1 + d + \delta ,$$

где  $h_0$  — высота верхнего строения пути, м;  $d$  — толщина крепи, м;  $\delta$  — толщина затяжки, м.

Ширина выработки в свету по верхняку

$$B_1 = B - 2 (h_1 - h) \operatorname{ctg} \alpha .$$

Ширина выработки в свету по балласту

$$B_2 = B_1 + 2h_2 \operatorname{ctg} \alpha .$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету

$$S_{\text{св}} = (B_1 + B_2) h_2 / 2$$

Площадь поперечного сечения выработки **вчерне** определяется с учетом толщины крепи и затяжки:

$$S_r = (B_3 + B_4)h_3 / 2,$$

где  $B_3$  — ширина выработки у кровли, м,

$$B_3 = B_1 + 2(d + \delta);$$

$B_4$  — ширина выработки по почве, м,

$$B_4 = B_3 + 2h_3 \operatorname{ctg} \alpha.$$

Площадь поперечного сечения выработки в проходке определяется по формуле

$$S_n = (1,03 - 1,05)S_r,$$

где 1,03—1,05 — коэффициент увеличения площади сечения в проходке.

Необходимую площадь поперечного сечения выработки в свету, обеспечивающую пропуск расчетного количества воздуха, определяют по формуле

$$S_v = Q / v,$$

где  $Q$  — количество воздуха, проходящего по выработке, м<sup>3</sup>/с;  
 $v$  — максимально допустимая скорость движения воздуха, м/с.

Аналогичным образом рассчитывается площадь поперечного сечения выработок с иными типами крепей, транспортных средств.

На основании проведенных расчетов принимают ближайшее большее типовое сечение горной выработки.

Максимальные скорости движения воздуха по горным выработкам в соответствии с ПБ не должны превышать следующих величин (м/с):

- стволы и вентиляционные скважины с подземными установками, предназначенными только для подъема людей в аварийных случаях, вентиляционные каналы — 15;
- стволы только для подъема и спуска грузов — 12;
- стволы для подъема и спуска людей и грузов, квершлагги, главные откаточные и вентиляционные штреки, капитальные и панельные бремсберги и уклоны — 8;
- прочие горные выработки, проведенные по углю и породе — 6;
- призабойные пространства очистных и тупиковых выработок — 4.

При этом средняя скорость движения воздуха в призабойном пространстве подготовительных и очистных выработок должна быть не менее 0,25 м/с.

Правилами безопасности регламентируются следующие минимальные площади поперечного сечения горных выработок:

- главные откаточные и вентиляционные выработки, людские ходки для механизированной перевозки — 9 м<sup>2</sup>, при высоте не менее 1,9 м от почвы (головки рельсов);
- участковые вентиляционные, промежуточные, конвейерные и аккумулирующие штреки, участковые бремсберги и уклоны — 6 м<sup>2</sup> при высоте не менее 1,8 м;
- вентиляционные просеки, печи, косовичники и другие выработки — 1,5 м<sup>2</sup>;
- участковые выработки, находящиеся в зоне влияния очистных работ, людские ходки, не предназначенные для механизированной перевозки людей, — 4,5 м<sup>2</sup> при высоте не менее 1,8 м.

### **3.5**

#### **СПОСОБЫ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

Под способом проведения горной выработки понимают совокупность производственных процессов, выполняемых в необходимой последовательности для образования и сохранения полости в массиве горных пород определенного поперечного сечения и протяженности. В зависимости от физических свойств горных пород, назначения, срока службы и площади поперечного сечения выработок различают обычные и специальные способы их проведения.

Обычные способы проведения выработок применяются в средних горно-геологических условиях, позволяющих обнажать забой и бока выработки, специальные — в сложных как горно-геологических, так и гидрогеологических условиях. Если породы допускают даже незначительные обнажения кровли, но достаточные для установки крепи, то применяют обычные, т.е. са-

мые распространенные, способы проведения горных выработок. В очень неустойчивых породах (сыпучих, пльвунах) применяют специальные способы проведения выработок.

Специальные способы применяют иногда и в тех случаях, когда породы относительно устойчивы, но приток воды из них в выработку настолько большой, что удаление ее при помощи обычных средств водоотлива нецелесообразно и невозможно. К специальным способам относят замораживание, тампонирование, проходку с забивной или опускной крепью, забойное водопонижение, щитовой способ и др.

Применение специальных способов проведения выработок предусматривает кроме выполнения совокупности производственных процессов, минимально необходимых при обычных способах, дополнительное проведение специальных работ (процессов).

Обычные способы проведения выработок по методу отбойки (разрушения) горной массы от массива в забое и применяемым при этом средствам делят на комбайновый и буровзрывной, на способы проведения с помощью отбойных молотков, с применением струи воды высокого напора.

Способ проведения выработки определяется горно-геологическими условиями, в которых будет проводиться выработка, и производственно-техническими возможностями горного предприятия. Выбираемый способ должен обеспечивать требуемую безопасность труда, нормальное и надежное выполнение проходческих процессов и операций и максимальную экономичность.

К горно-геологическим факторам, влияющим на выбор способа проведения выработки, относятся прочность пород, мощность пласта угля или рудной жилы, угол падения залежи, нарушенность, газоносность, водообильность, ударо- и выбросоопасность горных пород.

В наибольшей мере выбор способа проведения выработок определяет прочность горных пород. Этот фактор определяет границу между комбайновым и буровзрывным способами, диктует выбор подавляющего большинства проходческих машин и механизмов — бурильных установок, погрузочных машин, средств доставки и транспорта горной массы.

К производственно-техническим факторам относятся площадь сечения выработки, ее протяженность, назначение и срок

службы, глубина заложения, угол наклона, взаимное расположение выработок, способы доставки и транспортирования горной массы, материалов и оборудования.

Наиболее распространенным в настоящее время является буровзрывной способ, при котором массив разрушается с помощью зарядов взрывчатого вещества (ВВ), размещаемых в шпурах или скважинах. С применением этого способа в горно-рудной промышленности проводят почти все выработки, в угольной промышленности — около 65 %.

Для различных горно-геологических и горнотехнических условий на основании производственного опыта и научных исследований разработан ряд технологических схем проведения горных выработок, которые характеризуются взаимосвязью во времени основных и вспомогательных процессов и средств механизации работ.

Проходческие процессы проведения горных выработок подразделяются на основные и вспомогательные. Основными технологическими процессами являются разрушение и отбойка породы или полезного ископаемого от массива в забое, погрузка и транспортировка горной массы и возведение постоянной крепи. Они выполняются в забое или в непосредственной близости от него.

Вспомогательными процессами являются возведение предохранительной и временной крепей, настилка рельсовых путей или наращивание конвейерной линии, оборудование водосточной канавки, наращивание вентиляционных, водяных и воздушных магистралей, силовых, контрольных и телефонных кабелей.

Технология проведения выработки называется поточной, если имеется совмещение основных процессов во времени и выемка горной массы происходит непрерывно. Примером такой технологии может служить проведение выработки с помощью комбайна, когда устойчивость обнажений пород боков и кровли позволяет не останавливать комбайн во время возведения крепи.

Технология проведения выработки называется циклической, когда проходческие процессы периодически повторяются и выполняются последовательно или с частичным совмещением. К такой технологии относится буровзрывной способ проведения или комбайновый, когда для возведения крепи работа комбайна приостанавливается.

Совокупность периодически повторяющихся основных проходческих процессов, выполняемых в определенном порядке в течение заданного отрезка времени для обеспечения подвигания выработки на определенную величину, называется проходческим циклом, а время, в течение которого он выполняется, — продолжительностью цикла.

В настоящее время находят применение следующие схемы.

1. Технологические схемы проведения выработок с применением буровзрывных работ:

- по углю;
- смешанным забоем с совместной выемкой угля и породы;
- смешанным забоем с отдельной выемкой угля и породы;
- по породе.

2. Технологические схемы проведения выработок с применением комбайнов.

3. Технологические схемы проведения выработок широким забоем.

4. Технологические схемы проведения выработок с применением буросбоек машин.

Выбор той или иной технологической схемы проведения горных выработок зависит от многих факторов. Основными из них являются: физико-механические характеристики горных пород, положение выработки в земной коре, размеры поперечного сечения, назначение выработки и др.

### **3.6 ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК В КРЕПКИХ ОДНОРОДНЫХ ПОРОДАХ**

В однородных породах проводят квершлагги, полевые штреки и штреки по полезному ископаемому. В крепких и средней крепости породах технология проведения выработок основана на применении буровзрывных работ. Под технологией проведения горной выработки понимают определенный, увязанный в



пространстве и времени порядок выполнения основных и вспомогательных операций.

В состав работ по проведению горной выработки входят отдельные последовательно или параллельно выполняемые операции: буровзрывные работы, проветривание, погрузка и транспортирование горной массы, возведение временной и постоянной крепи, а также вспомогательные работы.

### **3.6.1 БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ**

К буровзрывным работам при проведении горных выработок предъявляют следующие требования: разрушение породы в границах проектного сечения и на установленную глубину шпуров, равномерное дробление и небольшой ее отброс от забоя при взрыве. Проведение выработки осуществляют в соответствии с паспортом буровзрывных работ, в котором указываются расположение, число, диаметр и глубина шпуров, величина заряда в шпурах и очередность их взрывания, а также средства бурения шпуров.

Бурение шпуров является одним из наиболее трудоемких процессов при проведении выработок буровзрывным способом. Продолжительность и трудоемкость бурения шпуров составляет 20—35 % общей продолжительности и трудоемкости проходческого цикла.

Для бурения шпуров в горизонтальных выработках применяют бурильные установки БУЭ1, БУЭ1М, БКГ2, БУЭЗТ с электроприводом и бурильные установки БУ1, БУ1М, БУР2 и 1СБУ2 с пневмоприводом и др. Эти установки оборудованы либо одной, либо двумя бурильными машинами на манипуляторе. Для установки манипуляторов с бурильными машинами используются также породопогрузочные машины 1ПНБ2Б и 2ПНБ2Б. Бурение шпуров осуществляется с промывкой.

В табл. 3.3 приведена техническая характеристика основных типов бурильных установок, применяемых для бурения шпуров по породе.

Таблица 3.3

Краткая техническая характеристика бурильных машин

Показатели	Тип бурильной машины					
	БУЭ1М	БУЭ3Т	БКГ2	БУ1М	БУР2	1СБ42
Площадь поперечного сечения выработки, м <sup>2</sup>	6—10	12,8—22	9—22	6—19	9—25	6—19
Режим бурения:	Вращательное					
при $f = 4—8$						
при $f = 6—16$	Вращательно-ударное					
Ход подачи, мм	3000		2800	2750		3300
Число бурильных машин	1		2	1		2
Тип проводимых выработок	Горизонтальные	Горизонтальные, наклонные до 10°	Горизонтальные			Горизонтальные, наклонные до 10°
Энергия привода	Электроэнергия			Сжатый воздух		

Примечание. Для бурения шпуров по породе с коэффициентом крепости до 16.

Буровзрывные работы применяют не только при проведении выработок по крепким и средней крепости породам, но и при проведении штреков по углю или с присечкой боковых пород, когда применение проходческих комбайнов по каким-либо причинам невозможно или экономически нецелесообразно. В этом случае могут применяться и другие бурильные машины (см. разд. 2.8).

Эффективность взрывных работ при проведении горных выработок во многом зависит от расположения шпуров в забое. Схему расположения шпуров в забое выбирают в зависимости от крепости и структуры пород, формы и площади поперечного

сечения выработки и других факторов. Важнейшей характеристикой в схеме расположения шпуров является форма вруба.

Расстояние между соседними шпуровыми зарядами должно быть не менее 0,3 м по породе с  $f \geq 7$  и 0,45 м по породе с  $f < 7$ , расстояние между оконтуривающими шпурами 0,6—0,8 м. Их забуривают в 10—30 см от контура выработки.

Типы врубов характеризуются схемой расположения врубовых шпуров. В породах крепких ( $f > 12$ ) и вязких широкое распространение получили прямые врубы (в основном на рудниках), образованные шпурами, пробуренными под прямым углом к плоскости забоя; прямой спиральный вруб (рис. 3.23, а) из одного незаряжаемого шпура, образующего компенсационную полость в породе, и четырех заряженных шпуров, расположенных по спирали. Все шпуры имеют одинаковую глубину, заряды ВВ взрываются последовательно, распирая вруб. Призматический вруб (рис. 3.23, б) состоит из четырех заряженных шпуров одинаковой длины.

На угольных шахтах получил распространение спирально-шагающий вруб, в котором шесть шпуров с переменной постепенно увеличивающейся глубиной от 0,9 до 2,8 м располагают по спирали. Расстояние от центрального шпура до шпуров по спирали увеличивается от 15 до 40 см. Заряды ВВ взрывают последовательно, начиная с центра.

Из врубов, образованных наклонными шпурами, чаще всего применяют клиновые врубы, которые могут быть вертикальными (рис. 3.23, в, д) и горизонтальными, нижними (рис. 3.23, г) и верхними, центральными и боковыми.

В выработках площадью сечения более 7 м<sup>2</sup> чаще применяют вертикальные клиновые врубы. В породах с  $f = 5—7$  применяют двойной (рис. 3.23, д), а в породах с  $f = 8—12$  — тройной клиновой вруб.

Призматический вруб с пробуренной в центре передовой незаряжаемой скважиной увеличенного диаметра приведен на рис. 3.23, е. Существуют и другие формы врубов.

После бурения шпуров в забое согласно утвержденному паспорту приступают к их заряджанию. Перед заряджанием шпуров проверяют состояние крепи и проветривание выработки, наличие инертной пыли, забоечного материала и пр.

При проведении взрывных работ обязательны звуковые или световые сигналы.

Первый сигнал — это предупредительный (один продолжительный); по этому сигналу все люди, не занятые на взрывных работах, удаляются в безопасное место, а у мест возможного входа в опасную зону выставляют посты охраны; по окончании заряджания шпуров и удаления связанных с этим лиц взрывники монтируют взрывную сеть;

второй сигнал — боевой (два продолжительных); по этому сигналу взрывники поджигают огнепроводные шпуров и удаляются в укрытие, а при электрическом взрывании — включают ток;

третий сигнал — отбой (три коротких) подается после осмотра места взрыва, он означает окончание взрывных работ.

На шахтах, опасных по газу и пыли, разрешается только электрическое взрывание зарядов.

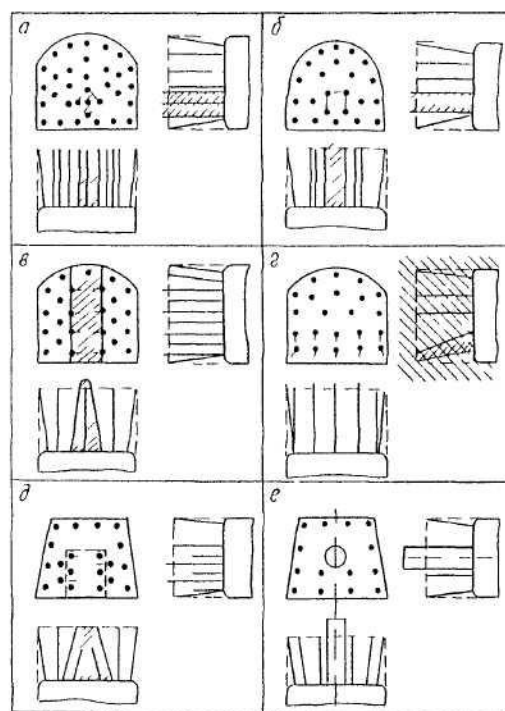


Рис. 3.23. Типы врубов и схемы расположения шпуров  
 а — прямой спиральный, б — призматический, в — вертикальный клиновой, г — горизонтальный нижний; д — двойной клиновой, е — призматический с передней незаряжаемой скважиной

Электродетонаторы для каждой группы шпуров подбирают с одинаковым сопротивлением. Во врубовые шпуры помещают предохранительные электродетонаторы мгновенного действия, вспомогательные и оконтуривающие шпуры — электродетонаторы короткозамедленного действия с различной степенью замедления. Этим достигается одновременность взрывания зарядов врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров.

Соединение электродетонаторов в шпурах может быть последовательным, параллельным и смешанным.

Порядок ведения взрывных работ в различных условиях устанавливается специальными правилами. Особые правила устанавливаются для шахт, опасных по газу и пыли:

- проветривание свежей струей воздуха должно осуществляться непрерывно;
- применение завес, образуемых тонкодиспергированной водой, порошкообразными ингибиторами или инертными газами и т.д.

Запрещается применение накладных зарядов и шпуров длиной менее 0,6 м.

При огневом взрывании, применяемом на рудниках, одновременность взрывания зарядов в шпурах достигается посредством изменения длины огнепроводного шпура.

### **3.6.2 ПРОВЕТРИВАНИЕ**

После взрыва зарядов в шпурах из забоя должны быть удалены образовавшиеся газообразные продукты, часть из которых являются ядовитыми (оксид углерода CO, диоксид азота NO<sub>2</sub> и др.). В забой разрешается входить лишь после его проветривания. Проветривание выработок при их проведении может осуществляться при помощи вентиляторов местного проветривания или общешахтной струи воздуха.

Проветривание при помощи общешахтной струи имеет ограниченное распространение и применяется при проведении парных выработок (например, штрек с просеком) и выработок

небольшой длины. Воздух в забой направляется с помощью перегородок, вентиляционных дверей, перемычек и т.п.

Проветривание тупиковых выработок осуществляется в основном вентиляторами местного проветривания. Применяют нагнетательный, всасывающий и комбинированный способы проветривания (рис. 3.24).

При нагнетательном способе (рис. 3.24, а) вентилятор засасывает воздух и нагнетает его по трубам в призабойное пространство проводимой выработки. Этот способ имеет наибольшее применение, так как достигается интенсивное проветривание забоя мощной струей свежего воздуха. При таком проветривании направление движения воздушной струи совпадает с движением вредных газов, отбрасываемых силой взрыва. Недостатком является необходимость значительных затрат времени на полное удаление газов и пыли за пределы выработки.

При всасывающем способе (рис. 3.24, б) газообразные продукты взрыва и пыль отсасываются от забоя по трубам вентилятором. При этом способе в выработке всегда находится чистый воздух. Такое проветривание необходимо для борьбы с рудничной пылью, опасной по силикозу. Имеет ограниченное применение.

Нагнетательный и всасывающий способы применяют для проветривания выработок длиной 200—300 м.

В выработках большой длины применяют комбинированное проветривание (рис. 3.24, в), при котором одним вентилятором нагнетается в призабойную зону чистый воздух, а другим — отсасывается загрязненный.

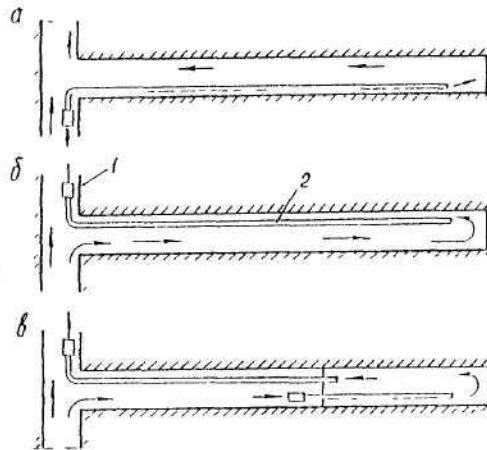


Рис. 3.24. Способы проветривания тупиковых выработок: а — нагнетательный; б — всасывающий; в — комбинированный; 1 — вентилятор местного проветривания; 2 — вентиляционная труба

При этом возникает необходимость возведения переносной перемычки на расстоянии 30—40 м от забоя.

Этот способ обладает достоинствами нагнетательного и всасывающего способов проветривания и устраняет их недостатки.

Вентиляторы местного проветривания необходимо устанавливать не ближе 10 м от устья проветриваемой выработки. Их производительность не должна превышать 70 % количества воздуха, проходящего по выработке, где установлен вентилятор.

В тупиковых выработках применяют осевые и центробежные вентиляторы местного проветривания.

Центробежный вентилятор ВЦ-7 применяют для проветривания выработок длиной до 2500 м.

Наиболее компактными и удобными в работе являются осевые вентиляторы СВМУМ, СВМ, СВМ6М, ВМЗМ, ВМ5М и др.

Вентиляторы типа ВМПЗМ, ВМП5М, работающие на пневматической энергии, применяют для проветривания тех тупиковых выработок, где использование электрических вентиляторов не допускается ПБ.

Вентиляционные трубопроводы монтируют из различных материалов. Матерчатые трубы изготавливают из прорезиненной ткани. Диаметр труб 500—600 мм, длина от 5 до 30 м. Соединение труб между собой осуществляется с помощью пружинных колец, заделанных в их концы. Трубы подвешивают к натянутому по выработке тросу. Металлические трубы изготавливают из листовой стали толщиной 1—3 мм. Диаметр труб до 800 мм, длина 2—3 м. Отставание вентиляционных труб от забоя на шахтах, опасных по газу и пыли, допускается не более 8 м.

Время проветривания выработки после взрыва не должно превышать 15—20 мин.

Определение количества воздуха для проветривания тупиковых выработок производят по газовыделению, расходу ВВ, числу работающих людей, минимальной скорости движения воздуха и тепловому фактору.

Выбор вентилятора для проветривания осуществляют исходя из расчета его производительности и депрессии.

### 3.6.3 УБОРКА ГОРНОЙ МАССЫ

При проведении выработок буровзрывным способом возникает необходимость погрузки отбитой породы и угля в транспортные средства. Это один из наиболее трудоемких и продолжительных рабочих процессов проходческого цикла. Этот процесс механизирован с помощью различных погрузочных машин и скреперных комплексов.

По принципу работы погрузочные машины для горизонтальных и слабонаклонных выработок подразделяются на машины непрерывного и периодического действия (табл. 3.4). К машинам периодического действия относятся ковшовые погрузочные машины.

Таблица 3.4

Краткая характеристика погрузочных машин

Показатели	Тип погрузочной машины					
	МПКЗ	1ППН5	1ПНБ2	2ПНБ2	1ПНБ2Б	2ПНБ2Б
Производительность, м <sup>3</sup> /мин	2,4	1,25	2,2	2,5	2,2	2,5
Способ передвижения	Гусеничный	Рельсовый	Гусеничный			
Характеристика проводимых выработок и площадь поперечного сечения, м <sup>2</sup>	Горизонтальные и наклонные до 10°	Горизонтальные	Горизонтальные и наклонные до 10°			
	S = 6,4—14,4	S ≥ 7,5	S ≥ 4,5	S ≥ 3,6	S до 14	S до 12,5
Принцип действия и оборудование	Периодический		Непрерывный			
					Одна бурильная машина	Две бурильные машины
					Глубина бурения 2,5 м	



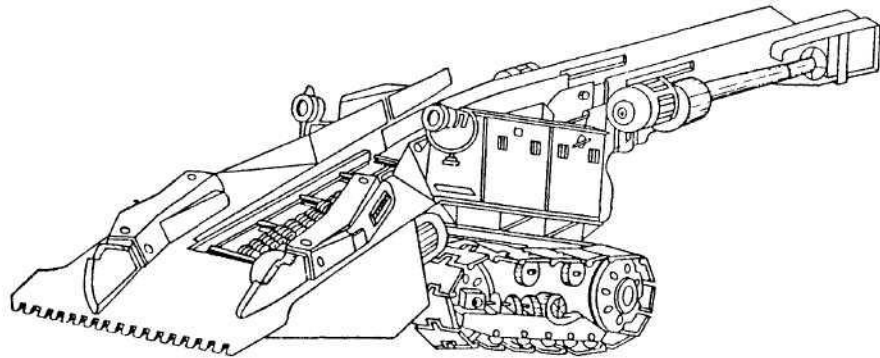


Рис. 3.25. Погрузочная машина непрерывного действия

Погрузочные машины непрерывного действия (2ПНБ2, ПНБ3Д и др.) на гусеничном ходу имеют исполнительный орган в виде нагребавших лап (рис. 3.25). Ими осуществляется непрерывный боковой захват породы или угля, которые с помощью скребкового или пластинчатого конвейера перегружаются в транспортные средства. На этих машинах часто монтируют навесное буровое оборудование (рис. 3.26).

Техническая производительность погрузочных машин типа ПНБ определяется по формуле ( $\text{м}^3/\text{мин}$ )

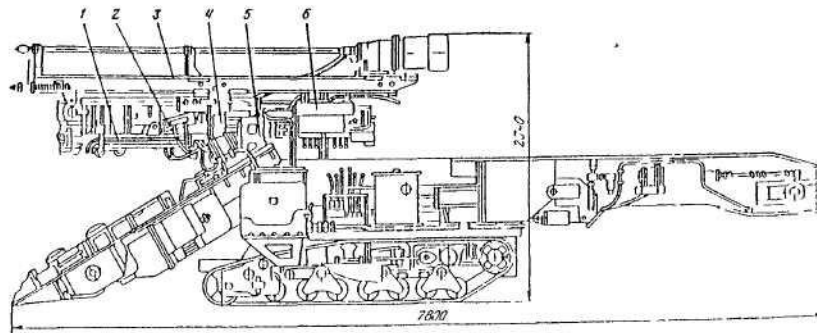


Рис. 3.26. Буропогрузочная машина 2ПНБ2Б:

1 — система орошения; 2 — гидроразводка; 3 — бурильная электрическая машина; 4 — стрела манипулятора; 5 — опора бурильной части; 6 — пульт управления

$$Q_T = 60 n_{\text{л}} w_{\text{к}} h_{\text{л}} l_{\text{ч}} b_{\text{ч}},$$

где  $n_{\text{л}}$  — число нагребавших лап;  $w_{\text{к}}$  — частота качания лап, 1/мин ( $w_{\text{к}} = 30—45$ );  $h_{\text{л}}$  — высота лапы, м;  $l_{\text{ч}}$  — длина зачерпывания с учетом внедрения лапы в породу, м;  $b_{\text{ч}}$  — ширина зачерпывания, м.

Эксплуатационная производительность погрузочной машины составляет (м<sup>3</sup>/смену)

$$Q_3 = 60 Q_T t_{\text{м}},$$

где  $t_{\text{м}}$  — продолжительность работы машины по погрузке горной массы без простоев, ч/смену.

Погрузочные машины периодического действия делят на машины прямой и ступенчатой погрузки. Эти машины имеют в основном колесно-рельсовый ход.

Машины ковшового типа прямой погрузки (ПНН1С, ПНН2Г и др.) осуществляют погрузку породы непосредственно в рудничные вагонетки (рис. 3.27). Ковш, находясь в опущенном положении, при движении машины на забой загружается разрушенной породой. Наполненный породой ковш, опуская дугу с помощью качалки-кулисы, поднимается в крайнее верхнее положение, и порода из него разгружается в вагонетку или на конвейер.

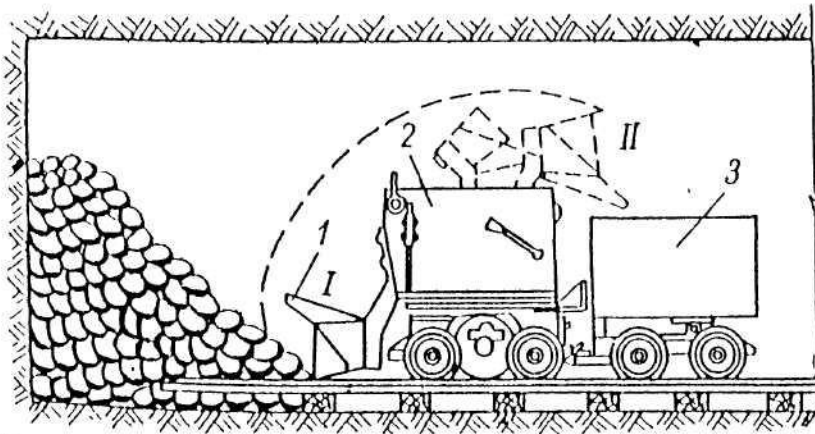


Рис. 3.27. Погрузочная машина прямой погрузки (схема работы в забое):  
 I — внедрение ковша в породу, II — разгрузка ковша, 1 — ковш; 2 — машина; 3 — вагонетка

Машины этого типа могут быть с пневматическим или электрическим приводом. Их преимущественно применяют на рудниках при проведении однопутных выработок высотой 2,2—2,9 м.

Погрузочные машины ковшового типа ступенчатой погрузки (1ППН5, ППМ4У и др.) на колесно-рельсовом ходу имеют перегрузочный конвейер, по которому порода транспортируется в вагонетки или на конвейер (рис. 3.28).

Продолжительность уборки и погрузки горной массы зависит от эксплуатационной производительности погрузочной машины. Эксплуатационная производительность погрузочной машины зависит от технической производительности, надежности машины, организации маневровых операций по обмену вагонеток, разбросанности пород после взрыва и многих других факторов.

Техническую производительность ковшовой погрузочной машины типа ППН ( $\text{м}^3/\text{ч}$ ) можно определить по формуле

$$Q_T = 3600 V_K K_3 (t_{ц} + t_{п}),$$

где  $V_K$  — вместимость ковша,  $\text{м}^3$ ;  $K_3$  — коэффициент заполнения ковша (для легких машин  $K_3 = 0,7—0,9$ , для тяжелых  $K_3 = 0,9—$

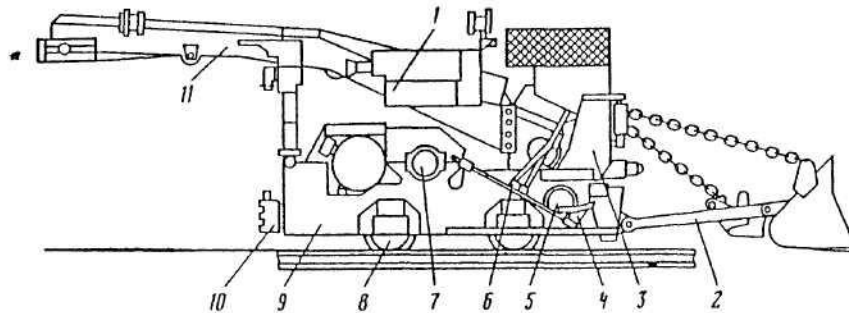


Рис. 3.28. Погрузочная машина ступенчатой погрузки 1ППН5

1 — электрооборудование, 2 — ковш со стрелой, 3 — передняя стойка, 4 — механизм управления перемещением машины, 5 — механизм подъема ковша, 6 — система управления подъемом ковша, 7 — механизм перемещения машины, 8 — тележка, 9 — рама, 10 — буферные сцепки, 11 — ленточный конвейер

1,15);  $t_{ц}$  — продолжительность одного цикла черпания, с ( $t_{ц} = 11—16$  с);  $t_{п}$  — продолжительность паузы между циклами черпания, с.

Машины ковшового типа ПНН, ППН применяются для погрузки породы в горизонтальных выработках. В наклонных выработках до  $18^\circ$  для этой цели применяют погрузочную машину ППМ4У, имеющую удерживающее устройство в виде лебедки.

На выбор типа погрузочной машины оказывают влияние характеристика подлежащей погрузке горной массы, размеры поперечного сечения выработки, угол наклона выработки, газовая ситуация на шахте и другие факторы.

Для проведения наклонных горных выработок буровзрывным способом в шахтах, включая опасные по газу и пыли, разработаны комплексы типа «Сибирь». Комплекс «Сибирь-1» (рис. 3.29) представляет собой систему конструктивно и технологически увязанного оборудования, имеющего колесно-рельсовый ход и перемещающегося по выработке с помощью лебедки.

Для погрузки породы применяются также скреперные погрузочно-доставочные комплексы (скреперные установки).

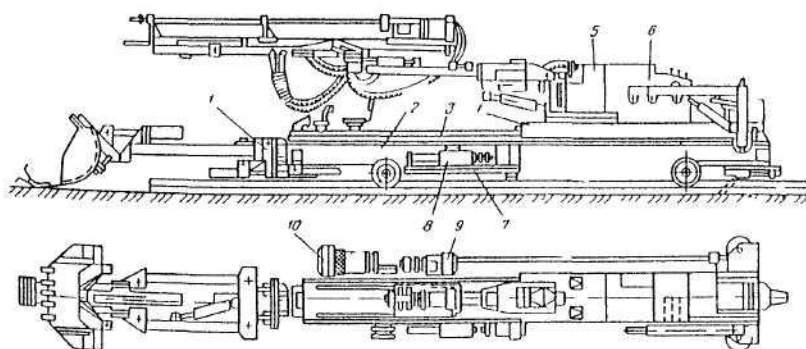


Рис. 3.29. Проходческий комплекс «Сибирь-1»  
 1 — погрузочная машина, 2 — основная балка, 3 — направляющие, 4 — тележка, 5 — буровая установка, 6 — система управления, 7 — площадка, 8 — насос, 9 — маслостанция, 10 — пульт управления

Скреперный погрузчик УСПИМ (рис. 3.30) в сочетании с ленточным конвейером состоит из скрепера 1, погрузочного полка 2, скреперной лебедки 3, забойного блока 5, канатов 6, системы пылеподавления 4 и электрооборудования.

Для погрузки породы применяют коробчатые и гребковые скреперы вместимостью до 0,8 м<sup>3</sup>, причем коробчатые — при равномерно и мелкодробленой (до 200 мм) породе, а гребковые — при крупной кусковатости.

Производительность погрузки породы в значительной степени зависит от способа замены груженных вагонеток порожними, который выбирается в зависимости от организации работ в забое, механизации погрузки, ширины выработки и способа транспортирования породы. Вагонетки можно обменивать по одной и партиями.

Для обмена вагонеток в двухпутных выработках применяются врезные маневровые плиты (рис. 3.31, а), накладные стрелки, перекатные платформы (рис. 3.31, б), плиты-съезды (рис. 3.31, в), плиты-разминовки (рис. 3.31, г). Оба пути настилаются до забоя, а обменные устройства устанавливаются на расстоянии 10 м от забоя.

При работе двух погрузочных машин 1 в забое (рис. 3.31, д) непрерывность погрузки осуществляется применением конвейера 3, установленного в междупутье, на который через желоба 2

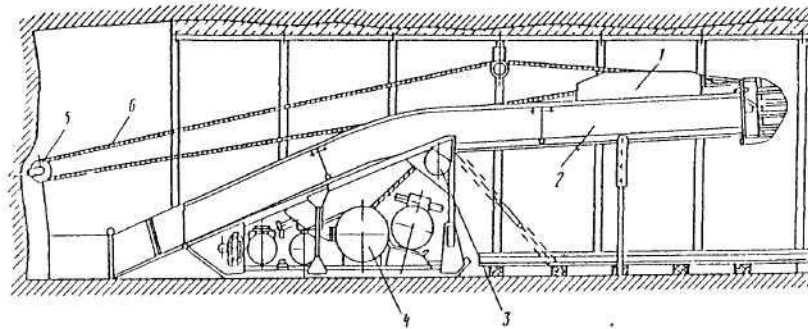


Рис. 3.30. Скреперный погрузчик УСПИМ

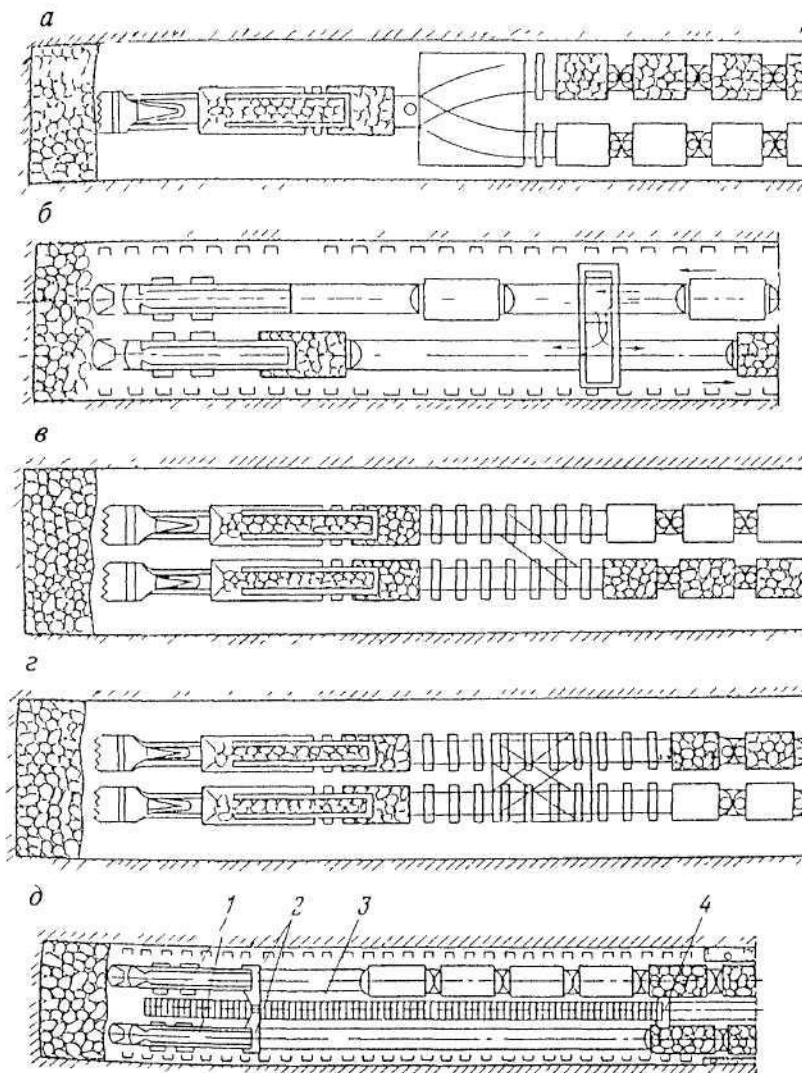


Рис. 3.31. Схемы обмена вагонеток в двухпутных выработках

перегружается порода. Затем с помощью двустороннего металлического желоба с шибером 4 порода перегружается поочередно на два пути.

В однопутных выработках шириной до 3,5 м обмен вагонеток может производиться с помощью накладной стрелки-разминовки (рис. 3.32, а), расположенной от забоя не далее 20 м. Стрелка монтируется на плите, что облегчает ее передвижку.

Обмен вагонеток при применении замкнутой разминовки (рис. 3.32, б) на одну вагонетку осуществляется с помощью маневрового электровоза 1, который, двигаясь в голове поезда через разминовку, встречает на своем пути оставленную там грузеную вагонетку 2, продвигает ее перед собой и оставляет на ее месте грузеную вагонетку 4. Вагонетка 2 выкатывается на основной путь и оставляется рядом с вагонеткой 3 на таком расстоянии от разминовки, чтобы последняя вагонетка 5 вышла на основной путь за стрелку разминовки. Далее, двигаясь к забоя по основному пути, электровоз ставит под погрузку следующую порожнюю вагонетку 5.

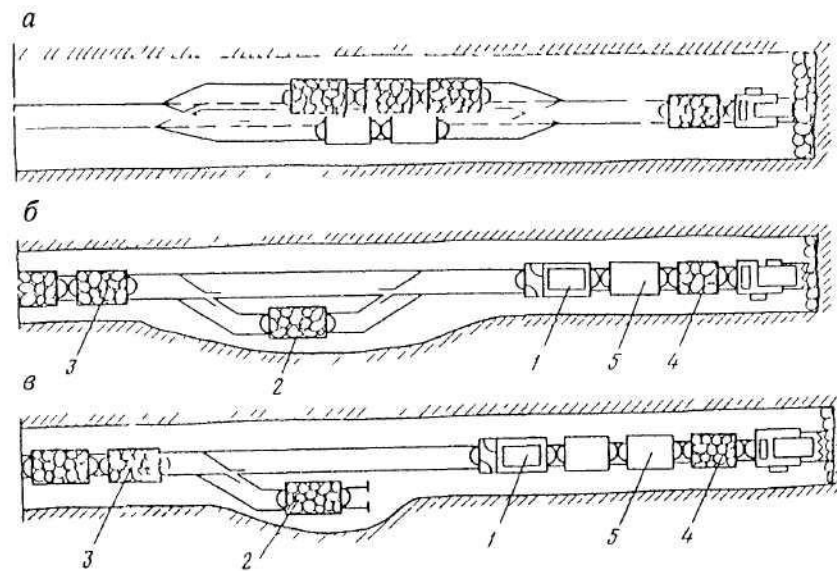


Рис. 3.32. Схемы обмена вагонеток в однопутных выработках

При использовании тупиковой (рис. 3.32, в) разминки на одну вагонетку маневры осуществляются также с помощью электровоза 1, который подает под погрузку по одной вагонетке. При этом сначала застопоренная в тупике, уложенная с превышением от забоя, вагонетка 2 скатывается на основной путь к вагонетке 3. Затем электровоз, двигаясь вперед, заталкивает нагруженную очередную вагонетку 4 в тупик и подает под погрузку вагонетку 5.

#### **3.6.4 ВОЗВЕДЕНИЕ КРЕПИ**

После частичной или полной отгрузки отбитой горной массы приступают к возведению временной в случае необходимости, а затем и постоянной крепи. Вид и материал крепи принимают в зависимости от назначения и срока службы выработки. Перед возведением крепи призабойное пространство должно быть приведено в безопасное состояние.

Деревянную крепь возводят вручную непосредственно за продвижением забоя. Заделку элементов крепежной рамы осуществляют обычно у забоя проводимой выработки. Целесообразней же заделку крепежного леса осуществлять на лесном складе.

Работа по возведению крепи включает: подготовку места для установки рамы и устройство лунок (прямоугольников) под стойки; возведение непосредственно рамы и расклинку ее; затяжку кровли и боков выработки (если это необходимо), а также забутовку закрепного пространства (при наличии пустот).

Рамы устанавливают перпендикулярно к продольной оси выработки и на расстоянии одна от другой, соответствующем утвержденному паспорту крепления. При возведении рамы сначала в лунки ставят стойки, которые до укладки верхняка удерживают при помощи обаполов, прикрепляемых к ним и к стойкам одной-трех соседних, ранее установленных рам, а также при помощи специальных распорок, приспособлений (рис. 3.33, а). Стойки трапециевидных рам устанавливают под углом наклона 80—85°.



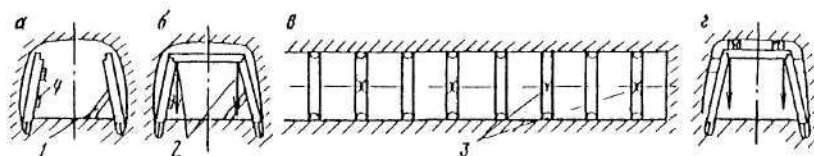


Рис. 3.33. Схема установки деревянной рамы:

1 — поддерживающая вилка; 2 — отвесы для проверки перпендикулярного положения рамы; 3 — отвесы для контроля положения рамы относительно оси выработки; 4 — обаполы

После установки стоек накладывают сверху или заводят сбоку верхняк так, чтобы соединение его со стойкой было плотным. Для укрепления рамы верхняк сначала слегка расклинивают. По отвесу проверяют правильность установки стоек и верхняка — разнос стоек и вертикальное положение рамы.

Вертикальность крепежной рамы проверяют двумя отвесами, подвешиваемыми к середине замков. При этом отвесы и стойки должны находиться в одной плоскости (рис. 3.33, б — г). Правильность наклона стоек устанавливают по их разносу, т.е. по расстоянию стойки у почвы выработки от отвеса (при наклоне стоек  $80^\circ$  оно равно 0,35—0,5 м). Правильность установки рамы относительно оси выработки проверяют по трем отвесам, один из которых подвешивают к середине верхняка проверяемой рамы, а два других — к середине двух верхняков ранее установленных рам, отстоящих от проверяемой рамы на некотором расстоянии. При правильном положении устанавливаемой рамы все три отвеса должны находиться в одной вертикальной плоскости (рис. 3.33, в). После этой проверки окончательно расклинивают раму, для чего все клинья — по два у каждого замка (рис. 3.33, г) — забивают до отказа. Затем производят затяжку кровли и боков и забутовку закрепного пространства. Для затяжки кровли и боков подготовительных выработок при средней устойчивости пород обычно применяют горбыльный или дощатый обапол.

Металлическую трапецевидную крепь возводят в том же порядке, что и деревянную.

Наиболее распространенную металлическую арочную крепь из специального взаимозаменяемого профиля (СВП) устанавливают в такой последовательности. После осмотра забоя и оборки заколов породы по закрепному периметру выработки под стойки крепи разделявают лунки с применением отбойных молотков, лункобура Л1 или вручную. В лунки устанавливают стойки крепи и ниже соединительных узлов скрепляют их двумя межрамными стяжками с предыдущей рамой. Затем с рабочего полка устанавливают в проектное положение верхняк и скрепляют его со стойками с помощью скоб, планок и гаек. После установки верхняк соединяют одной или двумя межрамными стяжками (распорками) с ранее установленной рамой. Проверяют правильность возведения рамы по отвесам и расклинивают ее в замках. Затем затягивают кровлю, потом бока выработки и, по мере установки затяжек, пространство между породой и затяжками забучивают мелкой породой или другими забутовочными материалами.

При проведении выработок на выдвигные балки временной предохранительной консольной крепи, применяемой для крепления призабойного пространства, зачастую навешивают верхняки постоянной крепи очередного цикла и перетягивают кровлю. В этом случае после погрузки породы подготавливают лунки под стойки очередной рамы, устанавливают в лунки стойки и присоединяют их к верхняку, уложенному на прогонах. Далее работы по креплению проводят в последовательности, описанной выше.

В выработках значительной высоты (обычно более 2,5 м) крепь возводят с использованием рабочих полков различных конструкций. Наиболее часто в выработках большой площади поперечного сечения устраивают подвесные рабочие полки. На шахтах Кузбасса довольно широко пользуются подвесными полками, состоящими из двух пар раздвижных металлических труб, подвесных крючьев и настила из плах.

Работы по возведению металлических крепей мало механизированы и выполняются в основном вручную. В небольшом объеме применяются различные крепеустановщики, подъемники и другие средства. Иногда для подъема верхняков арочной

крепей используют стрелу проходческого комбайна со специальным приспособлением.

Монолитную бетонную и железобетонную крепь возводят с применением разборной или передвижной (механизированной) опалубки. После устройства разборной опалубки приступают к укладке бетона стен слоями толщиной 100—150 мм. Каждый слой бетона тщательно уплотняют вибраторами или трамбовками (механическими или ручными) до появления на поверхности воды. Опалубку целесообразно возводить сначала на высоту не более 1 м, чтобы было удобно забрасывать за нее бетонную смесь. При высоких стенах, а также при укладке бетона в свод необходимо устраивать надежный полук или подмости.

По окончании бетонирования стен устанавливают кружала и приступают к возведению свода крепи. Во избежание перекося кружал свод крепи возводят одновременно и равномерно с обеих сторон выработки в направлении от пят к замку, т.е. к вершине свода. По мере укладки бетона наращивают опалубку. Бетон непосредственно в замок свода укладывают за опалубку с торца.

Возведение сборных сплошных бетонных и железобетонных крепей представляет собой монтаж блочной арочной крепи. Монтаж начинается с укладки на очищенную почву фундаментных блоков. В зависимости от ширины блоков одновременно возводят одну-две арки. По мере укладки блоков и размещения между ними податливых прокладок тщательно забучивают закрепное пространство мелкой породой или другими закладочными материалами.

Блоки возводят равномерно по обе стороны выработки.

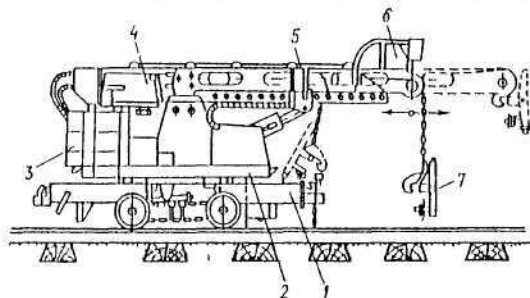


Рис. 3.34. Тюбингоукладчик ТУЗ

Последним в арке устанавливают замковый блок. При креплении выработки замкнутой блочной крепью сначала возводят обратный свод. Блоки обратного свода укладывают от центра его к бокам выработки. Последними в обратном своде укладывают фундаментные блоки. Затем проверяют правильность установки фундаментных блоков и возводят блоки в боках и кровле выработки. По мере их укладки и податливых прокладок забучивают закрепное пространство. Последним в кольце устанавливают замковый блок.

Монтаж сплошной бетонной крепи осуществляется специальными крепеукладчиками (тюбингоукладчиками). Тюбингоукладчик ТУЗ (рис. 3.34) предназначен для возведения тюбинговой крепи ГТК в горизонтальных выработках площадью сечения от 8 до 22 м<sup>2</sup> в шахтах, опасных по газу и пыли. Он состоит из самоходной тележки 1 на колесно-рельсовом ходу с приводом на оба полуската, полноповоротной платформы 2, телескопической подъемной стрелы 5, пульта управления 4, противовеса 3 и монтажной площадки 6. Стрела снабжена полуавтоматическим прицепным устройством с соединительной рамкой 7 на круглозвенной цепи, обеспечивающим возможность присоединять тюбинг, доставленный в вагонетке, извлекать его из вагонетки и автоматически переворачивать в проектное положение. Монтажная площадка всегда находится в горизонтальном положении независимо от угла наклона стрелы. Тюбингоукладчик имеет освещение и сигнализацию.

### **3.6.5 ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ**

При проведении горных выработок выполняется ряд вспомогательных процессов, сопутствующих основному и создающих условия для их успешного осуществления. Главным образом вспомогательные процессы выполняют одновременно с основными. К вспомогательным процессам относится возведение временной крепи, настилка пути, устройство водоотводной канавки, переноска маневровых приспособлений и др.

Временная крепь предназначена для ограждения призабойного пространства со стороны кровли проводимой выработки с

целью обеспечения безопасных условий работы при погрузке породы. В случае необходимости ее возводят перед уборкой породы после взрывных работ. Существуют различные конструкции временной крепи. Она может быть в виде быстроразъемных элементов из трубчатых раздвижных стоек и кронштейнов или выдвигаемых консолей из двутавровых балок (см. разд. 3.3.12).

По мере подвигания забоя настилают временный рельсовый путь из отдельных звеньев, длина которых должна быть кратна длине стандартных рудничных рельсов. Отрезки рельсов приваривают к металлическим шпалам. Звенья временной крепи соединяют между собой с помощью простейших приспособлений. Временный путь заменяют постоянным после того, как его длина станет равной длине рельсов. Шпалы постоянного пути укладывают на балластный слой. Рельсовый путь укладывают с уклоном в сторону околоствольного двора для обеспечения стока воды и облегчения транспортирования горной массы.

Сток воды осуществляется по водоотводным канавкам, обычно оборудуемым у одного из боков выработки (рис. 3.35). Форму и размеры поперечного сечения канавок выбирают в зависимости от величины притока воды, свойств пород, типа крепи, ее размеров и срока службы.

В крепких породах в месте расположения канавки бурят один-два шпура.

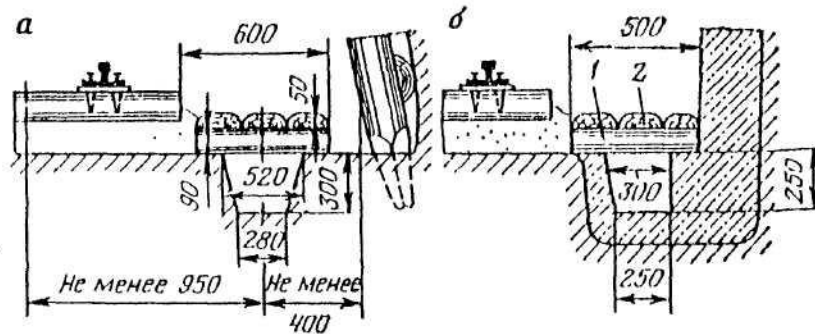


Рис. 3.35. Устройство водоотводных канавок

Взрывание зарядов в них осуществляют при ведении взрывных работ в забое. После уборки породы канавку оформляют до проектного сечения отбойным молотком. В породах с  $f > 10$  и притоке воды до  $100 \text{ м}^3/\text{ч}$  канавки не крепят (рис. 3.35, а). В породах с  $f < 10$  канавки закрепляют при деревянной крепи деревом, при монолитной бетонной крепи выработок — монолитным бетоном, при металлической и сборной железобетонной крепи — железобетонными или асбоцементными лотками. Сверху канавку перекрывают деревянными щитами или железобетонными плитами (рис. 3.35, б).

В выработках в соответствии с существующими требованиями прокладывают трубы и кабели. Их обычно подвешивают в верхней части боков выработки.

При уборке породы важное значение имеют работы по обмену груженных вагонеток на порожние. Для этой цели применяют различные маневровые приспособления. В однопутных выработках могут быть применены накладные разминовки, монтируемые из рельсов легкого типа на металлических листах, роликовые платформы и другое оборудование. В двухпутных выработках в качестве маневровых устройств применяют симметричные разминовки, плиты-разминовки и др.

### **3.7 ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В МЯГКИХ ОДНОРОДНЫХ ПОРОДАХ**

Проведение горных выработок с применением буровзрывных работ характеризуется многооперационностью, способствует загрязнению рудничной атмосферы, нарушению устойчивости горных пород.

Проведение горизонтальных и слабонаклонных выработок по углу и мягким породам осуществляется с помощью проходческих комбайнов.

Проходческий комбайн — это комбинированная горная машина, предназначенная для проведения выработок, произво-

дящая отделение угля или породы от массива и погрузку их на транспортные средства. В качестве транспортных средств могут быть использованы конвейеры или рудничные вагонетки. Техническая характеристика некоторых типов комбайнов приведена в табл. 3.5.

Наибольшее распространение получили комбайны избирательного действия со стреловидными исполнительными органами, закрепленными на раме комбайна (см. рис. 2.2). Эти комбайны относятся к машинам циклического действия. Исполнительный орган комбайна разрабатывает забой не одновременно по всей площади, а отдельными участками в определенной последовательности. Это позволяет осуществлять раздельную выемку угля и породы в штреках, проводимых с незначительной присечкой боковых пород.

Таблица 3.5

Техническая характеристика проходческих комбайнов

Показатели	Комбайн				
	4ПУ	ПК-3р	ГПКС	4ПП2М	4ПП5
Производительность, т/мин:					
по углю и породе $f \leq 4$	1,2	1,4	1,0	3,5	3,5
по углю и породе $f \leq 5$	—	—	0,5	0,47	0,6
Характеристика проводимых выработок	Горизонтальные и наклонные до $10^\circ$ с присечкой породы до 50% при $f \leq 4$ ,		Горизонтальные и наклонные до $25^\circ$ с присечкой породы до 50% при $f \leq 5$ ,	Горизонтальные и наклонные до $\pm 10^\circ$ с присечкой породы до 75% при $f \leq 7$ ,	Горизонтальные и наклонные до $10^\circ$ с присечкой породы при $f = 7$ ,
	$S = 4-8,2 \text{ м}^2$	$S = 5,3-12 \text{ м}^2$	$S = 4,7-15 \text{ м}^2$	$S = 9-25 \text{ м}^2$	$S = 14-36 \text{ м}^2$
Фронт погрузки, м	2,35	2,48—2,83	До 3,1	3,1	3,1
Примечание. Механизм передвижения — гусеничный.					

Комбайны избирательного действия, как правило, имеют гусеничный ход. Они могут быть смонтированы в выработках небольшого сечения.

При комбайновом способе проведения выработок совмещается процесс отбойки и погрузки горной массы. Использование проходческих комбайнов позволяет в 3—5 раз повысить скорость проведения подготовительных выработок, в 2—3 раза увеличить производительность труда, до 50—60 % снизить стоимость проходки и обеспечить безопасность работ исключением буровзрывных работ. Выработки, проведенные комбайнами, имеют большую устойчивость и требуют меньших затрат на их поддержание.

Технология проведения выработок проходческими комбайнами включает работы по разрушению и погрузке угля или породы, замене резцов и смазке комбайна, возведению крепи, монтажу конвейера и настилке пути, устройству водоотлива, организации проветривания и пылеподавления, доставке материалов и оборудованию и вспомогательных операций, предусмотренных графиком организации работ при проведении выработки.

Разрушение массива забоя производится исполнительным органом комбайна. Первоначально с помощью вращающегося органа по горизонтальной линии создается выемка, образуя как бы вруб со вторыми плоскостями обнажения (рис. 3.36). Затем производится послойное разрушение массива забоя, расположенного выше и ниже вруба. При проведении шпуров по углу с присечкой породы сначала производится выемка угля, а затем разрушаются вмещающие породы. Одновременно с разрушением массива забоя производится погрузка горной массы. Рабочие контролируют работу перегружателя и загрузку вагонеток и магистрального конвейера, производят замену груженых вагонеток на порожние и зачистку выработки за комбайном, осуществляют контроль за концентрацией метана и пыли.

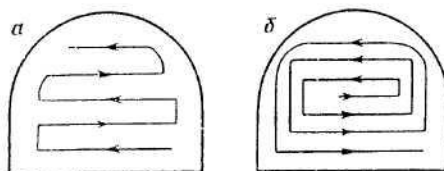


Рис. 3.36. Схема обработки забоя выемочным органом комбайна:  
а — снизу вверх; б — с центра выработки



Обслуживание комбайна заключается в его осмотре, замене резцов (зубков), смазке и устранении мелких неисправностей.

Для обеспечения эффективной работы комбайнов используются подвесные мостовые и прицепные ленточные перегружатели, с которых горная масса перегружается в состав вагонеток. Технологическая схема проведения горизонтальной выработки комбайном с погрузкой горной массы в вагонетки представлена на рис. 3.37.

Проходческие комбайны со стреловидным исполнительным органом позволяют проводить выработки любой формы поперечного сечения, кроме круглой. В отличие от комбайнов избирательного действия комбайны бурового типа разрабатывают забой одновременно по всей площади, что исключает возможность раздельной выемки угля и породы при проведении штреков с прической боковых пород. При работе исполнительного органа комбайна образуется выработка круглого сечения. При наличии формовых фрез, расположенных за исполнительным органом в нижней части комбайна, образуется выработка арочной формы. Применение проходческих комбайнов позволяет: повысить уровень механизации горнопроходческих работ; сделать проведе-

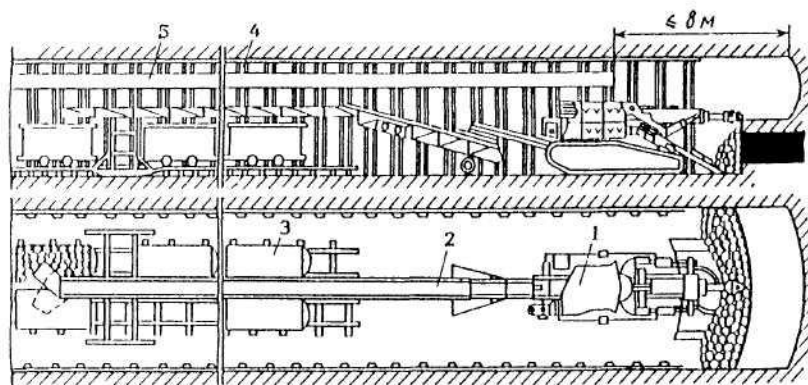


Рис. 3.37. Технологическая схема проведения горизонтальной выработки комбайном:

1 — комбайн; 2 — перегружатель; 3 — вагонетка; 4 — металлическая арочная крепь; 5 — вентиляционная труба

ние выработок малооперационным процессом; улучшить условия труда горнорабочих; повысить устойчивость окружающих горную выработку пород; повысить темпы и снизить стоимость проведения горных выработок.

При применении проходческих комбайнов важным является обеспечение направленности их перемещения в толще горных пород. Ручное управление комбайнами с этой точки зрения не дает должного эффекта. Положение комбайна в земной коре и перемещение его по необходимому пути с заданной точностью должно обеспечиваться автоматическими устройствами. Средствами автоматического управления направленности движения комбайна являются гироскопы, радиоизотопные датчики и лазерные установки.

Применение проходческих комбайнов позволяет осуществить поточную технологию организации работ, сущность которой, в отличие от циклической, заключается в полном совмещении во времени всех основных рабочих процессов и непрерывном извлечении горной массы из забоя выработки.

В отдельных случаях, когда применение комбайнов по каким-либо соображениям нецелесообразно, выработки по мягким породам, в частности по углю, проводят с применением буровзрывных работ и механизированной погрузки. Шпуры по углю бурят ручными электро- или пневмосверлами. При крепких углях могут применяться колонковые электросверла и навесное оборудование буропогрузочных машин.

На гидрошахтах отдельные горные выработки проводят с отбойкой угля струей воды высокого давления (12—16 МПа) с помощью гидромониторов. Этот способ применяется в мягких углях ( $f \leq 1,5$ ). При более крепких углях производится предварительное рыхление массива взрывными работами. Горная масса транспортируется водой до пульпосборника по желобам самотеком. Для обеспечения самотека гидропульпы выработкам придают уклон не менее 0,05. Применяют гидромониторы ГМДЦЗМ, ГМДМУ, 12ГД, 16ГД. Применяют также на гидрошахтах при проведении выработок механическую отбойку угля комбайнами с последующим его смывом водой. Для этой цели выпускаются комбайны «Урал-38», К56МГ.

### **3.8 ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В НЕОДНОРОДНЫХ ПОРОДАХ**

К выработкам, проводимым по неоднородным породам, относятся штреки по тонким и средней мощности пластам, когда они по своим размерам поперечного сечения не вписываются в мощность пласта. В этом случае забой штрека располагается в различных по свойствам породах. К такой же категории относятся и штреки, проводимые по тонким рудным жилам. В таких случаях штреки проводят сплошным забоем или с отдельной выемкой полезного ископаемого и породы. Сплошным забоем проводят выработки по весьма тонким пластам и при низком качестве угля, а также при скоростной проходке, так как в этом случае упрощается организация работ.

При отдельной выемке штреки проводят узким или широким забоем. В первом случае полезное ископаемое вынимается только на ширину выработки, а порода выдвигается на поверхность. Во втором случае ширину забоя по полезному ископаемому принимают больше пролета выработки по породе (рис. 3.38).

При этом способе угольный забой обычно опережает забой штрека по породе. Его ширина принимается таковой, чтобы разместить всю породу от подрывки боковых пород. Выработанное пространство, заполненное породой от подрывки, называется раскоской. Часть выработанного пространства, незаложенная породой и служащая вторым выходом из угольного забоя, называется косовичником. Он предназначен для проветривания угольного забоя и для других целей. Штреки могут проводиться с верхней, нижней и двусторонней раскоской. Выемка угля может осуществляться комбайнами, буровзрывным способом или отбойными молотками. Опережающий забой по углю крепят рамной крепью, применяемой в очистных выработках.

Отбойка породы осуществляется буровзрывным способом. Укладка ее в раскоску является трудоемкой операцией и может

производиться при помощи перегружателей, погрузочных машин или специальными закладочными установками.

Выбор места подрывки пород при проведении штреков зависит от условий погрузки угля из очистного забоя на штрек в находящиеся в нем вагонетки или конвейер, угла падения и характера боковых пород. Пласт угля, пересекающий сечение выработки, должен занимать в нем наибольшую площадь.

Преимущества проведения штреков широким забоем: возможность оставления породы от подрывки в шахте, попутная добыча угля. Недостатки: меньшая скорость проведения выработок, сложная организация работ, большая трудоемкость закладки породы в расколку.

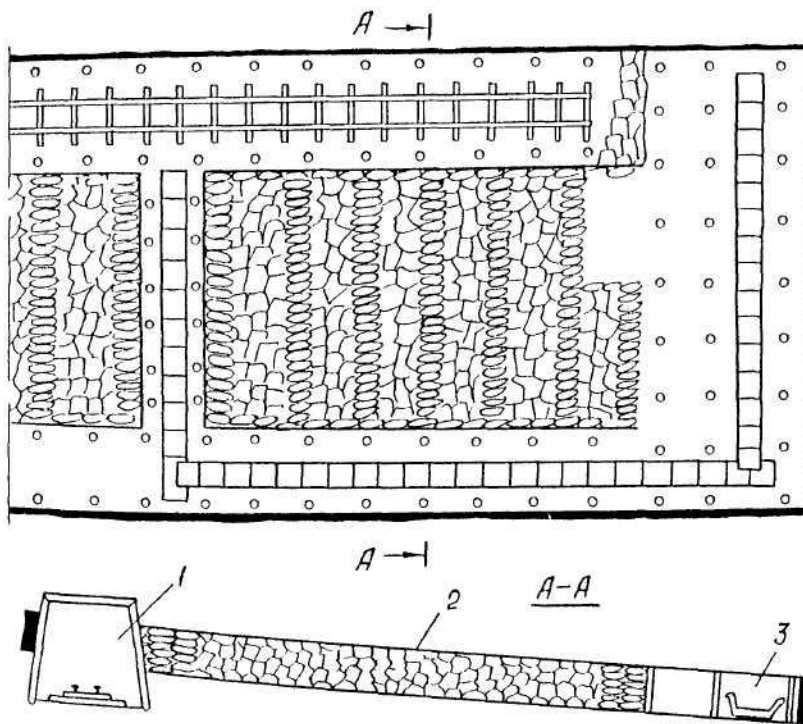


Рис. 3.38. Схема проведения штрека широким забоем  
1 — штрек, 2 — бутовая полоса, 3 — расколка

### 3.9 ПРОВЕДЕНИЕ НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Проведение наклонных выработок аналогично технологии проведения горизонтальных выработок, но отличается некоторыми особенностями, обусловленными их наклонным положением в земной коре. При углах наклона выработок свыше  $10^\circ$  осложняется использование проходческого оборудования и машин, созданных для горизонтальных выработок, увеличивается трудоемкость при выемке, погрузке, транспортировании горной массы и возведении крепи.

В шахтах, опасных по газу, в забое наклонной выработки, проводимой снизу вверх, потенциально возможно скопление метана, что требует особого внимания к проветриванию забоя. При проведении выработки сверху вниз в забое скапливается вода, что требует дополнительных работ и затрат на водоотлив. Безопасность работающих в забое уклона должна быть обеспечена специальными предохранительными устройствами от скатывания в уклон средств транспорта, машин и механизмов.

Бремсберги и уклоны с ходками обычно проводят одновременно несколькими забоями (рис. 3.39) на расстоянии 20—40 м друг от друга.

Для обеспечения проветривания проводимые выработки соединяют между собой через 25—30 м сбоями.

Транспортирование горной массы в наклонных горных выработках до  $18^\circ$  осуществляют ленточными конвейерами, до  $25^\circ$  — вагонетками, свыше — в скипах.

Бремсберги и уклоны проводят, как правило, узким забоем, крепят теми же видами крепи, что и горизонтальные выработки. На тонких пластах их иногда проводят широким забоем с укладкой породы в раскоску между ними.

В наклонных выработках в допустимых пределах наклона применяют те же средства механизации погрузочных работ (машины ППМ4У, ППБ1, ППБ2), что и в горизонтальных выработках, но с предохранительными устройствами от сползания

или скатывания. В зависимости от влияющих факторов наклонные выработки проводят как с применением буровзрывных работ, так и комбайнами (ГПКСВ, ГПКСН).

Горные выработки с углами наклона более  $30^\circ$  (скаты, печи различного назначения) проводят обычно с применением буросблочных машин типа БГА и др. Буросблочной машиной с откачного горизонта в плоскости пласта бурят скважину диаметром 300—500 мм. Затем эту скважину расширителем обратного хода увеличивают до диаметра 850—1300 мм. Так образуется наклонная выработка, которая может выполнять различные функции (проветривание, спуск угля, закладочных материалов и т.п.). Скважина, пробуренная буросблочной машиной, может быть расширена до рабочего сечения также отбойными молотками или буровзрывными работами. Форма сечения скатов — прямоугольная. Они имеют два-три отделения. Грузовое отделение ската обшивается плахами. Для спуска угля прокладывают трубы диаметром 600—1000 мм. Крепят их в зависимости от угла наклона деревянными крепежными рамами или сплошной венцовой крепью или на стойках. Печи крепят углепластом. В соответствующих условиях углеспускные печи, проведенные по пласту угля, не крепят. К наклонным выработкам относятся также разрезные печи,

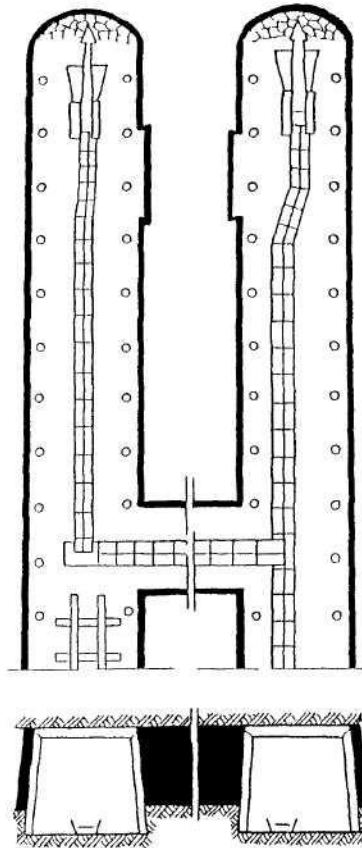


Рис. 3.39. Схема проведения наклонных выработок

соединяющие просек с вентиляционным штреком. Они имеют прямоугольное сечение. Их проводят в пределах мощности пласта буровзрывным способом или комбайнами. Ширина их принимается таковой, чтобы можно было смонтировать забойное оборудование для производства очистных работ.

### **3.10 ПРОВЕДЕНИЕ ВОССТАЮЩИХ**

При подземной разработке рудных месторождений между откаточным и вентиляционным горизонтами проводят вертикальные или крутонаклонные выработки, называемые восстающими. Они подразделяются на вентиляционные, ходовые, закладочные, материально-хозяйственные, буровые, отрезные и пр. Одновременно восстающие служат для сообщения с очистным забоем. Их в зависимости от назначения проводят на два или три отделения, которые образуются в процессе проходки и возведения крепи. Одно из отделений используется для спуска отбиваемой в забое руды или породы, а другое — для сообщения с забоем. Материал и конструкцию крепи выбирают в зависимости от устойчивости пород и назначения восстающего. В крепких рудах и породах ходовые восстающие обычно крепят распорной крепью, в слабых и средней крепости — сплошной венцовой.

Форма и размеры поперечного сечения восстающих зависят от их назначения, числа отделений и материала крепи. Обычно они имеют прямоугольную форму поперечного сечения площадью от 2,5 до 8 м<sup>2</sup>.

Восстающие обычно проводят с применением буровзрывных работ в направлении снизу вверх (рис. 3.40). В проходческий цикл входят следующие процессы: бурение шпуров, взрывание и проветривание, возведение крепи, разборка рабочего полка, сооружение рабочего и отбойного полков. Шпуры длиной 1,5—2,5 м бурят с рабочего полка телескопными перфораторами. Полки укладывают на подпорках. Проветривание осуществляют вентилятором местного проветривания.

Для механизации проходческих работ при проведении восстающих сконструированы специальные проходческие комплексы типа КПВ, состоящие из самоходного полка, лебедки, блока питания и секций монорельса. Эти комплексы успешно применяются на рудниках.

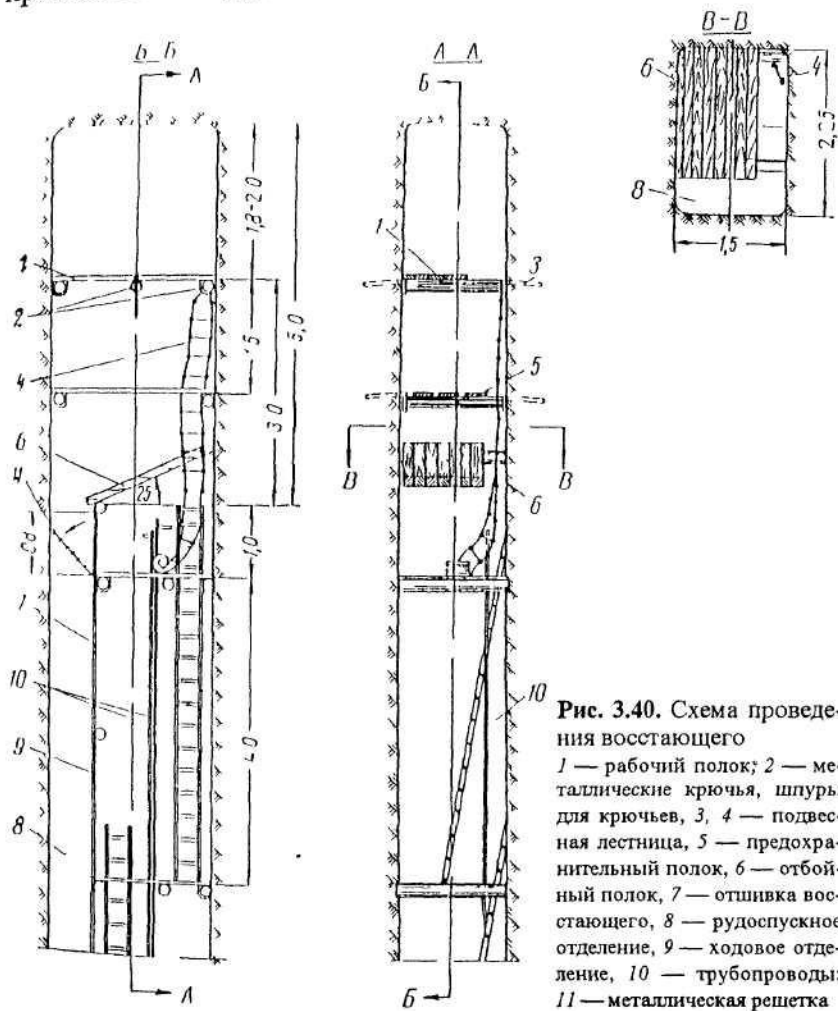


Рис. 3.40. Схема проведения восстающего

1 — рабочий полк; 2 — металлические крючья, шпурь для крючьев, 3, 4 — подвешенная лестница, 5 — предохранительный полк, 6 — отбойный полк, 7 — отшивка восстающего, 8 — рудоспускное отделение, 9 — ходовое отделение, 10 — трубопроводы; 11 — металлическая решетка



### **3.11 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ ПАСПОРТ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

Операции проходческого цикла при проведении горных выработок выполняются в определенной последовательности. Совокупность всех рабочих процессов, выполняемых в определенном порядке и обеспечивающих проведение выработки в соответствии с технологическим паспортом на заданную величину подвигания, называется циклом.

Технологический паспорт проведения выработки представляет собой технический документ, состоящий из графической части и пояснительной записки. Он включает схему размещения оборудования (рис. 3.41), паспорт крепления, паспорт буровзрывных работ (при разрушении пород взрывом), схему проветривания и график организации работ.

Паспорт крепления содержит конструкцию крепи с указанием размеров выработки и параметров элементов крепи, потребности в крепежных материалах и некоторые другие данные.

Паспорт буровзрывных работ представляет собой схему расположения шпуров с указанием числа и глубины шпуров, величины зарядов в шпурах и очередности их взрывания, типа взрывчатых веществ и средств взрывания и их расхода на 1 м выработки, коэффициента использования шпуров и подвигания забоя за один цикл.

Неотъемлемой частью технологического паспорта проведения выработки является график организации работ, состоящий из планограммы (рис. 3.42, 3.43), графика выходов рабочих и таблицы технико-экономических показателей. Планограмма представляет собой график, изображающий последовательность и длительность отдельных рабочих процессов проходческого цикла.

Продолжительность проходческого цикла зависит от продолжительности отдельных рабочих процессов, последователь-

ности их выполнения и совмещения во времени. Некоторые процессы возможно выполнять параллельно. Так, на рис. 3.41 показано одновременное выполнение таких процессов, как бурение шпуров, крепление и др.

Совмещение некоторых рабочих процессов сокращает продолжительность проходческого цикла, что в конечном счете обуславливает увеличение скорости проведения выработок.

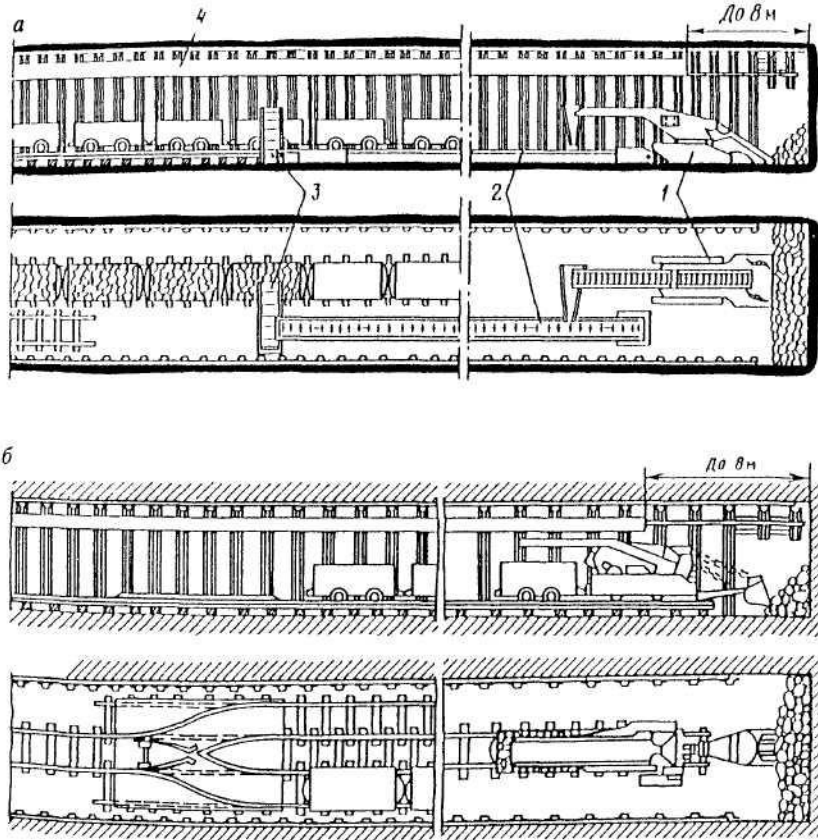


Рис. 3.41. Схема размещения проходческого оборудования при проведении двухпутной (а) и однопутной (б) выработок:  
1 — погрузочная машина; 2 — скребковый конвейер; 3 — перегружатель; 4 — вентиляционная труба

Скорость проведения выработок зависит также от интенсификации основных рабочих процессов и уровня их механизации.

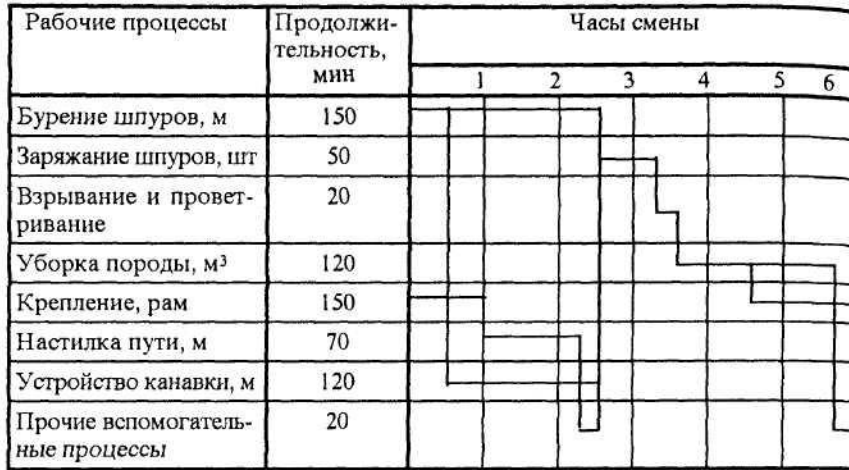


Рис. 3.42. Примерная планограмма работ по проведению выработки с применением буровзрывных работ (один цикл в смену)



Рис. 3.43. Примерная планограмма работ по проведению выработки комбайном (три цикла в смену)

### **3.12 ПОДДЕРЖАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

Под поддержанием выработок понимают комплекс мероприятий по креплению и их ремонту, а также по упрочнению окружающих пород, обеспечивающих нормальное функционирование выработки. Функционирование выработки будет нормальным в том случае, если площадь их поперечного сечения соответствует проектной и удовлетворяет требованиям правил безопасности.

Породы, окружающие горную выработку, под влиянием горного давления деформируются и смещаются в полость выработки (см. 2.1). Величина этого смещения и степень деформации крепи зависят от расположения горной выработки относительно очистных забоев. С этой точки зрения различают горные выработки, расположенные в зоне влияния и вне зоны влияния очистных работ. Наиболее подвержены деформациям выработки, находящиеся в зоне влияния очистных работ, так как здесь горные породы испытывают дополнительные напряжения вследствие возникающего опорного давления. Выработки, находящиеся за пределами зоны опорного давления, не испытывают влияния очистных работ.

Выработки, проводимые по полезному ископаемому, необходимо охранять различными способами (рис. 3.44). На пластах средней мощности и мощных за пределами выработки оставляют целик угля, на тонких пластах также могут выкладываться бутовые полосы (проведение выработок широким забоем) или сооружаются специальные искусственные ограждения (крепь различной конструкции).

Наиболее благоприятные условия поддержания выработок в массиве угля, самые неблагоприятные — при их охране искусственными сооружениями. Однако все известные способы охраны выработок не обеспечивают их сохранности, так как не исключают деформации и разрушения окружающих пород, пре-

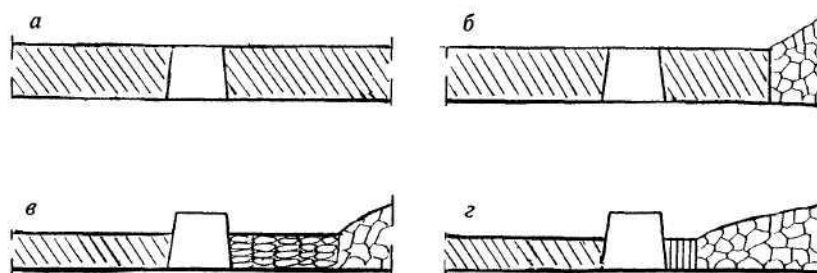


Рис. 3.44. Основные способы охраны подготовительных выработок  
*a* — угольным массивом, *б* — массивом и целиком угля, *в* — массивом с бутовой подолой, *г* — массивом с искусственным ограждением

жде всего кровли. Чтобы устранить возможные деформации и смещения пород прибегают к их упрочнению и возведению крепи.

Однако в отдельных случаях и эти мероприятия не дают должного эффекта, крепь деформируется, сечение выработки уменьшается, особенно при пучении пород почвы. В этом случае возникает необходимость ремонта крепи с подрывкой боковых пород.

### 3.13 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПРОХОДКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

В зависимости от устойчивости и водообильности горных пород различают обычные и специальные способы сооружения стволов. Обычные способы применяют при проходке стволов по устойчивым и малообводненным породам с притоком воды в забой до 5 м<sup>3</sup>/ч. Специальные способы проходки применяют при неустойчивых, плавучих или хотя и устойчивых, но сильно трещиноватых и водоносных породах.

Для обеспечения выполнения проходческих процессов при проходке шахтных стволов используются или временные, или постоянные здания и сооружения, а также временное проходческое или постоянное (предусмотренное проектом для эксплуатации шахты) оборудование. В последнее время строительство временных сооружений по возможности исключается при максимальном использовании в период сооружения стволов соответственно приспособленных постоянных зданий.

В зависимости от принятых способов и времени выполнения основных процессов в стволе по его проходке, креплению и армированию различают четыре технологических схемы:

- последовательная (рис. 3.45, а) — сооружение ствола осуществляется звеньями (отдельными участками) с периодическим проведением в каждом звене выемки породы и возведением постоянной крепи в разное время (последовательно);

- параллельная (рис. 3.45, б) — одновременное производство породы и возведения постоянной крепи в двух смежных звеньях;

- совмещенная (рис. 3.45, в) — постоянная крепь возводится непосредственно у забоя с частично не убранной взорванной породой;

- параллельно-щитовая (рис. 3.45, г) — вместо временной крепи применяется стальной щит-оболочка длиной 5—18 м, и постоянную крепь возводят в направлении сверху вниз.

При последовательной схеме все операции по проходке ствола в сумме составляют 65 %, а по возведению крепи и переходным процессам — 35 % общего времени. Поэтому она практически не применяется.

Параллельная схема в настоящее время также применяется как исключение

Совмещенная схема обеспечивает наиболее простую организацию работ и значительно более высокую производительность труда, чем при предыдущих схемах. Она может применяться при наличии любых пород, диаметрах и глубинах стволов.

Параллельно-щитовая схема применяется при проходческих комплексах. Наличие щита-оболочки позволяет вести работы по параллельной схеме без применения временной крепи.

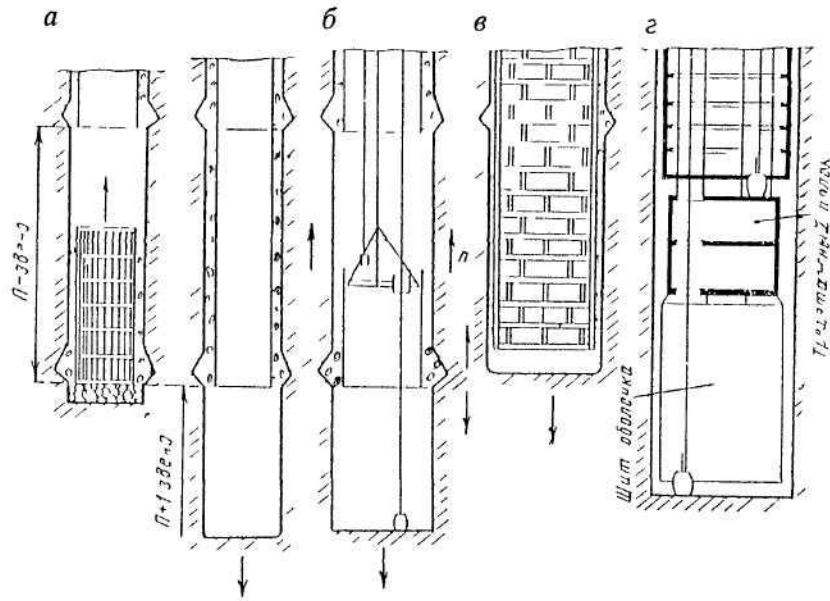


Рис. 3.45. Технологические схемы проведения вертикальных стволов

Проходческие работы в стволе делятся на следующие процессы: бурение шпуров, зарядание их, взрывание зарядов, проветривание и приведение забоя в безопасное состояние, погрузка породы, возведение крепи, выполнение вспомогательных операций, необходимых для производства основных.

После окончания проходки ствола и возведения крепи на полную глубину проводят работы по его армированию. Армированием стволов называют установку расстрелов и проводников, устройство лестничных отделений, прокладку трубопроводов (для сжатого воздуха, водоотлива) и кабелей — силовых, телефонных и сигнализации. Расстрелы устанавливаются в направлении сверху вниз, а проводники снизу вверх.

**ГЛАВА 4**

**ОСНОВЫ  
ПОДЗЕМНОЙ  
РАЗРАБОТКИ  
ПЛАСТОВЫХ  
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**





## 4.1 СТАДИИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Добыча твердых полезных ископаемых подземным способом осуществляется в три стадии: вскрытие, подготовка и очистные работы. В совокупности эти стадии называют *разработкой полезных ископаемых*

*Вскрытием* называют проведение горных выработок, обеспечивающих доступ с поверхности земли к залежи полезного ископаемого. Выработки, проводимые на этой стадии, называют вскрывающими. На каждой действующей шахте должно быть не менее двух выходов на поверхность (требование параграфа 76 Правил безопасности в угольных шахтах), приспособленных для передвижения (перевозки) людей. Поэтому шахта должна иметь не менее двух вскрывающих выработок с непосредственным выходом на земную поверхность. Сеть вскрывающих выработок должна обеспечивать надежную транспортную связь между угольными пластами и поверхностью, подачу в шахту свежей и выход на поверхность исходящей струи воздуха, удаление шахтных вод и подачу электро- и пневмоэнергии к работающим машинам.

Вскрывающими выработками являются стволы, штольни, квершлагги, слепые стволы, гезенки и шурфы.

После того как месторождение вскрыто, приступают к подготовке пластов к очистным работам. Под *подготовкой* понимают проведение комплекса горных выработок, обеспечивающих возможность начала очистных работ. В отличие от вскрытия вторая стадия разработки — подготовка осуществляется весь период отработки запасов угля в шахтном поле, поскольку выемку пластов ведут последовательно в отдельных их частях. Различают *подготовленные и готовые* к выемке запасы. Подготовленными называются такие запасы, для отработки которых проведены основные подготавливающие выработки (пластовые или полевые штреки, бремсберги, уклоны, скаты), готовыми к

выемке — запасы, для отработки которых проведены необходимые подготовительно-нарезные выработки (ярусные или поэтажные штреки и разрезные печи) и подготовлено оборудование, позволяющее начать очистные работы. Таким образом, задачей подготовки является своевременное обеспечение шахты фронтом очистных работ.

Сеть подготавливающих выработок должна обеспечить доставку полезного ископаемого до горизонтальных откаточных выработок, транспортирование материалов и оборудования, пропуск необходимого количества воздуха для проветривания очистных забоев.

*Очистные работы* являются третьей, основной стадией разработки месторождения полезного ископаемого. Период ведения очистных работ на шахте называют эксплуатацией месторождения. Технология и механизация очистных работ в значительной мере оказывают влияние на эффективность разработки месторождения.

Вскрытие, подготовка и очистная выемка, обуславливающие транспортирование полезного ископаемого от очистного забоя до поверхности, проветривание горных выработок, включая поверхностный комплекс, формируют технологическую схему шахты.

## 4.2

### **ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ МОЩНОСТЬ И СРОК СЛУЖБЫ ШАХТЫ**

Производственная мощность и срок службы являются основными количественными характеристиками, определяющими тип шахты. Производственная мощность шахты предопределяет не только количественные параметры всего технологического комплекса, но и основные технико-экономические показатели работы шахты.

*Производственной мощностью* шахты называется количество полезного ископаемого в тоннах, добываемого в единицу

времени (сутки, год). Различают проектную и фактическую производственную мощность шахты.

*Срок службы* (существования) шахты равен периоду, в течение которого отрабатываются промышленные запасы угля в пределах шахтного поля (см. разд. 4.3).

Между промышленными запасами  $Z_{\text{пр}}$ , годовой производственной мощностью шахты  $A_{\text{г}}$  и сроком ее службы  $T_{\text{р}}$  существует следующая зависимость:

$$Z_{\text{пр}} = A_{\text{г}} T_{\text{р}}.$$

При правильной конфигурации шахтного поля (см. разд. 4.3) промышленные запасы угля в шахтном поле определяются по формуле

$$Z_{\text{пр}} = SH \Sigma P C_0,$$

где  $S$  — размер шахтного поля по простиранию, м;  $H$  — размер шахтного поля по падению, м;  $\Sigma P$  — суммарная производительность рабочих пластов в шахтном поле, т/м<sup>2</sup>;  $C_0$  — общий коэффициент извлечения угля в шахтном поле.

Суммарная производительность пластов в шахтном поле равна

$$\Sigma P = m_1 \gamma_1 + m_2 \gamma_2 + \dots + m_n \gamma_n,$$

где  $m_i$  — мощности рабочих пластов в шахтном поле, м;  $\gamma_i$  — плотность угля соответствующих пластов, т/м<sup>3</sup>.

Определение производственной мощности шахты является одной из важнейших задач при ее проектировании. Окончательно рекомендуется принимать типовое значение производственной мощности шахты из следующего ряда: 0,9; 1,2; 1,5; 1,8; 2,4; 3,0; 3,6; 4,5; 6,0 млн. т в год.

Расчетный срок службы шахты мощностью более 1,8 млн. т в год рекомендуется принимать не менее 50—60 лет.

Полный срок службы шахты  $T_{\text{п}}$  будет несколько больше расчетного за счет времени освоения проектной мощности и ее затухания к концу отработки запасов:

$$T_{\text{п}} = T_{\text{р}} + t_{\text{р}} + t_3,$$

где  $t_{\text{р}}$  — срок освоения проектной мощности шахты (принимается в зависимости от мощности равным 2—3 годам);  $t_3$  —

срок затухания добычи к концу отработки запасов (принимается также равным 2—3 годам).

Между годовой  $A_r$  и суточной  $A_c$  мощностями шахты существует следующая зависимость:

$$A_r = 300A_c,$$

где 300 — число рабочих дней шахты в году.

Для обеспечения установленной производственной мощности шахты необходимо иметь соответствующую линию очистных забоев, под которой понимают суммарную длину всех очистных забоев на шахте.

Следовательно, число очистных забоев  $n_z$ , обеспечивающих заданную мощность, можно определить по формуле

$$n_z = h_g / l_z,$$

где  $h_g$  — суммарная длина очистных забоев по шахте, м;  $l_z$  — длина очистного забоя, м.

Вполне очевидно, что число действующих очистных забоев по шахте не может быть дробным. Поэтому окончательно принимают целое число забоев.

Для обеспечения стабильной добычи угля по шахте рекомендуется кроме действующих иметь резервные и резервно-действующие очистные забои. Резервно-действующие забои работают неполное число рабочих смен в сутки. Они предназначены для восполнения потерь добычи угля из действующих забоев при простое последних.

### **4.3 ШАХТНОЕ ПОЛЕ И ДЕЛЕНИЕ ЕГО НА ЧАСТИ**

Шахтным полем называется часть угольного месторождения, отводимая для разработки одной шахте (рис. 4.1). Параметрами шахтного поля являются размеры по простиранию  $S$  и падению  $H$ . Шахтное поле имеет границы по восстанию, падению и простиранию.

Границы шахтного поля могут быть фиксированными и условными.

Форма шахтных полей может быть различной и зависит от горно-геологических условий залегания угольных пластов. При выдержанных элементах залегания угольных пластов, к которым относятся угол падения и направление простирания, и отсутствии геологических нарушений шахтное поле имеет прямоугольную форму, наиболее удобную для разработки. В других случаях шахтное поле принимает форму, соответствующую форме залегания месторождения или его части.

При составлении планов шахтное поле с пологими пластами изображают, как правило, в проекции на горизонтальную плоскость, с крутыми — на вертикальную плоскость. Отдельные участки шахтного поля изображают в плоскости пласта.

Размеры полей угольных шахт колеблются в широких пределах. На пологих пластах они составляют 3—10 км по простиранию и до 2—3 км по падению. При наличии в шахтном поле мощных крутых пластов — 3—4 км по простиранию и до 0,5—0,7 км по падению.

Поскольку поля современных шахт имеют значительные размеры как по простиранию, так и по падению,

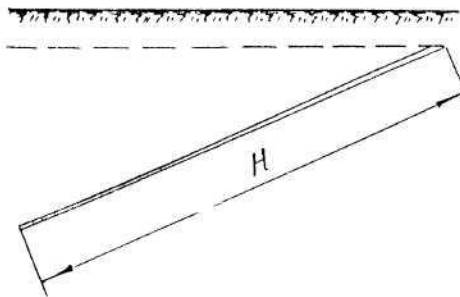
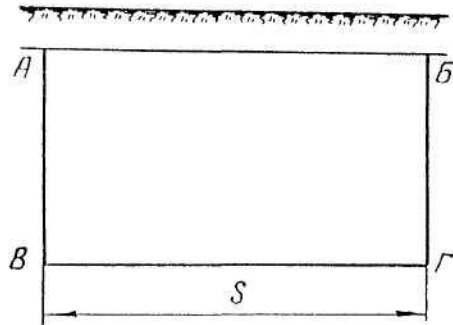


Рис. 4.1. Шахтное поле:  
*АБ* — граница по восстанию; *ВГ* — граница по падению; *АВ*, *БГ* — границы по простиранию

то отработка их осуществляется частями в определенной последовательности. Этим обеспечивается концентрация очистных и подготовительных работ.

В целях удобства и обеспечения системного характера отработки шахтное поле разделяют на транспортные горизонты, выемочные ступени, крылья, этажи, панели, блоки, выемочные поля, столбы и полосы.

Прежде всего шахтное поле по падению разделяют горизонтальными плоскостями на транспортные горизонты. **Транспортные горизонты** — это комплекс вскрывающих и подготавливающих выработок и выработок околоствольного двора, располагаемых на одном уровне и служащих для транспортирования угля к стволу (штольне), а также материалов и оборудования от ствола (штольни). Нередко в условиях пологого падения шахта имеет один транспортный горизонт. В этом случае он делит шахтное поле на две части (выемочные ступени) — бремсберговую и уклонную, в пределах которых уголь поступает на транспортный горизонт соответственно сверху вниз или снизу вверх (рис. 4.2). При наличии нескольких транспортных горизонтов каждый из них может иметь ствол, бремсберговую и уклонную части. В этом случае часть шахтного поля, заключенная между двумя соседними транспортными горизонтами, может являться уклонной для верхнего и бремсберговой для нижнего.

**Выемочная ступень** — часть шахтного поля, ограниченная по простиранию границами шахтного поля, а по падению смежными транспортными горизонтами или границей шахтного поля и транспортным горизонтом. Высота ступени по вертикали равна разности отметок смежных транспортных горизонтов. На пологих и наклонных пластах наклонную высоту ступени (бремсберговой или уклонной части) принимают равной 1000—1200 м и более.

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

странены двукрылые шахтные поля, так как в этом случае при прочих равных условиях снижаются затраты на транспорт полезного ископаемого, поддержание горных выработок и проветривание. Как правило, угольные пласты в крыльях разрабатывают одновременно. Однокрылые шахтные поля обусловлены особым рельефом поверхности или наличием наземных объектов, исключающих возможность заложения главного ствола посередине шахтного поля. Часть пласта (шахтопласта) в пределах выемочной ступени делят на этажи или панели.

**Шахтопласт** — часть пласта как обширной залежи полезного ископаемого в пределах шахтного поля.

**Этаж** (рис. 4.2, а) — часть шахтопласта, вытянутая по простиранию и ограниченная по падению и восстанию этажными откаточным и вентиляционным штреками. Расстояние между верхней и нижней границами этажа по падению называется наклонной высотой этажа, расстояние по вертикали — вертикальной высотой этажа. Следовательно,

$$h_3 = h_v / \sin \alpha,$$

где  $h_3$  — наклонная высота этажа, м;  $h_v$  — вертикальная высота этажа, м;  $\alpha$  — угол падения пласта, град.

При пологом и наклонном залегании пластов в одной выемочной ступени может размещаться несколько этажей; при крутонаклонном и крутом залегании каждый этаж является выемочной ступенью.

Отличительным признаком этажа на пологих наклонных пластах является наличие капитального бремсберга (уклона) и этажных штреков, проводимых от этого бремсберга (уклона). Деление на этажи применяют при углах падения более  $10^\circ$ , а на крутых и крутонаклонных пластах — только на этажи.

При значительной наклонной высоте этажа, когда в пределах его по падению предполагается иметь несколько очистных забоев, он может быть разделен подэтажными (промежуточными) штреками на подэтажи. В этом случае возникает необходимость проведения участковых бремсбергов (уклонов) или скагов в зависимости от угла падения пластов. Следовательно, возникает необходимость деления этажа по простиранию на более мелкие части — выемочные поля.

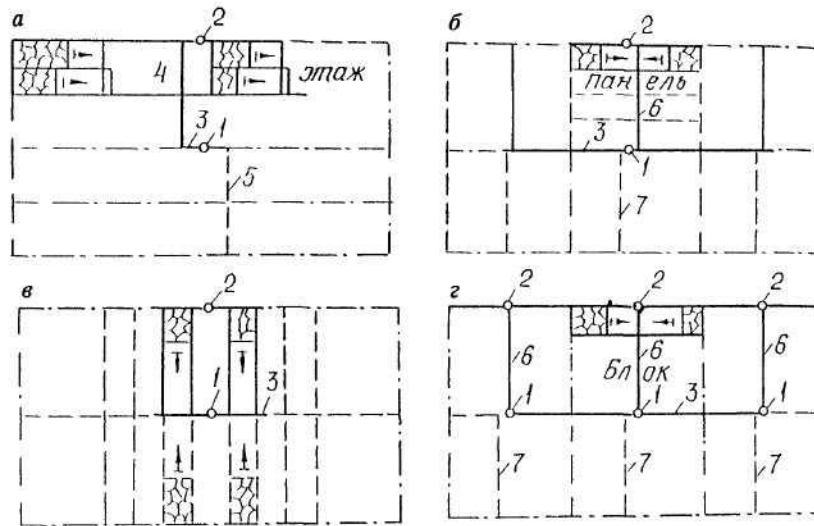


Рис. 4.2. Деление шахтного поля на части:

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

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

На пологих и частично наклонных до 20—25° пластах выемочную ступень по простиранию делят на панели (рис. 4.2, б).

**Панель** — часть шахтопласта, ограниченная по падению границей шахтного поля и транспортным горизонтом или двумя смежными транспортными горизонтами, а по простиранию — границей шахтного поля и условной границей с другой пане-



лью или двумя такими границами. Каждая панель обслуживается самостоятельными транспортными и вспомогательными наклонными выработками. Эти выработки называют панельными. Один транспортный горизонт, как правило, обслуживает несколько панелей. Если уголь в пределах панели транспортируют сверху вниз, то такая панель называется бремсберговой, если снизу вверх — уклонной. Бремсберги и уклоны соответственно называют панельными. Каждая панель представляет собой выемочное поле. По аналогии с выемочным полем панель может быть двукрылой (двусторонней) и однокрылой (односторонней). Размер двусторонней панели по простиранию составляет 1500—2000 м и имеет тенденцию к увеличению.

Панели делят по падению на более мелкие части — ярусы. **Ярус** — одновременно разрабатываемая часть панели. Он ограничен по простиранию границами панели, а по падению ярусными конвейерным и вентиляционным штреками. Иногда ярус делят на подъярусы.

Деление на панели применяют при больших размерах шахтного поля по простиранию и большой производственной мощности шахты.

При делении шахтного поля на этажи и панели очистные забои, как правило, располагаются по падению, а перемещаются по простиранию пласта.

На пластах с углами падения до  $10\text{--}12^\circ$  и значительным расстоянием по падению между транспортными горизонтами выемочные ступени делят на столбы, вытянутые по падению или восстанию (рис. 4.2, в). В этом случае очистной забой располагается по простиранию, а перемещается по падению или восстанию пласта.

При значительных размерах по простиранию (8—10 км) и большой производственной мощности, когда не обеспечивается проветривание через один воздухоподающий ствол, шахтное поле по простиранию делят на блоки (рис. 4.2, г). **Блок** — часть шахтного поля, имеющая сеть воздухопроводящих выработок, обеспечивающую независимое проветривание. Она характеризуется самостоятельным комплексом горных работ. На пологих и наклонных пластах каждый блок имеет воздухоподающий и

вентиляционные стволы, используемые для самостоятельного секционного проветривания своих выработок и вспомогательных транспортных операций. Таких блоков в пределах шахтного поля может быть несколько. Шахта, построенная по такому принципу, имеет общий главный ствол, по которому осуществляется выдача угля на поверхность. Все блоки шахтного поля имеют один общий транспортный горизонт. Размер блока по простиранию равен 3—4 км. На пологих пластах в пределах блока могут быть размещены одна или две панели. Характерным представителем является шахта «Распадская».

При групповой подготовке, применяемой при разработке мощных крутых пластов, блоком считают свиту пластов в пределах части этажа, ограниченную смежными промежуточными квершлагами, проводимыми с полевого штрека.

#### **4.4 ПОРЯДОК ОТРАБОТКИ ЧАСТЕЙ ШАХТНОГО ПОЛЯ**

Отработка этажей в шахтном поле и ярусов в панели может осуществляться как в нисходящем (сверху вниз), так и в восходящем (снизу вверх) порядке. В основном распространен нисходящий порядок отработки, особенно на шахтах с высокой газоносностью. В отдельных случаях при согласовании с органами госгортехнадзора применяют восходящий порядок отработки, например при большом водопритоке и на негазовых шахтах.

Этажи в шахтном поле или ярусы в панели можно отрабатывать прямым или обратным ходом. Рассмотрим простейший случай, когда в пределах яруса или этажа размещается один очистной забой (рис. 4.3): варианты лава-этаж или лава-ярус.

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

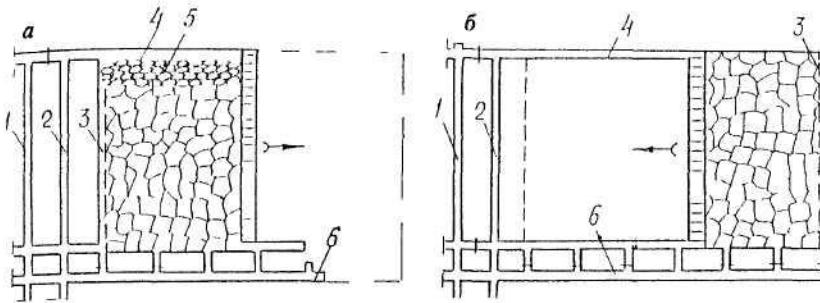


Рис. 4.3. Схемы прямого (а) и обратного (б) порядка отработки крыла шахтного поля:

1 — бремсберг, 2 — ходок, 3 — разрезная печь; 4 — вентиляционный штрек; 5 — бутовая полоса; 6 — откаточный штрек

Прямой порядок отработки по сравнению с обратным имеет следующие преимущества: более короткий срок подготовки очистных забоев, отсутствие предварительных затрат на проведение штреков значительной протяженности.

Достоинства обратного порядка отработки заключаются в следующем: снижаются затраты на поддержание этажных или ярусных штреков; возможно устранение утечек через выработанное пространство свежей струи воздуха; достигается независимость очистных работ от подготовительных; осуществляется доразведка условий залегания угольного пласта.

При делении шахтопласта на этажи, а их, в свою очередь, — на выемочные поля, последние могут отрабатываться прямым и обратным ходом. Преобладает прямой порядок отработки выемочных полей, а в пределах выемочного поля — обратный.

При делении шахтопласта на панели их в бремсберговой ступени отрабатывают последовательно от ствола к границам по простиранию. Это позволяет уменьшить объем работ по проведению главных штреков при подготовке первых панелей. Панели в уклонной ступени нецелесообразно отрабатывать в обратном направлении, то есть от границ шахтного поля, погашая при этом главные штреки. Отработка ярусов в панели осуществляется, как правило, обратным ходом.

## 4.5 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК

Вскрывающие выработки обеспечивают доступ к полезному ископаемому с поверхности. Они подразделяются на *основные* и *дополнительные*. К основным вскрывающим выработкам относят те, которые имеют непосредственный выход на земную поверхность: вертикальные или наклонные стволы, штольни и шурфы. Основные вскрывающие выработки, по которым осуществляется выдача полезного ископаемого на поверхность, называются *главными*, а предназначенные для других целей (спуск-подъем людей, материалов и оборудования и др.) — *вспомогательными*. Вспомогательные вскрывающие выработки не имеют непосредственного выхода на земную поверхность. К ним относятся квершлагги, гезенки, слепые стволы, капитальные бремсберги и уклоны. Выбор типа дополнительной вскрывающей выработки зависит от конкретных горно-геологических условий, основными из которых являются: число вскрываемых угольных пластов, их угол падения, величина междупластья.

*Вертикальные стволы* как вскрывающие выработки в большинстве случаев пересекают угольные пласты. При вскрытии крутонаклонных и крутых пластов их в большинстве случаев располагают за пределами угольных свит. Преимущества вертикальных стволов заключаются в следующем: большое сечение, что обеспечивает пропуск необходимого количества воздуха в шахту; меньше затраты на поддержание и обслуживание; возможность совмещения в стволе различных транспортных операций. Основные недостатки: большие затраты на проходку; цикличность подъемных операций; сложность процесса углубки.

При вскрытии *наклонными стволами* их проводят либо по пласту, либо по пустым породам в лежащем боку свиты. Иногда их проводят по вмещающим породам под углом к напластованию. Обычно стволы имеют угол наклона, обеспечивающий транспортирование угля на поверхность конвейерами. Поэтому наклонные стволы обеспечивают поточный транспорт угля от

забоя до поверхности, характеризуются большой пропускной способностью, лимитируемой производительностью конвейера. К недостаткам наклонных стволов как вскрывающих выработок следует отнести: большую их протяженность; трудоемкость проходки в сложных горно-геологических условиях; большие затраты на поддержание.

Наиболее простым и экономичным является вскрытие штольнями, применяемое в специфических условиях, но оно имеет ограниченное применение.

Главные вскрывающие выработки необходимо располагать таким образом, чтобы обеспечивались минимальные затраты на транспорт полезного ископаемого, поддержание и проветривание горных выработок. В основе расчетных методов отыскания места заложения главного ствола лежит решение транспортной задачи, разработанное Л.Д. Шевяковым и Р.А. Селецким.

Дополнительные вскрывающие выработки подразделяются на следующие типы (в зависимости от срока их службы):

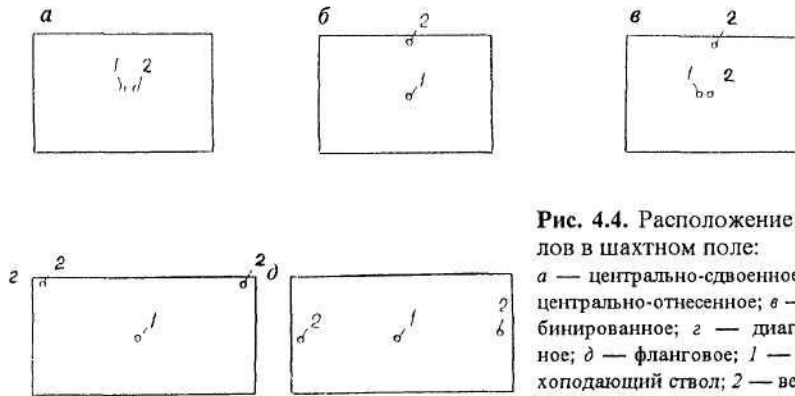
- **капитальные** (служат весь срок отработки запасов шахтного поля);
- **горизонтные** (служат в течение времени отработки запасов между смежными транспортными горизонтами — пологое падение);
- **этажные** (служат в течение времени отработки запасов одного этажа).

Наиболее распространенной дополнительной вскрывающей выработкой является квершлаг. Следовательно, с точки зрения вскрытия различают капитальные, горизонтные и этажные квершлаг.

При вскрытии вертикальными стволами различают следующие схемы взаимного расположения воздухоподающего и вентиляционного (воздуховыдающего) стволов в шахтном поле: *центрально-сдвоенное, центрально-отнесенное, комбинированное, диагональное и фланговое* (рис. 4.4). Их взаимное расположение определяет схему вентиляции шахты. Главный ствол располагается, как правило, рядом с воздухоподающим. Только в отдельных случаях он может использоваться для подачи воздуха в шахту. При центрально-сдвоенном, центрально-отнесенном и

комбинированном расположении стволов в шахтном поле применяют центральную систему проветривания. Ее недостатком является непрерывное по мере ведения горных работ изменение суммарной длины проветриваемых выработок. В зависимости от направления работ она либо увеличивается (при прямом порядке), либо уменьшается (при обратном порядке). Другие схемы расположения стволов определяют фланговую схему проветривания. В этом случае суммарная длина проветриваемых выработок постоянна.

Центрально-сдвоенное расположение стволов определяет их размещение на одной промплощадке поверхностного комплекса (рис. 4.4, а). Расстояние между ними не менее 30 м. В других случаях главный и воздухоподающий стволы расположены на одной промплощадке, а вентиляционные — на некотором расстоянии от нее (2—3 км и более). На большинстве современных угольных шахт с вертикальными стволами применяют диагональное или фланговое расположение. На отдельных крупных шахтах число стволов достигает 5—8 единиц различного функционального назначения.



**Рис. 4.4.** Расположение стволов в шахтном поле: а — центрально-сдвоенное; б — центрально-отнесенное; в — комбинированное; г — диагональное; д — фланговое; 1 — воздухоподающий ствол; 2 — вентиляционный ствол

Площадь поперечного сечения главного ствола зависит от числа и габаритов размещенных в нем подъемных сосудов (скипов), а воздухоподающего — от количества подаваемого в шахту воздуха.

## **4.6 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ВСКРЫТИЯ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

При описании вскрытия пластовых месторождений принято различать способ и схему вскрытия, в основу которых положено наличие основной и дополнительной вскрывающих выработок.

**Способ вскрытия** — совокупность основных вскрывающих выработок в шахтном поле относительно транспортного горизонта с учетом их функционального назначения. Различают четыре способа вскрытия: вертикальными стволами, наклонными стволами, штольнями и комбинированный, представляющий сочетание первых двух или трех способов.

**Схема вскрытия** — пространственное расположение сети основных и дополнительных вскрывающих выработок в шахтном поле. Различают следующие основные схемы вскрытия:

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

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

Кроме перечисленных схем вскрытия встречаются многие их разновидности.

На выбор способов и схем вскрытия оказывают влияние следующие факторы: размеры шахтного поля; угол падения, мощность и число пластов в шахтном поле; расстояние между пластами; мощность наносов или непродуктивной толщи; рельеф поверхности; глубина разработки; нарушенность месторождения; свойства вмещающих пород; газоносность, выбросоопас-

ность и удароопасность угольных пластов; обводненность месторождения; склонность угля к самовозгоранию; производственная мощность и срок службы шахты; уровень развития горнодобывающей техники; возможность постоянного воспроизводства подготовительных и готовых к выемке запасов; надежность вентиляции и др.

Основными требованиями при выборе схемы вскрытия являются: минимальный объем вскрывающих горных выработок; минимальные первоначальные капитальные затраты на строительство шахты; однотипность транспорта полезного ископаемого по всем горным выработкам; возможность периодического обновления горного хозяйства шахты; обеспечение выемочной ступени достаточно большими запасами угля с целью увеличения промежутка между углубками стволов; обеспечение надежного проветривания шахты.

Выбор схемы вскрытия месторождения является одной из важнейших задач при проектировании шахты. Окончательно выбирается та схема, которая в большей мере отвечает условиям данного месторождения и удовлетворяет принятым критериям. Задача решается методом отбора конкурентоспособных вариантов по установленному алгоритму.

## **4.7 ВСКРЫТИЕ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

### **4.7.1 ВСКРЫТИЕ ОДИНОЧНЫХ ПЛАСТОВ**

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

На рис. 4.5 представлено вскрытие одиночного пласта вертикальными стволами с расположением околоствольного двора в лежащем боку пласта. На горизонте околоствольного двора откаточным штреком шахтное поле по падению разделено на



две ступени: бремсберговую и уклонную. При делении на панели, как показано на рисунке, от откаточного штрека проводят панельные бремсберги с ходками, а в уклонной части — панельные уклоны. Показан обратный порядок ведения очистных работ в пределах панели.

При делении на этажи необходимо было бы провести капитальный бремсберг с ходком, а в уклонной части — капитальный уклон.

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

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

Наиболее простым для одиночного пологого пласта является вскрытие наклонными стволами (рис. 4.6). Обычно проходят

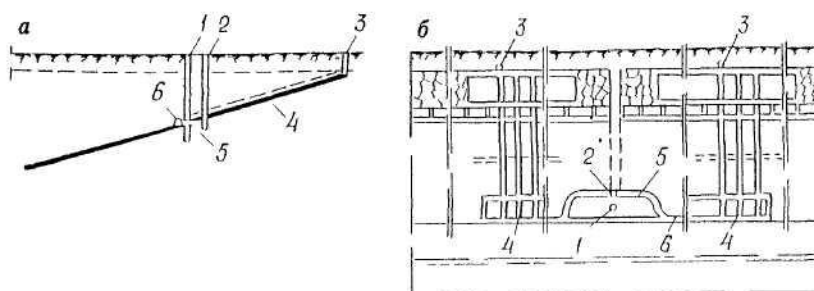


Рис. 4.5. Вскрытие одиночного пласта вертикальными стволами. *a* — разрез вкрест простирания; *б* — разрез в плоскости пласта; 1 — главный ствол, 2 — вспомогательный ствол; 3 — шурф; 4 — панельные бремсберги с ходками; 5 — околоствольный двор; 6 — откаточный штрек

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

При таком вскрытии и незначительных размерах шахтного поля по простиранию шахтопласт делят на этажи. Стволы проходят до отметки первого этажа. После этого начинаются подготовительные работы в этаже. Отработка крыльев шахтного поля может осуществляться как прямым, так и обратным ходом. В первом случае объем подготовительных работ до начала очистной выемки минимальный. На схеме показан обратный порядок отработки.

До окончания очистных работ в первом этаже осуществляют проходку стволов до отметки второго этажа, где вновь осуществляют подготовку очистных забоев.

Свежая струя воздуха по одному из стволов поступает в околоствольный двор, где разделяется на оба крыла шахтного поля. Из откаточных (конвейерных) штреков воздух направляется в очистные забои, далее через вентиляционный штрек и ствол на поверхность.

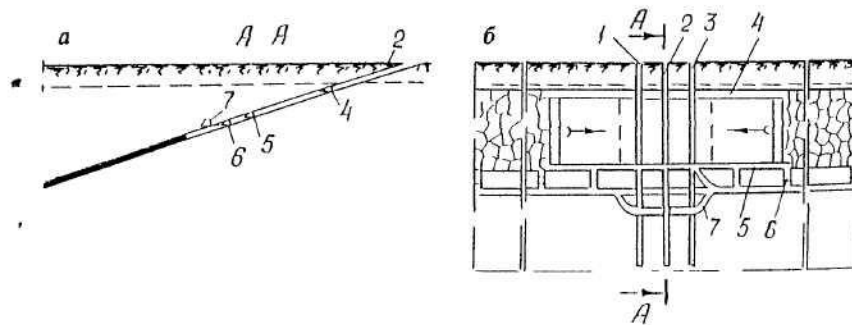


Рис. 4.6. Вскрытие пологого пласта наклонными стволами:

*a* — разрез вкрест простирания; *b* — разрез в плоскости пласта; 1, 3 — вспомогательные стволы, 2 — главный ствол; 4 — этажный вентиляционный штрек; 5 — просек; 6 — этажный откаточный штрек; 7 — околоствольный двор

Вскрытие наклонными стволами требует меньших капитальных затрат, чем вскрытие вертикальными стволами, позволяет быстрее начать очистные работы и осуществить полную конвейеризацию транспорта полезного ископаемого от очистного забоя до поверхности. Этот способ вскрытия целесообразно применять при освоении месторождений с пологими или наклонными пластами, залегающими близко к поверхности, например при строительстве опытно-промышленных участков Ерунаковского геолого-промышленного района.

#### **4.7.2**

### **ВСКРЫТИЕ ПОЛОГИХ И НАКЛОННЫХ ПЛАСТОВ ВЕРТИКАЛЬНЫМИ СТВОЛАМИ**

Наиболее распространенным на пологих и частично наклонных пластах является вскрытие вертикальными стволами с *капитальным квершлагом* (рис. 4.7). Это одnogоризонтное вскрытие. Его сущность заключается в том, что шахтное поле по падению транспортным горизонтом делится на две выемочные ступени — бремсберговую и уклонную. Стволы (главный и вспомогательный), располагаемые на одной общей промплощадке, проходят до отметки транспортного горизонта, а непосредственное вскрытие пластов осуществляется капитальным квершлагом, проведенным от околоствольного двора.

Сначала отрабатывают пласты бремсберговой части, затем — уклонной. Свежий воздух в шахту поступает по вспомогательному стволу в выработки транспортного горизонта. При отработке бремсберговой ступени он по ходкам бремсбергов поступает в ярусные конвейерные штреки, затем — в очистные забои, далее по цепи вентиляционных выработок — на поверхность. При отработке уклонной ступени воздух для проветривания поступает по одному из ходков, далее, пройдя по цепи воздухопроводящих выработок, исходящая струя по другому ходку поднимается вверх, к транспортному горизонту. Для выдачи исходящей струи на поверхность необходимо иметь специальные вентиляционные выработки (штреки, квершлаг, шурфы и др.).

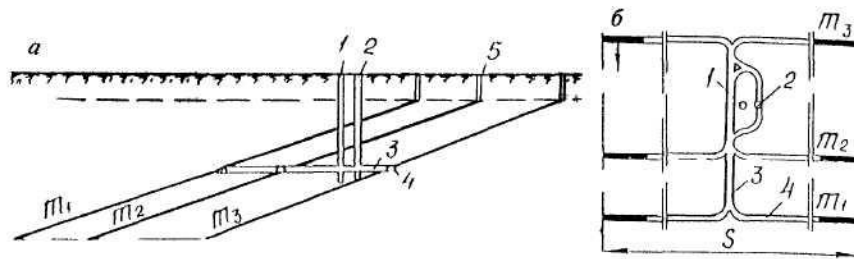


Рис. 4.7. Вскрытие вертикальными стволами с капитальным квершлагом  
*a* — разрез вкрест простирания, *б* — план транспортного горизонта, 1 — главный ствол, 2 — вспомогательный ствол, 3 — капитальный квершлаг, 4 — главный штрек, 5 — шурф

Доставка угля как с бремсберговой, так и с уклонной ступени осуществляется на общий транспортный горизонт. Капитальный квершлаг, пройденный на этом горизонте, служит весь срок отработки запасов шахтного поля.

В пределах выемочных ступеней шахтопласт может быть разделен как на панели, так и на этажи. Деление на панели является наиболее распространенным.

Рассматриваемая схема вскрытия применяется преимущественно на пологих пластах и размерах шахтного поля по падению до 2—2,5 км. При очень пологих пластах (до 8°), когда горизонтальные квершлагы становятся слишком длинными, их заменяют наклонными квершлагами или гезенками.

Достоинствами вскрытия вертикальными стволами с капитальным квершлагом являются его простота, большой срок службы транспортного горизонта и, главное, отсутствие необходимости углубки стволов во время эксплуатации шахты. Наличие уклонной ступени, осложняющее ее проветривание и транспортное обслуживание, необходимость участкового водоотлива в уклонах, утечки воздуха между уклоном и ходками являются недостатками этой схемы вскрытия. Поэтому целесообразным следует считать осуществление восходящего проветривания уклонных ступеней через воздухоподающий ствол (скважину) и квершлаг, пройденный по нижней границе шахтного

поля. Такой принцип проветривания заложен в проекте шахты «Анжерская-Южная»

При тех же углах падения, при которых применяется предыдущая схема, но при больших размерах шахтного поля по падению (от 2,5 до 4 км) осуществляют вскрытие вертикальными стволами с *горизонтными квершлагами* (рис. 4.8). Сущность этой схемы вскрытия состоит в том, что шахтное поле делят по линии падения на выемочные ступени путем последовательной углубки стволов и проведения на каждом транспортном горизонте горизонтных квершлагов. Сначала стволы проходят до отметки первого горизонта, на котором пласты непосредственно вскрывают квершлагом. На него отработывают запасы бремсберговой части в том же порядке, как и в предыдущей схеме. По мере отработки запасов стволы углубляют до второго горизонта, где вновь проходят горизонтный квершлаг. При отработке запасов второго горизонта квершлаг первого горизонта является вентиляционным. Отработка запасов может производиться как бремсберговым, так и частично уклонными полями.

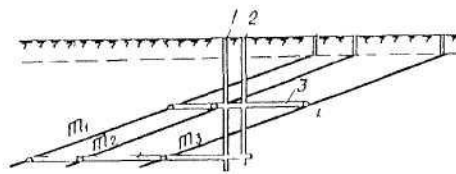
Проветривание горных выработок и транспорт полезного ископаемого осуществляются так же, как при отработке бремсберговой ступени в предыдущей схеме

По сравнению с предыдущей схемой вскрытие вертикальными стволами с горизонтными квершлагами имеет следующие достоинства: возможность отработки запасов бремсберговыми полями, проще схема проветривания, возможность обновления горного хозяйства шахты при переходе на новый горизонт.

Недостатки — меньший срок службы транспортного горизонта, необходимость углубки шахтных стволов и замены подъемных машин, увеличение капитальных затрат.

Рассмотренные схемы вскрытия пологих пластов с вертикальными стволами наиболее распространены по сравнению с

Рис. 4.8. Вскрытие вертикальными стволами с горизонтальными квершлагами  
1 — главный ствол, 2 — вспомогательный ствол, 3 — горизонтный квершлаг, 4 — главный штрек



другими схемами, к которым относятся вскрытие вертикальными стволами с этажными квершлагами, вертикальными стволами с капитальными или этажными гезенками (на пластах с углами падения до  $8^\circ$ ) и др.

### 4.7.3 ВСКРЫТИЕ КРУТОНАКЛОННЫХ И КРУТЫХ ПЛАСТОВ

При наличии в шахтном поле крутонаклонных и крутых пластов применяют вскрытие вертикальными стволами с этажными квершлагами (рис. 4.9). Стволы во избежание потерь угла в охранных целиках под промплощадкой располагают в лежащем боку свиты. В этом случае стволы не будут подвергаться деформациям под влиянием очистных работ.

При этой схеме вскрытие запасов угля проводится через 100—120 м по вертикали. Указанная высота считается в настоящее время оптимальной. Стволы проходят до отметки транспортного горизонта первого этажа, где сооружается околоствольный двор. От околоствольного двора проводят этажный квершлаг, непосредственно пересекающий угольные пласты. По мере отработки первого этажа стволы углубляют до второго горизонта и так далее.

При групповой подготовке (см. подразд. 4.8.2) от квершлага проводят полевой штрек, который в каждом выемочном поле (блоке) имеет выход к пластам посредством проведения промежуточных квершлагов.

Уголь из очистных забоев по участковым выработкам поступа-

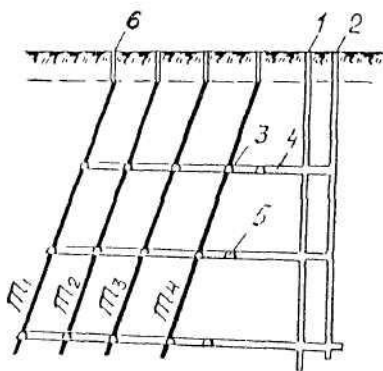


Рис. 4.9. Вскрытие вертикальными стволами с этажными квершлагами:

1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — пластовые откаточные штреки; 4 — этажные квершлаг; 5 — полевые штреки; 6 — шурф

ет на откаточный горизонт, затем рельсовым транспортом к околоствольному двору, откуда по скиповому стволу выдается на поверхность.

Свежий воздух поступает в шахту по вспомогательному стволу, оборудованному одно- или двухклетевым подъемом, на транспортный горизонт и далее по этажному квершлагу, полевому штреку, промежуточному квершлагу, пластовым штрекам на выемочные участки. Исходящая струя по вентиляционным выработкам (бывшим откаточным) поступает либо к вентиляционным стволам на флангах шахтного поля, либо через скиповой ствол в центре выдается на поверхность. При отработке первого этажа исходящая струя выдается через вентиляционные штреки и шурфы.

На некоторых шахтах для подготовки нового горизонта проходят третий вертикальный ствол, располагаемый на той же промплощадке. Он называется породоуглубочным. Предназначен также и для других целей, например проветривания.

Достоинствами вскрытия вертикальными стволами с этажными квершлагами являются более простые схемы транспорта и проветривания. К недостаткам следует отнести небольшой срок службы этажа и необходимость частой углубки стволов, оборудование околоствольных дворов на каждом горизонте и др.

#### **4.7.4 ВСКРЫТИЕ СВИТЫ ПЛАСТОВ НАКЛОННЫМИ СТВОЛАМИ**

Вскрытие наклонными стволами может применяться при любых углах падения пластов. Угол наклона стволов зависит от вида транспорта полезного ископаемого по наклонному стволу: до  $18^\circ$  используют ленточные конвейеры, при  $19\text{—}25^\circ$  — вагонетки, более  $26^\circ$  — скипы. Наиболее прогрессивным видом транспорта по наклонному стволу является конвейерный, обеспечивающий возможность непрерывного транспортирования угля от забоя до поверхности. Стволы проводят по нижнему пласту вскрываемой свиты или в устойчивых породах лежащего бока. Параллельно друг другу проводят несколько стволов:

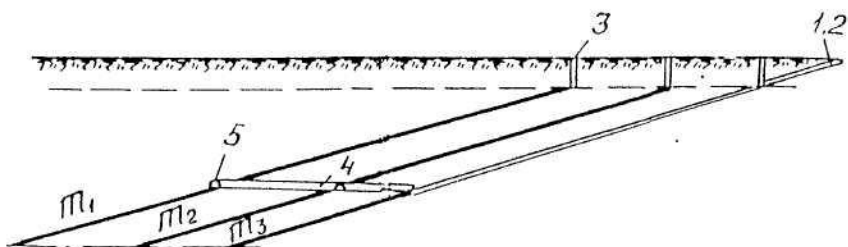


Рис. 4.10. Вскрытие наклонными стволами с капитальным квершлагом: 1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол (пройден параллельно главному); 3 — шурф; 4 — капитальный квершлаг; 5 — главные штреки транспортного горизонта

один из них главный, остальные — вспомогательные. Стволы по пластам полезного ископаемого проводят на не крупных шахтах, с тонкими пластами и средней мощности, с углями, не склонными к самовозгоранию.

При вскрытии свиты пластов наклонными стволами могут применяться схемы, аналогичные вскрытию с вертикальными стволами: с капитальным квершлагом, с горизонтальными квершлагами, с этажными квершлагами и др. Для них характерны те же достоинства и недостатки, что и для схем с вертикальными стволами.

Вскрытие *наклонными стволами с капитальным квершлагом* (рис. 4.10) по сравнению с другими схемами является более предпочтительным, особенно при восходящем проветривании уклонной ступени шахтного поля, поскольку отсутствуют работы по углубке шахтных стволов. При этой схеме вскрытия возможно расположение наклонных стволов в пустых породах и пройденных со стороны висячего бока вкрест простиранья свиты пластов.

#### 4.7.5 ВСКРЫТИЕ ШТОЛЬНЯМИ

Вскрытие *штольнями* (рис. 4.11) применяют в гористой местности, когда промышленные запасы угля выше штольневой горизонта обеспечивают длительный срок службы шахты. В зависимости от условий расположения промплощадки и удобства прокладки подъездных путей штольни могут быть пройде-



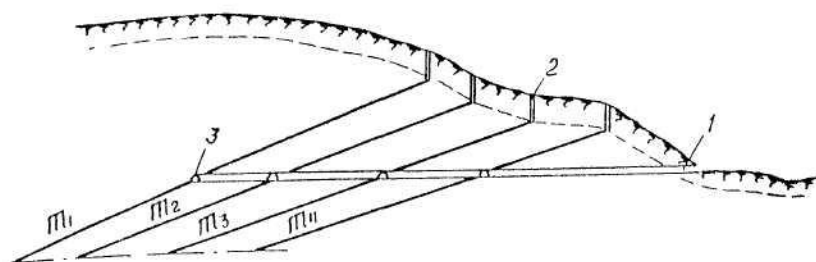


Рис. 4.11. Вскрытие штольней пологих пластов:  
1 — штольня; 2 — шурф; 3 — откаточные штреки

ны как вкрест простирания, так и с фланга залежи полезного ископаемого. Устье штольни должно находиться выше возможного максимального уровня паводковых вод.

Штольное вскрытие может применяться при любых углах падения пластов. При пологом залегании пластов отработка запасов на штольном горизонте может осуществляться бремсберговыми и уклонными полями. Для выдачи исходящей струи из уклонной ступени необходимо провести вентиляционную штольню.

Свежий воздух в шахту поступает по штольне. Исходящая струя из шахты выдается по шурфам или другим вентиляционным выработкам.

Достоинства штольного вскрытия по сравнению со стволами: проще схемы транспортирования грузов и водоотлива; отсутствует подъем; простая схема поверхностного комплекса.

#### 4.7.6 КОМБИНИРОВАННОЕ ВСКРЫТИЕ

Наличие в шахтном поле одного типа главной вскрывающей выработки в некоторых условиях не позволяет достичь ожидаемого экономического эффекта от производственной деятельности горного предприятия. Иногда возникает необходимость осуществлять комбинацию рассмотренных выше схем вскрытия.

**Комбинированное вскрытие** представляет собой наличие разного типа основных вскрывающих выработок: вертикальный и

наклонный стволы; штольня и вертикальный ствол; штольня с наклонными стволами и др. В качестве главной вскрывающей выработки чаще используется наклонный ствол, проводимый под углом  $12\text{--}18^\circ$ , в качестве вспомогательной — вертикальный. Главный наклонный ствол оборудуют мощным ленточным конвейером. Комбинированные схемы вскрытия осуществлены при строительстве ряда крупных шахт (например, шахта «Распадская» в Кузбассе).

На рис. 4.12 представлено комбинированное вскрытие с капитальным квершлагом и непосредственной погрузкой угля на наклонный ствол. При таком варианте вскрытия вспомогательный вертикальный ствол проходит до нижней границы шахтного поля, где сооружается околоствольный двор. На этом же горизонте проводят капитальный квершлаг, по которому осуществляется вспомогательный транспорт. Наклонный главный ствол проводят вкрест простирания со стороны висячего бока под углом, обеспечивающим эффективную выдачу угля ленточным конвейером. На бремсберговую и уклонную ступени шахтоплаты делятся в точках их пересечения с наклонным стволом.

Эта разновидность комбинированного вскрытия позволяет осуществить восходящее проветривание уклонной ступени шахтного поля.

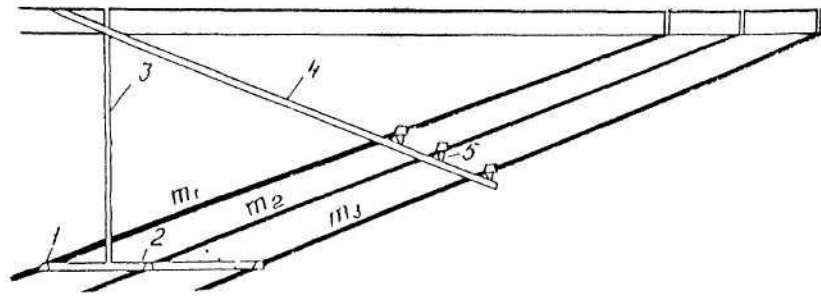


Рис. 4.12. Комбинированное вскрытие с капитальным квершлагом и непосредственной погрузкой угля на наклонный ствол:

1 — штреки; 2 — капитальный квершлаг; 3 — вспомогательный вертикальный ствол; 4 — главный наклонный ствол; 5 — загрузочный бункер

Свежий воздух поступает в шахту по вспомогательному стволу, капитальному квершлагу и штрекам. Далее он движется по наклонным пластовым выработкам снизу вверх. Исходящая струя на поверхности выдается через шурфы.

Комбинированное вскрытие, включающее главный наклонный и вспомогательный вертикальный стволы, позволяет осуществить эффективный конвейерный транспорт полезного ископаемого от забоя до поверхности. Наличие вертикального вспомогательного ствола обуславливает эффективность вспомогательного транспорта: спуск-подъем людей, доставку материалов и оборудования и др.

## **4.8 ПОДГОТОВКА ПЛАСТОВ В ШАХТНОМ ПОЛЕ**

### **4.8.1 ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ**

После вскрытия месторождения в пределах шахтного поля приступают к его подготовке, позволяющей начать добычу полезного ископаемого в очистных забоях. Подготовку шахтопластов ведут частями и по мере их отработки подготавливают следующие части. Следовательно, задачей подготовки является постоянное возобновление готовых к выемке запасов взамен отрабатываемых. Постоянное возобновление запасов называют *воспроизводством запасов*.

Подготовка пласта к очистной выемке состоит из двух этапов. На первом этапе проводят подготавливающие выработки на уровне транспортного горизонта. Этот этап называют способом подготовки. В основу разделения способов подготовки положены два признака: расположение подготавливающих выработок относительно угольного пласта и число разрабатываемых пластов, обслуживаемых подготавливающей выработкой. На этом этапе подготавливающими выработками являются

транспортные (главные) штреки. В зависимости от расположения этих штреков относительно угольного пласта различают пластовую и полевою подготовку пластов (рис. 4.13).

При *пластовой* подготовке транспортные штреки проводят по угольному пласту. Ее применяют при устойчивых боковых породах, а также на пластах с углями, не склонными к самовозгоранию. Это, как правило, пласты тонкие и средней мощности. При неустойчивых боковых породах и на пластах с углями, склонными к самовозгоранию, применяют *полевою* подготовку, при которой полевые штреки проводят в породах лежащего бока. Для выхода на пласт от полевого штрека проводят промежуточные квершлагги. От этих квершлаггов по пласту проводят пластовые штреки, которые погашают вслед за выемкой. Как правило, полевая подготовка сопутствует мощным угольным пластам.

В зависимости от числа пластов, обслуживаемых подготавливающей выработкой (штреком), различают индивидуальную и групповую подготовку пластов в шахтном поле.

Следующим этапом подготовки является проведение подготавливающих выработок в плоскости пласта. К ним относятся проводимые в пределах выемочного поля наклонные (бремсберги, уклоны, скаты) и горизонтальные выемочные (конвейерные и вентиляционные штреки) выработки. Результатом вто-

рого этапа подготовки является образование очистных забоев принятой длины в количестве, обеспечивающем принятую производственную мощность шахты. В зависимости от деления

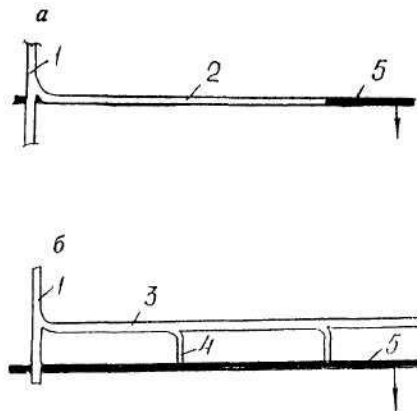


Рис. 4.13. Пластовая (а) и полевая (б) подготовка угольных пластов:

1 — главный квершлаг; 2 — пластовый штрек; 3 — полевой штрек; 4 — промежуточный квершлаг; 5 — угольный пласт

выемочной ступени шахтопласта на характерные части различают панельную, этажную и погоризонтную подготовку выемочных полей. Их принято называть схемами подготовки.

К способам и схемам подготовки предъявляются следующие требования: безопасность горных работ; экономичность, под которой следует понимать снижение объема проведения выработок на 1000 т добычи и повышение полноты извлечения запасов; своевременное воспроизводство готовых к выемке запасов.

#### 4.8.2 ИНДИВИДУАЛЬНАЯ И ГРУППОВАЯ ПОДГОТОВКА ПЛАСТОВ

При индивидуальной подготовке (рис. 4.14) транспортные штреки проводят для каждого из разрабатываемых пластов. Особенность функционирования этих штреков заключается в том, что они поддерживаются весь период отработки соответствующего пласта. При наличии в шахтном поле мощного пласта применяют индивидуальную полевую подготовку.

Индивидуальную пластовую подготовку применяют на пластах с углями, не склонными к самовозгоранию, при большом расстоянии между пластами и устойчивых горных породах.

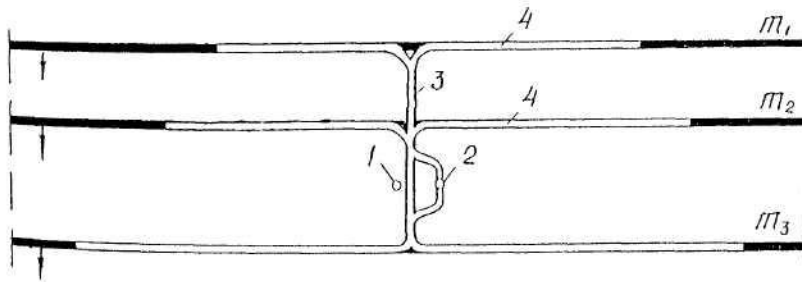


Рис. 4.14. Индивидуальная подготовка пластов в шахтном поле:  
1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — главный квершлаг; 4 — пластовый транспортный штрек

Основные преимущества индивидуальной подготовки: более быстрое развитие очистных работ; отсутствие породных работ при пластовой подготовке; меньше затраты на проведение подготавливающих выработок. Недостатки: большие затраты на поддержание транспортных штреков; сложность изоляции подземных пожаров; разбросанность горных работ.

При *групповой подготовке* откаточный штрек проводят общим (рис. 4.15) для всех разрабатываемых пластов свиты или отдельной ее группы. При этом отпадает надобность поддерживать пластовые откаточные штреки. Их погашают по мере отработки пласта в пределах выемочного поля. Групповой штрек проводят полевым или по нерабочему пласту в лежащем боку разрабатываемой свиты.

В практике разработки мощных крутонаклонных и крутых пластов Кузбасса встречаются различные варианты групповой подготовки: с доставкой на задний промквершлаг (выемка на завал), на передний промквершлаг (выемка на массив) и на двусторонний промквершлаг (выемка встречными забоями). С геомеханической точки зрения наиболее предпочтительным является вариант подготовки с доставкой на передний промквершлаг, при котором вероятность горных ударов уменьшается.

При групповой подготовке с доставкой на задний промквершлаг последний проводят на границе выемочного поля со стороны главного квершлага (см. рис. 4.15), с доставкой на передний промквершлаг — со стороны границы шахтного поля по простиранию, с доставкой на двусторонний промквершлаг в середине выемочного поля по простиранию. Сказанное справедливо для прямого порядка отработки выемочных полей в крыле шахтного поля. Размер односторонних выемочных полей составляет 300—400 м, двусторонних — 500—600 м. В пределах выемочных полей отработка пластов осуществляется обратным ходом.

Групповую подготовку применяют прежде всего на пластах с углями, склонными к самовозгоранию, при небольшом расстоянии между пластами и неустойчивых горных породах.

К достоинствам групповой подготовки следует отнести снижение затрат на поддержание пластовых откаточных штреков,

меньшую вероятность эндогенных пожаров и более простую их изоляцию, повышение концентрации горных работ. Недостатки: большие затраты на проведение полевых выработок, увеличиваются сроки подготовки выемочных полей.

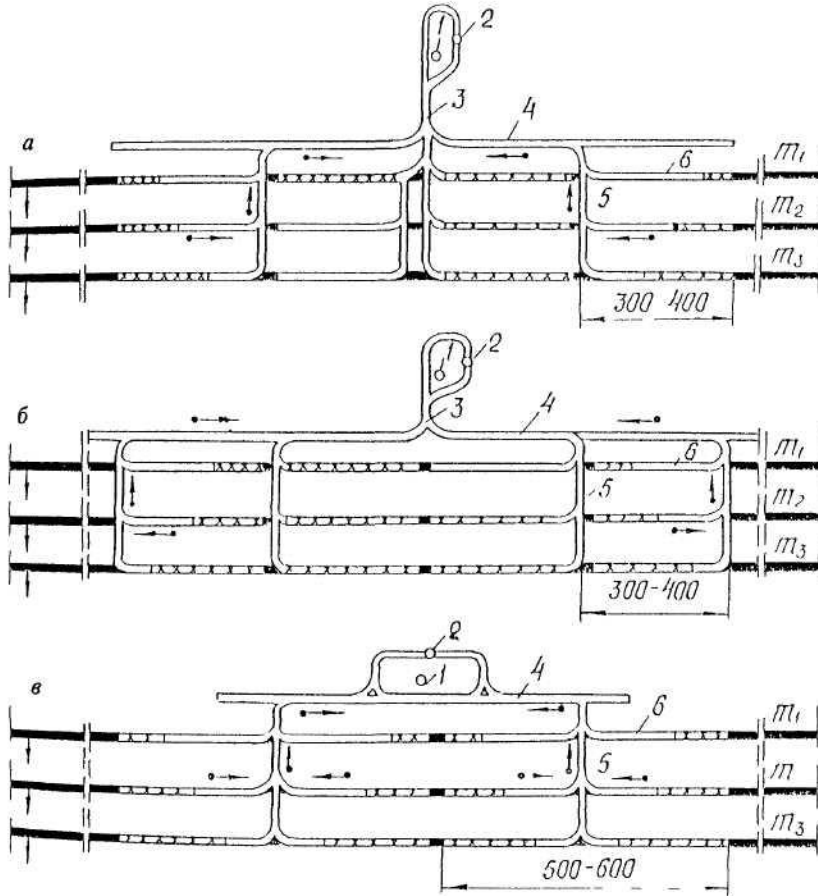


Рис. 4.15. Групповая подготовка с доставкой на задний (а), передний (б) и двусторонний (в) промквершлаг  
 1 — главный ствол, 2 — вспомогательный ствол, 3 — главный квершлаг, 4 — полевой штрек, 5 — промежуточный квершлаг, 6 — пластовой откаточный штрек, → направление откатки угля к стволу

Групповая подготовка на пологих пластах средней мощности, где шахтопласты в пределах выемочной ступени делят на панели, несколько отличается от изложенной выше: расстояние между промквершлагами, как правило, равно панели по простиранию (2000—2500 м); отпадает надобность в проведении откаточных штреков большой длины. Целесообразность групповой подготовки на пологих пластах средней мощности обосновывается экономическим сравнением возможных вариантов.

В шахтном поле на уровне транспортного горизонта свита сближенных пластов может иметь групповую подготовку, а отдельно расположенные — индивидуальную. Такая подготовка пластов в совокупности называется комбинированной.

### 4.8.3 ПОДГОТОВКА ВЫЕМОЧНЫХ ПОЛЕЙ

После проведения в необходимом объеме горизонтальных подготавливающих выработок на транспортном горизонте приступают к проведению подготавливающих выработок в плоскости пласта, формирующих схему подготовки выемочных полей. Под *схемой подготовки выемочного поля* понимают совокупность характерно расположенных с учетом функционального назначения подготавливающих выработок, обеспечивающих формирование готовых к выемке частей шахтопласта.

В зависимости от деления выемочной ступени (шахтопласта) на части (см. рис. 4.2) различают панельную, этажную и погоризонтную подготовку.

*Панельную подготовку* применяют при любой мощности угольных пластов с углами падения до 20—25° (преимущественно до 15—18°). Размер панели по простиранию достигает 2,5—3 км. Ее размер по падению равен наклонной высоте выемочной ступени. Различают двусторонние (двукрылые) и односторонние (однокрылые) панели (рис. 4.16). В двусторонней панели бремсберг (уклон) с ходками проводят в середине выемочного поля по простиранию (рис. 4.16, а), в односторонней — у одной из его границ (рис. 4.16, б). Наиболее часто применяются двукрылые панели.



В практике разработки угольных пластов применяют различные схемы подготовки панелей. На рис. 4.16, а представлена наиболее простая схема, при которой для начала очистных работ достаточно пройти главный транспортный штрек, бремсберг (уклон) с ходками и ярусные штреки. Более сложная схема (рис. 4.16, в) предусматривает, кроме названных выработок, проведение фланговых печей и главного вентиляционного штрека. Такая схема подготовки позволяет осуществить прямоточное проветривание. В отличие от схемы, представленной на рис. 4.16, а, здесь показана панель при групповой подготовке пластов. В этом случае отпадает надобность в проведении транспортного штрека большой длины, что присуще индивидуальной подготовке (см. рис. 4.16, а). Длина его не превышает 120—150 м. При подготовке панелей в уклонной выемочной ступени на пластах наклонного падения уклоны проводят диагонально (под углом к линии падения).

Достоинства панельной подготовки: возможность повышения концентрации горных работ и конвейеризация транспорта от очистных забоев до ствола; сокращение объема поддерживаемых выработок. Недостатки: большие затраты на проведение и поддержание панельных наклонных выработок; сложная схема проветривания.

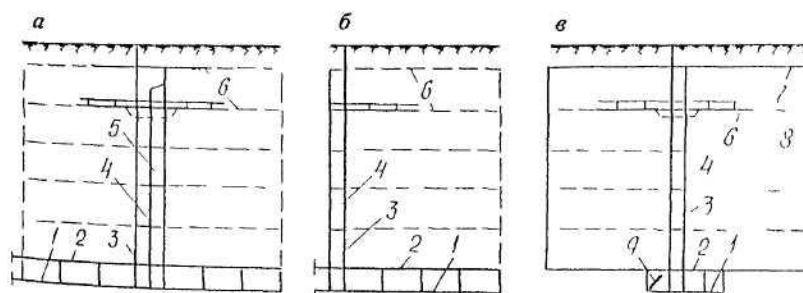


Рис. 4.16. Панельная подготовка выемочных полей

а — двусторонняя панель, б — односторонняя панель, в — двусторонняя панель с фланговыми печами, 1 — основной транспортный штрек, 2 — просек, 3 — путевой ходок, 4 — бремсберг, 5 — людской ходок, 6 — ярусные штреки, 7 — главный вентиляционный штрек, 8 — фланговая печь (ходок), 9 — промежуточный квершлаг

Особенностью панельной подготовки является расположение очистного забоя по падению пласта, а продвижение — по простиранию.

**Этажная подготовка** применяется при делении шахтопласта на этажи на крутонаклонных и крутых пластах, в отдельных случаях — на наклонных и пологих пластах при углах падения более  $8-10^\circ$ . При этажной подготовке этажи по простиранию делят на выемочные поля. Подготавливающие наклонные выработки (участковые бремсберги, уклоны, скаты) проводят в каждом выемочном поле. По ним осуществляется доставка угля до откаточного горизонта при делении этажа на подэтажи.

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

Этажная подготовка пологих и крутых пластов отличается друг от друга (рис. 4.17). На пологих пластах (рис. 4.17, а) при делении на подэтажи между этажными откаточным и вентиляционными штреками проводят участковые бремсберги, по которым уголь из верхних подэтажей доставляется на откаточный горизонт. Выемочные поля могут быть однокрыльые и двукрыльые.

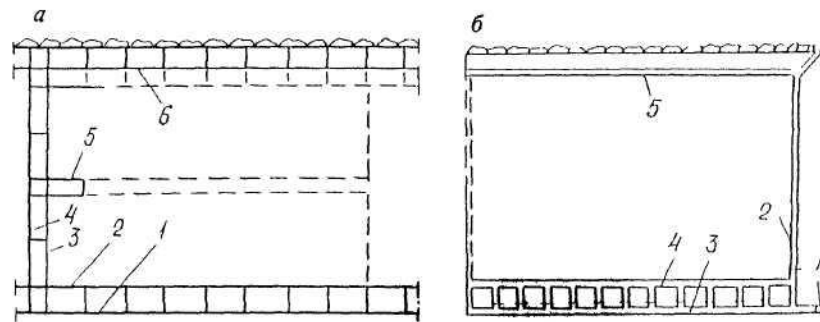


Рис. 4.17. Этажная подготовка выемочных полей:

а — пологое падение (1 — этажный откаточный штрек; 2 — просек; 3 — путевой ходок; 4 — участковый бремсберг; 5 — промежуточные (подэтажные) штреки; 6 — этажный вентиляционный штрек); б — крутое падение (1 — промежуточный квершлаг; 2 — центральный скат; 3 — пластовый откаточный штрек; 4 — параллельный штрек; 5 — минусовый (вентиляционный) штрек)

На крутых и крутонаклонных пластах (рис. 4.17, б), где доставка угля по падению осуществляется под действием гравитационных сил, проводят скаты, если предполагается деление этажа на подэтажи. На таких пластах применяют, как правило, групповую подготовку. Вентиляционный штрек проводят на несколько метров ниже бывшего откаточного. Отсюда его название — минусовый. Полная сеть подготавливающих выработок в выемочном поле, позволяющих начать очистную выемку, зависит от применяемой системы разработки.

Достоинства этажной подготовки: небольшой объем проведения наклонных горных выработок; более быстрый ввод очистных забоев в эксплуатацию (на пологих пластах); простые схемы проветривания и транспорта. Недостатки: разбросанность горных работ, большая протяженность этажных пластовых штреков, что приводит к росту затрат на их поддержание (на пологих пластах).

**Погоризонтная подготовка** выемочных полей осуществляется проведением в пределах выемочной ступени наклонных подготавливающих выработок (рис. 4.18). Длина наклонных подготавливающих выработок равна наклонной высоте выемочной ступени. Она может достигать 2000—3000 м. Расстояние между наклонными выработками (бремсбергами и ходками) равно длине очистного забоя. Особенность этой подготовки состоит в том, что очистной забой располагается по простиранию пласта, а перемещается по падению или восстанию. При высокой газообильности предпочтительной является выемка по падению, а при повышенной обводненности — по восстанию пласта. Как видно из приведенной схемы, подготовка может осуществляться как для одинарных, так и для спаренных очистных забоев.

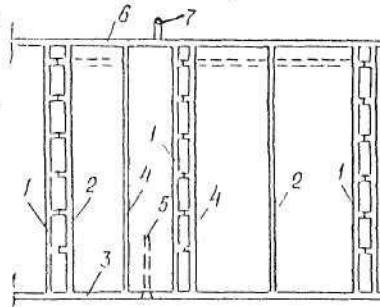


Рис. 4.18. Погоризонтная подготовка:  
 1 — вентиляционный ходок; 2 — бремсберг;  
 3 — главный транспортный штрек; 4 — ходок;  
 5 — главный квершлаг; 6 — главный вентиляционный штрек; 7 — шурф (вентиляционный ствол)

Погоризонтная подготовка рекомендуется к применению на пластах с углом падения до 10—12°. Она позволяет: снизить объем проведения подготавливающих выработок; упростить подготовку выемочных полей и схему транспорта полезного ископаемого; обеспечить стабильность длины очистного забоя; уменьшить вероятность встречи геологических нарушений, так как они в большинстве случаев располагаются по падению пластов; повысить безопасность ведения горных работ (при выемке по падению); сократить приток воды в призабойное пространство (при выемке по восстанию). Недостатки: ограниченные условия применения и трудность перевозки людей и материалов по длинным наклонным выработкам.

Непостоянство элементов залегания пластов в пределах шахтного поля (углов падения и простирания) может обусловить применение в пределах одного и того же шахтопласта смешанной подготовки: например, панельной и этажной или панельной и погоризонтной. В крыле шахтного поля с пологим залеганием пластов целесообразна панельная подготовка, в крыле с круто-наклонным или крутым залеганием — этажная.

## 4.9 ОКОЛОСТВОЛЬНЫЕ ДВОРЫ

*Околоствольным двором* (рис. 4.19) называют совокупность капитальных горных выработок, примыкающих к шахтным стволам и соединяющих их с главными откаточными и вентиляционными выработками. В околоствольном дворе размещаются различные камеры, предназначенные для обслуживания подземного хозяйства, транспортные ветви и вспомогательные выработки. Транспортная ветвь главного ствола называется скиповой, вспомогательного — клетевой. Часть ветви, по которой производят откатку порожних вагонеток, называется порожняковой. Ветвь, по которой осуществляется транспортирование угля, называется главной ветвью.

В зависимости от характера движения груженых и порожних вагонеток, от направления примыкания ветвей к главной

транспортной выработке и направлений поступления грузов различают несколько типов околоствольных дворов (рис. 4.20). Если к скиповому стволу груз поступает с двух сторон, то такой околоствольный двор является двусторонним, с одной стороны — односторонним. Односторонние околоствольные дворы (см. рис. 4.19) применяют при их расположении за пределами свиты угольных пластов (см. рис. 4.9), двусторонние — при расположении между пластами (см. рис. 4.7).

По характеру движения груженых и порожних вагонеток различают **круговые** и **челноковые** околоствольные дворы. В круговом околоствольном дворе вагонетки поступают во двор и выходят из него одним и тем же торцом. Круговой околоствольный двор с односторонним поступлением грузов называ-

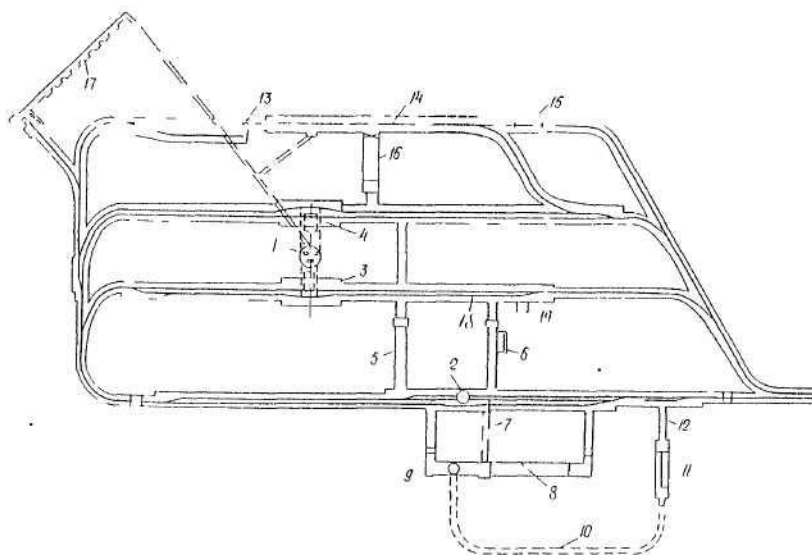


Рис. 4.19. Схема околоствольного двора:

1 — скиповый ствол; 2 — клетевой ствол; 3 — породный опрокидыватель; 4 — угольный опрокидыватель; 5 — камера ожидания; 6 — камера междупункта; 7 — водотрубный ходок; 8 — камера центральной электроподстанции; 9 — камера главного водоотлива; 10 — вододоборник; 11 — камера осветляющих резервуаров; 12 — камера обезвоживающей установки; 13 — депо противопожарного поезда; 14 — гараж-зарядная; 15 — ремонтная мастерская; 16 — выпрямительная подстанция; 17 — склад ВМ; 18 — посадочная станция; 19 — санузел

ется петлевым (см. рис. 4.19). В Челноковых околоствольных дворах грузенные вагонетки поступают во двор и выходят порожними из него противоположными торцами.

По направлению примыкания ветвей околоствольного двора к главной транспортной выработке горизонта различают околоствольные дворы с *параллельным, перпендикулярным и диагональным* расположением ветвей (рис. 4.21).

По типу подъема в стволах околоствольные дворы бывают клетевые и скипо-клетевые. Наиболее распространены скипо-клетевые околоствольные дворы: один из стволов является скиповым, другой — клетевым.

По типу поступающих грузенных составов околоствольные дворы бывают для смешанных (рис. 4.21, а, б) и специализированных (рис. 4.21, в, г) составов. В первом случае уголь и порода поступают по одной грузовой ветви, во втором — по отдельным.

Наиболее распространены круговые околоствольные дворы. Их достоинствами являются: компактное расположение выработок; простые маневры с составами; простая привязка к конкретным горно-геологическим условиям.

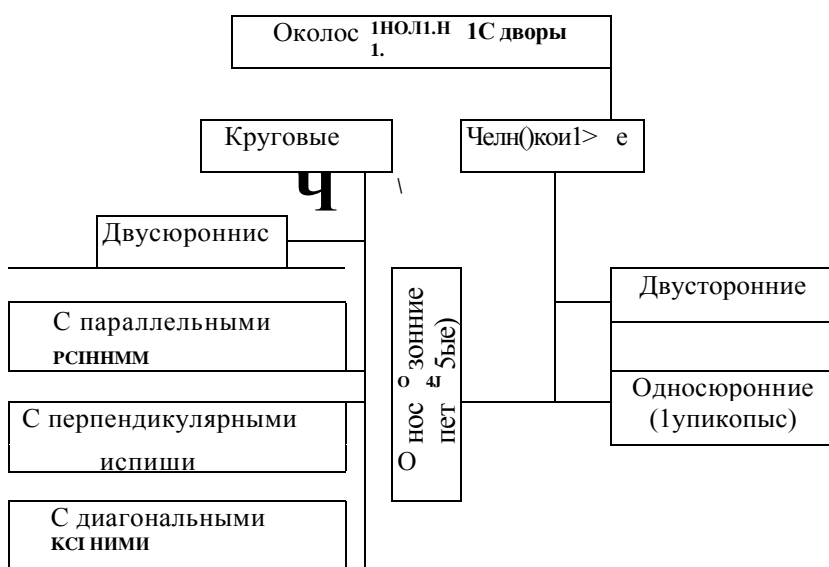


Рис. 4.20. Классификация околоствольных дворов

рис. 4.21. Схемы двусторонних околоствольных дворов:

а — круговой с параллельными ветвями; б — круговой с перпендикулярными ветвями; в — круговой с диагональными ветвями; г — челноковый; ж — главный ствол; з — вспомогательный ствол; и — главная транспортная выработка; к — угольная разгрузочная яма; л — породная разгрузочная яма

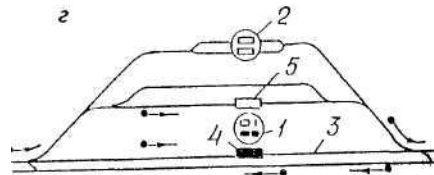
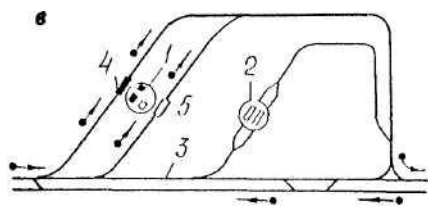
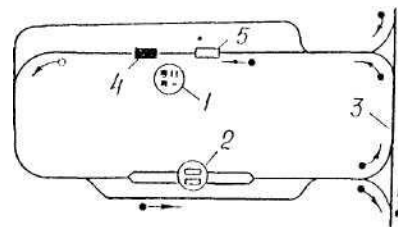
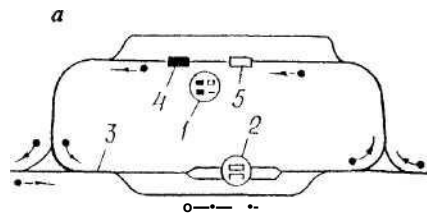


Рис. 4.22. Схема двустороннего околоствольного двора с конвейерным транспортом: ж — главный ствол; з — вспомогательный ствол; и — бункер-накопитель; к — магистральный конвейер

Недостатки: большое количество криволинейных выработок и закруглений пути; сложность проведения и эксплуатации криволинейных выработок; недостаточное использование главной откаточной выработки.

Челноковые околоствольные дворы отличаются прямолинейностью выработок и максимальным использованием главной откаточной выработки. Однако в них более сложные маневры с составами, что обуславливает невысокую пропускную способность. Их сложнее привязывать к конкретным горно-геологическим условиям из-за большой Длины выработок.

^J 3 //

Околоствольные дворы шахт с конвейерным транспортом полезного ископаемого имеют упрощенную компоновку (рис. 4.22), более экономичны и производительны по сравнению с околоствольными дворами с рельсовым транспортом.

Выбор типа околоствольного двора зависит от числа вскрываемых пластов в шахтном поле, взаимного расположения главного и вспомогательного стволов, способа и схемы вскрытия, расстояния между пластами и других горно-геологических условий. Например, при вскрытии одиночного пологого пласта целесообразен двусторонний круговой или челноковый околоствольный двор с параллельными ветвями, где в качестве главной транспортной выработки используется откаточный штрек (см. рис. 4.5). В зависимости от расстояния между пластами применяют околоствольный двор с параллельными или перпендикулярными ветвями. Здесь в качестве главной ветви используется главный квершлаг.

#### **4.10 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС ПОВЕРХНОСТИ ШАХТ**

*Поверхность шахт* представляет собой сложный комплекс сооружений и коммуникаций, обеспечивающих выполнение множества технологических операций, основными из которых являются: прием и обработка угля; складирование и отправка угля потребителям; контроль количества и качества отгружаемого угля; прием породы на поверхности, аккумуляция ее и погрузка на транспортные средства; спуск-подъем в шахту людей, оборудования и материалов; подача в шахту свежего воздуха для проветривания; обеспечение шахты электрической, тепловой и пневматической энергией; прием и очистка шахтных вод и хозяйственных стоков; бытовое обслуживание трудящихся.

Площадь, на которой расположен поверхностный комплекс, называют промышленной площадкой (промплощадкой). В зависимости от способов и схем вскрытия месторождения объекты поверхности шахт располагаются на одной или нескольких



промплощадках. При этом на основной промплощадке, как правило, располагаются главные стволы (вертикальные или наклонные), железнодорожная станция, административно-бытовой комбинат, а также объекты энергетического и ремонтно-складского комплексов. На вспомогательных промплощадках размещают комплексы фланговых стволов с вентиляционными установками и очистные сооружения шахтных вод.

При проектировании поверхности шахт предусматривают: максимальное сокращение территории под застройку; функциональное зонирование территории промплощадки с учетом рациональных транспортных потоков и очередности строительства; пакетно-контейнерную доставку материалов от предприятий-поставщиков; использование агрегированных технологических узлов и блоков с максимальной степенью их заводской готовности; централизацию и кооперацию ремонтно-складского хозяйства.

Структурную схему генерального плана промышленной площадки шахты определяют технологические комплексы главного и вспомогательного стволов, имеющие непосредственную связь с подземными работами. Большинство зданий на поверхности шахты объединены в три основных блока: блок главного ствола, блок вспомогательного ствола и административно-бытовой комбинат. Благодаря блочной компоновке уменьшается протяженность эстакад, сокращается длина коммуникаций, уменьшается территория промышленной площадки, а поверхность шахты приобретает архитектурную выразительность.

Расположение зданий и сооружений определяется *генеральным планом* (рис. 4.23), на котором нанесены здания, сооружения, железнодорожные пути и автомобильные дороги.

Подъем добытого полезного ископаемого и других грузов осуществляется в скипах и клетях, спуск-подъем людей, оборудования и материалов — в клетях. В качестве подъемных устройств обычно применяют подъемные машины с барабанными органами навивки канатов. Для установки направляющих шкивов, разгрузочных кривых, разгрузочного бункера и другого оборудования над стволами шахт возводят копры (рис. 4.24) различной конструкции — А-образные, шатровые, башенные и четырехстоечные.

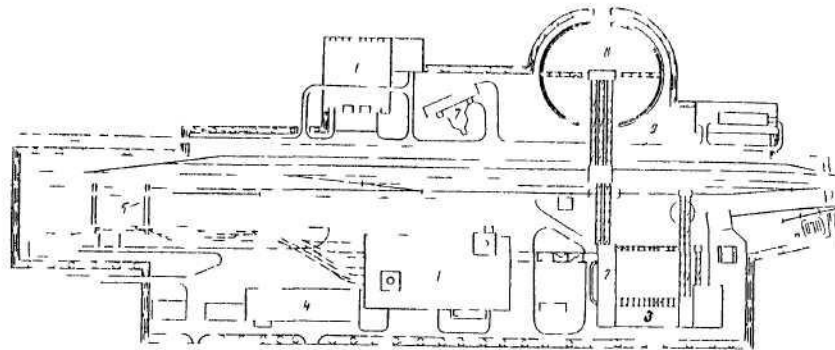


Рис. 4.23. Генеральный план промплощадки шахты

1 — блок главного и вспомогательного стволов, 2 — обогатительная установка, 3 — котельная, 4 — административно-бытовой комбинат, 5 — склад крепежных материалов, 6 — электроподстанция, 7 — вентиляционная установка, 8 — угольный склад, 9 — углепогрузочный пункт

Многоканатные подъемные машины устанавливают в верхней части башенного железобетонного копра.

Выданный из шахты уголь подвергается обогащению на шахтовой ОФ или ЦОФ. Погрузка угля в железнодорожные полувагоны осуществляется из бункеров. На случай отсутствия транспортных средств вблизи железнодорожного бункера устраивают резервный склад угля.

На шахтах попутно с добычей угля на поверхность выдают породу, получаемую

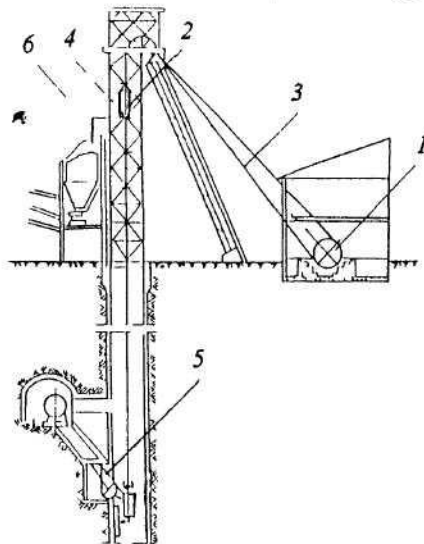


Рис. 4.24. Вертикальная скиповая подъемная установка

1 — подъемная машина, 2 — скипы, 3 — канаты, 4 — копер с направляющими шкивами, 5 — загрузочное устройство, 6 — разгрузочное устройство

от проходки горных выработок. Для ее складирования устраивают *породные отвалы*.

*Административно-бытовой комбинат* представляет собой комплекс помещений различного назначения: административные, зал собраний, бытовые (баня, сушилка, ламповая, зарядная).

## **4.11**

### **ОЧИСТНЫЕ РАБОТЫ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ**

#### **4.11.1**

##### **ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ОЧИСТНЫХ РАБОТ**

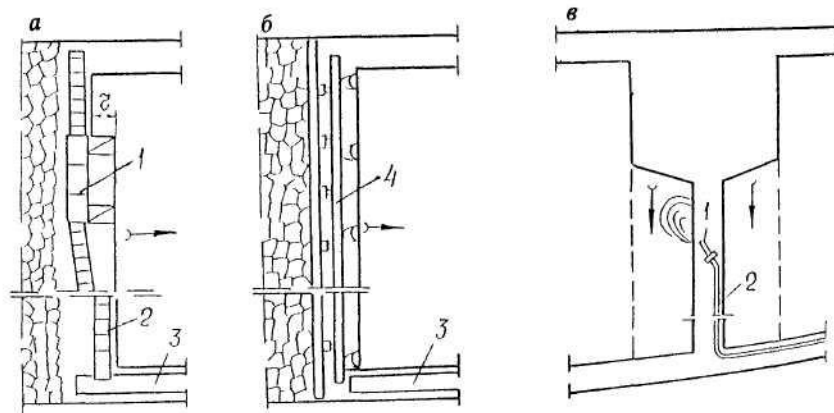
Под *очистными работами* понимают собственно выемку полезного ископаемого, крепление забоя и управление кровлей. Очистная выемка — это совокупность процессов отбойки, погружки на забойный конвейер и доставки угля до ближайшей транспортной выработки (конвейерного штрека, бремсберга, уклона и др.). Названные процессы очистных работ характерны для пологих и наклонных пластов, где широко применяется комплексная механизация. В других условиях могут отсутствовать такие процессы, как крепление и управление кровлей, погружка и механизированная доставка угля в забое.

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

*Очистной забой* — забой, в котором осуществляется массовая добыча полезного ископаемого. По технологическому принципу очистные забои подразделяются на длинные и короткие. Принято забои длиной более 20 м считать длинными, менее — короткими. Технологии выемки угля в длинных и коротких забоях существенно различны. Для них созданы принципиально различные средства механизации, транспорта и крепления. Подготавливающие выработки, примыкающие к длинному очист-

ному забою, называют выемочными. При выемке по простиранию ими являются конвейерный и вентиляционные штреки.

В длинных очистных забоях, называемых лавами, применяют две схемы выемки: фланговую и фронтальную. При **фланговой** схеме (рис. 4.25, а) отделение угля от массива осуществляется выемочной машиной, перемещающейся вдоль забоя перпендикулярно к направлению его подвигания. В зависимости от ширины захвата выемочной машины различают **широкозахватную**, **узкозахватную** и **струговую** выемку угля. При широкозахватной выемке ширина захвата более 1 м, узкозахватной — 0,5—1,0 м, струговой — 0,03—0,15 м. Широкозахватная выемка в настоящее время не применяется. Основными выемочными машинами в длинных очистных забоях на современном этапе развития технологии угледобычи являются **узкозахватные комбайны**. В отечественной практике струговая выемка распространения не получила.



**Рис. 4.25.** Технологические схемы очистных работ  
 а — фланговая (1 — выемочная машина, 2 — забойный конвейер, 3 — штрековый перегружатель,  $r$  — ширина захвата выемочной машины), б — фронтальная (3 — перегружатель, 4 — выемочная машина), в — в коротком очистном забое (1 — гидромонитор, 2 — высоконапорный трубопровод)

При *фронтальной выемке* (рис. 4.25, б) отделение угля от массива осуществляется выемочным агрегатом одновременно по всей длине очистного забоя. Такая технология позволяет осуществлять добычу угля без постоянного присутствия людей в очистном забое. Испытаны отдельные опытные образцы.

В отечественной практике выемка угля короткими очистными забоями более или менее широкого применения не имеет. Выемку угля короткими очистными забоями применяют, в частности, при гидродобыче (рис. 4.25, в).

На шахтах России и СНГ основную добычу дают длинные очистные забои. Они могут быть различно ориентированы (рис. 4.26) относительно элементов залегания пласта. Они могут быть расположены по падению (а) или простиранию (б, в) пласта, а перемещаться по простиранию, падению или восстанию. Иногда имеет место иная ориентация забоев относительно простирания и падения: они могут располагаться, например, диагонально. Преимущественно на шахтах забои располагают по падению пласта. Иное расположение очистных забоев обуславливается влияющими факторами.

Отделение угля от массива и его дробление осуществляют комбайнами, стругами, агрегатами, гидромониторами, механо-гидравлическими машинами и буровзрывными работами. Наиболее распространена в длинных очистных забоях выемка угля комбайнами.

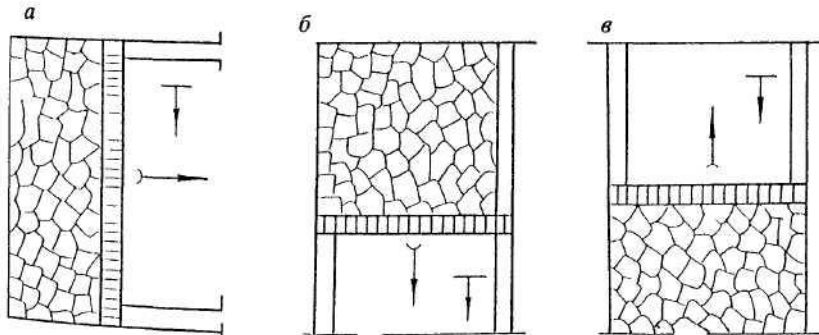


Рис. 4.26. Схемы подвигания очистных забоев  
а — по простиранию; б — по падению, в — по восстанию

### 4.11.2 МЕХАНИЗИРОВАННАЯ ВЫЕМКА УГЛЯ В ДЛИННЫХ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ

Основным средством механизированной выемки угля на пологих и наклонных пластах являются очистные комбайны. Очистной *угольный комбайн* — машина, одновременно выполняющая в забое операции по отделению угля от массива, дроблению его до кусков транспортабельного размера и навалке на забойный конвейер. Угольный комбайн как выемочная машина состоит из электродвигателя, механизма подачи, исполнительного органа, погрузочного устройства и систем управления и пылеподавления.

Действие исполнительных органов большинства комбайнов основано на принципе механического разрушения угля. Наиболее эффективными являются такие исполнительные органы, при работе которых в угле возникают растягивающие напряжения без образования объемного напряженного состояния.

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

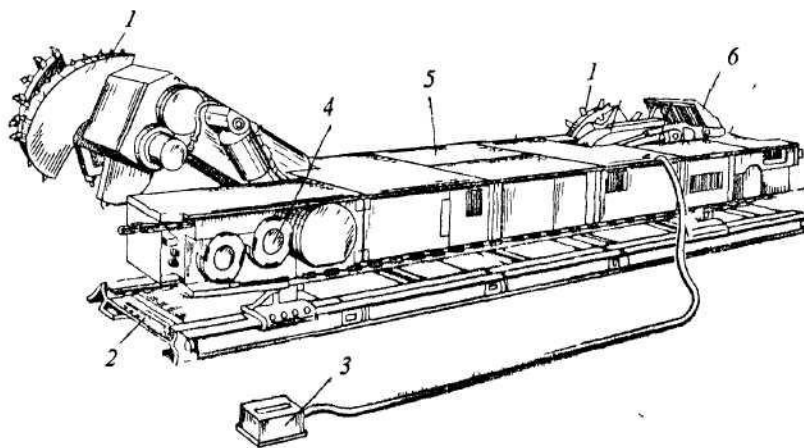
Наибольшее распространение получили барабанные и шнековые исполнительные органы, которыми оснащаются узкозахватные комбайны.

Барабанный исполнительный орган, литой или сварной конструкции, осуществляет разрушение угля путем скола с открытой поверхности забоя стружки толщиной 20—30 мм. Основными достоинствами барабанных исполнительных органов являются: простота конструкции; высокий КПД; возможность применения на углях любой крепости и вязкости. Недостатки: значительное измельчение угля и большое пылеобразование, невозможность самозарубки в пласт.

Большинство современных узкозахватных комбайнов оснащены шнековыми исполнительными органами. Основное их достоинство заключается в том, что шнеками осуществляется погрузка угля на конвейер. Принцип разрушения угля шнеками таков же, как и барабанами, но с некоторым снижением присущих им недостатков.

Обычно узкозахватные комбайны оснащены двумя шнеками. Они располагаются либо с одной, либо с обеих сторон корпуса комбайна (рис. 4.27). Положение шнеков легко регулируется по высоте гидродомкратами, что позволяет осуществлять выемку угля при различной мощности пласта. Конструкция комбайнов допускает возможность фронтальной зарубки шнеков в пласт и механизированную выемку угля на концевых участках лавы без ниш. При этом приводная и концевая головки забойного конвейера должны быть вынесены в прилегающие к очистному забою выработки.

В отличие от широкозахватных узкозахватные комбайны перемещаются по раме забойного конвейера, располагаемого у забоя. Перемещение комбайна вдоль забоя осуществляется с помощью приводной звезды и калиброванной цепи, растянутой



**Рис. 4.27.** Узкозахватный комбайн со шнековым исполнительным органом:  
1 — шнеки, 2 — конвейер, 3 — пульт управления, 4 — механизм подачи; 5 — электродвигатель; 6 — погрузочный щиток

вдоль забоя и закрепленной по концам на головках забойного конвейера. Наличие цепной передачи обеспечивает перемещение комбайна по всей длине лавы без остановки. Наиболее совершенными являются комбайны с бесцепной передачей, при которой комбайн перемещается с помощью зубчатого колеса по цевочной рейке, закрепленной на раме конвейера.

В настоящее время промышленностью выпускаются различные типы узкозахватных комбайнов, предназначенные для работы в разнообразных горно-геологических условиях. Некоторые из них могут быть применены как с механизированными, так и индивидуальными крепями при углах падения до 35°.

Характеристики ряда комбайнов приведены в табл. 4.1.

Наряду с указанными комбайнами для механизации выемки угля на тонких крутых пластах, где применялись отбойные молотки, были созданы специальные комбайны. Узкозахватные комбайны для крутых пластов успешно работали при породах кровли не ниже средней устойчивости, так как по условиям эксплуатации крепь возводят или передвигают после выемки ленты шириной 0,9—1,0 м на всю длину лавы. Наибольшая эффективность работы комбайнов достигается в комплексе с механизированными крепями, исключая трудоемкие работы по креплению и управлению кровлей.

Важной эксплуатационной характеристикой комбайна является его производительность.

Таблица 4.1

Краткая техническая характеристика очистных комбайнов

Тип комбайна	Мощность пласта, м	Ширина захвата, м	Максимальная скорость подачи, м/мин	Мощность электропривода, кВт	Механизм подачи
2ГШ68	1,4—2,5	0,63; 0,8	6,0	320	Реечный
КШЗМ	1,6—3,6	0,5; 0,63	4,4	290	Цепной
2КШЗ	2,0—4,1	0,5; 0,63	4,4	290	Цепной
К500	1,5—3,5	0,63	10,0	635	Реечный
К700	3,0—6,0	0,63	10,0	635	Реечный



Под производительностью комбайна понимают количество угля, добываемого в единицу времени. Различают теоретическую, техническую и эксплуатационную производительности очистного комбайна.

Теоретическая производительность  $Q_T$  (т/мин), т.е. количество угля, добываемого комбайном за единицу времени при непрерывной его работе по выемке,

$$Q_T = mrV_n\gamma,$$

где  $m$  — средняя вынимаемая мощность пласта в лаве, м;  $r$  — ширина захвата исполнительного органа, м;  $V_n$  — допустимая скорость подачи комбайна, м/мин;  $\gamma$  — плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

Допустимую скорость подачи комбайна можно определить из выражения

$$V_n = N_y / 60H_wmr\gamma,$$

где  $N_y$  — устойчивая мощность электродвигателя комбайна, кВт;  $H_w$  — удельные энергозатраты на выемку угля, кВт·ч/т.

Техническая производительность  $Q_{\text{тех}}$  (т/ч), т.е. производительность с учетом затрат времени на вспомогательные операции и устранение отказов в работе комбайна за период полного цикла выемки угля, составляет

$$Q_{\text{тех}} = 60 Q_T K_T,$$

где  $K_T$  — коэффициент технически возможной непрерывной работы комбайна в конкретных условиях.

Эксплуатационная производительность комбайна  $Q_3$  (т/смену), определяемая с учетом всех непроизводительных затрат времени в забое, равна

$$Q_3 = 60 Q_T T_{\text{см}} K_M,$$

где  $T_{\text{см}}$  — продолжительность смены, ч;  $K_M$  — коэффициент машинного времени, учитывающий непрерывность работы комбайна при его эксплуатации в конкретных условиях.

Производительность выемочной машины определяет нагрузку на очистной забой и уровень технико-экономических показателей.

Кроме комбайнов выемка угля в длинных очистных забоях может осуществляться струговыми установками.

**Струговая установка** — выемочная машина, предназначенная для механической отбойки, погрузки и доставки угля в очистных забоях. Струговая выемка является одним из наиболее прогрессивных способов добычи угля. Она имеет ряд существенных преимуществ перед комбайновой, заключающихся в следующем: улучшается сортность добываемого угля и уменьшается пылевыведение; более простое оборудование; низкая энергоемкость процесса разрушения и погрузки угля на конвейер; простой способ погрузки угля; возможность применения на весьма тонких пластах; наибольшая пригодность для полной автоматизации технологического процесса выемки угля в длинных очистных забоях.

Наибольшее применение получили быстроходные струговые установки статического действия. Исполнительным органом струговой установки является струг. При движении вдоль забоя прижимаемого к нему струга снимается стружка угля толщиной 50—150 мм. Отбитый таким образом уголь корпусом струга грузится на конвейер. Кроме статических созданы динамические струги для разрушения крепких и вязких углей. Применяются также скрепероструги.

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

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

Струговая установка статического действия (рис. 4.28) состоит из передвижного скребкового конвейера 2, струга 4 с зубьями и лемехом. Струг перемещается по направляющей 3 и прижимается к забою вместе с конвейером домкратами 1. Тяговым органом струга является калиброванная цепь 5 и привод 6. Забой-

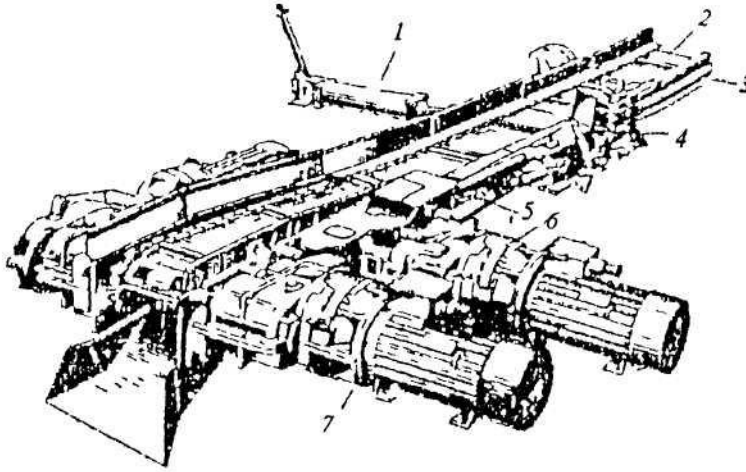


Рис. 4.28. Общий вид струговой установки

ный конвейер приводится в движение приводом 7. Электрооборудование струговой установки располагается на концах забоя. Промышленностью выпускаются струговые установки СО904, СН96.

Эксплуатационную производительность струговой установки можно определить по формуле

$$Q_s = 360 K_m h m V_c \gamma,$$

где  $Q_s$  — эксплуатационная производительность струговой установки, т/смену;  $K_m$  — коэффициент машинного времени (0,25—0,35);  $h$  — средняя толщина снимаемой стругом стружки, м;  $m$  — вынимаемая мощность пласта, м;  $V_c$  — скорость движения струга при резании, м/мин;  $\gamma$  — плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

### 4.11.3

#### ДОСТАВКА УГЛЯ В ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ

На угольных шахтах для доставки угля в длинных очистных забоях на пологих и наклонных пластах применяют скребковые конвейеры. Они получили широкое распространение, так

как относительно просты по конструкции, пригодны к тяжелым условиям эксплуатации, приспособлены для работы с очистными комбайнами, стругами и механизированными крепями. Они являются базой современных механизированных комплексов.

**Скребковые конвейеры** должны удовлетворять следующим требованиям: производительность должна быть выше максимальной производительности выемочной машины; обеспечение нормальной погрузки угля на штрековый перегружатель или конвейер; минимальная высота става конвейера со стороны забоя; обеспечение погрузки угля с почвы пласта при передвижении конвейера к забою; высокая надежность в работе.

Скребковый конвейер (рис. 4.29) состоит из верхнего и нижнего металлических желобов, по которым перемещается бесконечная цепь со скребками, состоящая из грузовой и порожняковой ветвей. По концам конвейера располагаются приводная и натяжная головки. Желоб конвейера собирают из отдельных секций (рештаков), соединяемых быстроразъемными замками. Цепь конвейера легко разбирается на отдельные отрезки. Благодаря этому конвейерный став можно быстро разобрать или собрать на новом месте, укоротить или удлинить его.

Скребковые конвейеры, применяемые для транспортирования угля в лавах, необходимо периодически перемещать вслед за продвижением очистного забоя. Перемещение скребковых конвейеров может быть двояким: путем полной разборки на части, переноски их на новое место и сборки; путем передвижки конвейера без разборки или по всей его длине, или последовательно частями за счет изгиба конвейерного става в горизонтальной плоскости.

Скребковые конвейеры, предназначенные для транспортирования угля вдоль забоя, подразделяются на четыре типа: СП — передвижные изгибающиеся (одно-, двух- и трехцепные); СР — разборные переносные двухцепные; С — разборные переносные одноцепные; СК — разборные переносные одноцепные с консольно расположенными скребками (ветви рештачного става расположены в горизонтальной плоскости). Технические показатели некоторых типов конвейеров представлены в табл. 4.2. Скребковые конвейеры могут комплектоваться двумя или четырьмя двигателями. В последнем случае двигатели устанавли-

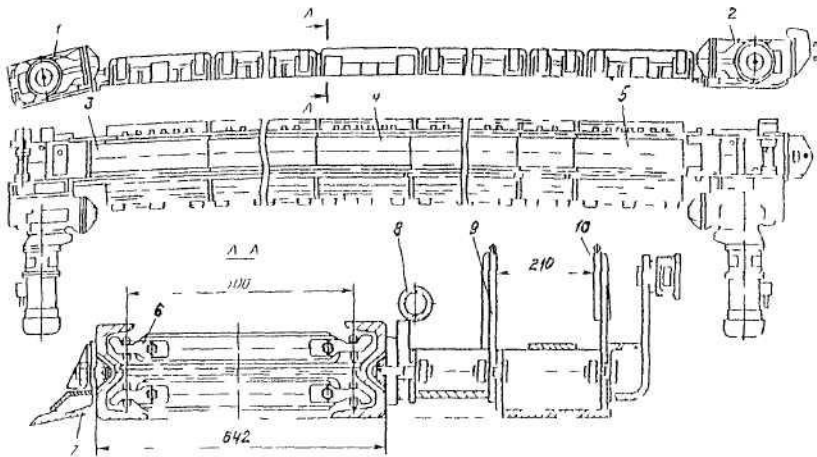


Рис. 4.29. Схема передвижного скребкового конвейера

1 — головной привод, 2 — натяжной привод, 3, 5 — головной и хвостовой решетки, 4 — решетчатый став, 6 — скребковая цепь, 7 — лемех для зачистки почвы в забое от угля, 8 — направляющая для комбайна, 9, 10 — борта для кабелеукладчика

ливают по два в головной и хвостовой частях конвейера. Передвижные конвейеры оборудуются подборщиком угля, оставшегося на почве за комбайном. Могут применяться как с индивидуальной, так и с механизированными креплениями при углах падения до 35°.

Таблица 4 2

Краткая техническая характеристика скребковых конвейеров

Показатели	Тип конвейера			
	С53МУ	СР72	СПЦ261	СПЦ271
Производительность, т/ч	210	600	500	700
Скорость движения цепи, м/с	1,07	0,95	1,0	1,0
Длина в поставке, м	150	200	200	250
Мощность привода, кВт	45	55×4	110×2	200×2
Высота погрузки, мм	270	200	260	260

Достоинства скребковых конвейеров: высокая прочность конструкции; небольшая высота погрузки; возможность движения выемочной машины по ставу конвейера, а также механизированной передвижки конвейера гидродомкратами без разборки; возможность изменения направления грузопотока.

Вместе с тем скребковые конвейеры имеют ряд недостатков, основными из которых являются: быстрый износ желобов, цепей и скребков вследствие трения перемещаемого по желобу угля, особенно с увеличением его абразивности; возможность заклинивания цепей на звездочках; высокий расход энергии; значительное измельчение угля; ограниченные возможности удлинения одного става и повышения производительности.

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

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

#### 4.11.4

#### КЛАССИФИКАЦИЯ ПОРОД КРОВЛИ

Рассмотрим некоторые характеристики пород кровли, оказывающие влияние на эффективность работ выемочных машин.

Породы кровли могут быть классифицированы по различным признакам: обрушаемости, устойчивости и т. д.

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

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

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

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

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

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

Склонность пород кровли к обрушению зависит от их непосредственного состава и строения. Песчаники и известняки менее склонны к обрушению, они относятся к труднообрушающимся породам, различные сланцы — к легкообрушающимся. При этом слоистость и трещиноватость пород кровли способствуют усилению ее обрушаемости.

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

Породы кровли по обрушаемости, по классификации б. ВУГИ, делятся на четыре класса:

1. В непосредственной кровле залегают легкообрушающиеся породы мощностью не менее 6—8-кратной мощности разрабатываемого пласта.

2. В непосредственной кровле залегают легкообрушающиеся породы мощностью менее 6—8-кратной мощности разрабатываемого пласта, в основной же кровле залегают труднообрушающиеся породы, которые обрушаются после обнажения на значительной площади.

3. В непосредственной кровле залегают относительно мощные слои труднообрушающихся пород, не обрушающиеся вслед за выемкой угля и перемещением крепи. Кровля способна сохранять свою устойчивость после обнажения.

4. В непосредственной кровле залегают породы, склонные к плавному прогибу без значительных трещин и разрывов (на пластах мощностью до 1,0 м).

Эта классификация широко применялась для выбора соответствующего способа управления кровлей при применении индивидуальной деревянной крепи.

Из приведенной классификации следует, что наличие того или иного класса пород в непосредственной кровле предопределяет характер проявлений горного давления. При наличии в непосредственной кровле пород первого класса, когда при ее обрушении происходит самоподбучивание основной кровли, нагрузки на крепь формируются только под действием веса пачки пород непосредственной кровли. Когда же основная кровля не подбучивается, что имеет место при породах второго класса, нагрузка на крепь формируется весом слоев пород непосредственной и основной кровли. В этом случае крепь не всегда может противостоять возникающим нагрузкам.

На крутых пластах кроме обрушения кровли происходит сползание пород почвы. Для таких условий была разработана классификация ДонУГИ, в которой породы кровли разделены на шесть классов.

Существует также классификация пород кровли по устойчивости, под которой понимают свойство горных пород образовывать устойчивые обнажения без крепи при ведении горных работ. По устойчивости породы кровли делят на пять классов:

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



*неустойчивая* — устойчивость сохраняется в течение 2—3 ч. в призабойной полосе шириной 1 м;

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

*устойчивая* — устойчивость в призабойной полосе до 2,9 м сохраняется до 2 сут;

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

#### 4.11.5 ГОРНОЕ ДАВЛЕНИЕ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ

Горные породы в нетронутом массиве находятся в состоянии напряженного равновесия. Угольный пласт на глубине  $H$  испытывает напряжение  $\sigma = \gamma H$ , где  $\gamma$  — средняя плотность горных пород,  $\text{кг/м}^3$ ;  $H$  — глубина залегания пласта, м. В процессе выемки угля впереди забоя происходит перераспределение напряжений (рис. 4.30). При этом различают три зоны, примыкающие к забою.

В зоне 1 сохраняются напряжения, характерные для нетронутого массива. Уголь находится в состоянии трехслойного сжатия.

Зона 2 — зона опорного давления и характеризуется повышенным напряжением  $\sigma = k\gamma H$ , где  $k$  — коэффициент концентрации напряжений ( $k > 1$ ). В этой зоне уголь находится в состоянии двуслойного сжатия. Максимум опорного давления находится на расстоянии от трех до пяти-шести мощностей пласта от кромки пласта.

Опорное давление проявляется по всему

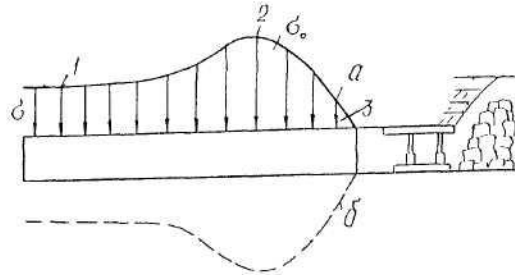


Рис. 4.30. Схема распределения опорного давления на угольный пласт впереди очистного забоя:  
 $a$  — в кровле пласта;  $b$  — в почве пласта

периметру выработанного пространства (впереди и позади лавы, в верхней и нижней ее частях). Оно скрывает влияние на состояние крепи подготовительных выработок, находящихся в зоне влияния очистных работ, может вызвать внезапное разрушение целиков угля.

Опорное давление является следствием пригрузки от нависающей консоли непосредственной и основной кровли, воспринимаемой краевой частью угольного массива.

Зона 3 непосредственно примыкает к забою. В ней уголь обычно раздавлен и напряженное состояние им утрачено. Это обстоятельство способствует облегчению отбойки угля от массива соответствующими исполнительными органами выемочных машин.

По мере подвигания очистного забоя волна опорного давления постоянно перемещается, создавая повышенные и пониженные, по сравнению со статическими, напряжения в угольном пласте и прилегающих к нему породах. Это свидетельствует о том, что при выемке полезного ископаемого в массиве, окружающем очистную выработку, протекают сложные процессы в изменении его напряженного состояния: горные породы последовательно проходят стадии повышенных и пониженных, по сравнению со статическими, напряжений в угольном пласте и прилегающих к нему породах, разгрузки, упругого восстановления. Эти явления протекают не только в кровле, но и в почве угольного пласта.

В результате извлечения полезного ископаемого в забое очистной выработки происходит обнажение кровли. Кровля под действием собственного веса и веса вышележащих пород приходит в движение. При опускании кровли происходит ее расслоение по плоскостям напластования, переходящее с течением времени в обрушение. Сначала обрушается непосредственная кровля, а затем и основная.

Первая посадка кровли происходит при отходе очистных работ от разрезной печи на более или менее значительное расстояние, достигающее иногда 50—60 м и более. При дальнейшем подвигании очистного забоя, когда произошла первая посадка кровли, осуществляют регулярное обрушение непосредст-

венной кровли, называемое первичной посадкой. В большинстве случаев породы основной кровли зависят в виде консоли и обрушаются после подвигания забоя на некоторое расстояние. Обрушение консоли основной кровли называют вторичной посадкой.

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

Крепь может удерживать кровлю от обрушений только в непосредственной близости от забоя. Здесь кровля пласта и вышележащие породы удерживаются также силами сцепления. На некотором расстоянии от забоя влияние этой связи настолько ослабевает, что обычное крепление оказывается уже недостаточным.

Давление пород со стороны выработанного пространства может восприниматься закладочным массивом или специальной крепью (рис. 4.31). Крепи различной конструкции и закладка защищают призабойное пространство от обрушений. В настоящее время для защиты призабойного пространства на пологих и наклонных пластах широко применяют механизированные крепи.

Для объяснения поведения пород кровли в очистном забое и определения нагрузок на крепь предложены различные гипотезы горного давления: гипотеза свода М.М. Протодяконова, гипотеза балок В.Д. Слесарева и др. Одной из гипотез, объясняющей формирование нагрузки на крепь, является гипотеза шарнирных блоков Г.Н. Кузнецова (рис. 4.32).

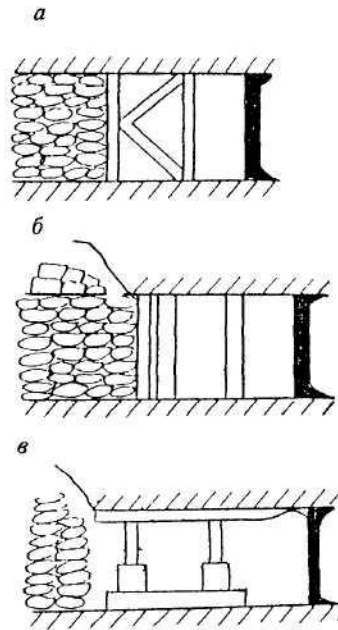


Рис. 4.31. Поддержание выработанного пространства закладкой (а), специальной стоечной крепью (б) и механизированной крепью (в)

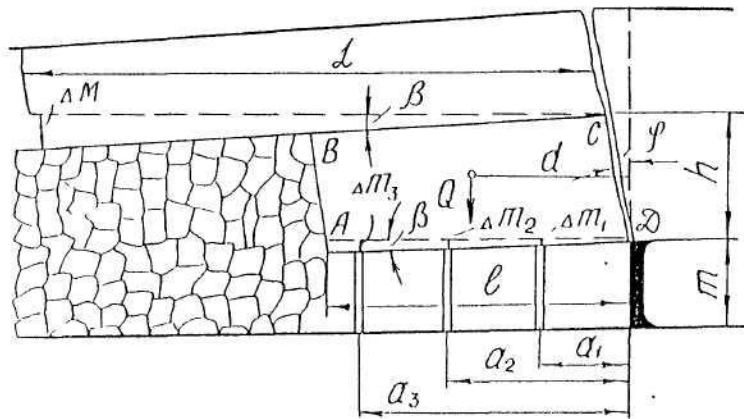


Рис. 4.32. Схема блочного обрушения пород кровли (по Г.Н. Кузнецову)

Согласно гипотезе шарнирных блоков нагрузка на крепь создается весом пород непосредственной кровли блока  $ABCD$ , который обламывается от массива по плоскости  $CD$  под углом  $\varphi$  к вертикали. Предполагается, что обламывающийся блок непосредственной кровли поворачивается у забоя, как вокруг жесткой опоры. При этом основная кровля опускается в виде отдельных блоков на обрушенные породы непосредственной кровли. В отдельных случаях можно предположить, что угол наклона непосредственной и основной кровли будет приблизительно одинаковым. Исходя из этого допущения, можно определить величину податливости крепи по формуле

$$\Delta m = a \operatorname{tg} \beta,$$

где  $\Delta m$  — величина податливости крепи, мм;  $a$  — расстояние от крепи до забоя, мм;  $\beta$  — угол наклона кровли, град;

$$\operatorname{tg} \beta = \Delta M / L,$$

где  $\Delta M$  — величина опускания конца блока основной кровли, мм;  $L$  — длина блока основной кровли, равная ее шагу обрушения, мм.

Величину  $\Delta M$  можно определить по формуле

$$\Delta M = m + h(1 - k_1 k_2),$$

где  $m$  — мощность пласта, мм;  $h$  — мощность непосредственной кровли, мм;  $k_1$  — коэффициент разрыхления пород непосредственной кровли;  $k_2$  — коэффициент уплотнения обрушенных пород.

Давление на крепь оказывает масса пород блока, равная

$$Q = lh\gamma,$$

где  $Q$  — масса блока непосредственной кровли, т;  $h$  — мощность непосредственной кровли, м;  $l$  — длина блока непосредственной кровли, м;  $\gamma$  — плотность пород, т/м<sup>3</sup>

Величину  $l$  можно определить по формуле

$$l = \sqrt{2R_{из} h / \gamma},$$

где  $R_{из}$  — предел прочности пород при изгибе, кг/см<sup>2</sup>.

Составив условия равновесия системы «кровля—крепь», можно определить ожидаемую реакцию крепи.

#### **4.11.6**

#### **КРЕПЬ ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК**

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

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

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

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

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

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

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

Податливая крепь в очистном забое обуславливает равномерное распределение нагрузки, снижает напряженность в нижних слоях непосредственной кровли, легко освобождается из-под давления.

Все известные виды крепей очистных выработок могут быть разделены на три класса: *индивидуальные, комплектные и передвижные* (рис. 4.33).

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

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

**Специальная** или посадочная крепь устанавливается на границе с погашаемым выработанным пространством и выполняет роль режущей опоры при управлении кровлей полным обрушением.

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



Рис. 4.33. Классификация крепей очистных выработок

В настоящее время широко применяются *передвижные крепи*, в которых процесс установки и перемещения происходит непрерывно. К ним относятся гидрофицированные крепи механизированных комплексов, щитовые перекрытия различных конструкций и другие виды крепей.

#### Призбойная крепь

*Призбойная крепь* представляет собой, как правило, раму, состоящую из верхняка и подбиваемых под него стоек. Ее основное назначение — обеспечение безопасных условий работы

в очистном забое. Она должна противостоять горному давлению, не допускать вывалов отдельных кусков породы, не вдавливаясь в почву, обеспечивать необходимое свободное пространство для работающих людей и размещения оборудования. Она должна быть простой, легко устанавливаться и извлекаться.

Рамы призабойной крепи могут располагаться перпендикулярно (рис. 4.34, а) линии забоя или параллельно (рис. 4.34, б) ей. Верхняки рекомендуется располагать перпендикулярно трещинам в кровле. При механизированной выемке угля, что более всего распространено на пологом и наклонном падении, верхняки располагают перпендикулярно забою. Расстояние между рамами по падению равно 0,8—1,0 м.

При разработке крутонаклонных и крутых пластов средней мощности и в некоторых других условиях, где выемка угля осуществляется буровзрывным способом, рамы располагают по падению (параллельно забою). При наличии почв, склонных к сползанию, стойки устанавливают на лежни. Расстояние между рамами равно 0,9—1,0 м.

Расстояние между стойками в рамах может быть различным и составлять в среднем 0,7—1,0 м, иногда более. Например, при ширине захвата выемочной машины 0,63 м стойки в рамах могут устанавливаться друг от друга на расстоянии 1,25 м.

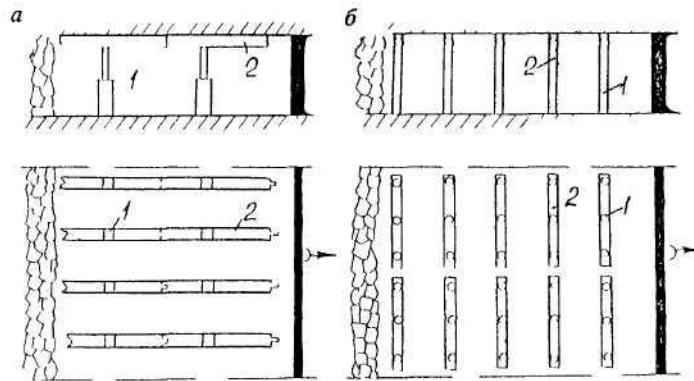


Рис. 4.34. Призабойная крепь.  
1 — стойки, 2 — верхняки



Число стоек, приходящееся на  $1 \text{ м}^2$  площади обнаженной кровли, называют плотностью крепи.

При наличии неустойчивых и сильнотрещиноватых кровель с целью предотвращения просыпания породы между верхняками, перпендикулярно им, и кровлей укладывают затяжки из досок или горбылей. В отдельных случаях затяжка кровли может быть сплошной.

Призабойная крепь может быть деревянной и металлической. Применение деревянной крепи связано с большим расходом леса. Тем не менее рамы, устанавливаемые по падению, обычно состоят из деревянных элементов. Стойки делают из круглого леса диаметром до 20—25 см и длиной, соответствующей мощности пласта без толщины верхняка. В качестве верхняков используют распилы длиной до 2—3 м. Укладывают их плоской стороной к кровле.

Деревянная крепь в качестве основной применяется в условиях, для которых еще не созданы механизированные крепи или применение их пока нерационально. В качестве вспомогательной она применяется довольно широко.

При механизированной выемке наиболее целесообразной является металлическая крепь. Ее применение улучшает состояние кровли и увеличивает безопасность работ.

**Металлические стойки.** В зависимости от рабочей характеристики металлические стойки подразделяются на жесткие и податливые (рис. 4.35). Жесткие металлические стойки не применяются. По способу достижения податливости металлические стойки подразделяются на стойки трения и гидравлические.

Под рабочей характеристикой стойки понимают изменение ее сопротивления  $R$  опусканию пород кровли при ее податливости  $\Delta h$ . Стойки трения могут быть *нарастающего и постоян-*

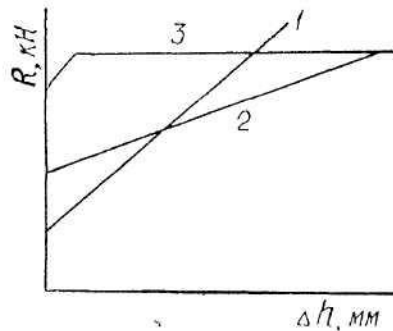


Рис. 4.35. Рабочие характеристики стоек крутонарастающего (1), пологонарастающего (2) и постоянного (3) сопротивления

ного сопротивления. Первые могут иметь характеристику круто- и пологонарастающего сопротивления.

Стойка трения состоит из выдвижной части, корпуса и замкового устройства. Выдвижная часть удерживается в рабочем положении за счет сил трения, возникающих в замковом устройстве. В настоящее время изготавливаются металлические стойки трения постоянного сопротивления типов ТУ, Т, ТЖ. Они предназначены для крепления на пластах мощностью от 0,5 до 2,5 м.

На рис. 4.36 представлена стойка трения типа ТЖ. Она состоит из корпуса 1, выдвижной части 2 и деталей замкового устройства. Корпус стойки представляет собой желоб с приваренными к нему корпусом замка 3 и нижней опорой 9. В стенках корпуса в шахматном порядке расположены два ряда отверстий 4, через которые с помощью установочных клиньев 7 осуществляется распор стойки между кровлей и почвой при ее установке в лаве. Выдвижная часть, имеющая трубчатую форму, оканчивается верхней опорой 10 под металлический верхняк. Замковое устройство состоит из корпуса 3 сварной конструкции, ползуна 6, проставки 8, горизонтального клина 7 и пружины 5.

Начальное сопротивление стойки обеспечивается силами трения,

возникающими между поверхностями выдвижной части и замка при забивке горизонтального клина.

При увеличении нагрузки выдвижная часть проседает, увлекая за собой ползун, который поворачивая клин с проставкой, устанавливает их в горизонтальное положение.

При повороте горизонтального клина происходит самозатяжка стойки.

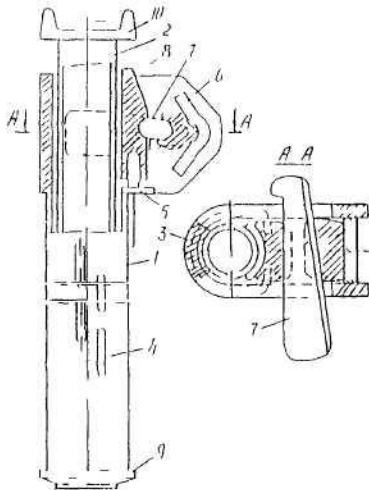


Рис. 4.36. Стойка трения типа ТЖ

После этого стойка работает в режиме постоянного сопротивления.

У некоторых типов стоек трения начальный распор осуществляется винтовыми домкратами. Чтобы вывести стойку трения из-под нагрузки, необходимо нанести удар по узкому концу горизонтального клина. После этого выдвижная часть проскальзывает внутрь корпуса стойки.

**Гидравлические стойки** изготавливают с внутренним и внешним питанием (табл. 4.3).

Стойка с внутренним питанием является полностью автономным механизмом, включающим насос с механизмом привода, силовой цилиндр, резервуар для рабочей жидкости, предохранительный и разгрузочный клапаны. К ним относятся стойки типов ГСУМ и 2ГСК. В стойках с внешним питанием подача рабочей жидкости под давлением осуществляется от вынесенной насосной станции с резервуаром для рабочей жидкости. Такая стойка состоит из цилиндра, впускного, предохранительного и разгрузочного клапанов. Присоединение гидростоек к напорной гидромагистральной осуществляется с помощью специального легкоъемного устройства — пистолета с запорным краном. Выпускаются стойки двух типов: 2ГВС и 2ГВТ.

Изменение типоразмеров гидравлических стоек по высоте достигается путем применения ряда сменных насадок. Верхние насадки могут быть для деревянных и металлических верхняков.

В качестве рабочей жидкости в гидравлических стойках могут применяться минеральное масло и водомасляная эмульсия.

Таблица 4.3

Краткая техническая характеристика гидравлических стоек

Показатели	Тип стоек	
	2ГСК	2ГВС
Пределы применения по мощности пласта, м	1,8—3,4	
Начальный распор, кН	75	95
Рабочее сопротивление, кН	250	
Номинальное давление жидкости, МПа	40	
Масса, кг	57,9—78,6	51,9—70,9

На рис. 4.37 изображена схема гидравлической стойки с внутренним питанием. Гидравлическая стойка имеет цилиндрический корпус 1 и выдвижную часть 2. Рабочая жидкость заполняет полость А выдвижной части. В выдвижную часть встроены подвижной поршень 3, перекачивающий жидкость из полости А в полость В. Этот поршень приводится в движение кривошипным механизмом 4 при его качании съемной рукояткой 5. При движении поршня рабочая жидкость проходит через клапаны 6 и 7, поднимая выдвижную часть 2. Под влиянием нагрузки давление жидкости в полости В увеличивается. Когда оно достигает величины, на которую настроен предохранительный клапан 8, последний открывается и жидкость переливается из полости В в полость А. Этим достигается податливость стойки под нагрузкой. Чтобы вывести стойку из-под нагрузки, необходимо включить разгрузочное устройство 9, после чего жидкость также переливается в полость А. Рабочая жидкость переливается в полость А через отверстие 10 выдвижной части.

Гидравлические металлические стойки в настоящее время являются основным типом индивидуальной крепи, особенно со средствами узкозахватной выемки. По сравнению со стойками трения они имеют следующее преимущество: стабильную ха-

рактеристику постоянного сопротивления, не зависящую от внешних условий. Как показали исследования, в шахтных условиях их фактическое рабочее сопротивление почти на 30 % превышает сопротивление стоек трения; обеспечивается более высокое начальное сопротивление, позволяющее стойке быстрее достичь рабочего сопротивления. Это уменьшает расслоение и опускание кровли в лаве, улучшает ее состояние; умень-

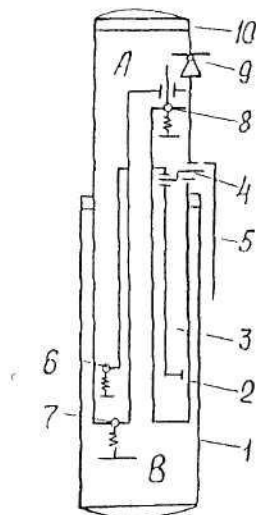


Рис. 4.37. Гидравлическая стойка с внутренним питанием

шается трудоемкость работ по креплению и извлечению стоек; возможны дистанционная разгрузка и, как следствие, снижение потерь в процессе эксплуатации.

Вместе с тем гидравлические стойки имеют более высокую стоимость, требуют большей осторожности в эксплуатации.

Применение металлических стоек повышает безопасность работ, значительно снижает расход лесных материалов, способствует внедрению более эффективных технологических схем выемки угля. Однако, чтобы применение их было эффективным, они должны использоваться многократно.

**Металлические верхняки.** Применение металлических стоек оказывается наиболее эффективным в комплексе с металлическими верхняками. Их назначение — равномерная передача рабочего сопротивления стоек на большую поверхность пород кровли и предотвращение вывалов кусков породы. Их применение обеспечивает консольное бесстоечное поддержание кровли в лавах с узкозахватной техникой.

Металлические верхняки выпускались трех типоразмеров — 0,8; 1,0 и 1,25 м. Серийно изготавливаются верхняки М71С, В2ОБ.

Металлические шарнирные верхняки М71С предназначены для поддержания кровли в очистных забоях пологих пластов средней мощности. Верхняк М71С (рис. 4.38) представляет собой звено балки 2 с проушиной 1 и вилкой 4, имеет упор 3 и клин 5.

Звено верхняка представляет собой сварную балку коробчатого профиля. С одного конца балки приварена проушина, а с другого — вилка. Клин верхняка выполнен неотъемным, что исключает его потерю в процессе эксплуатации.

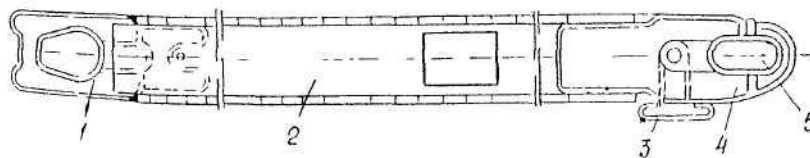


Рис. 4.38. Металлический шарнирный верхняк М71С

Консольное навешивание верхняков обеспечивается забивкой клина в отверстие проушины.

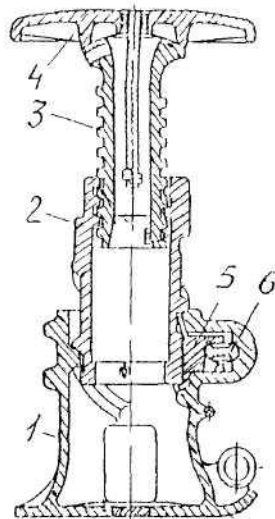
В зависимости от типоразмера масса верхняка составляет 23; 27,2 и 32,9 кг.

#### Посадочная крепь

**Посадочная крепь**, выполняющая функцию режущей опоры при управлении кровлей полным обрушением, может быть деревянной и металлической. Деревянная посадочная крепь имеет ограниченное распространение, например при немеханизированной выемке.

Деревянная посадочная крепь может быть в виде органного ряда. **Органная крепь** представляет собой стойки, установленные вплотную в одну линию вдоль очистного забоя. Она может быть одно- и многорядной. Органная и другие деревянные крепи могут применяться в отдельных случаях как специальная крепь вспомогательного назначения.

В качестве посадочной крепи широко применялись посадочные стойки ОКУМ (рис. 4.39). Стойка состоит из станины 1, основного винта 2, настроечного винта 3, насадки 4 и замкового устройства с колодкой 5 и горизонтальным клином 6.



В зависимости от типоразмера стойки ОКУМ имеют рабочее сопротивление от 1000 до 2000 кН, массу от 95,2 до 363,7 кг. Установка и распор стойки ОКУМ между почвой и кровлей осуществляются вывинчиванием основного винта с помощью ломиков, вставляемых в его отверстие. Основной винт удерживается в нужном положении замковым устройством за счет трения между ним и колодкой, когда клин забит. Начальный распор стойки производится вывинчиванием настроечного винта также с помощью ломика. Разгрузка стойки из-под давления осуществляется под за-

Рис. 4.39. Посадочная стойка ОКУМ

щитой соседней. Передвижка стойки на новое место может производиться с помощью ручной лебедки, либо вручную при небольшой ее массе.

Посадочные стойки ОКУМ устанавливаются на линии обрушения кровли. Расстояние между ними составляет 1,5—2,0 м. В отдельных случаях при большом горном давлении их устанавливают в два ряда в шахматном порядке.

### **Механизированные крепи**

Механизированной называется крепь очистных комплексов и агрегатов, все секции которой кинематически связаны между собой и передвигаются с помощью домкратов вслед за продвижением забоя. Она состоит из отдельных секций, каждая из которых преимущественно имеет основание, гидравлические стойки, верхняк и гидравлический домкрат для передвижения секций. Механизированная крепь ограждает призабойное пространство, механизмирует процесс крепления и управления кровлей. Секции механизированной крепи устанавливаются в забое по всей длине лавы.

По характеру взаимодействия с боковыми породами механизированные крепи подразделяются на крепи *оградительного, поддерживающего, оградительно-поддерживающего и поддерживающе-оградительного* типов.

*Крепи оградительного* типа содержат только оградительные элементы, препятствующие проникновению обрушенных пород в призабойное пространство. В современных типах механизированных комплексов распространения не получили.

*Крепи поддерживающего* типа (рис. 4.40, а) имеют верхняк, поддерживающий кровлю на всей ширине призабойного пространства, применяются на пластах тонких и частично средней мощности. Оградительные элементы либо отсутствуют, либо выполняют вспомогательную роль, предотвращая проникновение обрушенных пород кровли в рабочее пространство лавы.

К крепям поддерживающего типа относятся крепи М87, КД90, МТ и др.

*Оградительно-поддерживающая крепь* (рис. 4.40, б) имеет серповидное ограждение, поддерживающее обрушенные поро-

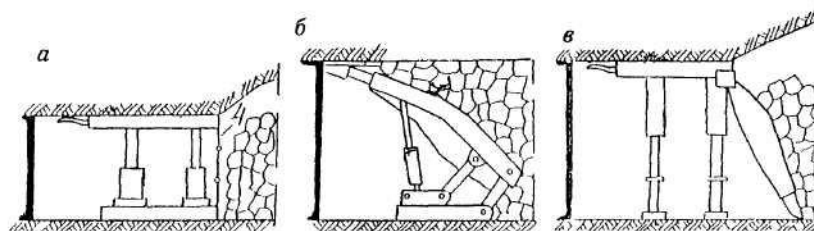


Рис. 4.40. Схемы механизированных крепей поддерживающего (а), огради-тельно-поддерживающего (б) и поддерживающе-оградительного (в) типов

ды кровли и предотвращающее их проникновение в рабочее пространство лавы, а также козырек, поддерживающий кровлю непосредственно у забоя. К крепям этого типа относятся крепи механизированных комплексов ОКП, УКП, КПК.

**Крепи поддерживающе-оградительного типа** (рис. 4.40, в) имеют поддерживающие и оградительные элементы, активно воспринимающие нагрузку со стороны поддерживаемых пород кровли. К крепям этого типа относятся крепи М130, М138 и др.

подавляющее большинство механизированных крепей предназначены для пологих и наклонных пластов. На пластах крутонаклонного и крутого падения в небольшом количестве применялись крепи КПК, АКЗ и др.

В табл. 4.4 приведена краткая техническая характеристика некоторых механизированных крепей нового технического уровня, применяемых на пластах пологого и наклонного падения.

Таблица 4 4

Краткая характеристика крепей механизированных комплексов

Показатели	Тип крепей				
	КД90	4ОКП70	М138	М142	М171
Мощность пласта, м	1,1—2,0	1,6—2,8	1,2—3,0	2,0—6,5	2,0—5,5
Угол падения, град	35	30	30	35	30
Длина лавы, м	200	150	200	120	150
Сопrotивление крепи, кН/м <sup>2</sup>	500	550	600	1500	870
Шаг установки секций, м	1,35	1,1	1,5	1,5	1,5
Число гидростоек в секции	4	1	4	4	2
Масса секции, т	4,8	5,3	12	24	12



Секции механизированных крепей могут быть одно- и многостоечные. По числу рядов стоек они могут быть одно-, двух и трехрядными. Крепи оградительно-поддерживающего типа одностоечные, за исключением секций крепи комплекса 2УКП, имеющих две гидростойки. Одностоечные секции менее устойчивы. Многостоечные секции применяют в крепях поддерживающего и поддерживающе-оградительного типов.

У большинства механизированных крепей гидродомкрат передвижения секций расположен внизу (МТ, ОКП и др.), этим же домкратом осуществляется передвижка конвейера. У крепи М130 домкрат передвижения секций расположен сверху; для передвижки конвейера имеется специальный домкрат.

Секции механизированной крепи в забое могут перемещаться последовательно вслед за выемкой угля (основная схема) или через одну (сначала четная, затем нечетная) в различных вариантах.

Наиболее распространенным видом поддерживающей механизированной крепи является крепь типа МТ.

Механизированная крепь МТ (рис. 4.41) является составной частью комплекса КМТ. Крепь МТ — поддерживающего типа, агрегатированная, состоит из секций кустового типа, направляющих балок и рессорных буферов. Секция крепи включает перекрытие 3, четыре гидравлические стойки 4, основание 5, щиток ограждения 1, блок управления секцией 2, два домкрата передвижения, кронштейны для соединения с конвейером. Передвижение секции осуществляется с активным подпором.

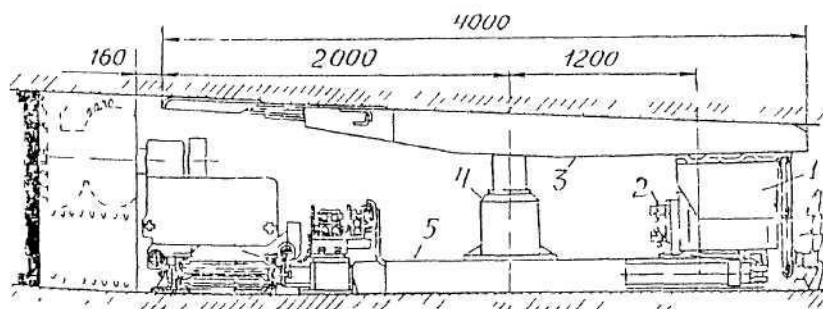


Рис. 4.41. Секция крепи МТ

Представителем крепей оградительно-поддерживающего типа является крепь комплекса ОКП70 (рис. 4.42). Крепь состоит из отдельных линейных секций и двух концевых секций. Секции связаны гидродомкратом передвижки с конвейером, являющимся опорной базой комплекса.

Линейная секция имеет основание 1, перекрытие 8, поддерживающий козырек 4, гидростойку 7. Перекрытие с основанием связано траверсами 9 и 11. На гидростойке смонтирован гидрозамок 10. Гидродомкраты 12 двустороннего действия, предназначены для передвижки секций и конвейера. Между верхними частями оградительных перекрытий соседних секций расположены домкраты 5, выравнивая секции с гидрозамками 6. Они служат для обеспечения боковой устойчивости крепи. Каждая секция имеет блок управления в передней части основания 2 с отсекателем 3. Передвижка секций состоит из следующих операций: разгрузка секции из-под давления, подтягивание ее гидродомкратом к конвейеру, распор.

Крепь М130 (рис. 4.43) является представителем крепей поддерживающе-оградительного типа, со сплошным перекрытием кровли, состоит из линейных секций I и II типов и концевых секций с удлиненными козырьками.

Линейная секция состоит из перекрытия 1 с козырьком 2, прижимаемым к кровле гидродомкратом, двух гидростоек 5 и 8 двустороннего действия с опорными плитами на почву пласта, гидродомкрата 6 для передвижки секций и оградительного телескопического щита 10, соединенного тягой 9 с задней стойкой. Секция крепи имеет противоотжимное устройство в виде съемного щита 3, шарнирно соединенного с козырьком, и управ-

ляется двумя гидродомкратами 4. Передвижка гидростоек и конвейера осуществляется гидродомкратом 7. Верхние перекрытия секций имеют между собой шпунто-

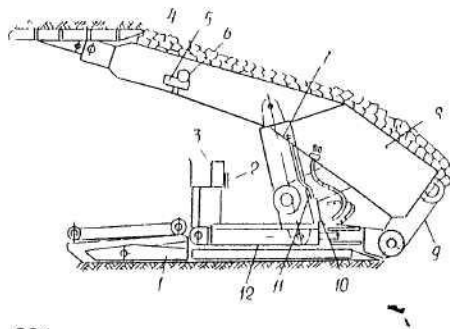


Рис. 4.42. Секция крепи комплекса ОКП70

вую связь. Перемещение секций происходит по шпунтовым направляющим соседней секции. Передвижка секций заключается в следующем. По мере выемки угля комбайном передвигают к забою гидродомкратами передвижения две соседние секции I типа вместе с задними стойками. Передние стойки остаются на месте, но наклоняются к забою. Затем передвигается находящаяся между ними секция II типа. После этого перемещаются конвейер и передние гидростойки передвинутых секций I и II типов.

Механизированные крепи предназначены для пологих и наклонных пластов, могут применяться для выемки как по простиранию с предельными углами падения пластов, указанными в табл. 1.4, так и по падению (восстанию) пластов с углами падения до 8—10°.

Несмотря на специфические требования, были созданы механизированные крепи для крутонаклонных и крутых пластов с выемкой их как по простиранию, так и по падению пласта. Для работы по простиранию созданы крепи КПК, АКЗ и др., для работы по падению — щитовые агрегаты АНЩ, АЩМ.

Механизированные крепи позволяют осуществить комплексную механизацию, а в перспективе и комплексную автоматизацию работ в очистном забое.

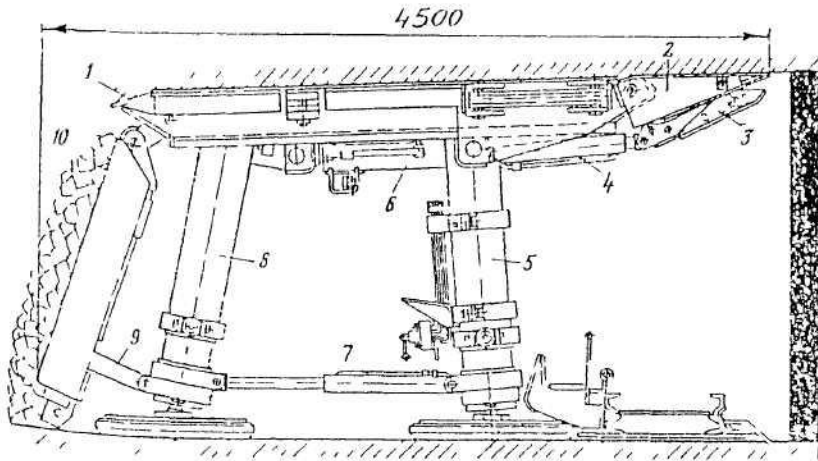


Рис. 4.43. Секция крепи М130

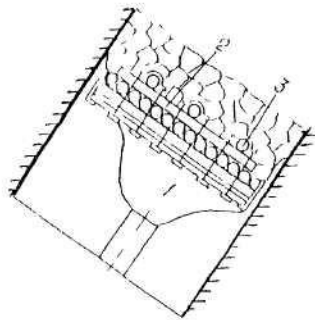
Они должны обеспечивать: приспособляемость к изменяющейся мощности и гипсометрии пласта, соответствие шага передвижки ширине захвата выемочной машины; наличие свободного пространства для прохода людей и вентиляции; нормальное состояние кровли в забое; удобство транспортных, монтажных и демонтажных работ; направленность передвижения секций и боковую устойчивость их при работе и передвижке, скорость крепления вдоль лавы не менее максимальной величины рабочей скорости комбайна; управляемость в плоскости пласта; возможность замены секций в лаве; свободный доступ к отдельным узлам для их осмотра и текущего ремонта.

### Щитовые перекрытия

При разработке крутых пластов в ряде случаев выемка угля производится в нисходящем порядке под защитой щитовых перекрытий различных конструкций. Они подразделяются на оградительные и оградительно-поддерживающие. Оградительные щитовые крепи опираются на целики угля, а оградительно-поддерживающие распираются между кровлей и почвой.

Щитовые крепи крутых пластов подразделяются на секционные, бессекционные, арочные, распорные и др. Секционные щиты в зависимости от мощности пласта могут быть одинарные, сдвоенные (соединены гибкой связью). Щитовые крепи на крутых пластах перемещаются под действием собственного веса и веса налегающих пород. На крутонаклонных пластах применялись самопередвигающиеся и щиты с принудительной подачей.

Наибольшее распространение получили секционные щиты конструкции Н.А. Чинакала (рис. 4.44).



Щитовое перекрытие состоит обычно из четырех-пяти секций. Длина секции по простиранию 6 м. Секции укладываются рядом и связываются между собой канатами. Размер секции вкrest простирания принимают на 0,5—1,0 м меньше мощности

Рис. 4.44. Секционный щит

пласта, оставляя у кровли и почвы пласта пачки угля. Это необходимо для предотвращения прорыва породы под щит и нормального движения щита при изменении мощности пласта.

Основой секции является металлическая рама 1 из швеллерных балок. Продольные и поперечные элементы рамы соединяются болтами. На раму укладывают в несколько рядов накатник 2 из окантованных бревен. Сначала укладывают обычно два ряда бревен вкрест простирания, затем по простиранию и т.д. Накатник скрепляют с металлической рамой стяжными брусками 3, накладками, хомутами и болтами. Со стороны почвы и кровли у секции монтируют салазки, предотвращающие сползание бревен накатника и снижающие трение щита о боковые породы. Одинарные щиты применяют на пластах мощностью до 9,0 м. При большой мощности иногда применялись сдвоенные щиты. Управление плоским щитом в процессе выемки угля является довольно сложной задачей. Они успешно работают при углах падения более 55°, где управление ими упрощается.

При разработке крутых пластов мощностью 3—5 м применяют бессекционные щиты. Гибкий одинарный бессекционный щит состоит из одного ряда окантованных бревен, укладываемых вкрест простирания пласта. Бревна соединяются между собой четырьмя поясами из швеллерных балок, уложенных по простиранию пласта. Эти щиты хорошо изгибаются по простиранию пласта, так как в них отсутствуют продольные ряды накатника. Благодаря деформации металлических поясов щит приспособляется к изменяющейся конфигурации забоя. Длина такого щита в большинстве случаев принимается равной до 30—36 м.

В гибких бессекционных щитах уменьшается расход металла и леса. Поэтому такие щиты находят применение и на пластах мощностью более 5 м, но с более прочной конструкцией наката — со сдвоенной балкой, состоящей из двух рядов наката, уложенных вкрест простирания пласта.

Плоские секционные и бессекционные щиты являются крепями оградительного типа. К оградительно-поддерживающим щитовым крепям относятся распорные крепи агрегатов АЦМ и АНЦ, предназначенных для пластов средней мощности.

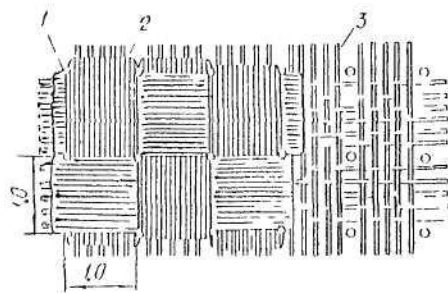


Рис. 4.45. Гибкое металлическое перекрытие конструкции КузНИУИ:

1 — стойки; 2 — сетка; 3 — металлические полосы

Для выемки пластов мощностью 4—6 м с углами падения 35—45° применяются щитовые перекрытия ЩРП.

#### Гибкие перекрытия

При разработке мощных угольных пластов применяются гибкие перекрытия, отделяющие полезное ископаемое от обрушенных пород. Гибкое металлическое перекрытие (рис. 4.45) представляет собой каркас из металлических лент с уложенной поверх него проволочной сеткой.

Каркас гибкого перекрытия представляет собой плетеную конструкцию из металлической ленты сечением 50 × 3 мм. На 1 м<sup>2</sup> площади перекрытия укладываются впереплет 4—5 металлических лент. Чтобы предотвратить просыпание породы через ячейки каркаса, на него также впереплет настилаются 2—3 ряда металлической проволочной сетки. Такое перекрытие ограждает рабочее пространство очистного забоя от проникновения обрушенных пород, исключает возведение другой ветви в технологическом процессе выемки угля.

#### 4.11.7

#### УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ В ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ

Обеспечение безопасных условий труда в очистном забое в его призабойной зоне достигается возведением крепи различной конструкции, исключающей обрушение пород непосредственной кровли. Однако по мере выемки угля обнажение кровли

увеличивается, она деформируется, растрескивается, в конечном итоге приходит в предельное состояние, когда установленная крепь не может выдержать возникающих нагрузок. Крепь деформируется, кровля обрушается. Чтобы этого не произошло, необходимо управлять горным давлением. Это один из важнейших, в прошлом — один из трудоемких и небезопасных процессов очистной выемки.

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

Все существующие способы управления кровлей можно разделить на три группы:

- естественное поддержание выработанного пространства оставляемыми целиками угля;
- обрушение пород кровли за пределами призабойного пространства;
- искусственное поддержание кровли в выработанном пространстве посредством заполнения его пустыми породами.

В практике разработки угольных пластов длинными очистными забоями применялись или применяются следующие способы управления кровлей: полное обрушение, частичное обрушение, полная закладка, частичная закладка и плавное опускание. Такие способы управления кровлей, как частичное обрушение, частичная закладка и плавное опускание, в настоящее время не применяются.

Самым распространенным способом управления кровлей является полное обрушение. Полная закладка выработанного пространства как способ управления кровлей имеет ограниченное применение, так как это связано с дополнительными затра-

тами на ее осуществление. В Кузбассе ее применяют на нескольких шахтах Прокопьевска.

#### **Управление кровлей полным обрушением**

Сущность управления кровлей полным обрушением заключается в периодическом обрушении нависающей вследствие выемки угля консоли пород кровли по всей длине очистного забоя. Расстояние, через которое осуществляется обрушение пород кровли, называют *шагом обрушения* или *шагом посадки*.

Величина шага обрушения зависит от типа призабойной крепи, технологии и средств механизации очистных работ, свойств пород кровли и других факторов.

*Шаг обрушения* кровли в очистных забоях с индивидуальной крепью принимается кратным ширине захвата исполнительного органа комбайна или ширине вынимаемой ленты при буровзрывной выемке. В очистных забоях, где осуществляется буровзрывная выемка угля с индивидуальной деревянной крепью, шаг обрушения принимается равным ширине нескольких лент. Он может достигать 5—6 м и более. В лавах, оборудованных узкозахватными комбайнами и металлической крепью, шаг обрушения обычно равен длине металлического верхняка. При механизированных крепях он равен шагу передвижки крепи.

*Шаг посадки*, обусловленный технологией очистных работ, может совпадать или не совпадать с естественным шагом обрушения пород кровли. Если естественный шаг обрушения кровли превышает технологический шаг посадки, то происходит зависание пород в выработанном пространстве. Это вызывает повышенное давление на крепь. Такая ситуация возникает при наличии в кровле прочных пород.

Чтобы осуществить посадку кровли, необходимо по линии обрушения установить специальную посадочную крепь, которая отделяет призабойное пространство от выработанного, и каким-либо образом удалить на участке обрушения призабойную крепь. Технология работ по управлению кровлей полным обрушением зависит от типа крепи в очистном забое. В лавах с механизированной крепью процесс крепления и управления кровлей является единым. Здесь роль человека сводится к передвиж-



ке крепи гидродомкратом. Кровля при этом стихийно обрушается вслед за передвижкой крепи. Этот процесс в лавах с индивидуальной крепью характерен наличием ручных работ по установке, перемещению и удалению крепи.

На пластах с углами падения до  $15^\circ$  посадка кровли может производиться как снизу вверх, так и сверху вниз. При углах падения более  $15^\circ$  посадку кровли производят только в направлении снизу вверх. Это вызвано необходимостью обеспечения безопасных условий ведения работ.

Обрушение пород непосредственной кровли сопровождается увеличением их объема. Следовательно, при определенном соотношении мощности пласта и толщины обрушающихся слоев непосредственной кровли будет происходить самоподбучивание основной кровли. В этом случае устраняется пригрузка со стороны основной кровли, и крепь в лаве работает в благоприятных условиях. Если иметь в виду, что коэффициент разрыхления пород кровли после уплотнения составляет 1,12—1,15, то самоподбучивание будет происходить при  $h_n = m / (K_p - 1) = (6—8) m$ , где  $h_n$  — мощность обрушающейся непосредственной кровли, м;  $m$  — мощность пласта, м;  $K_p$  — коэффициент разрыхления пород кровли после уплотнения. Если самоподбучивание основной кровли не происходит, что возможно при мощности обрушающейся непосредственной кровли менее 6—8-кратной мощности пласта, то крепь будет испытывать повышенные нагрузки.

Эффективность управления кровлей полным обрушением зависит от склонности пород к обрушению. При наличии в кровле прочных пород значительной мощности, обычно являющихся труднообрушаемыми или трудноуправляемыми, осуществляют их разупрочнение посредством передового торпедирования или гидрообработки.

Передовое торпедирование заключается в предварительном ослаблении пород кровли взрыванием зарядов в скважинах, пробуренных впереди очистного забоя (рис. 4.46). В зависимости от длины очистного забоя заложение скважин может быть одно- и двустороннее. Одностороннее заложение скважин применяют в лавах длиной до 100—120 м. Диаметр скважин обычно составляет 100 мм.

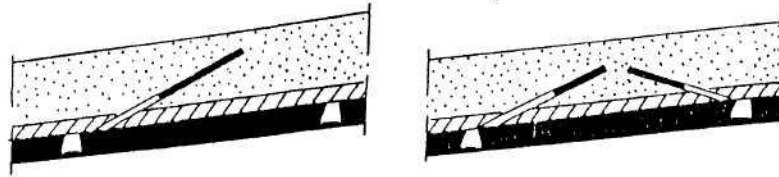


Рис. 4.46. Схема расположения скважин при ослаблении массива взрыванием зарядов

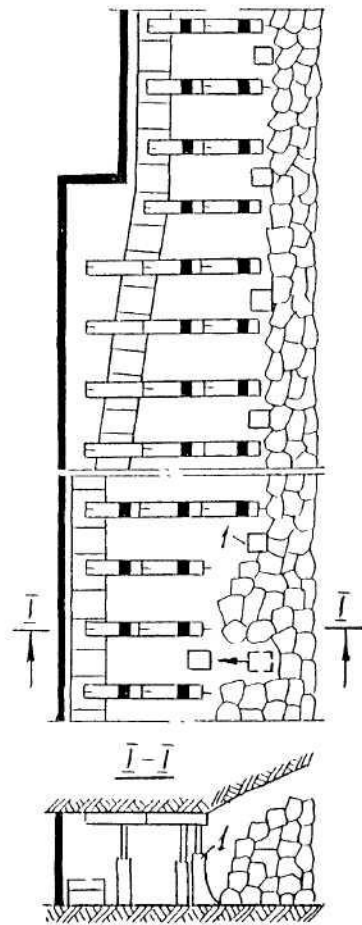


Рис. 4.47. Управление кровлей полным обрушением при механизированной выемке с индивидуальной крепью:  
I — посадочные стойки ОКУМ

Величина заряда ВВ и параметры заложения скважин зависят от мощности и прочности слоев труднообрушаемой кровли, длины лавы и некоторых других факторов.

Ослабление породного массива может быть осуществлено также гидрообработкой, сущность которой заключается в нагнетании в него жидкости под давлением. Вследствие воздействия воды происходит размокание пород, ослабление контактов по напластованию и естественным трещинам.

Разупрочнение массива тем или иным способом обуславливает лучшую обрушаемость пород кровли при выемке угля. Уменьшается вероятность зависания консолей. Улучшаются условия взаимодействия крепей с боковыми

породами. Разупрочнение труднообрушающихся пород создает благоприятные условия для работы механизированных крепей. При труднообрушающихся породах их применение затруднено, они деформируются и приходят в неработоспособное состояние.

В отличие от комплексно-механизированных забоев, где обрушение кровли происходит стихийно вслед за передвижкой секций крепи, посадка кровли в лавах с индивидуальной крепью отличается трудоемкостью и повышенной опасностью.

Процесс посадки кровли заключается в выполнении следующих операций (рис. 4.47): последовательная разгрузка из-под давления посадочных стоек ОКУМ, передвижка их к забою на шаг посадки и установка по линии обрушения, снятие призабойной крепи и переноска ее в рабочее пространство лавы. После удаления крепи кровля обрушается. Рабочие, осуществляющие посадку кровли, находятся в закрепленной зоне.

В очистных забоях с призабойной деревянной крепью осуществляют механизированные способы ее удаления, например, при помощи каната и лебедки. Лебедка устанавливается на вентиляционном штреке. При наматывании каната на барабан происходит выбивка призабойной и органной крепи. Выбивка крепи канатом может быть применена при любых углах падения, но наиболее эффективна на крутых пластах. Выбивка деревянной крепи может также производиться взрыванием стоек. Все это значительно повышает безопасность работ при посадке кровли.

#### **Полная закладка выработанного пространства**

Сущность управления горным давлением полной закладкой заключается в заполнении выработанного пространства пустой породой, называемой закладочным материалом.

**Полная закладка** выработанного пространства как способ управления горным давлением имеет многоцелевое назначение: уменьшение потерь полезного ископаемого и снижение вероятности возникновения эндогенных пожаров, что способствует повышению безопасности горных работ; при разработке мощных крутонаклонных пластов исключается возможность возникновения провалов на поверхности, уменьшается ее опуска-

ние. Применение закладки выработанного пространства является одним из природоохранных мероприятий, осуществляемых на ряде горнодобывающих предприятий. Однако закладка выработанного пространства является трудоемким процессом, требующим дополнительных затрат на ее осуществление. Поэтому ее применяют в тех условиях, где посредством полной закладки выработанного пространства представляется возможным обеспечить высокую безопасность работ и сохранность поверхности.

В качестве *закладочного материала* используют песок, гравий, дробленые коренные породы, отходы обогатительных фабрик, а также породы шахтных отвалов. На ряде шахт Кузбасса в качестве закладочного материала применяют дробленые коренные породы, добываемые в специальных карьерах.

Закладка выработанного пространства может *быть гидравлическая, пневматическая, самотечная и механическая*. Самотечная и механическая закладки обладают рядом существенных недостатков. Одним из них является значительная усадка закладочного массива. Поэтому эти виды закладки практически не применяются.

Применяют в основном гидравлическую закладку, при которой закладочный материал в выработанное пространство доставляют по трубам потоком воды. Закладочный материал перемещается по трубам с поверхности до забоя. Технологическая схема гидрозакладки включает следующие процессы: образование закладочной пульпы в смесительных камерах, транспортирование закладочного материала по трубам до выработанного пространства и его укладка, отвод воды до отстойников, ее осветление и откачка на поверхность. Схема гидрозакладочного комплекса представлена на рис. 4.48. В состав комплекса входят: 1 — бункер с закладочным материалом; 2 — смесительный лоток; 3 — гидромонитор для размыва закладочного материала; 4 — приемная воронка; 5 — пульпопровод; 6 — закладочный массив; 7 — дренажная труба; 8 — подземный водоотстойник; 9 — насос; 10 — трубопровод; 11 — поверхностный водоотстойник; 12 — насос.

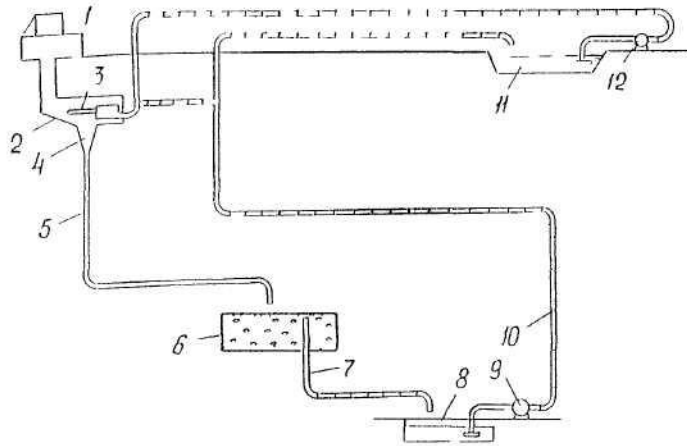


Рис. 4.48. Принципиальная схема гидрозакладочного комплекса

Пульпопровод, в качестве которого используют армированные износостойчивые трубы диаметром 150—200 мм, состоит из вертикальных и горизонтальных частей.

Перемещение пульпы по горизонтальной части пульпопровода осуществляется за счет разностей геодезических уровней смесительного устройства и места укладки закладочного материала в забое.

Эффективность гидравлической закладки зависит от гранулометрического состава материала и консистенции пульпы. К пульпе предъявляют довольно жесткие требования. Если в качестве закладочного материала используют дробленые коренные породы, то отношение твердой фазы к жидкой (Г : Ж) достигает 1 : 6, а при применении песка 1 : 1 или 1 : 1,5. Следовательно, с увеличением крупности закладочного материала расход воды резко возрастает. Допустимая максимальная крупность дробленых пород составляет 40—60 мм. Минимальный размер частиц равен 0,1 мм. Более мелкие частицы нежелательны по условиям выноса их водой из закладочного массива.

Закладочный материал при гидрозакладке должен легко отдавать воду. Это достигается ограничением содержания глинистых пород. Их должно быть не более 15 %. Закладочный материал не должен также содержать горючих веществ. Закладочный массив после отделения воды должен быть газонепроницаемым.

Гидравлическая закладка обеспечивает более высокую плотность массива и минимальную его усадку под действием собственного веса и горного давления. Это определяет перспективность ее применения. Она характеризуется также большой производительностью и малой энергоемкостью. В то же время она имеет существенные недостатки, основными из которых являются: поступление в горные выработки большого количества воды, загрязнение выработок, невозможность совмещения работ по выемке угля и возведению закладки, большие капитальные и эксплуатационные затраты.

В отдельных случаях применяют твердеющую закладку. В ее состав вводят вяжущие компоненты. Такой закладочный материал значительно улучшает свойства закладочного массива.

При пневматической закладке транспортирование закладочного материала осуществляется по трубам сжатым воздухом. Смешивание сжатого воздуха и закладочного материала осуществляется в специальных пневматических закладочных машинах различной конструкции. К закладочной установке материал подается ленточным конвейером. Специальный питатель регулирует количество подаваемого закладочного материала. От машины закладочный материал перемещается по металлическим трубам диаметром до 150—200 мм. Давление сжатого воздуха 0,5 МПа, расход его на 1 м<sup>3</sup> транспортируемого материала достигает 100—110 м<sup>3</sup>. Скорость движения материала на выходе из трубопровода достигает 30—40 м/с. Это обуславливает сравнительно высокую плотность закладочного массива.

Основными недостатками пневматической закладки являются: значительные капитальные затраты; большой расход сжатого воздуха, что удорожает стоимость закладочных работ, жесткие требования к закладочному материалу, быстрый износ труб и арматуры, большое пылеобразование.

Пневматическая закладка может применяться в различных горно-геологических условиях, в том числе и при комплексно-механизированной выемке.

#### **4.11.8 ТЕХНОЛОГИЯ И ОРГАНИЗАЦИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ**

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

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

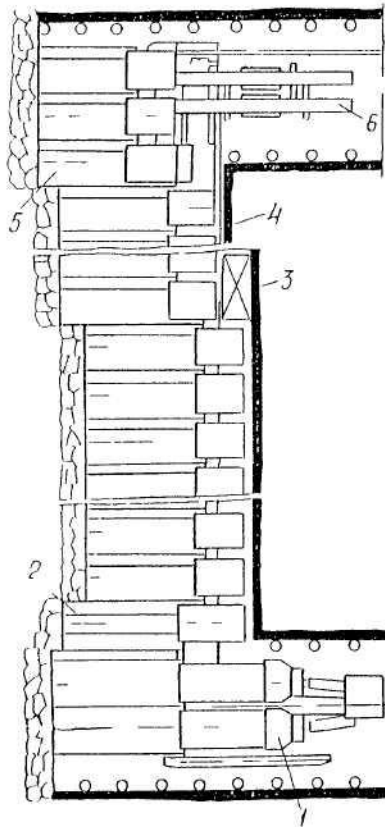
*Очистной агрегат* представляет собой сочетание механизированной крепи, обычно струга и забойного конвейера, связанных между собой не только технологически, но и кинематически. Наличие кинематической связи исключает замену одного типа оборудования другим. Очистные агрегаты являются совершенными средствами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

В очистных забоях, оборудованных современными комбайнами с индивидуальной крепью, выполняются следующие процессы: выемка угля комбайном; возведение призабойной крепи вслед за выемкой; передвижка (переноска) забойного конвейера; возведение посадочной крепи и управление кровлей, выемка ниш (при отсутствии самозарубки комбайна в пласт). Такая технология многооперационная, отличается значительным объемом ручных работ по креплению очистного забоя и управлению кровлей.

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

Технологические схемы работы механизированных комплексов с крепями различных типов практически одинаковы и отличаются незначительными деталями.

Очистной механизированный комплекс ОКП70 (рис. 4.49) состоит из механизированной крепи, включающей первую 2 и концевую 5 секции, очистного комбайна 3, забойного конвейера 4, механизированных крепей сопряжений лавы с конвейерным 1 и вентиляционным 6 штреками.



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

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

Рис. 4.49. Технологическая схема выемки угля комплексом ОКП70



Следующий цикл выемки угля комплексом осуществляется в обратном направлении. Работа выполняется в той же последовательности, что и в предыдущем цикле.

Очень часто выемка осуществляется по односторонней схеме с использованием холостого перегона комбайна для погрузки находящегося на почве угля (рис. 4.50).

В забоях, оборудованных механизированными комплексами с крепями оградительно-поддерживающего типа, достигнуты наиболее высокие технико-экономические показатели.

Добыча угля из очистного забоя при механизированной выемке может быть определена по формуле

$$A_c = m l r n_c \gamma c,$$

где  $A_c$  — суточная добыча, т;  $m$  — вынимаемая мощность пласта, м;  $r$  — величина захвата выемочной машины, м;  $n_c$  — число стружек (лент), вынимаемых в сутки;  $\gamma$  — плотность угля, т/м<sup>3</sup>;  $c$  — коэффициент, учитывающий потери в виде отбитой мелочи.

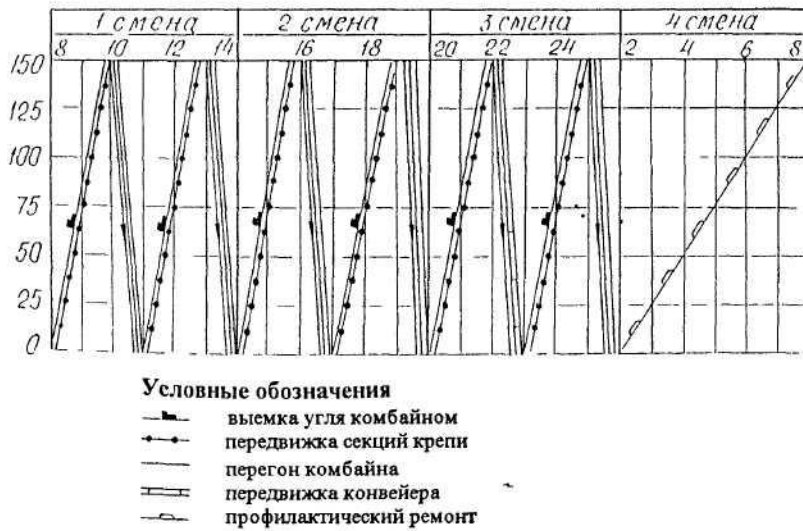


Рис. 4.50. Примерная планограмма работ при односторонней выемке угля

На современных шахтах в очистных забоях применяются цикличная и поточная организации труда.

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

#### 4.11.9

#### КОНЦЕВЫЕ ОПЕРАЦИИ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ

Под концевыми операциями в очистном забое понимают подготовку оборудования к выемке очередной полосы угля и передвижку его к забою. Выемка очередной полосы угля возможна тогда, когда исполнительный орган комбайна заведен в пласт. С этой целью уголь в концевых участках забоя должен быть вынут. Концевые участки забоя с заблаговременно вынутым углем представляют собой ниши, в которые заводят исполнительный орган комбайна. При узкозахватной выемке, например, длина каждой ниши достигает 5—7 м. Выемка ниш буровзрывным способом снижает полезное время работы комбайна и повышает трудоемкость работ.

При узкозахватной выемке оказалась возможной самозарубка исполнительного органа комбайна в пласт. Она может осуществляться косыми заездами (рис. 4.51) и фронтально.

**Самозарубка** в пласт *косыми заездами* может применяться как при челноковой, так и при односторонней выемке комбайнами с двусторонним и односторонним расположением исполнительного органа. Стадии самозарубки комбайна в пласт: 1 — исходное положение, конвейер придвинут к забою; 2 — выемка клиновидной полосы длиной 12—15 м с выходом комбайна на

прямолинейный участок; 3 — выемка оставшегося целика; 4 — начало работ по выемке угля в лаве.

**Фронтальная самозарубка** в пласт применяется при двустороннем расположении исполнительного органа комбайна. Сущность ее заключается в том, что вращающиеся шнеки комбайна внедряются в пласт при передвижке конвейера вместе с комбайном к забою. Меняя положение шнеков по мощности пласта при перемещении комбайна на конце лавы, осуществляется полная выемка угля на этом участке. После чего можно приступить к выемке угля в лаве.

К концевым относятся также операции по креплению сопряжений очистного забоя с подготовительными выработками. В подготовительных выработках впереди очистного забоя, а также в начале и в конце его необходимо возводить усиленную крепь. Для этой цели можно применять индивидуальную или механизированную крепь. Наиболее эффективными являются механизированные крепи сопряжений, выполняющие функции поддержания сопряжений и передвижки приводных головок конвейера. Такими крепями комплектуются очистные механизированные комплексы.

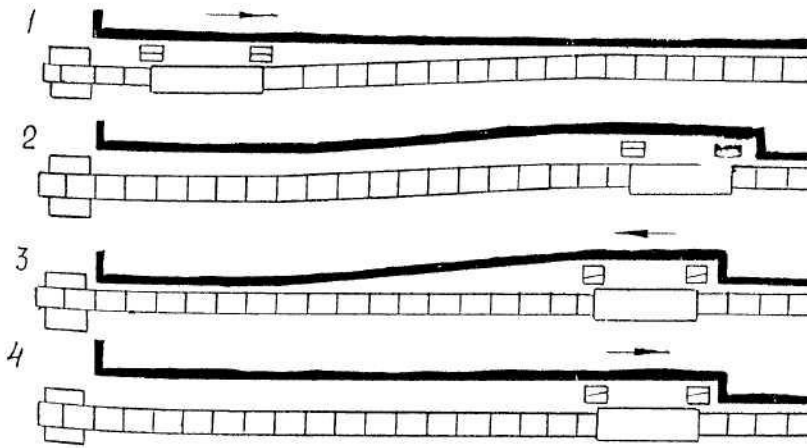


Рис. 4.51. Схема самозарубки комбайна в пласт косыми заездами

## **4.12 СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

### **4.12.1 ПОНЯТИЕ О СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ И ИХ КЛАССИФИКАЦИЯ**

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

Рациональная система разработки пласта должна удовлетворять следующим требованиям: обеспечивать безопасность ведения горных работ; обуславливать высокий уровень технико-экономических показателей; иметь минимальные потери. Под технико-экономическими показателями понимают возможно наибольший уровень производительности труда и минимальную себестоимость добычи полезного ископаемого.

На выбор системы разработки оказывают влияние различные факторы. Основными из них являются: форма залегания, строение, мощность и угол падения пласта; свойства угля и вмещающих пород; газоносность и обводненность месторождения; склонность угля к самовозгоранию; склонность угольных пластов к горным ударам, внезапным выбросам угля и газа; глубина горных работ; средства механизации подготовительных и очистных работ.

Наибольшее влияние на выбор системы разработки оказывают мощность и угол падения пласта. От мощности пласта зависит решение таких вопросов, как способ проведения и поддержания горных выработок, выбор технологии очистных работ, возможность разработки пласта на полную мощность или необходимость деления его на слои, крепление очистной выработки и управление горным давлением. Выбор средств механизации очистных работ, крепления и управления кровлей во мно-

гом зависит и от угла падения пласта. Этот фактор является решающим при выборе средств доставки угля в забое при его расположении по падению пласта. Его также учитывают при выборе формы и длины очистного забоя.

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

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

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

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

1. Системы разработки с выемкой пласта на полную мощность.

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

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

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

Системы разработки с выемкой пласта на полную мощность характеризуются относительной простотой, так как все подготовительные выработки располагаются в плоскости пласта. Системы разработки с разделением пласта на слои конструктивно более сложны и многообразны. Около 75 % подземной добычи угля дают столбовые системы разработки с длинными очистными забоями.

#### 4.12.2

### СПЛОШНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

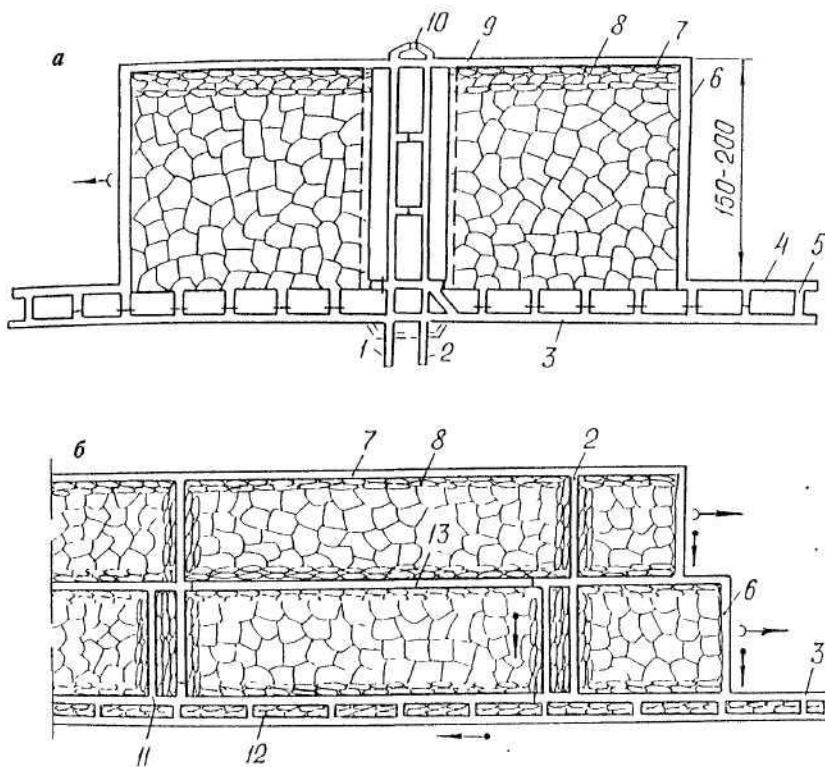
*Сплошная система разработки* характеризуется одновременным ведением подготовительных и очистных работ в выемочном поле. Забои откаточного (конвейерного) и вентиляционного штреков, формирующих выемочное поле, движутся в том же направлении, что и очистной забой.

В зависимости от наклонной высоты этажа (яруса) в нем может размещаться один или два-три очистных забоя. Если в пределах этажа (яруса) размещается один очистной забой, то такой вариант сплошной системы разработки называется лава-этаж (лава-ярус). Если возникает необходимость размещения в этаже по падению двух-трех очистных забоев, то этаж делят на подэтажи. В связи с изложенным и с учетом угла падения пластов существуют различные варианты сплошной системы разработки: на пологих и наклонных пластах — лава-этаж или с разделением этажа на подэтажи (рис. 4.52) при этажной подготовке, лава-ярус — при панельной подготовке; на крутонаклонных и крутых пластах — лава-этаж или с разделением этажа на подэтажи с прямолинейной или потолкоуступной формой забоя.

Для сплошной системы разработки характерны следующие особенности:

- прямой порядок отработки в крыле шахтного поля (лава-этаж) или в пределах выемочного поля (при делении этажа на подэтажи);
- породные забои подготовительных выработок перемещаются вслед за очистными, за исключением откаточного штрека, проводимого с опережением на 50—70 м;
- подготовительные выработки поддерживаются в зоне влияния выработанного пространства.

Самым простым вариантом системы разработки вообще и сплошной, в частности, является вариант лава-этаж. От капитального бремсберга (уклона), ходка или наклонного ствола, пройденного по пласту угля, проводят этажный откаточный штрек на длину до 100 м.



**Рис. 4.52.** Сплошная система разработки пологих пластов:  
*a* — лава-этаж; *б* — с разделением этажа на подэтажи; 1 — капитальный бремсберг; 2 — людской ходок; 3 — этажный откаточный штрек; 4 — просек; 5 — печь; 6 — очистной забой; 7 — этажный вентиляционный штрек; 8 — бутовая полоса; 9 — разрезная печь; 10 — шурф; 11 — участковый бремсберг; 12 — косовичник; 13 — промежуточный штрек

Одновременно на длину порядка 40 м проводят этажный вентиляционный штрек. Штреки на этом расстоянии от наклонных выработок соединяют разрезной печью (рис. 4.52, *a*), в которой монтируют очистное оборудование. После этого начинают очистную выемку. С опережением очистного забоя на 50—70 м проводят откаточный штрек, а с отставанием на несколько метров — вентиляционный штрек по породе.

При делении этажа на подэтажи возникает необходимость проведения промежуточных штреков и участкового бремсберга с ходком (рис. 4.52, б). Нижний подэтаж опережает верхний. Добытый уголь в верхних очистных забоях этажа поступает на промежуточный штрек, а затем на участковый бремсберг. В этом варианте системы проветривание очистных забоев последовательное с подвеживанием. Содержание метана во входящей в забой струе должно быть не более 0,5 %, а в исходящей из участка — не более 1,0 %.

Охрана подготовительных выработок осуществляется преимущественно бутовыми полосами. Порода для их выкладки получают при проведении выработок широким забоем, либо при подрывке боковых пород в забоях промежуточных и вентиляционного штреков. Работы по проведению бутовых полос трудоемки, особенно при сооружении участкового бремсберга в зоне выработанного пространства.

Сплошная система разработки применяется на тонких пластах при лобых углах падения. Имея ограниченное применение в прошлом, она в Кузбассе в настоящее время утратила свое значение.

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

### 4.12.3

#### **СТОЛБОВАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ**

Поддержание подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ на пластах средней мощности становится затруднительным. Поэтому целесообразнее применять такую систему разработки, при которой выработки располагаются в нетронутом массиве полезного ископаемого.



Современные средства механизации очистных работ позволяют достигать высоких скоростей подвигания лав и, следовательно, высоких нагрузок на забой. Добычное и проходческое оборудование наиболее эффективно используется при независимом ведении очистных и подготовительных работ и опережающей подготовке выемочного поля. Этим условиям в большей мере отвечает более прогрессивная система разработки — столбовая.

**Столбовая система разработки** — это такая система, при которой часть пласта в пределах этажа или яруса до начала очистных работ оконтуривается подготовительными выработками, в результате чего образуются столбы. В зависимости от ориентировки столба относительно элементов залегания пласта различают длинные столбы по простиранию, длинные столбы по падению (восстанию), диагональные столбы. Наиболее распространенными являются разновидности системы разработки длинными столбами по простиранию: на пологих и наклонных пластах — лава-этаж или с разделением этажа на подэтажи при этажной подготовке, лава-ярус — при панельной подготовке; на крутонаклонных и крутых пластах — лава-этаж или с разделением этажа на подэтажи.

Для столбовых систем разработки характерны следующие особенности:

- обратный порядок отработки пласта в крыле шахтного поля (лава-этаж) или в пределах выемочного поля (к участковому или панельному бремсбергу, скату);
- разделение в пространстве и времени очистных и подготовительных работ в пределах этажа (подэтажа) или яруса;
- подготовительные выработки поддерживаются в массиве, по мере подвигания очистного забоя они погашаются (или частично сохраняются при бесцеликовой подготовке).

Простейшим вариантом системы разработки длинными столбами по простиранию является лава-этаж, при котором этажные откаточный и вентиляционные штреки проводят до границ шахтного поля, где их соединяют разрезной печью. В разрезной печи монтируют очистное оборудование и ведут выемку в направлении к стволу.

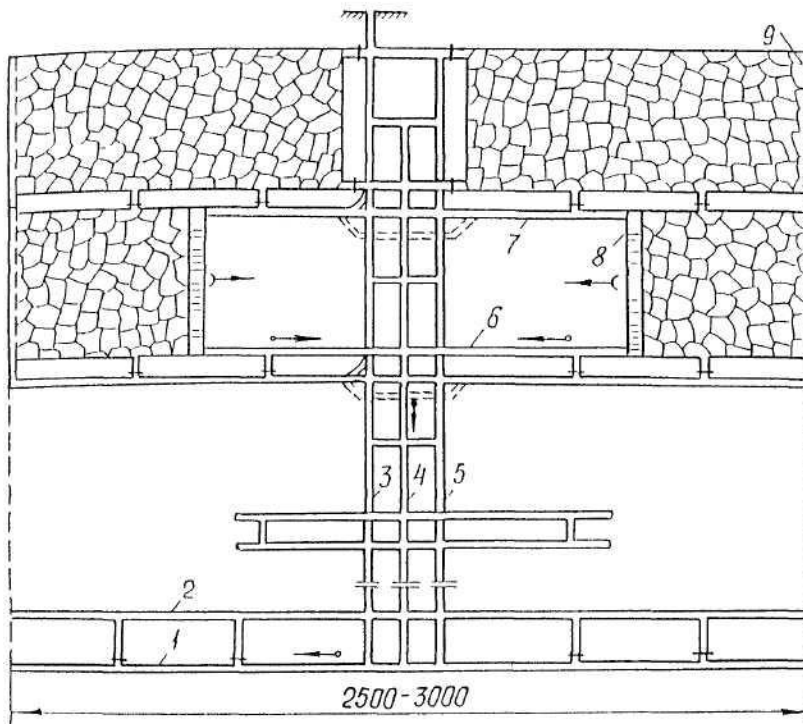
### Система разработки длинными столбами по простиранию

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

На пологих пластах средней мощности широко применяют систему разработки длинными столбами по простиранию при панельной подготовке (рис. 4.53). Подготовка выемочных столбов в каждом ярусе заключается в проведении от бремсберга или уклона ярусных конвейерного и вентиляционного штреков до границ панели. На границе панели между этими штреками проводят разрезную печь, которую затем расширяют, образуя камеру для монтажа очистного оборудования. После этого начинают отработку столба обратным ходом. Для подготовки нижележащего яруса его вентиляционный штрек проводят совместно с конвейерным штреком вышележащего яруса. В классическом варианте между конвейерным и вентиляционным штреками смежных ярусов оставляют угольные целики шириной 8—12 м.

В целях снижения потерь угля и удельного объема проведения подготовительных выработок широкое распространение получила отработка без оставленных целиков между выемочными выработками в соседних ярусах. В этом случае, например, конвейерный штрек не погашают, а поддерживают, чтобы использовать в качестве вентиляционного при выемке нижележащего столба. Если конвейерный штрек погашают, то вентиляционный штрек нижележащего яруса можно пройти вприсечку к выемочной выработке в отработанном столбе.

Отработку ярусов в панели осуществляют, как правило, в нисходящем порядке. В большинстве случаев в панели работает один очистной забой, редко — два. В отдельных случаях для повышения концентрации горных работ на пологих пластах в панели применяют отработку спаренными лавами. Спаренными лавами считаются такие, независимая отработка которых невозможна. Опережение между лавами отсутствует или составляет не более 3—4 м. Обе лавы работают на один конвейерный штрек.



**Рис. 4.53.** Система разработки длинными столбами по простиранью при панельной подготовке (лава-ярус):  
 1 — откаточный штрек; 2 — просек; 3 — путевой ходок; 4 — панельный бремсберг; 5 — лодочной ходок; 6 — ярусный конвейерный штрек; 7 — ярусный вентиляционный штрек; 8 — очистной забой; 9 — разрезная печь

Уголь от очистного забоя транспортируют по конвейерному штреку, затем по бремсбергу до погрузочного пункта на откаточном штреке. Свежий воздух в очистной забой подают с откаточного штрека по ходкам и конвейерным штрекам. Исходящая струя по вентиляционному штреку поступает в ходки и далее на вентиляционный горизонт шахты или по шурфу на поверхность.

На наклонных пластах средней мощности применяют систему разработки длинными столбами по простиранью с разде-

лением этажа на подэтажи (рис. 4.54). Подготовка выемочного поля заключается в проведении между этажными откаточным и вентиляционным штреками участкового бремсберга, промежуточных штреков и разрезных печей. Отработка столбов осуществляется в направлении к участковому бремсбергу. Обычно этаж делят на два, редко — на три подэтажа. Длина лавы 150—200 м. Верхние этажи опережают нижние. Уголь из верхней лавы по промежуточному конвейерному штреку поступает на участковый бремсберг и далее на погрузочный пункт откаточного штрека.

В представленном варианте системы разработки осуществляется раздельное проветривание очистных забоев. Схемы проветривания забоев: *нижний* — откаточный штрек — печь — просек — очистной забой — промежуточный штрек — ходок — этажный вентиляционный штрек; *верхний* — откаточный штрек — ходок — конвейерный штрек — очистной забой — этажный вентиляционный штрек.

На крутонаклонных и крутых пластах средней мощности также нередко применяют длинные столбы по простиранию с разделением этажа на подэтажи.

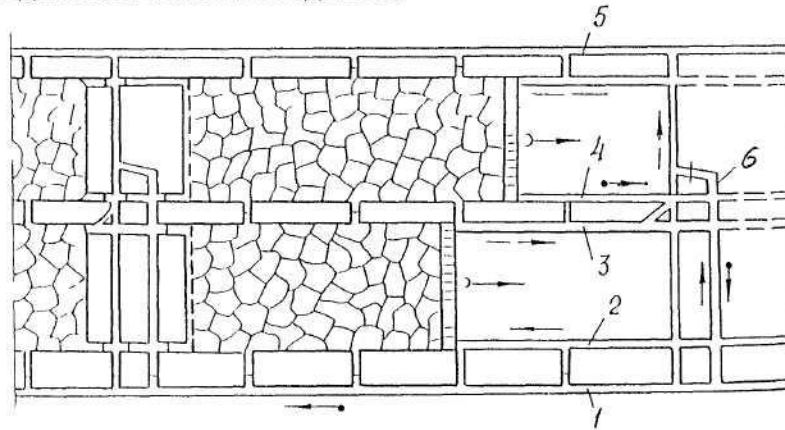


Рис. 4.54. Система разработки длинными столбами по простиранию с разделением этажа на подэтажи:

1 — этажный откаточный штрек; 2 — просек; 3 — промежуточный вентиляционный штрек; 4 — промежуточный конвейерный штрек; 5 — этажный вентиляционный штрек; 6 — участковый бремсберг

В зависимости от угла падения наклонная высота этажа составляет 120—150 м. Этаж делят на три-четыре подэтажа. Длина очистного забоя в основном не более 50 м. Выемка угля преимущественно буровзрывная.

Система разработки длинными столбами по простиранию характеризуется многообразием применяемых вариантов. Иногда применяют такие разновидности, у которых просматриваются признаки сплошных и столбовых систем разработки. Это комбинированные системы разработки.

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

#### **Щитовая система разработки**

Разновидностью столбовой системы является щитовая система разработки, применяемая преимущественно на мощных крутых пластах (рис. 4.55). Она представляет собой систему длинных столбов по простиранию с выемкой пласта на полную мощность полосами по падению под перекрытием специальной щитовой крепи конструкции Н.А. Чинакала.

Подготовка выемочного поля заключается в проведении этажных откаточного и вентиляционного штреков от промежуточных квершлагов до его границ. Выемочное поле, отрабатываемое в направлении к промежуточному квершлагу, разделяют на выемочные щитовые столбы шириной 24—30 м с оставлением между ними целика шириной 2 м.

Подготовка щитового столба к очистной выемке заключается в проведении углеспускных, вентиляционной и ходовой печей, входных сбоек и специальной вентиляционной печи. Расстояние между печами 6 м. Щитовое перекрытие монтируют в специальной монтажной камере (рассечке) на горизонте венти-

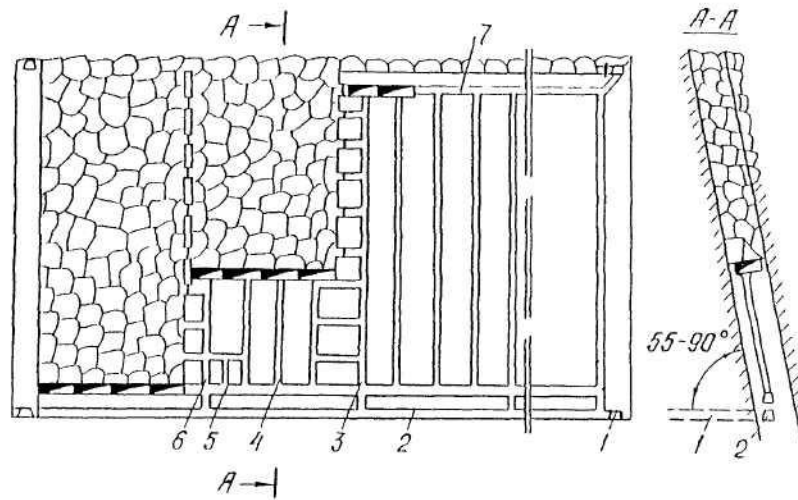


Рис. 4.55. Щитовая система разработки:

1 — промежуточный квершлаг; 2 — откаточный штрек; 3 — ходовая печь; 4 — углеспускная печь; 5 — специальная вентиляционная печь; 6 — вентиляционная печь (запасной выход), 7 — вентиляционный минусовый штрек

ляционного штрека. Для проветривания очистного забоя после отбойки угля, когда нижние части печей заполнены углем, между первой и второй печами от выработанного пространства проводят специальную вентиляционную печь по восстанию пласта на 15—20 м.

Выемка угля под щитовым перекрытием осуществляется буровзрывным способом и сводится к углублению продольной канавы и разрушению опорных целиков, на которых держится щит. Шаг посадки щита зависит от мощности пласта и составляет 0,8—1,2 м.

Суточную добычу угля в щитовом забое, т, можно определить по формуле

$$Q_c = m_v l_{щ} h_{п} n_{п} \gamma c,$$

где  $m_v$  — вынимаемая мощность пласта, м;  $l_{щ}$  — длина щитового перекрытия, м;  $h_{п}$  — шаг посадки щита, м;  $n_{п}$  — число поса-

док щита в сутки;  $\gamma$  — плотность угля, т/м<sup>3</sup>;  $c$  — коэффициент извлечения угля в забое (принимают равным 0,95—0,98).

При щитовой системе разработки применяют различные технологические схемы очистной выемки в зависимости от горно-геологических условий и конструкции щитового перекрытия (табл. 4.5).

Таблица 4.5

Технологические схемы очистных работ при щитовой системе разработки

Тип щита	Условия применения		Характеристика технологического цикла
	Мощность пласта, м	Угол падения, град	
Секционный	4—10	55—90	При мощности пласта до 6 м углубление продольной канавы и посадка щита, при большой мощности — углубление канавы, ее расширение и посадка щита
Бессекционный	2—5	55—90	Углубление продольной канавы и посадка щита
Арочный	1,2—2,6	60—90	Проведение горизонтального прохода с одновременной посадкой щита
ЩРП	4—6	35—45	Выемка в скреперной канаве, выемка опорных целиков с одновременной посадкой щита

Для уменьшения объема проведения подготовительных работ, снижения аварийности очистных забоев вследствие разрушения целиков угля между углеспускными печами применяют технологические схемы с двумя печами, проводимыми на флангах щитового столба, со скреперной доставкой к ним.

Достоинствами щитовой системы разработки являются: отсутствие в технологическом цикле работ по креплению забоя и управлению кровлей, использование крутого падения для доставки угля, сравнительно высокие технико-экономические показатели. Недостатки: значительные эксплуатационные потери,

достигающие 25—30 %; большой объем подготовительно-нарезных работ (40—45 м на 1000 т добычи), необходимость выдержанных элементов залегания пласта, забучивание печей, высокая пожароопасность.

#### 4.12.4 СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КОРОТКИМИ ОЧИСТНЫМИ ЗАБОЯМИ

К системам разработки с короткими очистными забоями относятся системы, длина очистных забоев которых не превышает 20 м. К коротким очистным забоям относятся камеры и заходки. В таких забоях все процессы очистной выемки упрощаются, что обуславливает сравнительно высокие технико-экономические показатели. Но для них характерен более высокий уровень потерь полезного ископаемого. Системы разработки этой группы могут применяться на пластах средней мощности и мощных при любых углах падения. В отечественной практике угледобычи имеют ограниченное применение.

Системы разработки с короткими очистными забоями весьма разнообразны. Основными из них являются: камерная и камерно-столбовая система разработки; система разработки короткими столбами и заходками; камерная система разработки с отбойкой из подэтажных штреков, иногда применяемая на мощных крутых пластах, и др. Их применяют для добычи калийной соли, сланцев и угля.

Одной из систем, применяемой в некоторых зарубежных странах, является *камерная система разработки* (рис. 4.56).

Выемка угля в камере начинается с проходки горловины длиной 3—5 м и шириной 2 м. Затем ее расширяют до размеров ширины камеры, равной 4—12 м, образуя короткий очистной забой. Забой подвигают по восстанию пласта или диагонально до границ шахтного поля или панели. Длина камер достигает 200—250 м. Между смежными камерами оставляются целики шириной 3—5 м. Обычно забои смежных камер работают с некоторым опережением относительно друг друга.



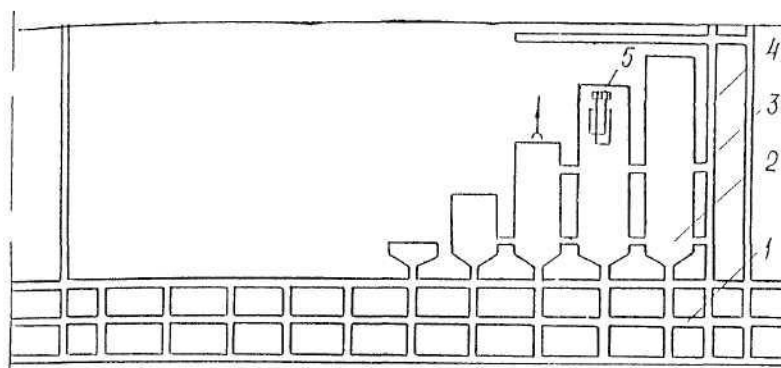


Рис. 4.56. Камерная система разработки:  
1 — главный откаточный штрек; 2 — камера; 3 — вентиляционная сбойка; 4 — междукамерный целик; 5 — очистной комбайн

Проходка выработок и выемка угля в камере осуществляются специальными комбайнами. Для крепления в камерах применяют анкерную крепь. При благоприятном соотношении ширины камеры и междукамерного целика возможно полное отсутствие крепи. Управление кровлей — удержание на целиках. Доставка угля в камере осуществляется самоходными вагонетками или конвейерами. Для проветривания камер в междукамерных целиках образуют вентиляционные сбойки.

В таком виде камерную систему разработки применяют на пластах мощностью 1,5—3,5 м с углом падения до 10°. В отдельных случаях после отработки двух смежных камер обратным ходом осуществляют частичное погашение междукамерного целика. Такой вариант представляет собой разновидность камерно-столбовой системы разработки.

#### 4.12.5 СЛОЕВЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

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

**ГЛАВА 5**

**ОСНОВЫ  
ПОДЗЕМНОЙ  
РАЗРАБОТКИ  
РУДНЫХ  
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**



## 5.1 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И ОСОБЕННОСТИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

*Руда* является одним из видов твердого полезного ископаемого, представляющего собой естественное минеральное вещество, из которого путем соответствующей переработки извлекаются содержащиеся в нем металлы и полезные минералы. Переработка руды включает обогащение и металлургический передел, результатом которого и является получение металла.

По виду полезных компонентов различают руды *металлические и неметаллические*. К первым относят руды черных (железные, марганцевые, хромовые, титановые, никелевые и кобальтовые), цветных (медные, свинцово-цинковые, алюминийевые, вольфрамовые, молибденовые, оловянные, ртутные, сурьмяные), редких (литиевые, танталовые и другие), благородных (руды, содержащие золото, серебро, платину) и радиоактивных металлов (урановые и ториевые), ко вторым — апатитовые и фосфоритовые руды, калийные и каменные соли, породы для получения строительных материалов, руды, содержащие драгоценные камни, слоду, графит и другие виды минерального сырья.

Руды в зависимости от количества входящих в них полезных компонентов делятся на *простые* (монометаллические) и *сложные* (полиметаллические). К последним чаще всего относятся руды цветных металлов.

Среднее содержание полезного компонента в рудном месторождении или его части, при котором ценность полезного компонента равна затратам на добычу и переработку, называется *минимальным* промышленным содержанием, или *промминимумом*. Горная порода, содержащая полезный компонент в количестве, равном промминимуму или больше, относится к руде, в противном случае — к пустой породе. Величина промминимума для ценных дефицитных руд ниже, чем малоценных. Напри-

мер, породы, содержащие железа до 20—25 %, рудой не являются, а содержащие меди или свинца несколько процентов относятся к руде.

По характеру оруденения руды делят на *сплошные* и *вкрапленные*. Сплошные руды имеют четко выраженные границы с вмещающими породами. Вкрапленные руды представляют собой горную породу, пронизанную мелкими включениями рудных минералов разнообразной формы, иногда почти невидимыми.

Рудные месторождения состоят из одного или нескольких близко расположенных рудных тел различной формы и размеров. Различают следующие формы рудных тел: *пластовые*, занимающие значительные площади; *пластообразные*, отличающиеся невыдержанностью элементов залегания; *жилые*, их элементы залегания не постоянны; *линзообразные*; *массивные* рудные тела обычно неправильной формы, с бессистемно изменяющимися элементами залегания (штокверки, штоки, гнезда).

По мощности рудные тела классифицируются следующим образом:

- *тонкие* — мощностью до 0,6—0,8 м (выемка ведется с подрывом боковых пород);
- *маломощные* — мощностью от 0,8 до 4—5 м (при выемке не используется скважинная отбойка);
- *средней мощности* — от 5 до 10—15 м (при отработке блоки располагают длинной стороной по простиранию залегания);
- *мощные* — мощностью от 10—15 до 60 м (при отработке блоки располагают длинной стороной вкрест простирания залежи);
- *весьма мощные* — мощностью более 60 м (при отработке крутых залежей блоки располагают не только по простиранию, но и вкрест простирания, горизонтальные или пологие залежи разделяют на этажи).

В практике разработки рудных месторождений принята следующая классификация залежей по углу падения: *горизонтальные* (угол падения до 3°), *пологие* (угол падения от 3 до 20—25°); *наклонные* (угол падения от 20—25 до 50°); *крутые* (угол

падения более 50°). Наклонные и крутые залежи по падению делят на этажи.

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

Основными особенностями являются:

- более высокая крепость и абразивность руд по сравнению с углем. Большинство руд имеют коэффициент крепости 8—12, более крепкие 15—20. Руда во много раз абразивнее угля. Это обуславливает необходимость применения на подземных работах в большинстве случаев взрывной отбойки, связанной с бурением и заряданием шпуров и скважин, и иных транспортных средств, чем на угольных шахтах;
- разнообразие размеров и изменчивость элементов залегания рудных тел, что существенно влияет на принятие стандартных технологических решений, схем вскрытия и подготовки, систем разработки;
- изменчивость содержания полезных компонентов, а также минералогического состава руд по объему залежи, что вызывает необходимость усреднения качества рудной массы, поступающей из различных блоков;
- меньшая разрушаемость отбитой руды при самотечном перемещении ее, что широко используется, в отличие от угольных шахт, при перепуске по рудопускам протяженностью до 100 м и более. Это оказывает влияние на особенности вскрытия месторождений и подготовки блоков;
- меньшая достоверность информации о горно-геологических условиях и протекании технологических процессов, что затрудняет оперативный контроль их выполнения;
- широкий диапазон устойчивости руд и вмещающих пород, что предопределяет многообразие технологических решений;
- способность некоторых руд к слеживаемости и самовозгоранию, что исключает в таких случаях применение систем разработки с магазинированием отбитой руды;

- высокая ценность большинства руд по сравнению с углем, что обуславливает более жесткие требования к полноте и качеству извлечения полезного ископаемого;
- отсутствие на большинстве рудников метановыделения, допускающее в подземных условиях применение открытого огня и аппаратуры в нормальном исполнении.

## 5.2 ПОТЕРИ И РАЗУБОЖИВАНИЕ РУДЫ

Полнота и качество извлечения руды из недр оцениваются уровнем *потерь и разубоживанием* руды. Часть балансовых запасов руды, безвозвратно оставляемая по разным причинам в недрах, называется *потерями руды*. Одновременно при добыче всегда происходит *разубоживание* руды, т.е. снижение содержания полезного компонента в рудной массе по сравнению с содержанием его в массиве руды. Потери руды, выраженные в долях единицы или процентах, являются количественными показателями извлечения руды, а разубоживание — качественным.

Потери руды подразделяются на общерудничные, эксплуатационные в массиве и для отбитой руды. Общерудничные потери представляют собой запасы руды в целиках для охраны капитальных горных выработок и различного рода объектов на поверхности (зданий, сооружений, железных дорог и других).

Эксплуатационные потери руды в массиве обусловлены оставлением неизвлекаемых целиков внутри блоков, у штреков и восстающих, а также у контактов руды с вмещающими породами. Эксплуатационные потери отбитой руды являются следствием неполноты ее выпуска по разным причинам из очистных блоков.

Коэффициент потерь руды  $K_p$  определяется соотношением

$$K_p = Z_n / Z_6,$$

где  $Z_n$  — количество потерянной руды, т;  $Z_6$  — балансовые запасы, т.

Кроме коэффициента потерь руды существует понятие о коэффициенте потерь металла  $K_m$ , определяемом по формуле

$$K_m = (Q_n - Q_{np}) / Q_p,$$

где  $Q_n$  — количество металла в потерянной руде, т;  $Q_{np}$  — количество металла в примешанной руде, т;  $Q_p$  — количество металла в запасах руды, подлежащих отработке, т.

Разубоживание руды по вызывающим его причинам подразделяется на следующие виды:

- разубоживание от засорения, т.е. примешивание пустой породы при выпуске руды из блоков, при отбойке пород вместе с рудой, при отслаивании вмещающих пород в блоках;
- разубоживание от потерь руды по разным причинам с более высоким содержанием полезного компонента, чем в балансовых запасах;
- разубоживание от выщелачивания металла из руды шахтными водами.

Истинное разубоживание (засорение) руды  $P_p$  определяется соотношением

$$P_p = Q_v / Q_d,$$

где  $Q_v$  — количество пустых пород, попавших в руду, т;  $Q_d$  — количество добытой рудной массы, т.

Разубоживание руды по металлу  $P_m$  определяют по формуле

$$P_m = (p - q) / p,$$

где  $p$  — содержание металла в балансовых запасах руды, г/т или %;  $q$  — содержание металла в добытой рудной массе, г/т или %.

Величины фактических потерь и разубоживания руды являются отчетными показателями рудника. Учет потерь и разубоживания осуществляет маркшейдерско-геологическая служба горнодобывающего предприятия.

Рост потерь и снижение качества добываемой руды имеют отрицательные экономические последствия, так как рудник несет определенный ущерб от потерь металла. Поэтому сокращение потерь руды при разработке и снижение ее разубоживания обуславливают достижение более высоких технико-экономических показателей деятельности предприятия и рост его доходов.

### 5.3 ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Залежи рудных месторождений большей частью имеют крутое или наклонное залегание. В целях удобства разработки их по падению делят на *этажи*. Обычно вертикальная высота этажа составляет 60—80 м, в отдельных случаях она может быть равной 20—30 м или достигать 300 м. Этажи по простиранию делят на *блоки* длиной 50—60 м. В пределах блока на его границе по простиранию проводят блоковые восстающие, соединяющие откаточный и вентиляционные горизонты. Каждый блок является самостоятельной добычной единицей, где осуществляется очистная выемка руды. Горизонтальные залежи шпуреками делят на панели.

На рудных месторождениях в зависимости от горно-геологических условий залегания рудных тел применяют вскрытие *вертикальными, наклонными стволами* или *штольнями*. Этим основным вскрывающим выработкам присущи те же достоинства и недостатки, что и на угольных месторождениях.

Наиболее распространено вскрытие вертикальными стволами (рис. 5.1—5.3). Главный ствол обычно располагают в лежачем боку за пределами зоны сдвига поверхности (см. рис. 5.1). Это позволяет уменьшить потери руды в охранных целиках, что особенно важно при наличии руд высокой ценности.

Шахтные стволы при вскрытии обычно проводят до первого горизонта, на котором этажным квершлагом осуществляется непосредственное вскрытие рудной залежи. По мере отработки запасов руды в этаже осуществляют углубку шахтных стволов и

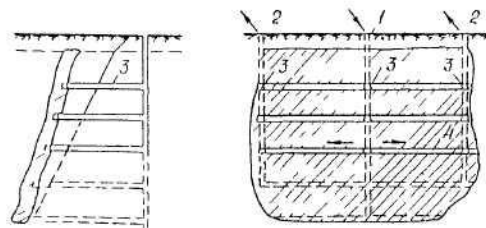


Рис. 5.1. Вскрытие крутой залежи вертикальными стволами: 1 — главный (грузоподъемный) ствол; 2 — вспомогательные (вентиляционные) стволы; 3 — этажные квершлагы



проведение квершлагов на каждом горизонте. Для рудных месторождений характерна частая углубка стволов, особенно при небольшой высоте этажа. Для проветривания горных выработок свежий воздух в шахту подают по главному стволу, пройденному в центре шахтного поля по простиранию (при двукрылом шахтном поле). Исходящая струя выходит на поверхность через вентиляционные стволы.

При разработке рудных тел большой протяженности в глубину применяют на нижних горизонтах вскрытие слепыми стволами, иногда с концентрационными горизонтами (см. рис. 5.2). Главный (рудоподъемный) ствол проводят на всю глубину залегания рудного тела с образованием концентрационных горизонтов, на которые отбитая руда по рудоспускам перепускается с промежуточных горизонтов. Таким образом, транспорт руды к стволам осуществляется только по концентрационным горизонтам. Промежуточные этажные горизонты служат только для подготовки добычных блоков и вспомогательных целей (транспорт материалов и оборудования, доставка людей, проветривание и др.). Площадь поперечного сечения выработок этого горизонта меньше, чем концентрационного. Транспортный концентрационный горизонт обслуживает несколько этажей. Рудоспуски проводят либо по рудному телу, либо в породах лежащего бока.

В связи с тем, что на больших глубинах квершлаг промежуточных горизонтов становятся слишком длинными, что требует значительных затрат на проведение, то их обслуживание осуществляется вспомогательным стволом, оборудованным подъемной установкой.

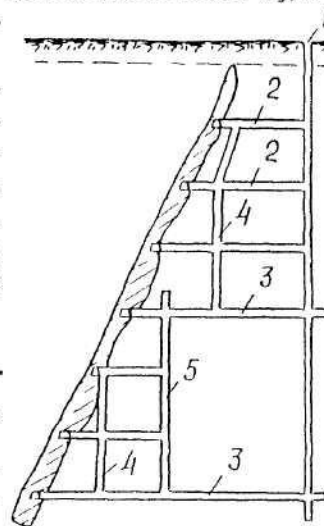


Рис. 5.2. Вскрытие вертикальными стволами с концентрационными горизонтами. 1 — главный ствол; 2 — этажные квершлаг промежуточных горизонтов; 3 — квершлаг концентрационных горизонтов; 4 — рудоспуски; 5 — слепой ствол

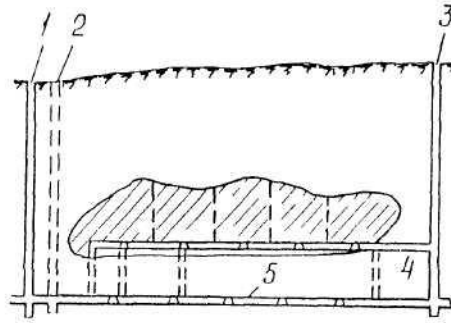


Рис. 5.3. Вскрытие горизонтальной залежи вертикальными стволами

1 — главный ствол, 2 — вспомогательный ствол, 3 — вентиляционный ствол, 4 — рудоспуск, 5 — откаточный штрек

Горизонтальные и весьма пологие залежи вскрывают **вертикальными стволами** (см. рис. 5.3). В этом случае применяют в основном безэтажную разработку. Главные и вспомогательные стволы соединяют с вентиляционным стволом главным откаточным штреком, проводимым в подстилающих рудное тело породах. Этот штрек соединяют с подготовительными выработками, проведенными в рудной залежи, системой рудоспусков и восстающих. Рудную залежь в целях удобства разработки делят либо на панели, либо на блоки.

Рудные месторождения часто бывают приуроченными к гористому рельефу. В таких случаях применяют вскрытие **штольнями** (рис. 5.4). Нередко наряду с главной штольней, имеющей выход к основной промплощадке, проводят штольни на отдельных этажах.

Запасы рудных тел или их частей, расположенные ниже уровня главной штольни, вскрывают слепыми вертикальными стволами с подъемной установкой на штольневом горизонте. При вскрытии штольнями упрощаются шахтный транспорт и водоотлив.

Рудные залежи иногда вскрывают также наклонными стволами, проводимыми по рудному телу или в породах лежащего бока. В последнем слу-

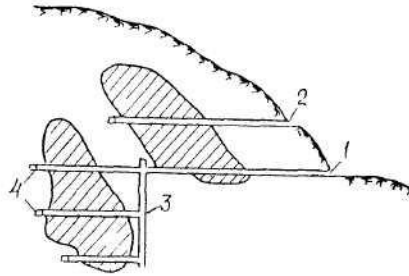


Рис. 5.4. Вскрытие штольнями

1 — главная штольня, 2 — вспомогательная штольня, 3 — слепой ствол, 4 — полевые штреки

чае ствол соединяют с рудным телом этажными квершлагами. Проходят ствол либо параллельно залежи, либо параллельно линии сдвижения пород.

Подготовка рудных тел к очистной выемке начинается с проведения сети подготовительных выработок на откаточном горизонте (рис. 5.5). На крупных и наклонных залежах, где рудное тело по падению делят на этажи, различают следующие варианты подготовки:

- по типу подготовительных выработок — *штрековую* и *ортовую*;
- по расположению выработок по отношению к рудному телу — *рудную, полевую* и *комбинированную*;
- по схеме движения транспорта — *тупиковую* и *кольцевую*.

Применяются также и другие варианты подготовки, например штрековая комбинированная с кольцевой откаткой.

Выбор схемы подготовки зависит главным образом от мощности рудной залежи

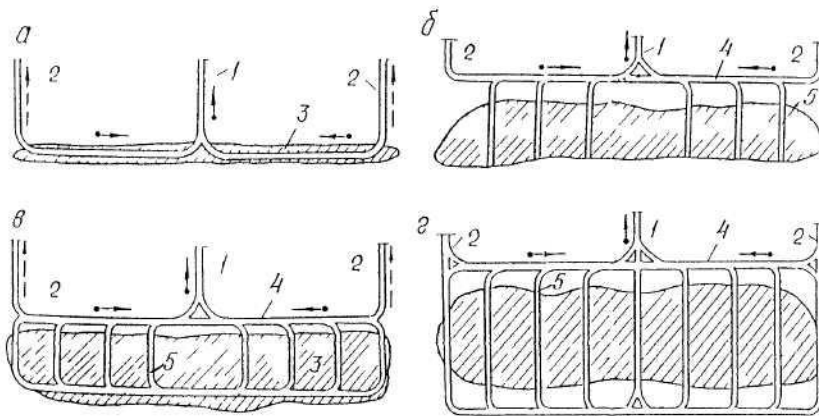


Рис. 5.5. Схемы подготовки откаточных горизонтов

*а* — штрековая рудная с тупиковым транспортом, *б* — полевым штреком и ортами с тупиковым транспортом, *в* — комбинированная с ортами и кольцевой откаткой, *г* — полевыми штреками и ортами и кольцевой откаткой, *1* — главный квершлаг, *2* — вентиляционный квершлаг, *3* — рудный штрек, *4* — полевой штрек, *5* — орты

В залежах небольшой мощности применяют подготовку рудным штреком с тупиковой схемой транспорта (рис. 5.5, а). В залежах средней мощности и мощных применяют полевою, рудную и комбинированную подготовку с проведением ортов либо с тупиковой схемой транспорта (рис. 5.5, б), либо с кольцевой (рис. 5.5, в). При ортовой подготовке пункты для погрузки руды в составы располагаются в откаточных ортах. Кольцевая откатка обычно применяется при разработке мощных залежей с интенсивной откаткой. В этом случае проводят два штрека: один рудный, другой полевою, либо оба полевые. Полевые штреки проводят на таком расстоянии от рудного тела, чтобы они не попадали в зону сдвижения боковых пород при отработке одного или нескольких нижележащих этажей, если предполагается использовать их в качестве вентиляционных.

После проведения подготовительных выработок транспортного горизонта приступают к непосредственной подготовке блока к очистной выемке. Этот этап подготовки зависит от применяемой системы разработки и обычно включает проведение следующих выработок: блоковых восстающих, рудоспусков, штреков горизонтов вторичного дробления, скреперования, подсечки и др.

## 5.4 ОСНОВНЫЕ ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ

### 5.4.1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

При очистной выемке руды выполняются следующие основные производственные процессы: *отбойка руды, вторичное дробление, выпуск и доставка руды* до откаточного горизонта, *управление* горным давлением. На эти процессы приходится до 50 % всех затрат труда при подземной добыче руд. Взаимовлияние основных производственных процессов на их технико-эконо-

мические показатели весьма существенно. Плохое дробление руды при отбойке и в блоке обуславливает рост затрат на вторичное дробление и снижение производительности доставки. Вторичное дробление руды с помощью взрывных работ вызывает простои в выполнении других работ, например по выпуску руды. Поэтому качественное выполнение предыдущего производственного процесса благоприятно влияет на выполнение последующего.

Особенности рудных месторождений (см. подразд. 5.1) существенно влияют на содержание технологических процессов при очистной выемке руды, обуславливают другие приемы и средства их осуществления по сравнению с угольными месторождениями.

#### **5.4.2 СПОСОБЫ ОТБОЙКИ РУДЫ**

*Отбойка* — это процесс отделения части руды от массива в блоке с одновременным дроблением ее на куски. Она должна обеспечивать более полное отделение руды от массива в пределах проектного контура, минимальные законтурные обрушения массива и хорошее качество дробления. Отбойка руды осуществляется с применением буровзрывных работ, механических средств и самообрушения. Выбор способа отбойки руды зависит от таких факторов, как физико-механические свойства руды, горно-геологические условия и принятая система разработки.

При подземной добыче в основном применяют взрывную отбойку. Ее преобладающее значение в обозримом будущем сохраняется. Применяют следующие способы взрывной отбойки: *шпуровой, скважинный и минный* (сосредоточенными зарядами).

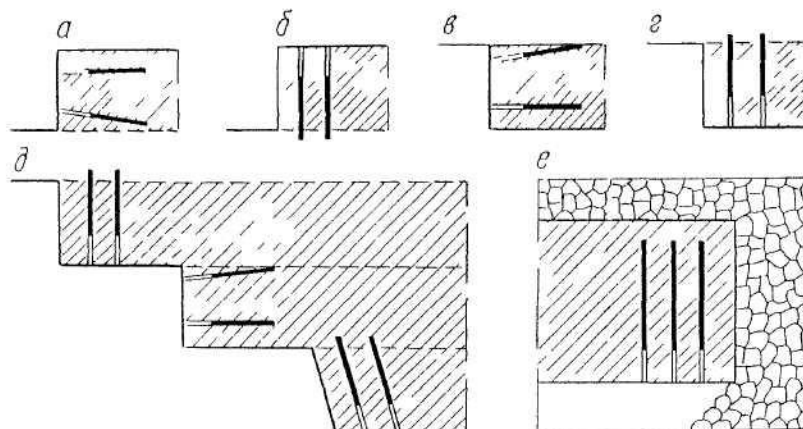
При *шпуровой* отбойке в рудном массиве бурят шпуры глубиной до 5 м и диаметром до 75 см. Наиболее распространены шпуры глубиной 2—3,5 м, диаметром 40—50 мм. Применяют вращательное, ударно-поворотное и ударно-вращательное бурение шпуров. Вращательное бурение электросверлами на рудниках применяют довольно редко, при крепости руд до 4—6. В основном применяют ударно-поворотное бурение пневматиче-

скими перфораторами или ударно-вращательное бурение пневматическими или гидравлическими перфораторами. Применяют ручные (на пневмоподдержке), телескопные и колонковые перфораторы на самоходных буровых установках.

В качестве взрывчатых веществ применяют патронированные порошкообразные (аммонит № 6 ЖВ, скальный аммонит, детонит) или рыхлые гранулированные ВВ (гранулит, зерногранулит). Применяют как ручное, так и механизированное зарядание шпуров.

Выемка руды при шпуровой отбойке может быть слоевой, потолкоуступной и подэтажной (рис. 5.6).

Выемка слоев может осуществляться как в нисходящем, так и в восходящем порядке. Шпуры в слоях располагают горизонтально или вертикально. Их рекомендуется бурить перпендикулярно к основной системе трещин.



**Рис. 5.6.** Схемы шпуровой отбойки руды

*a* — слоевая выемка в нисходящем порядке с отбойкой горизонтальными шпурами, *б* — слоевая выемка в нисходящем порядке с отбойкой вертикальными шпурами, *в* — слоевая выемка в восходящем порядке с отбойкой горизонтальными шпурами, *г* — слоевая выемка в восходящем порядке с отбойкой вертикальными шпурами, *д* — потолкоуступная выемка, *е* — подэтажная отбойка

Основные показатели шпуровой отбойки: удельный расход ВВ — 0,6—3 кг/м<sup>3</sup>, производительность труда бурильщика — 5—50 м<sup>3</sup>/чел-смену при бурении ручными перфораторами. Она значительно возрастает при применении современных бурильных машин.

К достоинствам шпуровой отбойки следует отнести: мелкое и более равномерное дробление руды, возможность применения в маломощных рудных телах и при неустойчивых вмещающих породах, меньше потери и разубоживание. Недостатки: сравнительно высокая трудоемкость, неблагоприятные условия труда при обслуживании бурильных машин.

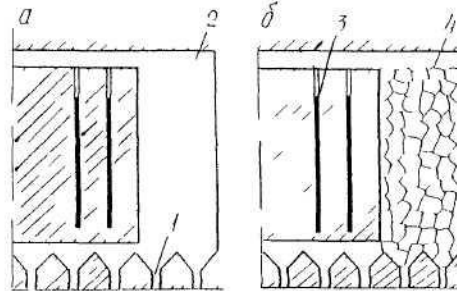
Основные условия применения шпуровой отбойки: рудные залежи мощностью до 5—8 м при любых углах падения; мощные залежи при отбойке руды из очистного пространства; системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства; ценные руды со сложным залеганием.

При разработке мощных рудных тел (больше 6—8 м) широко применяется отбойка руды взрыванием зарядов в скважинах глубиной до 40—60 м и более, диаметром 60—150 мм. Скважины большого диаметра (100—150 мм и больше) применяют при массовой отбойке, т.е. при одновременном обрушении значительных объемов руды.

**Скважинная отбойка** руды может осуществляться на **открытое компенсационное пространство** или в **зажиме** (рис. 5.7), т.е. на пространство, заполняемое раздробленной горной массой. Чтобы получить нормально разрыхленную руду, объем руды, отбиваемой на компенсационное пространство, не должен более чем вдвое превышать объем этого компенсационного пространства. Отбойка в зажи-

Рис. 5.7. Схема отбойки руды скважинами на компенсационное пространство (а) и в зажиме (б)

1 — подсечка камеры 2 — компенсационная камера, 3 — скважина, 4 — руда в зажиме



ме применяется в мощных залежах при крепких и средней крепости рудах, не склонных к слеживанию. Отбойка в зажиме позволяет снизить выход негабарита и интенсифицировать процесс выпуска и доставки руды.

**Скважинная отбойка** руды осуществляется вертикальными, горизонтальными или наклонными слоями. Наиболее распространена отбойка вертикальными слоями. Перед началом отбойки руды буровзрывными работами образуют вертикальную отрезную щель, являющуюся начальным открытым компенсационным пространством. Как правило, в нижней части очистного блока над выпускными выработками делают подсечку в виде горизонтальной щели.

Расположение скважин в отбиваемом вертикальном слое может быть **параллельным** и **веерным** (рис. 5.8). При параллельном расположении скважин в ряду достигается более равномерное дробление руды, но увеличиваются затраты на буровзрывные работы, что связано с необходимостью проведения буровых выработок, перемещением бурового станка и пр. При веерном расположении скважин дробление руды оказывается неравномерным, но меньше затраты на их бурение, так как все скважины веера бурят с одной установки бурового станка.

Обычно применяют многорядное (до 5 слоев) короткозамедленное взрывание скважин. Расстояние между рядами скважин и между скважинами в ряду 2—2,5 м.

В практике отбойки руды применяют также параллельно сближенные и пучковые комплекты скважин.

В настоящее время применяются следующие способы бурения скважин:

- **штанговое** — тяжелыми телескопными колонковыми перфораторами. Ди-

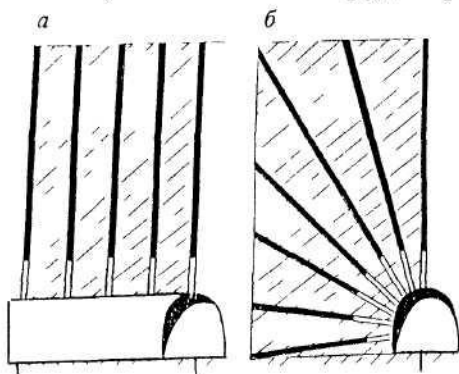


Рис. 5.8. Параллельное (а) и веерное (б) расположение скважин



аметр скважин 50—70 мм. Глубина бурения от 12—15 до 20—25 м и более при крепости руды от 6 до 14. Производительность бурения 30—70 м/смену. Широко применяются самоходные буровые установки;

- **погружными пневмоударниками.** Диаметр скважин 85, 100 мм и более. Производительность бурения зависит от крепости руд и колеблется от 5—7 (очень крепкие руды) до 15—20 м/смену;

- **шарошками,** армированными твердыми сплавами. Диаметр скважин 150 мм и более. Глубина бурения 50—60 м. Применяется в крепких и весьма крепких рудах. Производительность шарошечного бурения выше пневмоударного в 2—3 раза;

- **вращательное твердосплавными и алмазными** кольцевыми коронками. Диаметр скважин 80—100 мм. Крепость руд 6—8. Производительность бурения 20—40 м/смену.

Заряжают скважины, как правило, гранулированными ВВ. Детонирование заряда ВВ в скважине осуществляется детонирующим шнуром, проходящим вдоль заряда по всей длине скважины. Короткозамедленное взрывание осуществляется специальными электродетонаторами или пиротехническими замедлителями. Заряжают скважины пневмозарядниками.

Преимущества скважинной отбойки заключаются в увеличении производительности труда по отбойке в 2—3 раза, повышении безопасности работ, снижении запыленности рудничного воздуха, возможности применения более производительных систем разработки. К недостаткам следует отнести более высокое разубоживание руды, повышенный выход негабарита, что ведет к росту затрат на вторичное дробление, увеличение потерь руды при выпуске рудной массы и др.

**Миная** отбойка представляет собой отбойку руды взрыванием сосредоточенных зарядов большой массы, размещаемых в специально проводимых выработках. Она применяется при разработке мощных рудных тел, представленных крепкими рудами, а также при обрушении междокамерных целиков и потолочин, в которых имеются необходимые выработки для размещения сосредоточенных зарядов.

**Механическая** отбойка применяется при добыче относительно мягких руд (марганца, калийной соли) с помощью комбайнов.

**Самообрушение** как наиболее экономичный способ отделения руды от массива применяется крайне редко. Оно происходит в очистных блоках под действием собственного веса трещиноватых руд и давления налегающих пород. При этом способе невозможно управлять качеством отбойки.

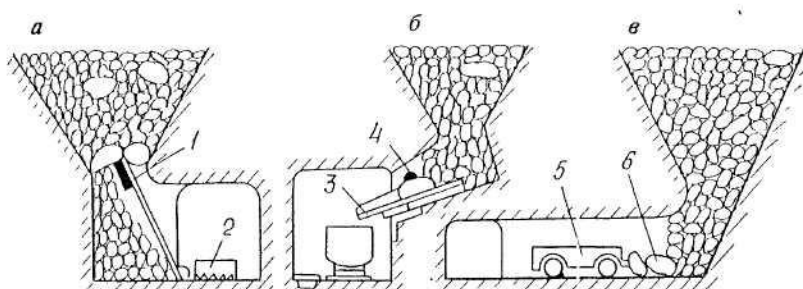
### 5.4.3

#### ВТОРИЧНОЕ ДРОБЛЕНИЕ РУДЫ

По условиям технологического процесса отбитая руда должна иметь куски определенной крупности. Максимально допустимый размер кусков, на который рассчитываются выпускные выработки и все погрузочное и транспортное оборудование, называется *кондиционным*. Размер кондиционных кусков обычно принимают от 300—400 до 800—1000 мм, при разработке тонких жил — 200—250 мм. При отбойке руды взрывным способом образуется некоторое количество некондиционных, крупных кусков, так называемых *негабаритов*. Выход негабарита составляет 5—12 % при больших размерах негабаритного куска и достигает 20—25 % при небольших размерах. Чтобы обеспечить транспортабельность таких кусков, их необходимо подвергнуть дополнительному дроблению на более мелкие куски, т.е. осуществить вторичное дробление.

Для дробления негабарита применяют взрывчатые вещества или механические дробилки. При дроблении взрывчатыми веществами используют *накладные* или *шпуровые заряды*, глубиной 15—20 см. Наиболее распространен взрывной способ дробления негабарита.

**Вторичное** дробление руды может осуществляться в самом очистном пространстве, если в него возможен безопасный доступ, в выпускных и доставочных выработках. Иногда для вторичного дробления образуют специальные выработки (выработки горизонта дробления при донном выпуске руды).



**Рис. 5.9.** Схемы вторичного дробления в выпускной выработке при доставке скреперной (а), вибропитателем (б) и самоходным оборудованием (в): 1 — фугасный заряд; 2 — скрепер; 3 — вибропитатель; 4 — накладной заряд; 5 — самоходная погрузочная машина; 6 — негабарит

Взрывной способ дробления негабарита может осуществляться в горловине выпускной выработки на вибропитателе, на почве доставочной выработки с самоходным оборудованием (рис. 5.9).

Чаще всего при выпуске руды негабаритные куски зависают в горловине выпускной выработки.

Ликвидируют эти зависания фугасными зарядами массой до 10 кг, которые прикрепляют к деревянным шестам. Для ликвидации высоких зависаний испытаны специальные стреляющие системы-гранатометы. Негабаритные куски, прошедшие через горловину выпускной выработки, подвергаются вторичному дроблению на почве выработки или непосредственно на вибропитателе. При доставке руды самоходным оборудованием негабаритные куски складывают самой машиной в дробильной камере или в каком-либо другом месте, а затем подвергают дроблению взрывным способом.

Другие, невзрывные способы дробления негабаритных кусков в подземных рудниках широкого применения не нашли. Иногда используют стационарные бутобои грохотов в выработках вторичного дробления руды.

#### 5.4.4 ВЫПУСК И ДОСТАВКА РУДЫ

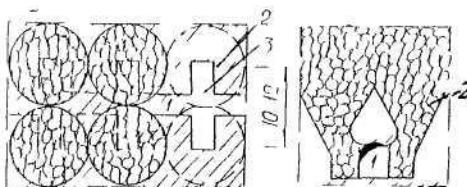
Значение доставки руды как технологического процесса очистной выемки очень велико. Доля затрат на доставку руды достигает 50 % всех затрат на очистную выемку. Под доставкой руды понимают перемещение рудной массы от мест отбойки до транспортных выработок блока (откаточных штреков или ортов). В пределах блока сначала осуществляется выпуск рудной массы, самотечная доставка, а затем ее транспортирование различными механическими средствами к местам погрузки в рудничные вагонетки.

**Выпуск руды** — это перемещение ее по очистному пространству под действием собственного веса. Различают выпуск донный и торцевой.

При **донном** выпуске в нижней части блока образуют специальные выпускные выработки (воронки или траншеи), через которые отбитая руда по всей площади блока поступает в доставочные выработки и по ним транспортируется скреперными установками.

**Воронки** (рис. 5.10) для выпуска руды представляют собой выпускные отверстия. Их устраивают по всему днищу блока. Воронки имеют форму усеченного конуса или усеченной пирамиды. Диаметр воронки сверху составляет 6—12 м. Их применяют при небольшой мощности залежей или при недостаточно устойчивых рудах.

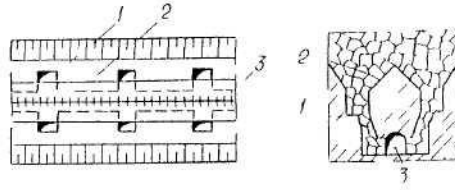
В рудных залежах средней мощности и мощных с крепкими устойчивыми рудами в днище блока вместо воронок устраивают **траншеи** (рис. 5.11). Траншея в поперечном сечении имеет форму опрокинутой трапеции. В основании трапеции через 6—8 м по



**Рис. 5.10.** Воронки для выпуска руды:

1 — доставочная выработка (штрек скреперования), 2 — выпускная воронка, 3 — дучка с нишей, соединяющей горловину воронки с доставочной выработкой

Рис. 5.11. Выпускные траншеи  
1 — рудоспуск (дучка) с нишей, 2 — траншея, 3 — доставочная выработка



ее длине проходят короткие рудоспуски (дучки), соединяемые нишами с доставочной выработкой. При торцевом выпуске руды (см. рис. 5.19) надобность в устройстве выпускных выработок отпадает. Руда с торца доставочной выработки перемещается по ней механизированным способом. При этом используется самоходное оборудование, или вибропитатели и конвейеры. По мере выпуска руды доставочная выработка погашается, а пункт ее погрузки в средства механизированной доставки перемещается. Отсутствие выпускных воронок обуславливает снижение затрат на проведение подготовительно-нарезных выработок в блоке.

Следующим этапом транспортирования руды в пределах блока является ее доставка к пунктам погрузки различными механическими средствами. Применяются следующие виды механической доставки: скреперная, самоходным оборудованием, питателями и конвейерами.

**Скреперная доставка** благодаря сравнительной простоте имеет довольно широкое распространение. Скреперная установка (рис. 5.12) — это транспортное средство периодического действия

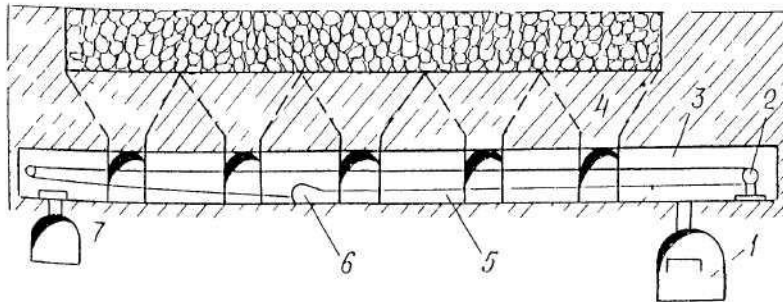


Рис. 5.12. Схема горизонта скреперования  
1 — транспортная выработка (штрек или орт), 2 — скреперная лебедка; 3 — скреперная выработка (орт или штрек), 4 — воронка, 5 — канат, 6 — скрепер

и состоит из скреперной лебедки, скрепера, головного и хвостового канатов, концевых и поддерживающих блоков. Транспортирование руды осуществляется посредством возвратно-поступательного движения скрепера. К месту погрузки скрепер перемещается с помощью хвостового каната. Двигаясь в обратном направлении с помощью головного каната, скрепер, внедряясь в рыхлую рудную массу, самозагружается и доставляет ее волоком к месту разгрузки. Скреперование осуществляется по доставочным выработкам, куда руда поступает через выпускные выработки под действием собственного веса. В этих же выработках обычно осуществляется дробление негабаритных кусков накладными зарядами.

Комплекс выпускных и доставочных выработок, в которых осуществляются скреперование и вторичное дробление руды, называют *горизонтом скреперования*.

При скреперовании руды применяют следующее оборудование: двухбарабанные и иногда трехбарабанные скреперные лебедки мощностью от 7 до 100 кВт; скреперы гребкового или ящичного типа вместимостью от 0,1 до 2 м<sup>3</sup>; канаты диаметром от 10 до 28 мм. Дальность транспортирования от 15 до 35 м и более.

Производительность скреперной установки зависит от мощности скреперной лебедки, вместимости скрепера, дальности транспортирования и размера кондиционных кусков. Колеблется она в широких пределах: от 20 до 350 т/смену.

Скреперная доставка руды отличается конструктивной простотой и небольшой стоимостью оборудования, малыми затратами на его монтаж и доставку. Недостатками являются сравнительно малая производительность и частое расположение рудоспусков. Несмотря на простоту, скреперная доставка стала вытесняться самоходным оборудованием, хотя ее применение не исключается в некоторых горно-геологических условиях и в будущем.

*Самоходным* называют безрельсовое оборудование, имеющее самостоятельный привод для передвижения. Оно выполняется на шинном, реже на гусеничном ходу. Его применяют для транспортирования как в открытом очистном пространстве, так и в доставочных выработках.

*Самоходное оборудование* бывает с дизельным, электрическим (кабельным или троллейным) и пневматическим приводом. Более мощное оборудование выпускают с дизельным или электрическим кабельным приводом. Применение дизельных машин обуславливает подачу дополнительного количества воздуха для проветривания выработок.

*Самоходные машины* для доставки руды можно разделить на три группы: погрузочные, доставочные и погрузочно-транспортные машины.

*Погрузочные машины* осуществляют только погрузку рудной массы в транспортные средства. К ним относятся машины с нагребными лапами, подземные экскаваторы и ковшовые погрузчики.

Погрузочные машины типа ПНБ применяют при мелкокусковой руде. Подземные экскаваторы типа ЭП применяют для погрузки руды при отработке пологих залежей мощностью не менее 4,5—5 м в открытом очистном пространстве. Вместимость ковша 1—2 м<sup>3</sup>. Ковшовые колесные погрузчики, обладающие высокой маневренностью, имеют вместимость ковша 1—3 м<sup>3</sup>. Они могут использоваться и для доставки руды на большое расстояние (до 300 м).

К *доставочным машинам*, осуществляющим доставку рудной массы, относятся подземные автосамосвалы и самоходные вагонетки. Самоходная вагонетка на пневматическом ходу представляет собой короб длиной 8—10 м, в дне которого смонтирован скребковый или пластинчатый конвейер, обеспечивающий равномерность распределения рудной массы при загрузке и последующую выгрузку из вагонетки. Привод вагонеток обычно дизельный, иногда электрический. Вместимость вагонеток 10—15 т, скорость движения до 8—10 км/ч. Большею частью их применяют для доставки мягких небразивных руд. Автосамосвалы на подземных работах используют для доставки и транспортирования руды на значительные расстояния (до 2500 м и более). В основном применяют автосамосвалы с опрокидным кузовом. Грузоподъемность автосамосвалов 10—40 т. Скорость движения до 40—45 км/ч.

*Погрузочно-транспортные машины (ПТМ)* совмещают в себе функции погрузочных и доставочных машин. Они имеют дизельный или электрический привод, оборудованы ковшовыми погрузчиками. Доставка руды осуществляется либо в бункерах машины (машина типа ПТ), либо непосредственно в ковше (машины типа ПД). Вместимость бункера колеблется от 1—2,5 до 3—10 м<sup>3</sup>, ковша от 0,15—0,5 до 3—5 м<sup>3</sup> и более. Скорость движения 20—40 км/ч.

На подземных рудниках получили широкое распространение такие стационарные установки непрерывного действия, как питатели и конвейеры. С их помощью доставляются от 10 до 20 % руд.

*Питатели* — это короткие конвейеры длиной до 6—8 м, служащие для погрузки руды в другие средства механизированной доставки, в рудоспуски или непосредственно в рудничные вагонетки (см. рис. 5.9, б). Наиболее распространены вибрационные питатели (вибропитатели). Их применяют при любой крупности и абразивности, не склонных к слеживаемости рудах. Вторичное дробление негабарита производят на лотке вибропитателя. При применении виброустановок производительность доставки увеличивается примерно в 3 раза по сравнению со скреперной доставкой. Для доставки руды применяют *вибрационные, скребковые и пластинчатые* конвейеры. На мягких рудах находят применение ленточные конвейеры. Они служат для доставки руды до рудоспусков от выпускных отверстий или других средств механизированной доставки. На базе конвейеров возможен поточный транспорт руды от блока до поверхность.

#### 5.4.5

#### УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ

При разработке рудных месторождений применяют следующие способы управления горным давлением: естественное поддержание очистного пространства, обрушение вмещающих пород, искусственное поддержание очистного пространства.

*Естественное поддержание* очистного пространства основано на естественной устойчивости руды и вмещающих пород, а также устойчивости оставляемых целиков (рис. 5.13). Горное



давление регулируется шириной пролета камер, формой и размерами поддерживающих целиков. Различают целики временные (извлекаемые) и постоянные (неизвлекаемые), ленточные (оставляемые у горных выработок в виде стен) и изолированные (оставляемые в виде колонн в выработанном пространстве). Величину пролета камер принимают по данным практики или на основании аналитических расчетов с проверкой в производственных условиях. Прочные размеры целиков определяют расчетами на сжатие под влиянием давления поддерживаемой толщи налегающих пород.

**Обрушение** вмещающих (налегающих) пород на отбитую руду как способ управления горным давлением (рис. 5.13, б) применяют в тех случаях, когда поддерживать естественным путем очистное пространство невозможно или нецелесообразно вследствие больших потерь руды в целиках. Обрушение налегающих пород происходит в виде самообрушения вслед за отбойкой руды или принудительно взрыванием минных или скважинных зарядов.

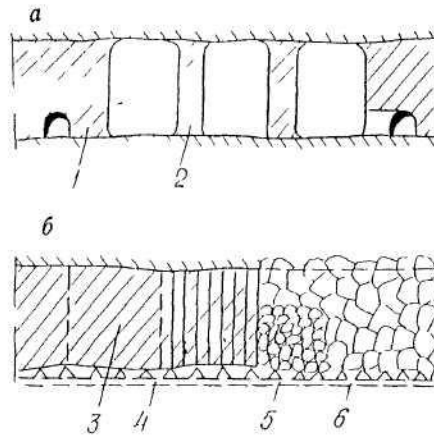
**Искусственное поддержание** очистного пространства осуществляется закладкой, крепью или крепью с закладкой (рис. 5.14). Это наиболее трудоемкие и дорогостоящие способы управления горным давлением.

Возведение крепи как способ поддержания очистного пространства может применяться самостоятельно или в комбинации с закладкой или последующим обрушением. На маломощных крутых залежах применяют деревянную распорную крепь. Она может быть простой и усиленной. Последнюю применяют при неустойчивых породах. Распорки (стойки) устанавливают между кровлей и почвой залежи. Простую распорную крепь устанавливают не перпендикулярно к кровле, а с наклоном 5—10° по восстанию, чтобы исключить ее выпадение при смещении висящего блока. В отдельных случаях применяют рамную крепь, состоящую из верхняка и стоек. Для повышения устойчивости боков и кровли очистного пространства применяют анкерную крепь. Для этой же цели применяют смолоинъекционное упрочнение посредством нагнетания через шпуры или скважины жидких полимерных составов с последующим затвердеванием.

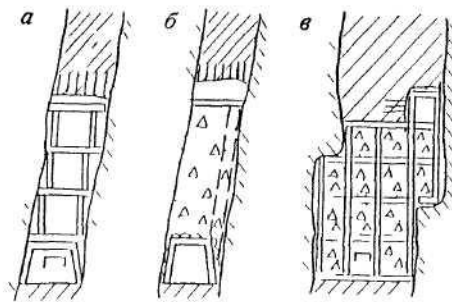
**Полная закладка** как способ искусственного поддержания очистного пространства заключается в заполнении его пустыми породами, имеет те же цели, что и при разработке угольных месторождений. Она может применяться без какой-либо крепи (рис. 5.14, б) как при восходящем, так и нисходящем порядке отработки блока в зависимости от вида закладки. На рудниках применяют самотечную, механическую, пневматическую, гидравлическую и твердеющую закладку. Последняя имеет на рудниках сравнительно широкое распространение. Она в большей

мере удовлетворяет требованиям, предъявляемым к закладке выработанного пространства, особенно в части сохранения поверхности, позволяет обрабатывать руды, склонные к самовозгоранию, а также ранее оставленные целики ценных руд.

В отдельных случаях возникает необходимость при искусственном поддержании очистного пространства возводить, например, станковую



**Рис. 5.13.** Управление горным давлением естественным поддержанием очистного пространства (а) и обрушением налегающих пород (б): 1 — ленточный целик; 2 — изолированный целик; 3 — блок; 4 — откаточная выработка; 5 — отбитая руда; 6 — обрушенные породы



**Рис. 5.14.** Поддержание очистного пространства усиленной распорной крепью (а), полной закладкой (б) и станковой крепью с закладкой (в)

крепь (рис. 5.14, в) и заполнять очистное пространство блока пустыми породами. При разработке горизонтальных пластовых залежей с легкообрушающейся кровлей очистное пространство поддерживают крепью с последующим регулярным обрушением, как это происходит при управлении кровлей полным обрушением на угольных месторождениях.

## **5.5 СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

### **5.5.1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ**

Вследствие значительного разнообразия форм и изменчивости элементов залегания рудных залежей системы разработки рудных месторождений существенно отличаются от систем разработки угольных месторождений. В основу классификации систем разработки рудных месторождений положен способ поддержания очистного пространства. Все их многообразие может быть представлено следующими тремя классами:

- *системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства*, основанным на использовании естественной устойчивости руды и вмещающих пород. Для них характерны более высокая производительность блоков, ниже трудоемкость и себестоимость добычи. Однако они отличаются значительными потерями руды в целиках;
- *системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород*, отличающиеся также невысокими затратами на управление горным давлением. Это высокопроизводительные системы, но имеющие повышенные потери отбитой руды и ее высокое разубоживание вследствие неполного выпуска руды из блока;
- *системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства*. Для них характерны высокие затраты

на возведение закладки или крепи, либо то и другое, более низкие потери и разубоживание.

К первому классу относятся такие системы разработки, как *сплошная, камерно-столбовая, камерная с отбойкой из магазина* и др., ко второму — *этажное принудительное обрушение, этажное самообрушение, подэтажное обрушение* и др., к третьему — *однослойная выемка с закладкой, горизонтальные слои с закладкой, наклонные слои с закладкой, столбовая с обрушением* и др.

### **5.5.2 СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЕСТЕСТВЕННЫМ ПОДДЕРЖАНИЕМ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА**

Системы разработки этого класса имеют весьма широкое распространение. Они применяются главным образом при устойчивых рудах и вмещающих породах.

На пологих и наклонных залежах устойчивой руды и вмещающей породы применяют сплошную систему разработки. При пологом залегании залежи делят на панели (рис. 5.15). Подготовка заключается в проведении откаточных и панельных штреков. Панель отрабатывается сплошным забоем по всей ее ширине с открытым очистным пространством. Кровля поддерживается неизвлекаемыми опорными целиками круглой формы. В зависимости от мощности залежи их диаметр колеблется от 3—6 до 8—10 м. Опорные целики могут быть регулярными и спорадическими.

Отбойка руды — шпуровая, что позволяет сохранить устойчивость целиков и кровли очистного пространства. Длина шпуров 2—4,5 м. Их бурят с помощью буровых кареток. Заряжают шпуров с самоходных кареток, используемых для осмотра кровли. В случае необходимости кровлю очистного пространства усиливают анкерной крепью. Доставляют руду до рудоспуска самоходным оборудованием через сбойки по панельному штреку. Проветривание осуществляется за счет общешахтной струи.

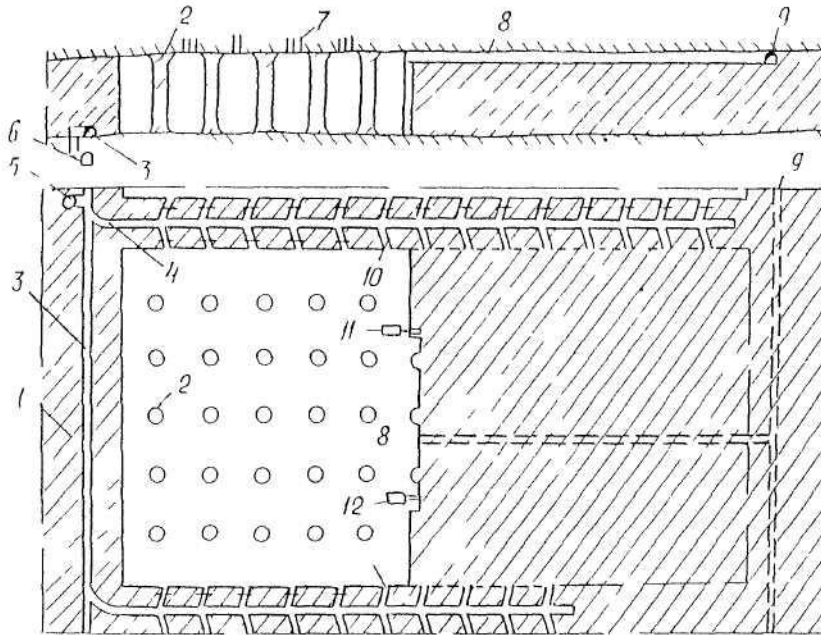


Рис. 5.15. Сплошная система разработки

1 — ленточный целик, 2 — опорные целики, 3 — откаточный штрек, 4 — панельный штрек, 5 — рудоспуск, 6 — основной откаточный штрек, 7 — анкерная крепь, 8, 9 — вентиляционные выработки, 10 — сбойки, 11 — буровая каретка, 12 — погрузочно-доставочная машина

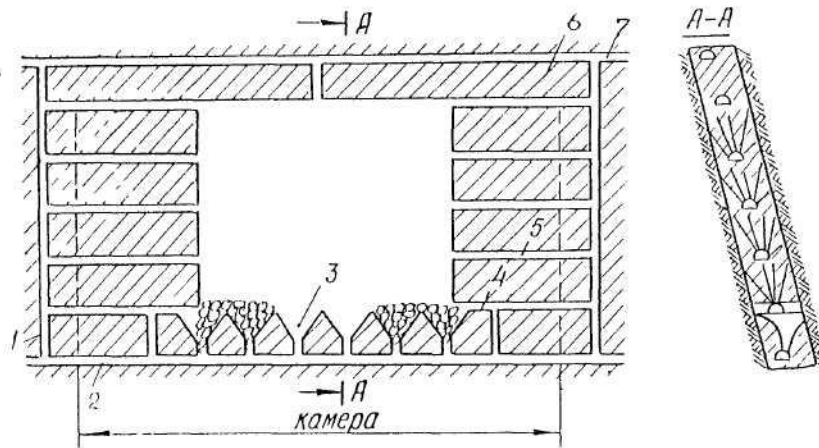
Рассматриваемая разновидность сплошной системы разработки применяется при мощности залежи от 3 до 25 м. Минимальная мощность лимитируется габаритами доставочного оборудования, максимальная — высотой буровой каретки или каретки для заряжания шпуров и осмотра кровли.

Технико-экономические показатели сплошной системы разработки являются самыми высокими при подземной разработке руд. Однако потери руды достигают 25—35 %.

При разработке крутых залежей мощностью более 5 м с устойчивыми рудами и вмещающими породами применяют ка-

мерную систему разработки с отбойкой из подэтажных выработок (штреков или ортов). Иногда ее называют системой подэтажных штреков. При мощности рудного тела более 15—20 м камеры располагают вкрест простирания. В этом случае от откаточного штрека (обычно полевого) под камерой проходит откаточный орт.

Подготовка блоков включает (рис. 5.16) проведение этажного откаточного штрека и блоковых восстающих, располагаемых в междуканальных целиках. Между восстающими на высоте 6—8 м над откаточным штреком проводят штрек горизонта подсечки. Его соединяют с откаточным штреком короткими рудоспусками. В верхней части рудоспуска разделяют в воронки. От блоковых восстающих через 8—12 м по высоте проводят буровые выработки (штрек или орты). Под вентиляционным штреком оставляют 6—8-метровую потолочину, погашаемую после отработки камеры. В центре блока проводят разрезной восстающий, который затем разделяют в отрезную щель на всю мощность рудного тела.



**Рис. 5.16.** Камерная система разработки с подэтажной отбойкой:  
 1 — восстающий; 2 — откаточный штрек; 3 — воронка; 4 — штрек горизонта подсечки;  
 5 — подэтажные выработки; 6 — потолочина; 7 — вентиляционный штрек

Отбойка руды в камере производится вертикальными слоями толщиной 1,5—2,0 м на отрезную щель с помощью веерных или параллельных скважин, пробуриваемых из подэтажных выработок. Вторичное дробление негабарита, выход которого составляет 10—20 %, осуществляется в горловинах выпускных выработок или на почве доставочных.

Свежий воздух для проветривания камеры поступает с откаточного штрека по подэтажным выработкам. Исходящая струя поступает на вентиляционный горизонт через отрезную щель.

Система разработки с подэтажной отбойкой отличается довольно высокими технико-экономическими показателями, но большим объемом проведения подготовительно-нарезных выработок.

При разработке крутых рудных залежей с углом падения не менее 55—60° мощностью до 6—8 м находит применение выемка с магазинированием руды. Поддержание выработанного пространства производится рудными целиками. Поверхность замагнированной руды служит платформой для рабочих и размещения бурового оборудования. Отбойка чередуется с частичным выпуском руды. Полный выпуск производится после окончательной отбойки руды в блоке. Применяются различные варианты системы разработки: с отбойкой шпурами из магазина (рис. 5.17), с отбойкой скважинами из восстающих и другие.

Подготовка блока заключается в проветривании откаточного и вентиляционного штреков, блоковых восстающих. Расстояние между рудоспусками 3—4 м. Размер блока по простиранию до 80—100 м.

Очистная выемка в блоке состоит из трех стадий: подсечки магазина и образования в его основании воронок; отбойки руды шпурами длиной до 2,5 м до уровня подштрекового целика и магазинирования руды; выпуска руды и погашения междуэтажных и междукамерных целиков. Особое внимание уделяется на равномерность выпуска руды в процессе ведения очистных работ в блоке. Дробление негабарита осуществляется непосредственно в камере на поверхности отбитой руды накладными зарядами. Свежий воздух поступает в очистное пространство по одному из восстающих.

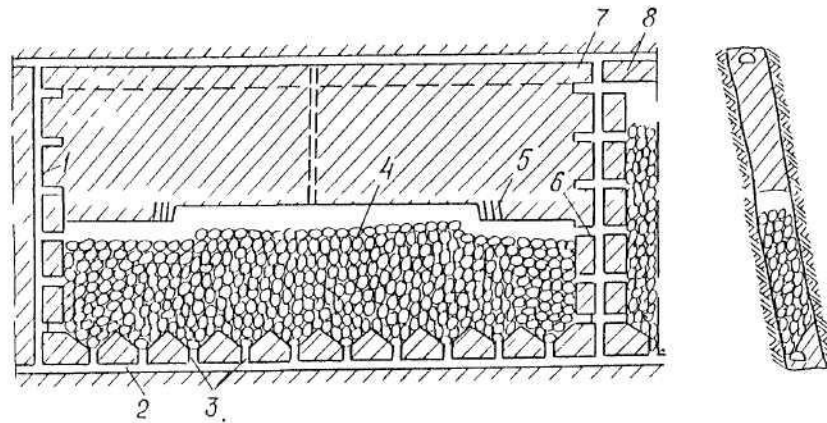


Рис. 5.17. Система разработки с магазинированием руды:

1 — восстающий; 2 — откаточный штрек; 3 — рудоспуски; 4 — замагазинированная руда; 5 — восстающие шпурь; 6 — ходки между камерой и восстающим; 7 — вентиляционный штрек; 8 — подштрековый целик

Исходящая струя на вентиляционный горизонт обычно поступает по другому восстающему. Технико-экономические показатели системы достаточно высокие.

Систему с магазинированием руды применяют при устойчивых рудах и вмещающих породах. Отбитая руда не должна слеживаться и самовозгораться. Ценность руды обычно высокая или средняя.

Основные достоинства системы: небольшой объем подготовительно-нарезных работ; высокая эффективность буровзрывных работ; высокая производительность труда и низкая себестоимость. Недостатки: невозможность выдачи руды по сортам; возможность несчастных случаев при внезапном оседании руды.

Рассмотренные системы разработки являются наиболее типичными представителями систем с естественным поддержанием очистного пространства. Существуют и другие системы разработки этого класса, изучение которых является предметом специальных дисциплин.



### **5.5.3 СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД**

Системы этого класса широко применяются при разработке мощных и средней мощности рудных залежей, особенно при добыче железных руд. Для систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород характерна массовая отбойка руды с последующим самообрушением или принудительным обрушением на нее налегающих пород. Выпуск руды осуществляется под обрушенными породами на всю высоту этажа или подэтажа.

Наиболее широко применяются варианты с вертикальными или горизонтальными компенсационными камерами и со сплошной выемкой и отбойкой в зажиме с донным или торцевым выпуском руды.

При отбойке руды с компенсационными камерами выемку руды осуществляют в две стадии (рис. 5.18). Сначала образуют компенсационные камеры, применяя камерную систему разработки. Их объем равен примерно одной трети запасов блока. Эта часть руды после отбойки вследствие разрыхления занимает весь начальный объем блока. На рис. 5.18 показан донный выпуск руды под обрушенными налегающими породами.

Подготовка блока к очистной выемке состоит в проведении откаточных и вентиляционных выработок, доставочных выработок горизонта скреперования, подсечки камеры блока, проходке коротких рудоспусков (дучек) и образовании воронок, через которые осуществляется выпуск отбитой руды, а также блоковых восстающих. В крутых залежах мощностью до 15—25 м камеры, как правило, располагают длинной стороной по простиранию. Длина блока по простиранию 40—60 м. В более мощных залежах блоки длинной стороной располагают вкрест простирания.

Высота этажа при этажном обрушении ограничивается возможностями бурового оборудования, обеспечивающего бурение вертикальных или крутонаклонных скважин соответствующей длины, и составляет 40—60 м и иногда более.

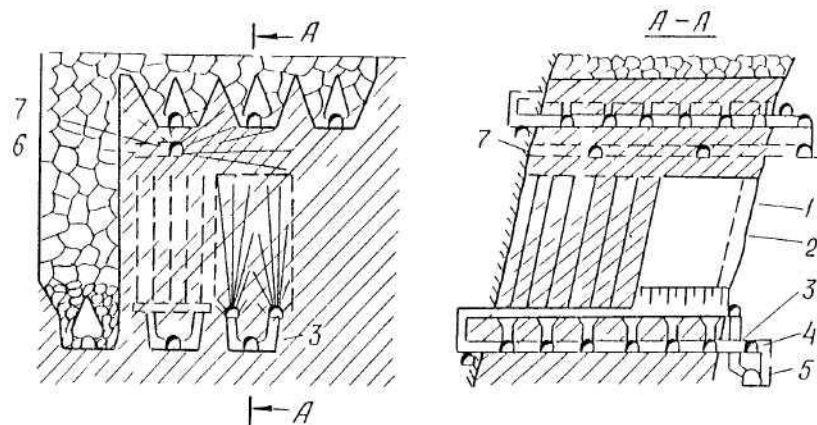
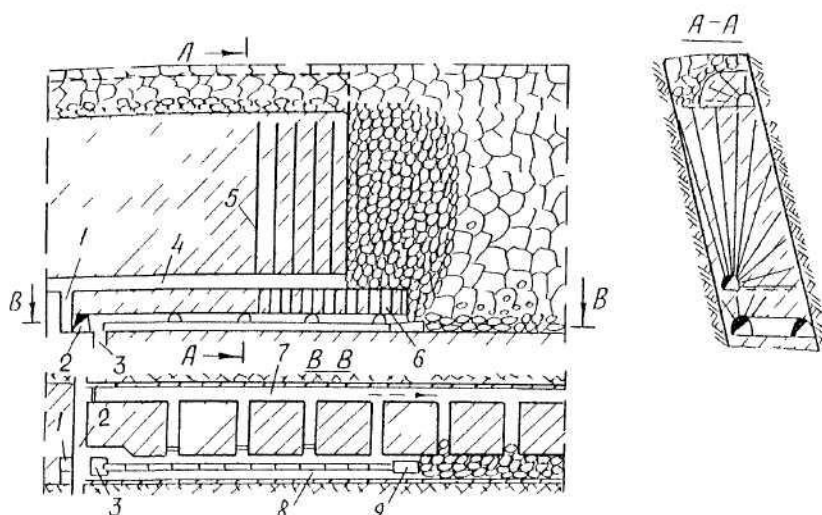


Рис. 5.18. Система разработки с подэтажным принудительным обрушением на компенсационное пространство и донным выпуском руды  
 1 — камера, 2 — отрезная щель, 3 — скреперный орт, 4 — соединительный штрек, 5 — откаточный штрек, 6 — выработка для разбуривания междукамерных целиков, 7 — орт для разбуривания междуэтажного целика

В практике разработки рудных месторождений применяют различные варианты систем с массовой отбойкой и донным выпуском руды *двустадийная* (с компенсационными камерами) и *одностадийная* (отбойка в зажиме) выемка руды; отбойка *вертикальными* (параллельными или веерными скважинами) или *горизонтальными* (веерными скважинами) слоями и другие.

В отличие от систем разработки с донным выпуском руды в системах с торцевым выпуском отпадает надобность в устройстве днищ камер, что упрощает подготовку и снижает затраты на ее осуществление. Характерным представителем является система этажного принудительного обрушения с торцевым выпуском руды в зажиме (рис. 5.19).

При этой системе разработки осуществляется сплошная выемка со скважинной отбойкой руды в зажиме и выпуском ее непосредственно под налегающими обрушенными породами через торец доставочной выработки. Отбойка осуществляется на всю высоту этажа.



**Рис. 5.19.** Система разработки с этажным принудительным обрушением с торцевым выпуском руды в зажиме  
 1 — ходок, 2 — орт, 3 — рудоспуск, 4 — буровой штрек, 5 — скважины для отбойки руды, 6 — предохранительный козырек, 7 — вентиляционный штрек, 8 — виброконвейер, 9 — вибропитатель

Временный целик (козырек) над доставочной выработкой погашается по мере выпуска руды. Диаметр скважин 100—150 мм.

Подготовка блока заключается в проведении буровых и доставочных выработок, разделке из восстающего отрезной щели на фланге блока и обрушении на нее налегающих пород. Затем на образовавшийся зажимающий материал производят последовательную отбойку вертикальных слоев руды. Скважины располагают всереами. Параметры системы разработки: высота этажа 50—60 м, а на пологих пластах она ограничивается ее мощностью; длина блока не менее 50 м.

Выпуск руды является важным этапом очистной выемки. Сначала идет так называемая чистая руда (около 20—25 % общего объема), затем по мере выпуска содержание металла в рудной

массе вследствие разубоживания уменьшается и доходит до некоторого минимума, соответствующего предельному разубоживанию. На этом пределе содержания металла выпуск руды из данного положения торца доставочной выработки прекращается. Выпуск руды из доставочной выработки осуществляется передвижным вибропитателем. На доставке ее на рудоспуске используют секционные виброконвейеры или самоходное погрузочно-доставочное оборудование.

Проветривание доставочной выработки в процессе выпуска и доставки руды производится вентилятором местного проветривания или вентиляционной выработкой, пройденной параллельно доставочной. Система разработки с торцевым выпуском руды является наиболее перспективной в классе систем с обрушением руды и вмещающих пород.

Для систем разработки с массовой отбойкой руды характерны довольно высокие технико-экономические показатели, но сравнительно высоки потери и разубоживание, достигающие в отдельных случаях 20 %.

#### **5.5.4 СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ИСКУССТВЕННЫМ ПОДДЕРЖАНИЕМ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА**

Искусственное поддержание очистного пространства является составной частью технологии выемки руды в ряде горно-геологических условий. Системы с искусственным поддержанием очистного пространства применяют главным образом при разработке ценных и самовозгорающихся руд, а также в случае необходимости сохранения поверхности. Очистное пространство либо поддерживают в призабойной зоне крепью, либо заполняют пустыми породами, либо применяют то и другое. Способ искусственного поддержания очистного пространства определяет разновидности систем разработки этого класса.

Системы разработки с креплением (с простой распорной крепью, с усиленной распорной крепью и др.) являются дорогими, но обуславливают довольно низкие потери и разубоживание.

вание руды. Некоторые конструкции деревянной крепи приведены на рис. 5.14. Иногда в случае необходимости очистное пространство, поддерживаемое крепью, заполняется закладкой.

Наиболее дорогими являются системы разработки с закладкой очистного пространства. Поэтому их обычно применяют при разработке ценных руд или с целью сохранения поверхности. Применяют самотечную, механическую, пневматическую и гидравлическую закладку, а также закладку твердеющими смесями. Последняя в большей степени, чем другие, обеспечивает сохранность поверхности. Из систем разработки с закладкой наиболее широко применяются горизонтальные слои. На рис. 5.20 представлен вариант этой системы разработки с сухой закладкой.

В представленном варианте системы разработки горизонтальными слоями подготовка блока заключается в проведении откаточного и вентиляционного штреков, а также блоковых восстающих, по которым осуществляются спуск закладочного материала и отвод исходящей струи воздуха. Восстающие оборудованы ходовым отделением. По мере отбойки руды, осуществляемой в восходящем порядке, в середине блока в закладываемом пространстве выкрепляют рудоспуски с ходовым отделением, по которому поступает свежая струя воздуха.

Отбойка руды осуществляется слоями толщиной 2—3 м. Шпуры бурят вертикально или горизонтально ручными, телескопными или колонковыми перфораторами. Для предотвращения смешивания руды с закладочным материалом перед отбойкой на поверхность закладки укладывают настил из конвейерной ленты, металлических листов или набрызгбетона толщиной 10—15 см. Доставка отбитой руды к рудоспуску производится скрепером. После уборки руды разбирают настил (за исключением набрызгбетона), наращивают рудоспуски и приступают к закладочным работам. Сухой сыпучий материал, поступающий по закладочному отделению восстающего, размещают в слое с помощью того же оборудования, которое используется для доставки руды. Закладка служит для поддержания боков очистного пространства, а поверхность ее является платформой для размещения оборудования и рабочих. При применении литой твердеющей закладки выемка слоев может осуществляться в нисходящем порядке.

лосами — *заходками* шириной 10—20 м с применением или без применения буровзрывных работ. Торец заходки называется *забоем*. Часть заходки по ее длине, подготовленная для разработки, называется *фронтом работ уступа*.

Подготовка фронта работ заключается в подводке транспортных путей (железных дорог или автодорог) и линии электропередачи. Обычно в работе находятся несколько уступов. Боковые поверхности, ограничивающие карьер и его выработанное пространство, называют бортом карьера.

Как указывалось выше, вскрышные работы — это работы по удалению пустых пород, вмещающих полезное ископаемое. В этой связи количественная оценка перемещаемых вскрышных пород производится с помощью специального показателя — коэффициента вскрыши.

*Коэффициент вскрыши* показывает, какое количество вскрыши необходимо переместить для добычи единицы полезного ископаемого. Коэффициент вскрыши измеряется в т/т, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>, м<sup>3</sup>/т. Наибольшее распространение получила размерность в м<sup>3</sup>/т, т.е. сколько кубометров вскрыши необходимо переместить для добычи одной тонны полезного ископаемого.

Различают следующие основные виды коэффициентов вскрыши.

*Граничный ( $K_г$ )* — максимально допустимый по условию экономичности открытых разработок. По величине этого коэффициента устанавливают границы открытых горных работ (предельную глубину карьера) из условия равенства себестоимости добычи полезного ископаемого открытым и подземным способами (применительно к данным условиям).

*Средний ( $K_{ср}$ )* — отношение общего объема вскрышных пород в конечных контурах карьера к общему объему полезного ископаемого в этих же контурах.

*Текущий ( $K_т$ )* — отношение объема вскрышных пород, фактически перемещаемых в течение месяца, квартала, полугодия, года, к фактически добываемому за этот период объему полезного ископаемого.

*Эксплуатационный ( $K_э$ )* — расчетное отношение объема вскрышных пород к объему полезного ископаемого за период

эксплуатационных работ в карьере. Иногда его называют средним эксплуатационным. Он служит критерием для горных работ и расчетов потребного количества горного и транспортно-оборудования за период эксплуатации.

Коэффициент вскрыши изменяется в широких пределах — от 0,9 до 15 м<sup>3</sup>/т.

В ходе разработки месторождения открытым способом можно выделить четыре периода: подготовительный, строительный, эксплуатационный, заключительный.

**Подготовительный период** включает работы по подготовке месторождения, осушению и ограждению от вод поверхностного стока.

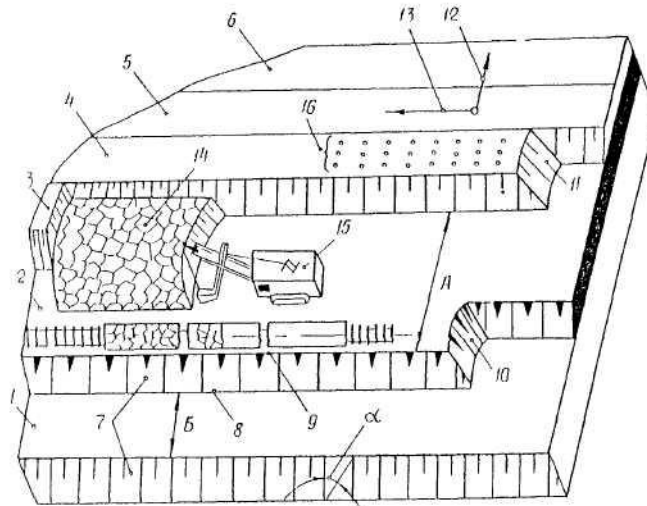


Рис. 6.3. Основные элементы уступа

1, 2 — соответственно нижняя и верхняя площадки уступа, 3, 4, 5, 6 — заходки, 7 — откос уступа, 8 — нижняя бровка уступа, 9 — верхняя бровка уступа, 10, 11 — соответственно забои угольного и породного уступов, 12 — направление перемещения фронта работ, 13 — направление перемещения забоя заходки, 14 — развал породы после взрыва, α — угол откоса уступа, 15 — погрузка породы экскаватором в железнодорожный состав, 16 — подготовка заходки к взрыву, бурение и зарядание скважин, А — рабочая площадка, Б — нерабочая площадка

**В строительный период** входят работы по созданию начального фронта вскрышных и добычных работ, строительство транспортных коммуникаций.

**Эксплуатационный период** охватывает горные работы по вскрыше и добыче в пределах плана.

**Заключительный период** — это работы по рекультивации нарушенных горными работами земель.

Степень экономической эффективности открытых горных работ характеризуется величиной технико-экономических показателей, к основным из которых относятся прибыль, рентабельность, себестоимость.

**Под прибылью** понимается разница между ценностью реализованной товарной продукции и затратами на ее производство.

**Рентабельность** — это отношение прибыли, полученной в течение года, к общей величине средств (основных и оборотных фондов), находящихся на разрезе.

**Себестоимость** — затраты, приходящиеся на 1 т добычи полезного ископаемого, складываются из затрат на собственно добычу и вскрышу:

$$C = C_d + K C_v,$$

где  $C_d$  и  $C_v$  — соответственно затраты на 1 т добычи и вскрыши, руб.;  $K$  — коэффициент вскрыши, т/т.

Вскрышные работы включают следующие процессы: подготовку горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, перемещение горной массы из забоев, отвальные работы для складирования вскрышных пород, а также складирование полезного ископаемого, рекультивацию земель как завершающий этап ведения вскрышных и добычных работ.

При добычных работах часть процессов, перечисленных выше, отсутствует, поэтому эти два вида работ практически всегда рассматриваются совместно.

### **6.3.2**

#### **ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ**

Подготовка горных пород к выемке заключается в разрушении массива различными способами на куски, удобные для



последующей выемки, погрузки и транспортирования. **Рыхлые и мягкие породы** могут разрабатываться непосредственно из массива экскаваторами или другими выемочными машинами. **Подготовка полускальных пород** ведется обычно навесными рыхлителями на тракторах тяжелого типа. **Подготовка к выемке скальных пород** осуществляется посредством буровзрывных работ, при этом кусковатость взорванных пород должна быть оптимальной.

Размеры максимально допустимого куска во взорванной горной массе определяются параметрами транспортных средств, дробилок и других приемных устройств, а также условиями работы оборудования.

Максимально допустимый линейный размер куска породы, м, равен:

- для одноковшовых экскаваторов —  $l_{\max} \leq 0,8 (q)^{1/3}$ ;
- для транспортных средств —  $l_{\max} \leq 0,5 (Q)^{1/3}$ ;
- для конвейерного транспорта —  $l_{\max} \leq 0,5 B_{л} - 0,1$ ;
- для дробилок —  $l_{\max} \leq 0,75 B_{д}$ ,

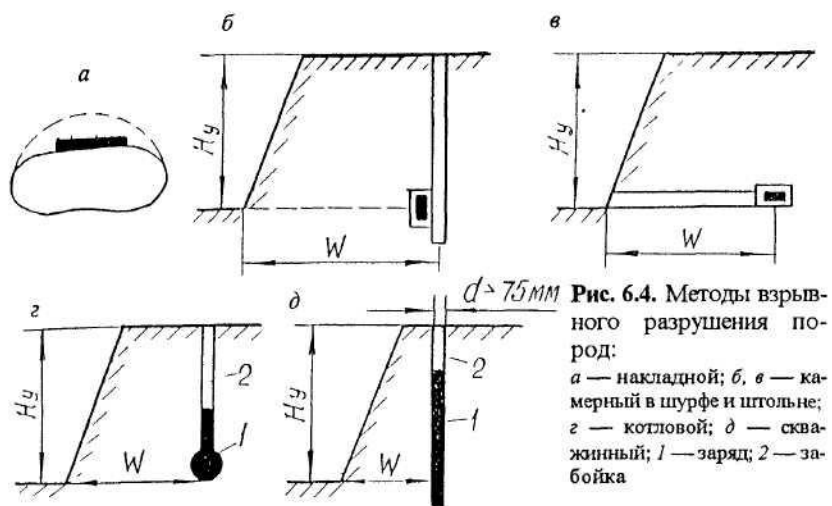
где  $q$  — вместимость ковша экскаватора, м<sup>3</sup>;  $Q$  — вместимость кузова автосамосвала или думпкара, м<sup>3</sup>;  $B_{л}$  — ширина конвейерной ленты, м;  $B_{д}$  — ширина приемного отверстия дробилки, м.

Куски, имеющие размеры больше допустимых, называют негабаритными и подвергают дополнительному дроблению. Применяют различные методы разрушения пород (рис. 6.4).

На большинстве карьеров и в разнообразных условиях применяют скважинные заряды. К основным параметрам взрывных скважин относятся глубина, диаметр и угол наклона (рис. 6.5).

Глубина скважины  $l_c$  определяется высотой взрываемого уступа  $H_y$ , углом наклона скважины к горизонту  $\alpha$  и величиной перебура скважины  $l_n$  ниже отметки подошвы уступа. Перебур необходим для качественного разрушения пород в подошве уступа.

Забойка скважины должна быть плотной, а ее длина  $l_z$  — достаточной для предотвращения утечек продуктов взрыва, выброса породы и образования сильной ударной воздушной волны. Для забойки используют буровую мелочь, песок с размерами частиц до 50 мм.



Различают горизонтальные, наклонные и вертикальные скважины. В основном в настоящее время применяют вертикальные скважины. Заряд ВВ в скважине может быть сплошным или рассредоточенным, а расположение скважин в пределах взрывае-мого блока — однорядным и многорядным.

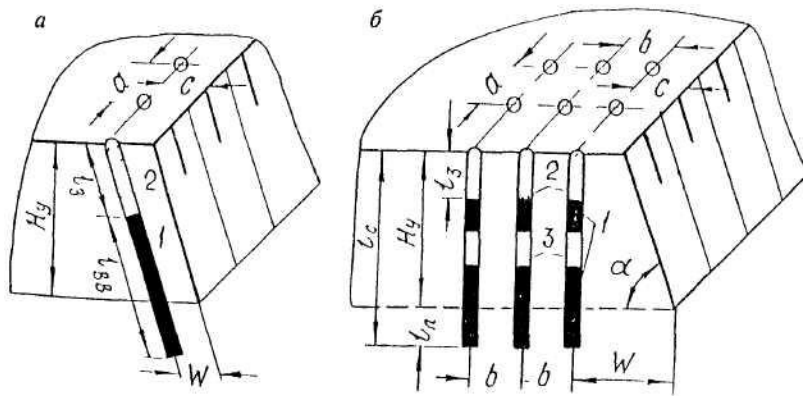


Рис. 6.5. Параметры взрывных скважин:  
 а — наклонных со сплошным зарядом; б — вертикальных с рассредоточенным зарядом при многорядном расположении; 1 — заряд ВВ; 2 — забойка; 3 — воздушный промежуток

Параметрами взрывааемых зарядов при их однорядном расположении являются: расстояние между скважинами в ряду  $a$ , а при многорядном — расстояние между скважинами  $a$ , между рядами  $b$  и число рядов  $n$ .

Горизонтальное расстояние от оси скважин до нижней бровки уступа  $W$  называется линией сопротивления по подошве уступа.

Буровзрывные работы — это комплекс бурения и взрывания скважинных зарядов. Бурение скважин на уступе осуществляется в один, два или три ряда при помощи станков вращательного или ударно-вращательного действия, которые подразделяются на шнековые и шарошечные. Станки шнекового бурения типа СБШ-СБР-125 и СБР-160 (рис. 6.6) применяют для бурения наклонных и вертикальных скважин по углу диаметром 125—160 мм и глубиной до 25 м. Станки шарошечного бурения используются на крепких скальных породах и имеют в качестве рабочего органа вращающиеся долота — шарошки с зубьями из твердого сплава.

Станки подразделяются на легкие, средние и тяжелые. К легким (до 40 т) относятся станки СБШ-200 ( $d_{\text{скв}} = 150$ —200 мм); к средним (до 60 т) — 2СБШ-200Н, СБШ-250МН, СБШ-250К ( $d_{\text{скв}} = 220$ —270 мм); к тяжелым (до 120 т) — СБШ-320 и СБШ-400 для бурения скважин диаметром до 400 мм. Станки имеют гусеничный ход.

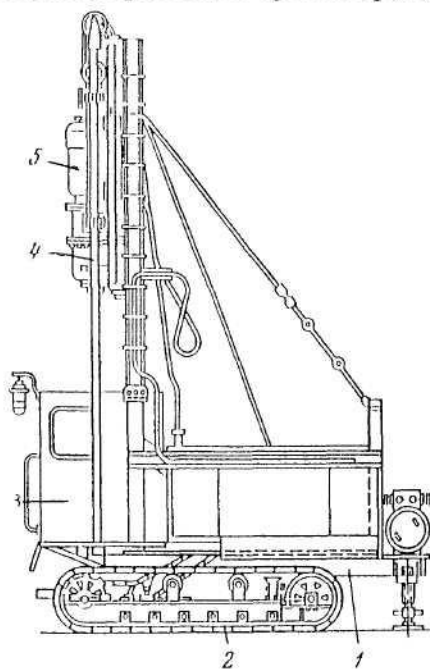


Рис. 6.6. Схема станка вращательного бурения типа СБШ-СБР:

1 — платформа; 2 — гусеничная ходовая часть; 3 — кабина с пультом управления; 4 — поворотный редуктор; 5 — электрооборудование

Бурение скважин осуществляется вертикально или наклонно глубиной до 60 м.

Для ведения взрывных работ в качестве взрывчатого вещества применяют в основном гранулированные ВВ (гранулиты, игданиты), реже — порошкообразные ВВ (аммониты, аммоналы). Взрывают заряды главным образом при помощи детонирующего шнура или электрическим способом.

К вспомогательным процессам при взрывном разрушении относятся погрузочно-разгрузочные работы, транспортирование ВВ к месту заряжания, заряжание и забойка скважин. Доставка ВВ в карьер и заряжание скважин осуществляются с помощью зарядных машин МЗ-3, МЗ-4 и др. Сменная производительность машин по зарядке составляет 15—20 т. Забойка скважин производится буровой мелочью или с помощью забоечных машин-бункеров ЗС-2 и ЗС-1Б, транспортирующих и засыпающих в скважину забоечный материал. Производительность их до 150 скважин в смену.

### 6.3.3

#### **ВЬЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ**

Выемка и погрузка горных пород — отделение от массива мягкой или предварительно разрыхленной крепкой породы с последующей погрузкой в средства транспорта или непосредственно в отвал. В качестве основных средств механизации используются экскаваторы, в этом случае выемка и погрузка сливаются в один процесс — *выемочно-погрузочные работы*.

Экскаватор — самоходная машина циклического или непрерывного действия. Они могут быть одноковшовые и многоковшовые. Экскаваторы циклического действия (одноковшовые) последовательно выполняют операции копания и перемещения горной массы в ковше, поворачиваясь вокруг своей оси. Многоковшовые экскаваторы непрерывного действия (цепные, роторные) производят выемку и погрузку горной массы в результате перемещения ковшей по круговой траектории.

Важнейшие типы одноковшовых экскаваторов — *прямая и обратная механическая лопата и драглайн* (рис. 6.7).

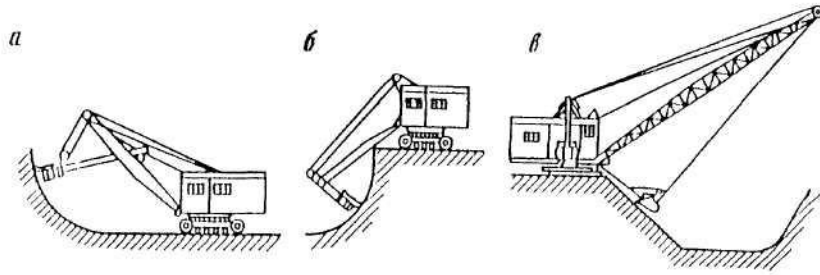


Рис. 6.7. Одноковшовые экскаваторы  
 а — прямая лопата, б — обратная лопата, в — драглайн

У механической лопаты ковш жестко крепится с рукоятью. У драглайна ковш подвешивается к стреле на стальном канате. Из экскаваторов с жесткой связью наиболее широко применяются экскаваторы карьерные гусеничные ЭКГ-4,6Б (5А), ЭКГ-8и, ЭКГ-12,5, ЭКГ-20, а также гидравлические (прямая и обратная лопаты) ЭГ-8, ЭГ-12 и ЭГ-20. Особенность гидравлических экскаваторов — использование гидропривода рабочего оборудования, поворотной платформы и механизма хода. Гидропривод обеспечивает одновременную подвижность стрелы, рукояти и ковша, большее усилие копания.

Экскаваторы вскрышные гусеничные (ЭВГ) типа ЭВГ-35/65, ЭВГ-15/40, ЭВГ-100/100 имеют стрелу и рукоять увеличенной длины и предназначены в основном для непосредственного перемещения породы в отвал. Передвижение всех экскаваторов осуществляется за счет гусеничного хода.

Из экскаваторов с канатной связью широкое применение имеют *драглайны*. Драглайны — шагающие экскаваторы типа ЭШ-10/60, ЭШ-15/90, ЭШ-100/100 — используются на карьерах для перевалки пород вскрыши в выработанное пространство, из забоев, расположенных как ниже, так и выше горизонта установки экскаватора. Выпускаются шагающие драглайны с ковшом вместимостью от 4 до 120 м<sup>3</sup> и длиной стрелы до 125 м.

Важнейшими типами многоковшовых экскаваторов являются *цепные и роторные* (рис. 6.8).

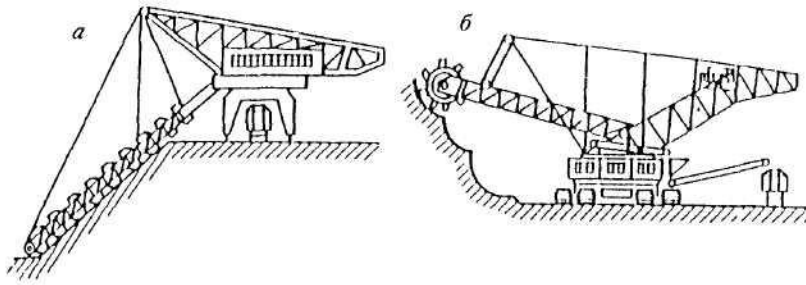


Рис. 6.8. Цепной (а) и роторный (б) экскаваторы

**Ценные** многоковшовые экскаваторы имеют рабочий орган — ковшовую раму, которая служит для направления цепи с ковшами. Рама одним концом шарнирно закреплена на корпусе, а другой ее конец подвешен на укосине и полиспастах. Выемка породы в забое производится ковшами, которые прижимаются к забою весом рамы. Емкость ковшей изменяется от 250 до 4500 л. Производительность экскаваторов составляет от 800 до 10 000 м<sup>3</sup>/ч. Передвижение осуществляется за счет железнодорожного, гусеничного или шагающего хода.

**Роторные** экскаваторы типа ЭР-25, ЭР-100 и другие имеют рабочий орган в виде роторного колеса диаметром от 2,5 до 18 м с ковшами, установленными на конце стрелы. Число ковшей на роторе изменяется от 6 до 12, а емкость ковшей от 300—800 до 4000—8000 л. Экскаваторы бывают небольшой (до 630 м<sup>3</sup>/ч), средней (630—2500 м<sup>3</sup>/ч), большой производительности (2500—5000 м<sup>3</sup>/ч), сверхмощные — производительностью свыше 5000 м<sup>3</sup>/ч. Один из мощных современных экскаваторов — ЭРГ-1600 40/10-31 производительностью до 4500 м<sup>3</sup>/ч, или 100 тыс. м<sup>3</sup>/сут.

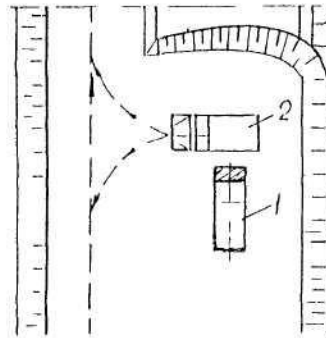


Рис. 6.9. Схема работы погрузчика

Марка модели имеет следующие обозначения: 1600 — емкость ковша, л; 40 — высота черпания, м; 10 — глубина черпания, м; 31 — ход выдвижения стрелы, м. Диаметр роторного колеса 11,5 м, на котором находятся 10 ковшей.

Главным для многоковшовых и роторных экскаваторов является то, что их работа основана на поточности всего комплекса производственных процессов выемки, транспортирования, разгрузки и отвалообразования. Применение этих машин возможно только на рыхлых или сыпучих породах и лишь в теплое время года.

На карьерах с годовым объемом работ до 3 млн. т и расстоянием транспортирования 0,3—0,5 км в качестве основного выемочно-погрузочного оборудования используются колесные скреперы и одноковшовые погрузчики. Тягачом скрепера могут быть трактор К-700, автомобили типа МАЗ или БелАЗ. Вместимость ковша скрепера составляет 6—15 м<sup>3</sup>, а у мощных — от 15 до 40 м<sup>3</sup>. Производительность скреперов с ковшом вместимостью 15 м<sup>3</sup> составляет от 250 до 400 м<sup>3</sup>/ч.

Одноковшовый погрузчик представляет собой колесное самоходное шасси с опускающейся стрелой, на конце которой шарнирно закреплен ковш. Современные погрузчики типа ПГ-10, ПГ-15, ПГ-25 имеют ковш вместимостью соответственно 6; 7,5 и 14,25 м<sup>3</sup>.

Основной схемой работы погрузчика на рабочей площадке является челноковая (рис. 6.9). По этой схеме погрузчик 1 после загрузки ковша отъезжает задним ходом на расстояние 6—10 м, достаточное для подъезда автосамосвала 2, который устанавливают под ковш погрузчика. После разгрузки ковша автосамосвал отъезжает, освобождая погрузчику проезд к забою для наполнения ковша. Сменная производительность погрузчиков достигает 4000 т.

#### **6.3.4 КАРЬЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ**

*Карьерный транспорт* — это комплекс средств перемещения горной массы (вскрыши и полезного ископаемого) от забоев до пунктов разгрузки. Он является связывающим звеном в общем технологическом процессе и одним из наиболее трудо-

емких и дорогих. Затраты на транспортирование и связанные с ним вспомогательные работы составляют 45—50 %, а в отдельных случаях 65—70 % общих затрат на добычу полезного ископаемого. Существуют понятия грузооборот и грузопоток.

**Грузооборотом** называется количество полезного ископаемого (в тоннах или в м<sup>3</sup>), перемещаемого в единицу времени.

Под **грузопотоком** понимается поток грузов, характеризуемый направлением относительно контуров карьера.

На открытых горных работах используются почти все известные виды и технические средства перемещения грузов. Наибольшее распространение получил железнодорожный, автомобильный и конвейерный транспорт, а также комбинированный. В ограниченных условиях эффективно применение скиповых подъемников, канатно-подвесных дорог, гидравлического трубопроводного транспорта, конвейерных поездов, вертолетов и других.

**Железнодорожный** транспорт рекомендуется применять на карьерах с большим годовым грузооборотом (25 млн. т и более) при длине транспортирования 4 км и более. Для железнодорожного транспорта необходимы большая протяженность фронта работ на уступах (не менее 300—500 м), кривые большого радиуса (не менее 100—120 м), небольшие подъемы и уклоны путей (до 20—30, реже 40—60 %). При использовании новейших тяговых агрегатов и уклонах путей до 60 % глубина применения железнодорожного транспорта увеличивается до 300—350 м.

Средствами железнодорожного транспорта являются рельсовые пути и подвижной состав. Рельсовые пути на карьерах бывают стационарными и временными, периодически перемещаемыми вслед за подвиганием фронта работ на уступах. Ширина колеи равна 1524 мм. Стандартная длина шпалы 2700 мм, рельса 12,5 и 25 м. Основным типом рельсов являются Р-50 и Р-65, а также Р-75. Скорость движения на стационарных и временных путях составляет соответственно 30—40 и 15—20 км/ч.

Технологический подвижной состав состоит из локомотивов и вагонов (рис. 6.10). В качестве локомотивов применяются электровозы, тепловозы, тяговые агрегаты. Контактные электровозы Д-94, Д-100М, ЕЛ-1, 13Е-1 работают на постоянном



токе напряжением 1500—3000 В. Тепловозы исключают наличие контактной сети, обладают высоким КПД, равным 24—26 %. Тяговые агрегаты ОПЭ-1, ОПЭ-2 — это сочетание электровоза управления, секции автономного питания (дизельной секции) и нескольких моторных думпкаров. Устраняется потребность в контактной сети на передвижных путях.

Для перевозки горной массы применяются думпкары ВС-60, ВС-105, ВС-180 — саморазгружающиеся вагоны с двухсторонней разгрузкой грузоподъемностью 60—105 и 180 т. Автомобильный транспорт применяется на карьерах малой и средней производственной мощности с грузооборотом до 15 млн. т в год. В последние годы область применения значительно расширена (до 70 млн. т в год и более). Достоинства: гибкость, маневренность, независимость работы автосамосвалов, радиусы поворота 15—25 м, подъем и уклоны до 80—120 %. Недостатки: более высокие затраты на транспортирование 1 т горной массы по сравнению с железнодорожным транспортом, зависимость от погодных условий.

Подвижной состав карьерного автотранспорта представлен автосамосвалами и полуприцепами. Наибольшее применение при транспортировании вскрыши получили автосамосвалы типа БелАЗ грузоподъемностью 40, 75, 110 и 180 т (рис. 6.11). Для транспортирования угля применяются углевозы — самосвалы типа БелАЗ грузоподъемностью 40 и 105 т и полуприцепы углевозы БелАЗ грузоподъемностью 120 т с донной разгрузкой.

Эффективность использования автотранспорта на карьерах в значительной степени зависит от схемы подъезда автосамосва-

ла к забою и установки его у экскаватора. В зависимости от способа вскрытия рабочих горизонтов, размеров рабочих площадок, условий работы экскаваторов и числа автосамосвалов, находящихся

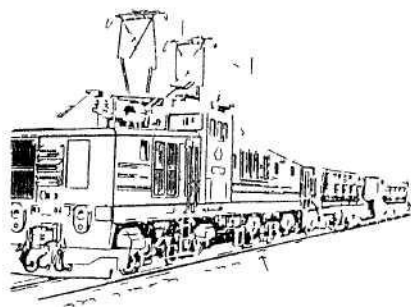


Рис. 6.10. Подвижной состав железнодорожного транспорта

Рис. 6.11. Автосамосвал  
БелАЗ-75211 грузоподъемно-  
стью 180 т



одновременно в забое, применяют одиночную или спаренную установку их под погрузку (рис. 6.12). Автосамосвалы следует устанавливать так, чтобы обеспечить минимальный угол поворота экскаватора при погрузке. Спаренная установка автосамосвалов обеспечивает более высокую производительность экскаваторов. Рациональное отношение емкости кузова автосамосвала  $V_a$  к емкости ковша экскаватора  $E$  должно находиться в пределах 4—10.

Основными параметрами карьерных автосамосвалов являются грузоподъемность, мощность двигателя, емкость кузова, колесная формула, минимальный радиус поворота. Колесная формула (например, 4—2) показывает, что всего колес 4, из них 2 ведущих. Срок службы шин 25—40 тыс. км. Срок службы автосамосвала 5—6 лет, их пробег за это время составляет 220—300 тыс. км. При увеличении грузоподъемности автосамосвалов показатели их работы улучшаются.

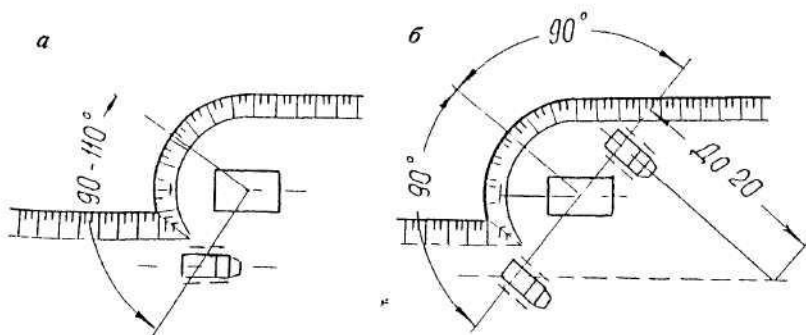


Рис. 6.12. Схемы установки автосамосвала под погрузку:  
а — одиночная; б — спаренная

Для передвижения автосамосвалов в карьер сооружаются стационарные и временные автодороги. Стационарные автодороги строятся в капитальных траншеях, на поверхности и соединительных транспортных бермах на длительный срок, имеют дорожное покрытие и двухполосное движение. Временные автодороги, сооружаемые на уступах и отвалах, периодически перемещаются вслед за подвиганием фронта работ и, как правило, не имеют дорожного покрытия. Ширина проезжей части двухполосных дорог для автосамосвалов грузоподъемностью 75—120 т составляет 14—15 м.

**Конвейерный транспорт** применяется преимущественно для перемещения мягких пород и угля, а также мелкораздробленных скальных пород. Достоинства: непрерывность и ритмичность перемещения грузов, использование на пересеченной местности, возможность полной автоматизации. Наиболее эффективен конвейерный транспорт при грузообороте 20—30 млн. т в год на карьерах глубиной более 150 м и расстоянии транспортирования 10—20 км.

Наибольшее применение получили ленточные конвейеры типа КЛШ-500, КЛШ-800, С-160 с шириной ленты от 1000 до 3600 мм и скоростью движения от 2 до 6 м/с.

Ленточный конвейер (рис. 6.13) состоит из ленты 1, роликовых опор 2, приводных барабанов 3, устройства для натяжения ленты 4, загрузочного устройства 5. Конвейерная лента является одновременно и грузонесущим, и тяговым органом. На открытых горных работах наибольшее применение получили резиноканевые многопрокладные ленты.

Допустимый угол наклона конвейера зависит от физико-механических свойств транспортируемых пород и составляет 20—22, 16—18 и 13—15° соответственно для разрыхленных, скальных пород и гравия. Размеры кусков не должны превышать 500 мм. Длина става конвейера с одним приводом составляет 400—1500 м.

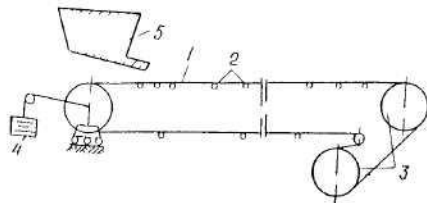


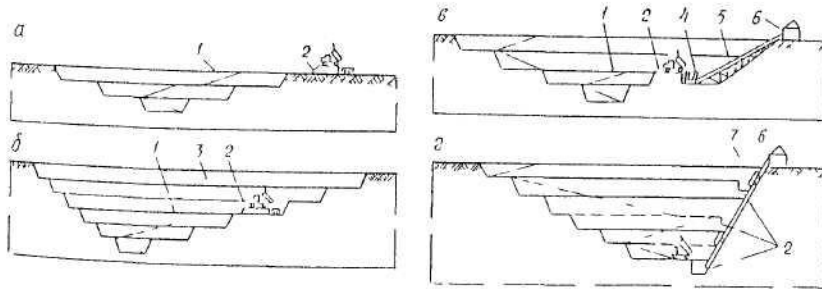
Рис. 6.13. Схема ленточного конвейера

**Комбинированный транспорт** — при нем последовательно используются для перемещения одного и того же груза различные виды транспорта, каждый в наилучших для него условиях (рис. 6.14).

Наибольшее распространение получила комбинация автомобильного и железнодорожного транспорта, при которой горная масса доставляется из забоев автотранспортом до перегрузочных пунктов, а затем железнодорожным на поверхность до отвалов. Этот вид комбинации эффективен на нижних уступах при глубине 120—150 м.

Комбинация автомобильного транспорта с конвейерным или скиповыми подъемниками применяется для глубоких горизонтов карьера, расположенных ниже 120—150 м от поверхности. Здесь горная масса выдается на поверхность по кратчайшему пути.

На высокогорных карьерах, где спуск горной массы при перепаде высот 200—800 м другими средствами затруднен, небезопасен и требует больших затрат, применяется комбинация автомобильного транспорта с рудоспусками или подвесными канатными дорогами.



**Рис. 6.14.** Схемы комбинированного карьерного транспорта:  
а, б — автомобильного и железнодорожного; в — автомобильного и конвейерного; г — автомобильного и канатного подъемника; 1 — автосъезды; 2 — перегрузочные пункты; 3 — железнодорожные съезды; 4 — дробильная установка; 5 — конвейеры; 6 — перегрузочный бункер; 7 — скиповой подъемник

### 6.3.5 ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ

Технологический процесс размещения пустых пород, удаляемых при разработке месторождений открытым способом, называется *отвалообразованием*. Отвалообразование вскрышных пород производится на специально отведенных для этих целей площадках, называемых отвалами. Отвалы в комплексе с техническими устройствами, средствами механизации составляют отвальное хозяйство карьеров.

*Отвалы* бывают *внутренние и внешние*. Внутренние отвалы располагаются в выработанном пространстве карьера, внешние — за его пределами. Внутренние отвалы возможны при разработке месторождения с углом падения не более  $12^\circ$ . Для перемещения породы во внутренние отвалы применяют мощные драглайны с вместимостью ковша  $25\text{—}80\text{ м}^3$  и длиной стрелы до  $100\text{ м}$  (ЭШ-25/100, ЭШ-80/100), механические лопаты с вместимостью ковша  $35\text{ м}^3$  и длиной стрелы до  $65\text{ м}$  (ЭВГ-35/65, ЭВГ-100/70).

Внешнее отвалообразование применяется при разработке наклонных и крутонаклонных месторождений. Для складирования пород при транспортировании их на внешние отвалы используются механические лопаты, драглайны, отвальные плуги, абзетцеры и бульдозеры. При транспортировании пород железнодорожным транспортом наиболее распространено отвалообразование экскаваторами ЭКГ-8и и ЭКГ-12,5 (рис. 6.15).

Технология отвалообразования следующая. Отвальный уступ  $H_0$  высотой от  $10\text{—}15$  до  $20\text{—}40\text{ м}$  разделен на два подступа ( $h_1$  и  $h_2$ ). Экскаватор располагается на кровле нижнего подступа на  $4\text{—}7\text{ м}$  ниже кровли верхнего подступа, на которой расположен железнодорожный путь. Порода разгружается из думпкаров в приемную яму длиной  $l_6 = 20\text{—}25\text{ м}$ , глубиной  $h_3 = 0,8\text{—}1,0\text{ м}$  и вместимостью  $200\text{—}300\text{ м}^3$ . Экскаватор перевалива-

ет эту породу в трех направлениях: вперед по ходу экскаватора, в сторону под откос отвала и назад, создавая при этом заходку  $A_0$ , высота которой должна быть выше уровня железнодорожных путей на 0,5—1,0 м ( $h_3$ ). При использовании на отвалах экскаваторов ЭКГ-8и ширина отвальной заходки (или шаг передвижных путей) практически составляет 30 м, а высота верхнего подступа — 7 м.

Отвалообразование с помощью плугов заключается в сбрасывании вниз с отвального откоса породы, разгруженной из думпкаров, и последующей планировке поверхности отвала.

Отвалообразование с помощью абзетцеров включает разгрузку думпкаров в приемную траншею, копание породы из траншеи и перемещение ее в отвал, планировку отвала и передвижку путей. Отсыпка отвала осуществляется при движении абзетцера вдоль траншеи.

В качестве отвалообразующего механизма при доставке породы на отвалы автомобильным транспортом применяются бульдозеры на базе тракторов ДЭТ-250, Т-330 и Т-500, а в благоприятных рельефных условиях (глубокие овраги, балки) применяют драглайны ЭШ-10/70 и ЭШ-13/50.

Отвалообразование при конвейерном транспорте осуществляется консольными ленточными отвалообразователями, которые ведут прием, транспортирование и укладку породы в отвал.

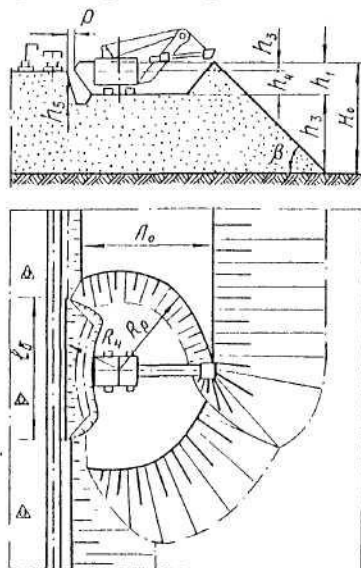


Рис. 6.15. Схема отвалообразования с применением мехлопаты:  
 $R_n, R_p$  — радиусы соответственно черпания и разгрузки экскаватора, м

Рабочие параметры отвалообразователей обеспечивают высокую производительность. Так, отвалообразователь ОШР-225/11200 имеет длину отвальной консоли 225 м, максимальную высоту отсыпки 83 м и производительность по разрыхленной породе 11 200 м<sup>3</sup>/ч.

### 6.3.6 РЕКУЛЬТИВАЦИЯ ЗЕМЕЛЬ

В процессе извлечения полезных ископаемых из недр возникают и стремительно увеличиваются бесплодные территории, разрушительное воздействие которых далеко распространяется на окружающие сельскохозяйственные и лесные угодья. Это приводит к нарушению тысячелетиями складывающегося природного комплекса. К числу громадных промышленных воздействий на природу относится воздействие открытого способа разработки. Общая площадь земель, нарушенных открытыми работами, оценивается около 1,5—2,0 млн. га.

Под *рекультивацией* понимается восстановление нарушенных земель с целью их использования в других отраслях народного хозяйства. Однако приведение нарушенных земель в первоначальное состояние не всегда оказывается возможным и экономически целесообразным.

В результате рекультивации могут создаваться земли, пригодные для сельского и лесного хозяйства, организации отдыха, устройства водоемов, жилищного и промышленного строительства. Однако необходимо ориентироваться на создание наиболее ценных и продуктивных угодий.

В зависимости от целевого назначения различают следующие виды рекультивации:

- сельскохозяйственная — создание земель, пригодных для выращивания сельскохозяйственных культур, разведения садов, пастбищ и сенокосных угодий;

- лесохозяйственная — создание лесонасаждений целевого назначения (почвозащитные, водоохранные, климатические, лесопарковые и парковые), а также лесов деловой древесины;
- природоохранная — создание зон отдыха, озеленение отвалов, загрязняющих окружающую среду и др.;
- водохозяйственная — создание водоемов различного назначения (водохранилища для разведения рыбы, дичи и др.);
- строительная — подготовка земель для жилищного и промышленного строительства, а также спортивных сооружений.

Полное восстановление земель осуществляется, как правило, в процессе горнотехнической и биологической рекультивации.

**Горнотехническая рекультивация** — это цикл горных работ по подготовке нарушенных земель к использованию в хозяйстве. Сюда входят: планировка отвалов, выполаживание откосов, укладка плодородных пород для создания растительного слоя, мелиоративные работы, строительство дорог.

**Биологическая рекультивация** проводится после окончания горнотехнической. Это восстановление плодородия и биологической нарушенности земель, создание сельскохозяйственных и лесных угодий, разведение рыбы в водоемах, дичи в лесах, создание ландшафтов, благоприятных для жизни человека.

Для механизации всех работ по рекультивации используются скреперы, бульдозеры, экскаваторы и автосамосвалы, а также основное оборудование для вскрышных работ.

## **6.4 ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ПОДГОТОВКА КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ**

**Вскрытием** карьерного поля называются горные работы по созданию комплекса капитальных и временных траншей и съездов, обеспечивающих грузотранспортную связь между рабочими горизонтами в карьере и приемными пунктами на поверхности.



*Рабочими горизонтами* в карьере являются рабочие площадки уступов. Приемные устройства на поверхности — обогатительные фабрики, перегрузочные бункеры, склады, отвалы или станции. Траншеи и съезды оборудуются средствами транспорта.

Совокупность всех вскрывающих выработок называется *схемой вскрытия*. Вскрытие рабочих горизонтов карьеров осуществляется при помощи горных выработок — капитальными наклонными или крутыми траншеями и горизонтальными — разрезными, которые являются продолжением капитальных траншей и служат для подготовки месторождения к выемке, создавая начальный фронт работ на вскрытом уступе.

Капитальные траншеи могут быть *внешними и внутренними*. Внутренние траншеи располагают внутри контура карьера; внешние — за пределами его контура. Вскрывающие траншеи имеют трапециевидное поперечное сечение. При разработке неглубоких горизонтальных или пологих месторождений при числе уступов не более трех применяют внешние траншеи.

#### 6.4.1

#### **ВСКРЫТИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И ПОЛОГИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Этапы вскрытия при разработке горизонтальных и пологих месторождений включают обычно проведение одной или двух внешних капитальных траншей, разрезных траншей по вскрышным породам и по полезному ископаемому. После проходки разрезной траншеи по вскрышным породам отрабатывают двести заходки и создают тем самым необходимое опережение вскрышных работ для проходки разрезной траншеи по полезному ископаемому. Последовательность развития работ при вскрытии горизонтального пласта показана на рис. 6.16. Сначала (рис. 6.16, *а*) с поверхности до кровли пласта проводят наклонную капитальную траншею 1. Затем горизонтальную разрезную траншею 2. Далее один борт траншеи разносят (рис. 6.16, *б*),

освобождая рабочую площадку 3 (рис. 6.16, в), ширина которой должна обеспечить размещение оборудования и возможность проведения разрезной траншеи по пласту. После проведения второй капитальной траншеи 4, которая опускается на почву пласта, проводят разрезную траншею 5 по пласту, в результате создается фронт вскрышных и добычных работ.

#### **6.4.2 ВСКРЫТИЕ НАКЛОННЫХ И КРУТЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Вскрытие обычно осуществляется внутренними траншеями со сложной формой трассы, расположенной на нерабочих бортах траншеи.

Работы по вскрытию ведутся в течение всего времени разработки: на каждом горизонте проводят подготовительные выработки (разрезные траншеи), удлиняют и совершенствуют систему капитальных и временных съездов.

Если при разработке горизонтальных месторождений вскрывают сразу все горизонты и работы по вскрытию заканчиваются в период строительства карьера, то в данном случае они продолжают до конца разработки месторождения. При крутом залегании пласта необходим разнос не одного, а обоих бортов разрезной траншеи. Вскрытие и подготовка очередного горизонта карьера с крутым залеганием пласта осуществляются следующим образом (рис. 6.17). Вначале с вышележащего горизонта проводятся наклонная капитальная траншея 1 и разрезная траншея 2 (рис. 6.17, а). Затем разрезную траншею проводят в обратном направлении (рис. 6.17, б), при этом капитальная траншея переходит в съезд 3 длиной  $l$ , то есть один ее борт срабатывается (рис. 6.17, в). При последующем расширении траншеи на новом горизонте образуется площадка, достаточная для размещения рабочего оборудования (рис. 6.17, г).

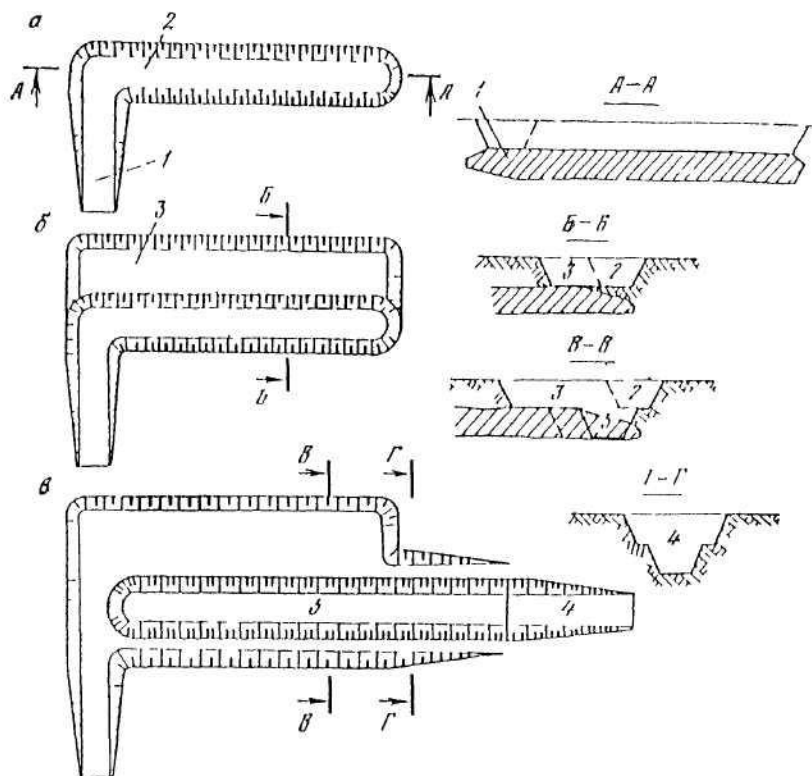
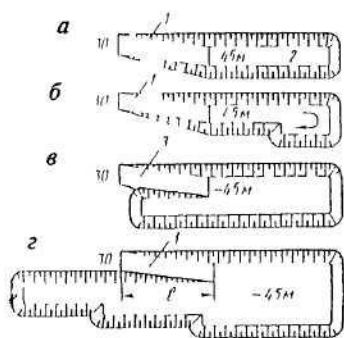


Рис. 6.16. Развитие горных работ при вскрытии горизонтальной залежи



В зависимости от конкретных условий применяют различные способы проведения траншей: транспортный — с перевозкой породы отвал, бестранспортный — с размещением породы на бортах траншеи и комбинированный.

Рис. 6.17. Вскрытие крутонаклонной залежи

Например, драглайн разрабатывает одну часть с размещением породы на один из бортов траншеи, а мехлопата — другую, с погрузкой в средства транспорта.

## **6.5 СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ**

*Системой открытой разработки* называется определенный порядок выполнения во времени и пространстве подготовительных, вскрышных и добычных работ на уступах рабочих горизонтов. Существующие классификации систем разработки можно разделить на две группы:

- по способу производства вскрышных работ и по способу перемещения пород в отвалы;
- в зависимости от порядка ведения вскрышных и добычных работ, направления подвигания забоя и способа вскрытия.

Наиболее простой и распространенной является классификация первой группы, предложенная профессором Е.Ф. Шешко и академиком Н.В. Мельниковым. Главным классификационным признаком здесь послужил способ перемещения пустых пород. По этому признаку все системы разделяются на бестранспортные, транспортные и комбинированные.

### **6.5.1 БЕСТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ**

Эти системы характеризуются тем, что породы вскрыши перемещаются экскаваторами или отвалообразователями во внутренние отвалы (рис. 6.18). При системе разработки с непосредственной экскаваторной перевалкой вскрыши (рис. 6.18, *а*) перемещение породы из забоя до отвала производится вскрышными экскаваторами, мехлопатами или драглайнами, которые одновременно являются также и отвальными экскаваторами.

При системе разработки с кратной экскаваторной перевалкой вскрыши (рис. 6.18, *б*) перемещение породы из забоя до отвала производится вскрышными и отвальными экскаваторами, работающими совместно.

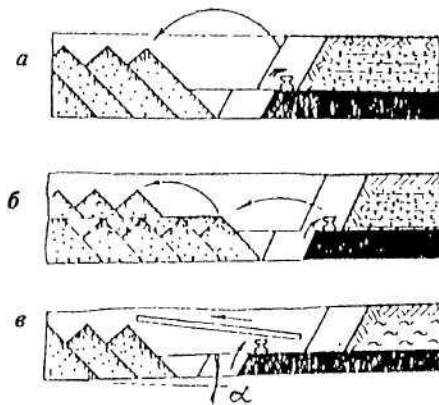


Рис. 6.18. Бестранспортные системы разработки

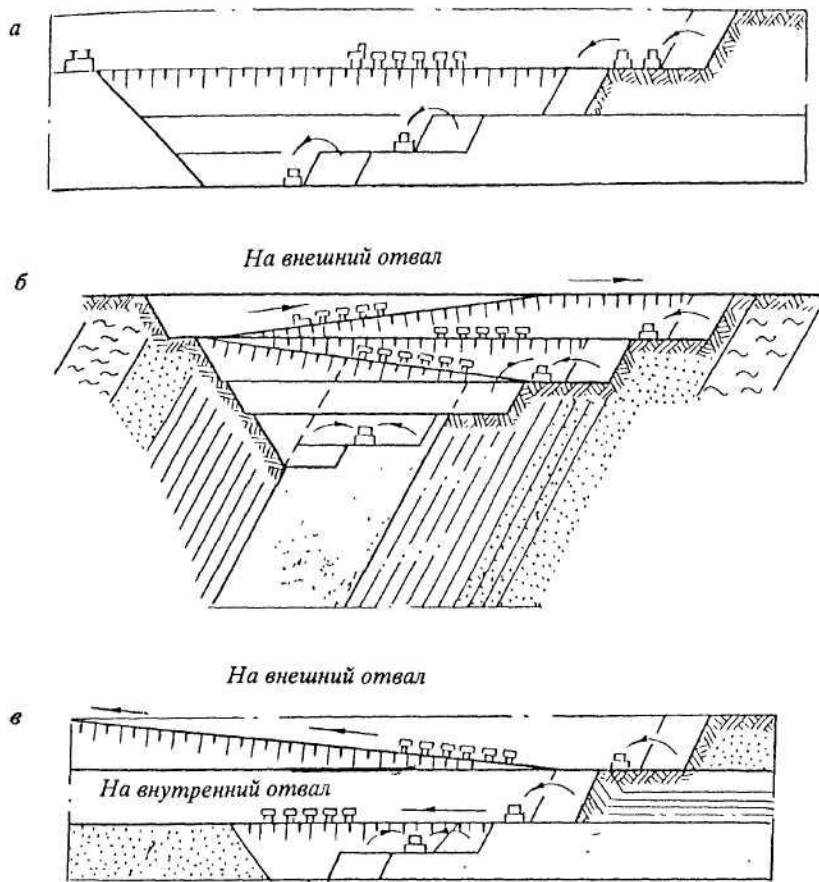
При системе разработки с перевалкой вскрыши отвалообразователями (рис. 6.18, б) перемещение породы из забоя до отвала производится консольными отвалообразователями и транспортно-отвальными мостами.

При всех бестранспортных системах порода перемещается поперек фронта работ, то есть по кратчайшему расстоянию. Поэтому эти системы просты и экономичны. Область применения — при пологих углах падения пластов (до  $12^\circ$ ) и не слишком большой мощности. Для этих систем характерна жесткая связь между вскрышными и добычными работами, так как количество вскрываемых запасов ограничивается рабочими параметрами и мощностью вскрышных и отвальных машин.

### 6.5.2 ТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Эти системы характеризуются перевозкой вскрышных пород при помощи транспортных средств (рис. 6.19).

При системе разработки с перевозкой во внутренние отвалы (рис. 6.19, а) порода перемещается на сравнительно короткое расстояние по пути с благоприятным профилем, обычно без подъема в грузовом направлении. Система с перевозкой породы на внешние отвалы (рис. 6.19, б) характеризуется перемещением вскрыши на значительные расстояния: 2—4 км для автотранспорта и до 10 км для железнодорожного транспорта.



**Рис. 6.19.** Транспортные системы разработки

Порода перемещается на пути с подъемом в грузовом направлении. Система с перевозкой породы частично на внутренние и частично на внешние отвалы (рис. 6.19, в) имеет признаки первых двух систем этой группы.

Транспортные системы сложнее бестранспортных и менее экономичны. Они могут применяться при любых условиях залегания месторождения, поэтому получили широкое распространение. Здесь связь между подвиганием вскрышного и до-

бычного фронта работ менее жесткая, в зависимости от потребностей можно вскрыть необходимое количество запасов.

### 6.5.3 КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Эти системы сочетают признаки бестранспортных и транспортных систем разработки (рис. 6.20). По признаку относительного преобладания перевалки или перевозки выделяют систему с частичной перевозкой пустых пород во внутренние или внешние отвалы (рис. 6.20, а) и систему с частичной перевалкой пород во внутренние отвалы (рис. 6.20, б). Достоинства этой системы в том, что благодаря частичной перевозке породы, обычно с верхних уступов, расширяется возможность использования преимуществ бестранспортных систем разработки. Частичное применение перевалки породы во внутренние отвалы, обычно с нижних уступов карьера, позволяет улучшить показатели транс-

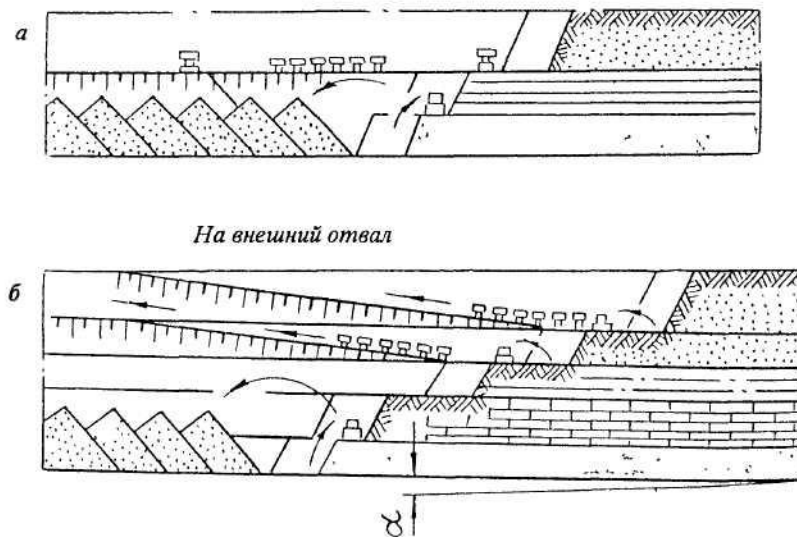


Рис. 6.20. Комбинированные системы разработки

портных систем разработки, так как транспорт с нижних уступов наиболее трудный.

Относительная сложность и экономичность комбинированных систем разработки зависят от доли участия перевозки и перевалки. Чем больше объем породы будет разрабатываться по бестранспортной системе, тем экономичнее комбинированная система разработки.

#### **6.5.4 ЭЛЕМЕНТЫ И ПАРАМЕТРЫ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ**

Элементы и параметры системы разработки рассмотрим на примере транспортных систем, так как благодаря универсальности эти системы получили наибольшее распространение — в угольной промышленности более 60 %, до 90 % в железорудной и почти 100 % на карьерах при добыче руд цветных металлов.

Транспортные системы разработки характеризуются следующими элементами, параметрами и удельными показателями (рис. 6.21).

*Элементы системы разработки* — выемочные слои, рабочие уступы, заходки, рабочие площадки, разрезные траншеи и другие.

*Параметры системы* — высота уступа  $h$ , угол откоса уступа  $\alpha$ , ширина заходки  $A$ , ширина рабочей площадки  $B_{р.п.}$ , угол откоса рабочего борта карьера  $\gamma_p$ , число рабочих уступов, длина добычного и вскрышного фронта работ и другие.

*Основные удельные показатели* — скорость продвижения забоев и рабочих уступов, скорость проходки траншей, скорость углубки горных работ в карьере  $U$ , скорость продвига-

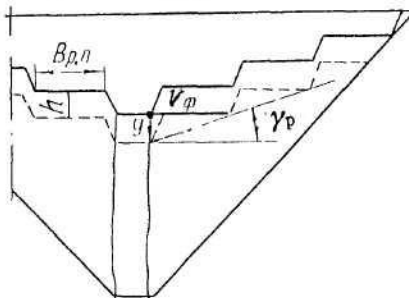


Рис. 6.21. Элементы и параметры системы разработки



ния фронта работ  $V_{\phi}$ , годовая производительность с единицы длины фронта и площадок рабочей зоны.

Высота уступа  $h$  (см. рис. 6.21) зависит от типа погрузочного оборудования и его рабочих параметров. При разработке пород без применения БВР высота уступа принимается равной высоте черпания экскаватора; с применением БВР — не должна превышать высоту черпания более чем в 1,5 раза. Допустимые значения высоты уступа: для ЭКГ-4,6 в мягких породах 10 м, в скальных 15 м; для ЭКГ-8и — соответственно 13 и 20 м; для ЭКГ-12,5 — соответственно 16,5 и 25 м.

Ширина рабочей площадки  $B_{рп}$  устанавливается с учетом физико-механических свойств горных пород, рабочих параметров экскаватора и вида транспорта (рис. 6.22).

При разработке пород с предварительным их рыхлением буровзрывным способом минимальная ширина рабочей площадки определяется

$$B_{рп} = B_p + C + T + П + b_n,$$

где  $B_p$  — ширина развала, м;  $C$  — безопасный зазор между нижней бровкой развала и транспортной полосой, м;  $T$  — ширина транспортной полосы, м;  $П$  — ширина полосы для размещения дополнительного оборудования и проезда вспомогательного транспорта, м;  $b_n$  — ширина полосы безопасности (призмы обрушения), м.

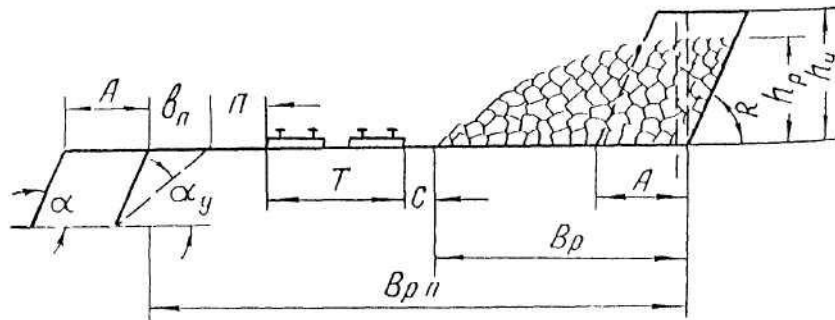


Рис. 6.22. Схема к определению ширины рабочей площадки

Безопасный зазор  $C = 2—3$  м. Ширина транспортной полосы при одноколейном пути  $T = 3$  м, при двухколейном  $T = 7,5—15$  м в зависимости от принятой ширины междупутья. Минимальная ширина междупутья 4,5 м. Ширина полосы для размещения дополнительного оборудования  $П = 5—6$  м. Ширина полосы безопасности (призмы обрушения) определяется по формуле

$$b_n = h(\operatorname{ctg}\alpha_y - \operatorname{ctg}\alpha),$$

где  $h$  — высота уступа, м;  $\alpha_y$  — угол устойчивого откоса уступа, град ( $\alpha_y = 35—60^\circ$ );  $\alpha$  — угол откоса рабочего уступа, град ( $\alpha = 65—80^\circ$ ).

Ширина заходки  $A$  при применении мехлопат равна радиусу их черпания, а для драглайнов определяется принятым углом поворота стрелы. Для экскаваторов ЭКГ-4,6, ЭКГ-8и, ЭКГ-12,5 и ЭКГ-20 она равна соответственно 14,0; 17,8; 22,0 и 23,5 м.

Угол откоса рабочего борта  $\gamma_p$  является функцией высоты уступа и ширины рабочей площадки и определяется

$$\operatorname{ctg}\gamma_p = h/B_{p.п.}$$

Угол откоса рабочего борта при железнодорожном транспорте составляет  $7—12^\circ$ , при автомобильном —  $10—15^\circ$ .

Число рабочих уступов и длина фронта работ должны быть наименьшими, но достаточными для обеспечения производственной мощности. Обычно на уступах располагаются несколько экскаваторов. Число экскаваторных забоев (число блоков) на одном уступе при железнодорожном транспорте не превышает 3, при автомобильном равно 5—6. Минимальная длина блока при железнодорожном транспорте 400—500 м, при автотранспорте 150—250 м.

Число одновременно разрабатываемых добычных уступов в карьере определяется

$$m = P_k l_b / Q_3 L,$$

где  $P_k$  — производственная мощность карьера по добыче, тыс. м<sup>3</sup>/год;  $l_b$  — длина блока на уступе, м;  $Q_3$  — производительность экскаватора по добыче, тыс.м<sup>3</sup>/год;  $L$  — длина уступа, м.

Интенсивность горных работ в карьере характеризуется скоростью понижения горных работ  $U$  и скоростью подвигания фронта работ  $V_{\phi}$  на уступах. Требуемая скорость понижения горных работ карьера по условию его производственной мощности должна обеспечиваться необходимой скоростью горизонтального подвигания фронта работ, между которыми существует зависимость (см. рис. 6.21)

$$V_{\phi} = U \operatorname{ctg} \gamma_p,$$

где  $\gamma_p$  — угол откоса рабочего борта карьера ( $\gamma_p = 14—18^{\circ}$ ).

Фактически на горных предприятиях средняя скорость понижения горных работ  $U$  при использовании железнодорожного транспорта составляет 7—12 м/год, а скорость подвигания фронта работ ( $V_{\phi}$ ) 50—100 и 100—300 м/год соответственно.

**ГЛАВА 7**

**ОСНОВЫ  
ПЕРЕРАБОТКИ  
И ОБОГАЩЕНИЯ  
ПОЛЕЗНЫХ  
ИСКОПАЕМЫХ**



## 7.1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

### 7.1.1 ЗНАЧЕНИЕ И РОЛЬ ОБОГАЩЕНИЯ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ РАЗЛИЧНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Источником получения металлов, многих видов сырья, топлива, а также строительных материалов являются полезные ископаемые. *Полезным ископаемым* называют природное минеральное вещество органического и неорганического происхождения, которое при современном состоянии техники в естественном виде или после предварительной обработки может быть достаточно эффективно использовано в народном хозяйстве.

Полезные ископаемые бывают твердые, жидкие и газообразные. Объектом обогащения являются твердые полезные ископаемые.

*Обогащением полезных ископаемых* называют совокупность процессов первичной обработки минерального сырья, добытого из недр, в результате которых происходит отделение полезных минералов (а при необходимости и их взаимное разделение) от пустой породы. В результате обогащения получают один или несколько продуктов, называемых *концентратами*. Так как большая часть *ценного* компонента переходит в один продукт (концентрат), другой продукт, получаемый в процессе обогащения и называемый *отходами*, обедняется. В отходах обогащения содержатся главным образом минералы пустой породы и незначительная доля ценных компонентов. *Промежуточным продуктом (промпродуктом)* называется продукт переработки, содержание полезного компонента в котором больше, чем в отходах, но меньше, чем в концентрате.

**Полезным или ценным компонентом** называют тот элемент или природный минерал, с целью получения которого добывается данное полезное ископаемое.

**Вредными примесями** называют элементы или природные соединения, присутствие которых в полезном ископаемом ухудшает его качество (например, присутствие серы и фосфора в железных рудах и коксующихся углях резко снижает их качество).

Из всего разнообразия твердых полезных ископаемых можно выделить следующие основные группы:

- **металлические** — руды, служащие сырьем для получения черных, цветных, редких, драгоценных и других металлов;
- **неметаллические** — сырье для получения неметаллических элементов и соединений, строительных, абразивных и других материалов;
- **горючие полезные ископаемые** (уголь, сланцы, торф), используемые как топливо или как химическое сырье.

Технология обогащения полезного ископаемого состоит из ряда последовательных операций, осуществляемых на обогатительной фабрике. **Обогатительными фабриками** называют промышленные предприятия, на которых перерабатывают полезные ископаемые и выделяют из них один или несколько товарных продуктов с повышенным содержанием ценных компонентов и пониженным содержанием вредных примесей. Фабрики по территориальному расположению подразделяются на:

- **индивидуальные обогатительные фабрики (ОФ)**, предназначенные для обогащения углей одной шахты и расположенные на ее территории, например ОФ шахты им С.М. Кирова;
- **групповые фабрики (ГОФ)**, предназначенные для обогащения углей группы шахт и расположенные на территории одной из шахт (ГОФ «Коксовая»);
- **центральные обогатительные фабрики (ЦОФ)**, предназначенные для обогащения углей группы шахт и территориально не связанные ни с одной из шахт (ЦОФ «Кузбасская»).

### 7.1.2 МЕТОДЫ И ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ, ОБЛАСТЬ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ

Процессы переработки полезных ископаемых по назначению в технологическом цикле фабрики разделяются на *подготовительные, собственно обогатительные и вспомогательные*.

К *подготовительным* операциям относят дробление, измельчение, грохочение и классификацию, а также операции усреднения полезных ископаемых, которые могут проводиться на рудниках, карьерах, в шахтах и на обогатительных фабриках.

К *основным обогатительным* процессам относят те физические и физико-химические процессы разделения минералов, при которых полезные минералы выделяются в концентраты, а пустая порода — в отходы.

К *вспомогательным* процессам относят процессы удаления влаги из продуктов обогащения. Такие процессы называются обезвоживанием, которое проводится с целью доведения влажности продуктов до установленных норм. К *вспомогательным* процессам относят очистку сточных производственных вод (для повторного их использования или сброса в водоемы) и процессы пылеулавливания.

При обогащении полезных ископаемых используют различия их физических и физико-химических свойств, существенное значение из которых имеют цвет, блеск, твердость, плотность, спайность, излом, магнитные, электрические и некоторые другие свойства.

*Цвет* минералов разнообразен. Различие в цвете используется при ручной рудоразборке или породовыборке из углей и других видах обработки.

*Блеск* минералов определяется характером их поверхностей. Различие в блеске можно использовать, как и в предыдущем случае, при ручной рудоразборке или породовыборке из углей или при других видах обработки.

*Твердость* минералов, входящих в состав полезных ископаемых, имеет важное значение при выборе способов дробления и обогащения некоторых руд, а также углей. Минералы, об-

обладающие меньшей твердостью, дробятся и измельчаются быстрее минералов, обладающих большей твердостью. Применяв избирательное дробление или измельчение, можно осуществить последующее разделение таких минералов на грохоте.

**Плотность** минералов изменяется в широких пределах. Различие в плотности полезных минералов и пустой породы широко используется при обогащении руд и углей.

**Спайность** минералов заключается в их способности раскалываться от ударов по строго определенным направлениям и образовывать по плоскостям раскола гладкие поверхности. Спайность имеет значение для выбора способа дробления и измельчения, а также удаления измельченных материалов из продуктов обогащения грохочением и классификацией.

**Излом** имеет существенное практическое значение в процессах обогащения, так как характер поверхности минерала, полученного при дроблении и измельчении, оказывает влияние при обогащении электрическими и другими методами.

**Магнитные свойства** минералов используются при обогащении минералов различной магнитной восприимчивостью в магнитном поле различной напряженности.

**Электрические свойства** минералов используются при электрических методах обогащения, связанных с различным отношением минеральных частиц к действию электрических и механических сил при перемещении в электрическом поле.

**Физико-химические свойства** поверхности минеральных частиц используются при флотационных процессах, заключающихся в различном отношении их к водной среде и воздействию на них химических веществ (реагентов).

На обогатительной фабрике исходное сырье при обработке подвергается ряду последовательных технологических операций. Графическое изображение совокупности и последовательности этих операций называется **технологической схемой обогащения**.

Для полной характеристики обогатительной фабрики составляют также **схемы цепи аппаратов** (рис. 7.1), на которых показывают пути следования полезного ископаемого и продуктов обогащения (в соответствии с технологической схемой) с условным изображением обогатительных аппаратов.

В качестве самостоятельных процессов чаще всего применяются **флотация, гравитационные и магнитные методы обогащения**.





### 7.1.3 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ОБОГАЩЕНИЯ

Технологические результаты обогащения того или иного полезного ископаемого нельзя оценить при помощи одного какого-либо показателя. Необходимо учитывать несколько основных показателей, характеризующих процесс обогащения в целом. К основным показателям относят: *содержание компонента* в исходном сырье и продуктах обогащения; *выход* продуктов обогащения; *извлечение* компонентов в продукты обогащения.

*Содержанием компонента* называется отношение массы компонента к массе продукта, в котором он находится. Содержание компонентов обычно определяется химическими анализами и выражается в процентах, долях единицы или для драгоценных металлов в граммах на тонну (г/т). Содержание компонентов принято обозначать греческими буквами:  $\alpha$  — содержание в исходной руде;  $\beta$  — содержание в концентрате, промпродукте или отходах ( $\beta_k, \beta_{пп}, \beta_{отх}$ ) соответственно.

*Выходом* продукта обогащения называется отношение массы полученного продукта к массе переработанного исходного сырья. Выход выражается в процентах или долях единицы и обозначается греческой буквой  $\gamma$ .

*Извлечением* компонента в продукт обогащения называется отношение массы компонента в продукте к массе того же компонента в исходном полезном ископаемом. Извлечение выражается обычно в процентах или долях единицы и обозначается греческой буквой  $\varepsilon$ . Извлечение полезного компонента в концентрат характеризует полноту его перехода в этот продукт в процессе обогащения.

Все технологические показатели обогащения взаимосвязаны. Поэтому, зная значения одних, можно расчетным путем получить значения других. Если нам известно содержание полезного компонента в исходном сырье и продуктах обогащения, то можно подсчитать выходы продуктов обогащения, извлечение полезного компонента в концентрат и т.д.

Если обозначим массу исходного сырья  $Q_{\text{исх}}$ , массу полученных продуктов обогащения концентрата  $Q_{\text{к}}$  и отходов  $Q_{\text{отх}}$ , то выход концентрата  $\gamma_{\text{к}}$  (%) и отходов  $\gamma_{\text{отх}}$  (%) можно определить по формулам:

$$\gamma_{\text{к}} = 100 Q_{\text{к}} / Q_{\text{исх}}; \gamma_{\text{отх}} = 100 Q_{\text{отх}} / Q_{\text{исх}}.$$

Так как сумма выходов конечных продуктов обогащения равна выходу исходного сырья, принимаемому обычно за 100 %, можно составить баланс переработанного материала (для концентрата и отходов):

$$Q_{\text{исх}} = Q_{\text{к}} + Q_{\text{отх}}, \text{ или } \gamma_{\text{исх}} = \gamma_{\text{к}} + \gamma_{\text{отх}}.$$

Зная, что  $\gamma_{\text{исх}} = 100$  %, запишем  $\gamma_{\text{к}} + \gamma_{\text{отх}} = 100$ .

Суммарная масса ценного компонента в продуктах обогащения должна соответствовать массе его в исходном сырье. Это условие принято называть балансом ценного компонента:

$$100\alpha = \gamma_{\text{к}}\beta_{\text{к}} + \gamma_{\text{отх}}\beta_{\text{отх}}, \text{ для угля } 100 A_{\text{исх}}^d = \gamma_{\text{к}} A_{\text{к}}^d + \gamma_{\text{отх}} A_{\text{отх}}^d,$$

где извлечение полезного компонента в концентрат  $\epsilon_{\text{к}}$  (%) определяется по формуле

$$\epsilon_{\text{к}} = \gamma_{\text{к}}\beta_{\text{к}}/\alpha, \text{ для угля } \epsilon_{\text{к}} = \gamma_{\text{к}}(100 - A_{\text{к}}^d)/(100 - A_{\text{исх}}^d).$$

## **7.2 ГРОХОЧЕНИЕ**

### **7.2.1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ**

Процесс разделения исходного материала на два или несколько классов имеет общее название — классификация по крупности. Такое разделение может осуществляться двумя основными способами: грохочением и классификацией в водной или воздушной среде.

*Грохочением* называется процесс разделения кусковых и зернистых материалов на продукты различной крупности, называемые классами, с помощью просеивающих поверхностей с ка-

либрованными отверстиями (колосниковыми решетками, листовыми и проволочными решетками и другими).

В результате грохочения исходный материал разделяется на **надрешетный** (верхний) продукт, зерна (куски) которого больше размера отверстий просеивающей поверхности, и **подрешетный** (нижний) продукт, зерна (куски) которого меньше размеров отверстия просеивающей поверхности. Надрешетный продукт называют классом  $+d$  (крупнее  $d$ ), а подрешетный продукт  $-d$  (мельче  $d$ ), где  $d$  — размер отверстия сита. При последовательном просеивании материала на  $n$  ситах получается  $n+1$  классов крупности от  $+d_1$ ;  $-d_1 + d_2$ ;  $-d_2 + d_3$ ; и так далее до  $-d_n$ . Последовательный ряд абсолютных размеров сит, применяемых при грохочении, называется **шкалой сит** или шкалой грохочения. Постоянное отношение размера отверстий предыдущего сита к размеру отверстий последующего называется **модулем** шкалы сит. Чаще всего применяются шкалы сит с модулем 2 (100; 50; 25; 13 мм и так далее) и  $\sqrt{2}$ , в основании которой принято сито с отверстием размером 0,074 мм.

Грохочение производится на **грохотах**. Грохот имеет одну или несколько просеивающих поверхностей, установленных в одном или нескольких коробах.

**Подготовительное грохочение** применяется для разделения материала на несколько классов, предназначенных для последующей раздельной обработки.

**Вспомогательное грохочение** применяется при дроблении для выделения готового класса из продукта перед его дроблением (предварительным грохочением), для контроля крупности дробленого продукта (поверочное, или контрольное грохочение) и совмещенное, когда обе операции объединяются в одну.

**Самостоятельное грохочение** применяется для разделения на классы, представляющие собой готовые продукты (такому разделению — сортировке — подвергают железные руды, угли, строительные материалы и так далее).

**Избирательное грохочение** применяется для обогащения полезных ископаемых при различии в твердости, крепости или

форме кусков ценного компонента и пустой породы, в результате чего получают продукты, различающиеся не только по крупности, но и по содержанию в них ценного компонента.

**Обезвоживающее грохочение** применяется для удаления основной массы воды или пульпы от зернистых материалов и отделения суспензии от продуктов сепарации в тяжелой среде.

В зависимости от крупности наибольших кусков в исходном питании грохотов и размеров отверстий просеивающих поверхностей различают **крупное** (максимальный кусок до 1200 мм, размер отверстий от 300 до 100 мм), **среднее** (максимальный кусок до 350 мм, размер отверстий от 60 до 25 мм), **мелкое** (максимальный кусок до 75 мм, размер отверстий от 25 до 6 мм) и **особо тонкое** (размер отверстий до 0,045 мм) грохочение.

### **7.2.2**

#### **ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ СОСТАВ**

Обрабатываемое на обогатительной фабрике минеральное сырье (руда, горная масса) и получаемые из него продукты обогащения представляют собой смесь зерен неправильной формы различного размера. Распределение зерен по классам крупности характеризует **гранулометрический состав** исходного сырья и продуктов обогащения.

Для определения гранулометрического состава используют следующие способы:

- измерение крупных кусков по трем взаимно перпендикулярным направлениям;
- ситовый анализ — рассев на наборе сит на классы различной крупности;
- седиментационный анализ — разделение материала по скорости падения частиц различной крупности в водной среде для материала крупностью от 40 (50) до 5 мкм (для более мелких частиц применяют седиментацию в центробежном поле);
- микроскопический анализ — измерение частиц под микроскопом и классификация их на группы в узких границах определенных размеров (для материалов крупностью от 50 мкм до десятых долей микрометра).

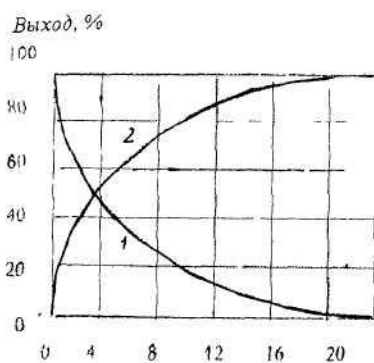
**Ситовый анализ** заключается в отсеивании пробы материала на нескольких ситах с различными стандартными размерами отверстий заданного модуля. После отсеивания пробы каждый класс крупности взвешивается на технических весах. Выход каждого класса определяется делением массы класса на общую массу пробы.

Для тонкоизмельченного материала применяют мокрое просеивание. Результаты ситового анализа приводятся обычно в виде таблиц или графиков. Для примера в табл. 7.1 приведены результаты ситового анализа пробы полезного ископаемого. По данным ситового анализа строятся в прямоугольной системе координат характеристики крупности (рис. 7.2).

Таблица 7.1

Результаты ситового анализа

Класс, мм	Выход			
	Частный		Суммарный, %	
	кг	%	«по плюсу»	«по минусу»
13—25	8	10	10	100
6—13	11,2	14	24	90
3—6	12,8	16	40	76
1—3	14,4	18	58	60
0,5—1	16	20	78	42
0—0,5	17,6	22	100	22



Суммарные выходы «по плюсу» (+) или «по минусу» (–) представляют собой сумму выходов всех классов соответственно крупнее или мельче отверстий данного сита. По данным ситовых анализов (на оси ординат откладывают суммарный выход классов (в процентах), на оси абсцисс —

Рис. 7.2. Характеристика крупности: 1 — «по плюсу»; 2 — «по минусу»

размеры отверстий сит в миллиметрах. На основании суммарных выходов материала крупнее диаметра отверстий сита строится кривая «по плюсу» (1), мельче — «по минусу» (2). Сумма выходов по обеим кривым должна всегда равняться 100 %. Поэтому обе кривые характеристик «по плюсу» и «по минусу» являются зеркальным отражением одна другой. Они всегда пересекаются в точке, соответствующей суммарному выходу 50 %. Точка пересечения кривой с осью абсцисс показывает максимальный размер куска в данной пробе. По суммарной характеристике крупности можно определить выход любого класса. Для этого находят на оси абсцисс размер нужного класса. И из этой точки перпендикулярно к оси проводят прямую до пересечения с кривой, откуда проводят параллельную оси абсцисс прямую до ее пересечения с осью ординат. Точка пересечения определяет суммарный выход искомого класса.

### **7.2.3**

#### **КОНСТРУКЦИИ ГРОХОТОВ**

В практике грохочения полезных ископаемых в настоящее время применяют в основном грохоты следующих конструкций: неподвижные — колосниковые, прямоугольные, конические и дуговые; подвижные — механические (барабанные и вибрационные, инерционные и самобалансные). В практике обогащения наибольшее распространение получили вибрационные грохоты, так как они имеют высокую производительность и эффективность грохочения.

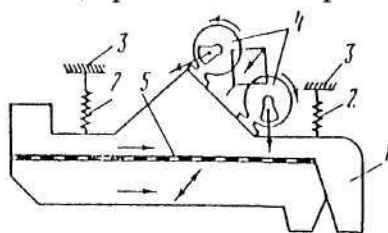
**Неподвижные грохоты.** Представляют собой наклонные решета, собранные из колосников, образующих между собой продольные щели. Размер между колосниками составляет не менее 50 мм, угол наклона при грохочении руд 40—50°; углей — 30—35°. Во время движения более мелкий материал проваливается через щели между колосниками, а надрешетный продукт разгружается в конце решета. Эффективность грохочения неподвижных колосниковых грохотов низкая и обычно изменяется в пре-

делах 50—60 %. Применяют их чаще для крупного и реже для среднего грохочения, когда допустима пониженная эффективность грохочения.

**Подвижные (механические) грохоты.** На углеобогатительных фабриках получили распространение цилиндрические барабанные грохоты (ГЦЛ) с просеивающей поверхностью, выполненной в виде многозаходной спирали, расстояние между витками которой определяет размер кусков подрешетного продукта. Грохоты ГЦЛ применяют в операциях предварительного грохочения при размерах щели спиралей от 50 до 200 мм. К вибрационным грохотам с прямолинейными колебаниями (вибрациями) относят самобалансные грохоты ГСЛ, ГСС и ГСТ или ГИСЛ, ГИСС и ГИСТ (рис. 7.3).

Отличительная их особенность — простота установки и универсальность. ГС — грохот самобалансный, ГИС — грохот инерционный самобалансный, Л, С, Т — соответственно легкого, среднего и тяжелого типов.

Грохот имеет горизонтальный или наклонный короб 1 с одним (или несколькими) ситом 5, подвешенный или установленный на амортизаторах (пружинах) 2. Колебания коробу придает самобалансный вибровозбудитель 4, закрепленный на коробе. Самобалансный вибровозбудитель состоит из корпуса, в котором на двух параллельных валах размещены два цилиндрических зубчатых колеса с равным числом зубьев и одинаковым дебалансом. Благодаря этому валы вращаются с одинаковой частотой в противоположном направлении. Материал, находящийся на сите грохота, энергично подбрасывается и просеивается. Грохоты выпускаются с площадью сит от 7,5 до 21 м<sup>2</sup>, просеивают материал крупностью до 600 мм. Эффективность грохочения достигает 80—90 %. Самобалансные грохоты легкого типа применяют для грохо-



ности грохочения достигает 80—90 %. Самобалансные грохоты легкого типа применяют для грохо-

Рис. 7.3. Схема вибрационного грохота с самобалансным вибратором



чения углей, антрацитов и горючих сланцев, обезвоживания продуктов обогащения и т. д. Самобалансные грохоты тяжелого типа с несколькими вибровозбудителями применяют для грохочения руд и горячего агломерата.

#### **7.2.4 ПРОСЕИВАЮЩИЕ ПОВЕРХНОСТИ ГРОХОТОВ И ЭФФЕКТИВНОСТЬ ГРОХОЧЕНИЯ**

Конструкции просеивающих поверхностей зависят от технологического назначения грохота и условий его работы. В качестве просеивающей (рабочей) поверхности грохотов применяют колосниковые решетки, листовые сита (решета) и проволочные сети.

*Колосниковые решетки* применяют преимущественно для крупного и иногда для среднего грохочения как в неподвижных, так и в подвижных грохотах. Решетки собирают из стержней и колосников различной формы параллельными рядами. Часто решетки собирают на месте из рельсов, сварных металлических балок и т. п.

*Листовые решета* применяют для среднего грохочения. Они представляют собой стальные листы с просверленными или проштампованными в них отверстиями различной формы. Во избежание забивания отверстий сита их делают в колосниковых и листовых решетках расширяющимися книзу. Толщина листа равна 4—6 мм при размере отверстий менее 10 и 8—10 мм для отверстий 30—60 мм. В последнее время начали применять резиновые листовые решетки с квадратными и прямоугольными отверстиями. Они изнosoустойчивы, меньше забиваются, снижают уровень шума.

*Проволочные сетки* применяют главным образом для мелкого грохочения. Их изготавливают из стальной (легированной или нержавеющей стали), латунной, медной, бронзовой, никелевой и другой проволоки с прямоугольными или квадратными отверстиями.

В процессе грохочения практически невозможно бывает достичь полного отделения мелкого материала от крупного. В надрешетном продукте всегда остается некоторая доля не просеявшегося мелкого материала. Для количественной оценки полноты отделения мелкого материала от крупного введено понятие эффективности грохочения.

**Эффективность грохочения  $E$**  определяется отношением массы фактически полученного подрешетного продукта к массе его в исходном материале. Выражается она в долях единицы или в процентах. Согласно определению эффективность грохочения определяют по формуле

$$E = 10^4 C / (Q a),$$

где  $C$  — масса подрешетного продукта, т;  $Q$  — масса исходного материала;  $a$  — содержание нижнего класса в исходном материале, %.

Так как в производственных условиях непосредственное определение массы полученного подрешетного продукта затруднено, на практике пользуются другой формулой для расчета эффективности (или КПД) грохочения:

$$\eta = 10^4 (a - b) / [a(100 - b)],$$

где  $\eta$  — КПД грохочения, %;  $a$  и  $b$  — содержание нижнего класса соответственно в исходном и надрешетном продукте, %.

Значения  $a$  и  $b$  определяют на основании тщательного отсева проб исходного материала и надрешетного продукта, проведенного на ситах с тем же размером и формой отверстий, что и на сите грохота.

Основными показателями работы грохота являются его производительность и эффективность грохочения. Эти показатели всегда взаимосвязаны. Производительность различных грохотов можно сравнивать при условии, что они обуславливают одинаковую эффективность грохочения. Обычно считается, что от ширины грохота зависит его производительность, а от длины — эффективность грохочения.

## 7.3 ДРОБЛЕНИЕ

### 7.3.1 НАЗНАЧЕНИЕ ОПЕРАЦИИ ДРОБЛЕНИЯ

Дробление и измельчение — процессы разрушения полезных ископаемых под действием внешних сил до заданной крупности, требуемого гранулометрического состава или необходимой степени вскрытия минералов. При дроблении и измельчении не следует допускать переизмельчения материала, так как это ухудшает результаты обогащения (тонкие частицы крупностью менее 10 мкм обогащаются неудовлетворительно) и удорожает процесс. Необходимо соблюдать принцип «не дробить ничего лишнего».

Процессы дробления и измельчения могут быть подготовительными операциями (например, на обогатительных фабриках перед обогащением полезного ископаемого) или иметь самостоятельное значение (дробильно-сортировочные фабрики, дробление и измельчение угля перед коксованием, перед пылевидным его сжиганием и т. д.).

Процессы дробления и измельчения принципиально не различаются между собой. Условно принято считать дроблением такой процесс разрушения, в результате которого получают продукты крупностью более 5 мм, измельчением — менее 5 мм. Первый вид разрушения осуществляется в дробилках, второй — в мельницах.

При дроблении и измельчении применяют следующие *способы разрушения*: раздавливание, раскалывание, излом, срезывание, истирание и удар. Тот или иной способ разрушения выбирается в зависимости от физико-механических свойств дробимого материала и крупности его кусков.

*Степень дробления* (или измельчения) показывает степень сокращения крупности в процессе разрушения кускового материала. Она характеризуется отношением размеров максимальных кусков в дробимом и дробленном материале или, что более

точно, отношением средних диаметров до и после дробления, подсчитанных с учетом характеристик крупности материала:

$$i = D_{\max} / d_{\max}, \text{ или } i = D_{\text{ср}} / d_{\text{ср}},$$

где  $i$  — степень дробления;  $D_{\max}$  и  $D_{\text{ср}}$  — соответственно максимальный и средний размеры дробимого материала;  $d_{\max}$  и  $d_{\text{ср}}$  — соответственно максимальный и средний размеры дробленого материала.

Различают следующие стадии дробления в зависимости от исходной и конечной крупности дробимого материала: крупное (100—200 мм), среднее (25—80 мм), мелкое (до 3—25 мм).

Степень дробления, достигаемая в каждой отдельной стадии, называется частной. Общая степень дробления получается как произведение частных степеней

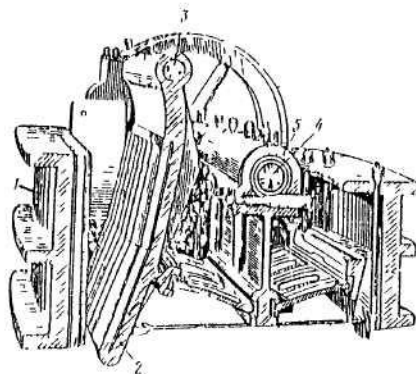
$$i_{\text{общ}} = i_1, i_2, \dots, i_n.$$

На обогатительных фабриках для дробления различных полезных ископаемых применяют почти исключительно механические дробилки раздавливающего и раскалывающего (щековые, конусные, валковые), и ударного (молотковые, роторные, дезинтегральные) действия.

### 7.3.2 ЩЕКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

В щековых дробилках материал раздавливается между двумя плитами (щеками), одна из которых неподвижная, а другая подвижная (качающаяся). Щековые дробилки бывают с простым (ЩДП) и сложным (ЩДС) движением подвижной щеки. Рабочая камера в *щековой дробилке с простым движением щеки* (рис. 7.4) образуется неподвижной 1 и подвижной 2 щеками и двумя боковыми стенками. Подвижная щека 2 шарнирно подвешена на оси 3. Боковые стенки рабочей камеры, а также неподвижная и подвижная щеки дробилки футеруются съемными плитами. На эксцентрик вала 4 надета головка массивного шатуна 5, получающего при вращении вала вертикальное возвратно-поступательное движение.

Рис. 7.4. Схема щековой дробилки с простым качанием подвижной щеки



Нижний конец шатуна имеет гнезда, в которые свободно вставлены одним концом две распорные плиты. Другими концами распорные плиты вставлены: одна (левая) в гнездо на подвижной щеке дробилки, другая (правая) в гнездо регулирующего устройства, закрепленного на задней стенке станины.

Удержание свободно вставленных в гнезда распорных плит происходит как за счет давления самой подвижной щеки, так и за счет тяги с пружиной, оттягивающей подвижную щеку вправо. При движении шатуна вниз подвижная щека отходит от неподвижной и дробленый материал выпадает из разгрузочного отверстия дробилки.

Исходный материал загружается в рабочую камеру дробилки сверху и постепенно в процессе раздавливания опускается вниз. Так как во время движения шатуна вверх происходит дробление материала (рабочий ход), а во время движения вниз — его разгрузка (холостой ход), нагрузки на приводной двигатель дробилки крайне неравномерны.

Для аккумуляции энергии во время холостого хода и передачи ее во время холостого хода щеке на вал шатуна надевают два массивных маховика. Для предохранения дробилки от поломок в случае попадания в ее рабочую камеру недробимых предметов (кусков железа) заднюю (правую) распорную плиту делают ослабленного сечения. Такая плита при нагрузках выше допустимых ломается; после устранения причины поломки на ее место устанавливают новую плиту.

### 7.3.3 ДРОБИЛКИ УДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ

В дробилках ударного действия разрушение дробимого материала происходит за счет кинетической энергии движущихся тел. К ним относятся три типа дробилок: молотковые, роторные и стержневые (дезинтеграторы).

Дробилки ударного действия применяют для среднего и мелкого дробления мягких и средней крупности неабразивных материалов (углей, известняков, гипса, мела и так далее). Основными преимуществами этих дробилок являются простота конструкции, большая производительность, низкая металлоемкость, высокая степень дробления (до 30) и удобство обслуживания.

**Молотковые дробилки** выпускают одно- и двухроторными с нереверсивным (вращающимся только в одну сторону) и с реверсивным роторами. По расположению молотков в роторе различают одно- и многорядные дробилки.

**Однороторная молотковая дробилка** (рис. 7.5) состоит из корпуса 1, вращающегося на валу ротора 2, с шарнирно закрепленными на нем молотками 4. Внутри корпус дробилки футеруется и имеет отбойные плиты 3. Внизу корпуса имеется полукруглая колосниковая решетка 5.

Исходный материал питателем через зев поступает в дробилку и разбивается ударами молотков, ударами кусков об отбойные плиты и истиранием кусков молотками на колосниковой решетке. Дробленый материал проходит через отверстия колосниковой решетки и уходит под дробилку. Размерами отверстий колосниковой решетки можно контролировать крупность дробленого материала. Некоторые молотковые дробилки выпускают без колосниковых решеток.

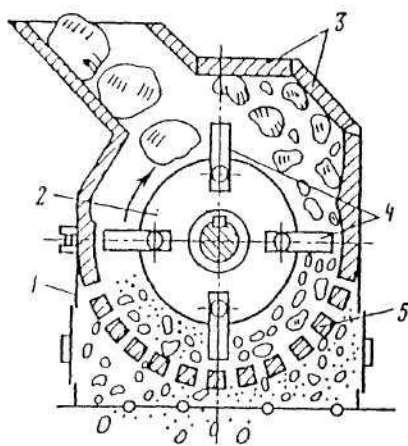


Рис. 7.5. Схема молотковой дробилки

## 7.4 ГРАВИТАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ

*Гравитационными процессами* обогащения называются процессы, в которых разделение минеральных частиц, отличающихся плотностью, размером или формой, обусловлено различием в характере и скорости их движения в среде под действием силы тяжести и сил сопротивления.

В качестве среды, в которой осуществляется гравитационное обогащение, используются при мокром обогащении вода, тяжелые суспензии или растворы, при пневматическом — воздух.

К *гравитационным процессам* относятся отсадка, обогащение в тяжелых средах (главным образом в минеральных суспензиях), концентрация на столах, обогащение в шлюзах, желобах, струйных концентраторах, конусных, винтовых и противоточных сепараторах, пневматическое обогащение.

К гравитационным процессам также можно отнести и промывку полезных ископаемых. Гравитационные процессы обогащения отличаются, как правило, высокой производительностью обогатительных аппаратов, простотой производственного комплекса, относительной дешевизной и высокой эффективностью разделения минеральных смесей.

### 7.4.1 ОТСАДКА

Отсадка является одним из наиболее распространенных методов гравитационного обогащения полезных ископаемых. Область применения отсадки охватывает полезные ископаемые по плотности извлекаемых компонентов от 1200 до 15600 кг/м<sup>3</sup> и по крупности обогащаемого материала от 0,2 до 50 мм для руд и от 0,5 до 120 (иногда и до 250) мм для углей.

*Отсадкой* называют процесс разделения смеси минеральных зерен по плотности в водной или воздушной среде, колеблющейся (пульсирующей) относительно разделяемой смеси в вертикальном направлении. Исходный материал вместе с водой

непрерывно подается на отсадочное решето, через отверстия которого попеременно проходят восходящие и нисходящие вертикальные потоки воды. В период восходящего потока материал поднимается и разрыхляется, а в период нисходящего — опускается и уплотняется.

В результате действия чередующихся восходящих и нисходящих потоков воды исходный материал через определенный промежуток времени разделяется на слои таким образом, что на отсадочном решете (внизу) располагаются зерна наибольшей плотности, а в верхних слоях — наименьшей. Следует отметить, что такое идеальное распределение зерен по плотностям возможно только в том случае, если они обладают одинаковыми размерами и формой. В реальных же условиях происходит попадание некоторой доли легких фракций в тяжелые, а тяжелых — в легкие (наблюдается засоряемость концентрата и отходов «посторонними фракциями»). По взаимозасоряемости получаемых в процессе отсадки продуктов обогащения судят о технологической эффективности процесса.

Слой материала, находящийся на решете, называется постелью. Постель, образующаяся при отсадке крупного материала, состоит из зерен самого материала и называется естественной. Через принудительно пульсирующую толщу материала тяжелые зерна проникают в нижние слои постели, а легкие — в верхние. При обогащении мелкого материала (для руд менее 3 — 5 мм; для углей менее 6 — 10 мм) на решето укладывается в специально сделанные гнезда искусственная постель. Она состоит из тяжелых естественных или искусственных материалов (полевой шпат, резиновые шарики, свинцовая дробь, укатанные частицы галенита и других), крупность которых приблизительно в два раза больше отверстий решета, а плотность близка к плотности тяжелых фракций обогащаемой минеральной смеси. В этом случае искусственная постель является как бы фильтрующим слоем, пропускающим зерна тяжелого минерала и задерживающим зерна легкого. В конце машины имеется сливной порог, установленный на несколько сантиметров выше отсадочного решета, через который удаляются легкие фракции.



Рассмотрим процесс разделения минеральных зерен в отсадочной машине при обогащении крупного и мелкого материала (рис. 7.6).

В процессе отсадки на решетке 2, расположенной в корпусе 1 отсадочной машины, образуется толща разделяемого материала, продвигающаяся вместе с водой к разгрузочному концу (слева направо). В конце машины материал обычно уже бывает полностью расслоен на легкие и тяжелые фракции.

Легкие фракции потоком воды выносятся через сливной порог 3, а тяжелые фракции при работе машин на крупном материале сползают в щелевое отверстие между решетом и сливным порогом, расположенным в конце машины, и разгружаются с помощью секторных, роторных и других устройств. При отсадке мелкого материала тяжелая фракция проходит через слой искусственной постели и удаляется под решетом. Размер отверстий решета при этом должен быть больше максимального размера зерен обогащаемого материала. Легкие фракции удаляются из отсадочной машины через сливной порог 3. Уровень тяжелых фракций на решетке отсадочной машины регулируется специальным поплавковым устройством. При увеличении или уменьшении толщины слоя тяжелого материала автоматически увеличивается или уменьшается интенсивность разгрузки тяжелых фракций.

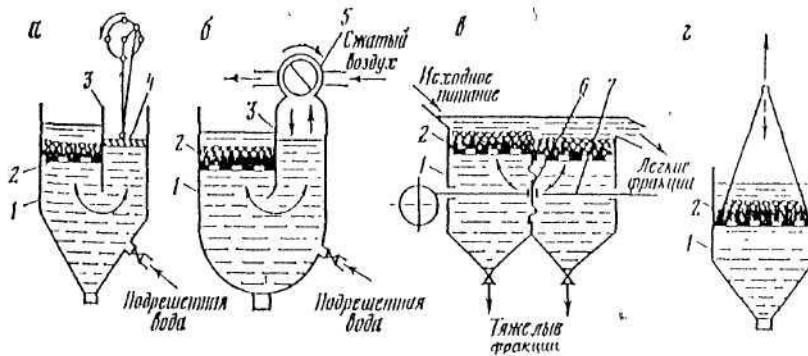


Рис. 7.6. Схемы отсадочных машин:  
а — поршневой; б — беспоршневой; в — диафрагмовой; г — с подвижным решетом

Кроме воды, поступающей в отсадочную машину вместе с исходным материалом и называемой *транспортной*, под решето машины подается *подрешетная* вода. Она предназначена для поддержания оптимальной разрыхленности постели и уменьшения вредного действия нисходящих струй воды. Из общего расхода воды (в пределах 2—5 м<sup>3</sup>/т исходного материала) на долю транспортной приходится 30—40 %, а на долю подрешетной — 70—60 %.

На рис. 7.6 представлены принципиальные схемы гидравлических отсадочных машин, получивших наибольшее распространение в практике обогащения полезных ископаемых. Все отсадочные машины состоят из прямоугольного (в плане) металлического корпуса 1, в котором располагается отсадочное решето 2. Подрешетная часть корпуса (нижняя его часть) имеет пирамидальную, полуцилиндрическую или параболическую форму. В поршневых (см. рис. 7.6, а), беспоршневых (см. рис. 7.6, б) и диафрагмовых (см. рис. 7.6, в) машинах решето 2 установлено неподвижно. Продольная вертикальная, не доходящая до дна перегородка 3 делит поршневые и беспоршневые машины на два отделения: первое — рабочее, на решете 2 которого происходит разделение смеси минеральных зерен, и второе — поршневое (или воздушное). Колебания воды в поршневой машине вызываются перемещением вверх и вниз поршня 4, связанного штоком с эксцентриковым приводом. В беспоршневой воздушно-золотниковой отсадочной машине (см. рис. 7.6, б) колебания воды происходят за счет использования энергии сжатого воздуха, поступающего в воздушное отделение периодически через золотниковое устройство (пульсатор) 5; так же периодически пульсатором осуществляется выпуск воздуха из воздушного отделения машины в атмосферу. При впуске воздуха уровень воды в отсадочном отделении повышается (восходящий поток).

В диафрагмовых отсадочных машинах (см. рис. 7.6, в) вертикальные пульсации воды создаются за счет движения расположенной в перегородке между смежными секциями эластичной диафрагмы 6, связанной штоком 7 с эксцентриковым приводом (диафрагма может располагаться в вертикальной или

наклонной стенке корпуса машины). В отсадочной машине с подвижным решетом (см. рис. 7.6, з) пульсация воды создается за счет вертикальных движений самого решета 2 с находящимся на нем разделяемым материалом.

Каждый тип машин предназначен для обогащения определенных полезных ископаемых.

Поршневые отсадочные машины применяют для обогащения марганцевых, оловянных и вольфрамовых руд. В последнее время они заменяются диафрагмовыми машинами и машинами с подвижным решетом.

Диафрагмовые машины наиболее широко применяются при обогащении руд (железных, марганцевых, оловянных, вольфрамовых, золотосодержащих россыпей, руд редких металлов и других).

Беспоршневые отсадочные машины нашли широкое применение при обогащении углей.

Отсадочные машины с подвижным решетом применяются для обогащения марганцевых и реже железных и вольфрамовых руд.

#### **7.4.2**

#### **ОБОГАЩЕНИЕ В ТЯЖЕЛЫХ СРЕДАХ**

Процесс обогащения в тяжелых средах основан на разделении смеси зерен по плотности в гравитационном или центробежном полях в среде, плотность которой — промежуточная между плотностями разделяемых частиц. Минералы меньшей плотности, чем среда, всплывают, а более тяжелые — тонут. Происходит разделение на легкие (всплывшие) и тяжелые (потонувшие) продукты. В качестве тяжелых сред можно использовать тяжелые органические жидкости, водные растворы тяжелых солей и тяжелые суспензии, представляющие собой взвеси в воде тонкодисперсных частиц тяжелого минерала (утяжелителя). Хорошо перемешанная взвесь, образующая суспензию, обладает некоторыми свойствами, близкими к свойствам однородной тяжелой жидкости (например, вязкостью, текучестью, устойчивостью).

Тяжелые органические жидкости и растворы солей не нашли промышленного применения из-за высокой стоимости, трудности регенерации, токсичности и так далее. Широкое промышленное распространение получил метод обогащения в тяжелых суспензиях.

В качестве утяжелителя суспензии применяются естественные сыпучие тонкоизмельченные вещества — кварцевый песок, лёсс, глина и другие; тяжелые минералы — пирит, барит, магнетит, галенит и другие; ферросплавы — ферросилиций и другие.

Наибольшее распространение в промышленности получили следующие утяжелители: кварцевый песок (плотность 2650 кг/м<sup>3</sup>, магнетит (около 5000 кг/м<sup>3</sup>), ферросилиций (6400—7000 кг/м<sup>3</sup>) и галенит (7500 кг/м<sup>3</sup>).

Кварцевый песок и магнетит применяют главным образом для приготовления суспензий плотностью менее 2000 кг/м<sup>3</sup>, ферросилиций и галенит — более плотных (до 3200—3400 кг/м<sup>3</sup>).

Основными свойствами тяжелых суспензий являются их плотность, вязкость и устойчивость. **Плотность** суспензии является основным технологическим свойством, характеризующим граничную плотность разделения. Характеризуется она отношением массы суспензии к ее объему. Плотность суспензии увеличивается с увеличением объемной концентрации и плотности утяжелителя.

Плотность суспензии  $\Delta_c$  (кг/м<sup>3</sup>) рассчитывается по формуле

$$\Delta_c = C(\delta - 1000) + 1000,$$

где  $C$  — объемная концентрация утяжелителя, доли единицы;  $\delta$  — плотность утяжелителя, кг/м<sup>3</sup>.

**Устойчивость** суспензии является одним из важнейших свойств, влияющих на точность разделения минеральных зерен в процессе обогащения. Под устойчивостью суспензии понимается ее способность сохранять постоянную плотность во времени в различных по высоте слоях. Устойчивость суспензии определяется скоростью осаждения твердой фазы и зависит от крупности частиц утяжелителя, их плотности, объемного содержания утяжелителя в суспензии, ее температуры.

Повышение устойчивости суспензии достигается подбором утяжелителей определенного состава, отличающихся высокой степенью устойчивости, созданием восходящих или горизонтальных потоков суспензии, механическим перемешиванием суспензии; добавлением в суспензию веществ-стабилизаторов, препятствующих осаждению частиц утяжелителя.

*Вязкость* суспензии или внутреннее трение характеризует сопротивление относительно движению ее элементарных слоев. Существенное влияние на вязкость суспензии оказывают крупность частиц утяжелителя (гранулометрический состав) и объемная его концентрация в суспензии. Чем крупнее частицы утяжелителя, тем меньше вязкость суспензии и выше ее подвижность при одной и той же плотности. Однако при этом ухудшается устойчивость суспензии (наблюдается быстрое осаждение частиц утяжелителя). Чем меньше крупность частиц утяжелителя, тем выше устойчивость суспензии, но тем выше и ее вязкость. Меньше текучесть. Поэтому крупность частиц не должна быть как слишком большой, так и слишком малой. Максимальная крупность частиц утяжелителя редко превышает 0,5 мм и в большинстве случаев составляет 0,15—0,05 мм.

При объемной концентрации утяжелителя, превышающей 35—40 %, вязкость суспензии резко возрастает, она теряет свойства текучести и становится непригодной для использования при обогащении. Поэтому на практике объемное содержание утяжелителя не должно превышать 30 %.

Обогащение в тяжелых суспензиях применяется обычно для удаления пустой породы перед тонким измельчением руд, удаления пустой породы из энергетических углей, обогащения труднообогащаемых углей для целей коксования.

Обогащение полезных ископаемых в тяжелых суспензиях характеризуется высокой эффективностью процесса (практические показатели обогащения очень близки к теоретическим), простотой конструкции сепараторов и высокой их производительностью, нечувствительностью процесса к изменениям производительности и качеству исходного материала.

Однако процесс обогащения в тяжелых суспензиях дороже отсадки (приблизительно в два раза). Это объясняется усложне-

нием схем в связи с необходимостью введения утяжелителя и его регенерации, тщательной классификацией и обесшламливанием исходного сырья, необходимостью установки в ряде случаев износостойкого оборудования (насосов, трубопроводов и др.)

Обогащение в тяжелых суспензиях средне- и крупнокускового материала производят в сепараторах, принцип работы которых основан на использовании гравитационных сил. Наиболее распространены сепараторы: конусные, барабанные и колесные. Обогащение мелкозернистого материала осуществляют в центробежных сепараторах (гидроциклонах).

**Колесный сепаратор** с вертикальным элеваторным колесом СКВ (рис. 7.7) состоит из ванны и устройств для разгрузки продуктов. Ванна сепаратора заполняется магнетитовой суспензией. Исходный материал по загрузочному желобу 1 поступает в ванну сепаратора. Разгрузка всплывшего (легкого) продукта в желоб 4 осуществляется гребковым устройством 3, а потонувший (тяжелый) продукт оседает в ковшах с перфорированным дном 12 элеваторного колеса 6 и при вращении последнего поднимается вверх и разгружается в специальный желоб.

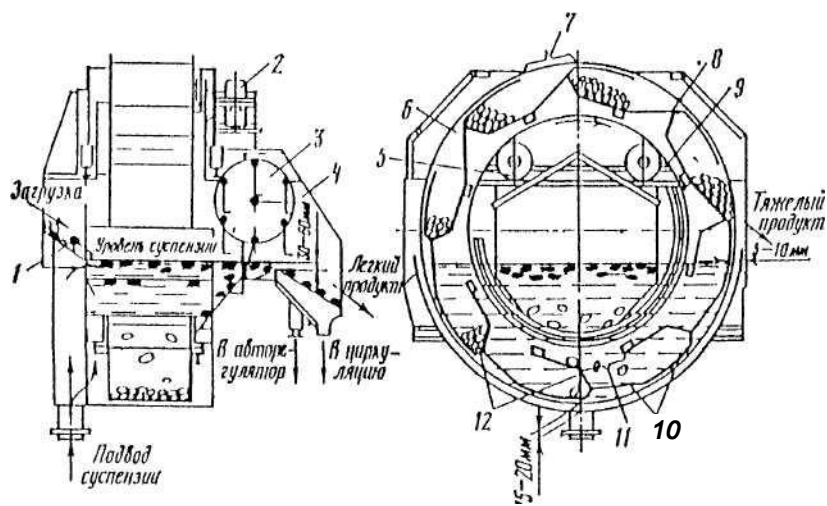


Рис. 7.7. Колесный сепаратор с вертикальным элеваторным колесом

Для регулирования положения колеса относительно корпуса элеватора имеются винты 9. Решетка 10 под действием силы тяжести поворачивается на шарнирах 8, открывая и закрывая разгрузочно-загрузочные окна 7 и 11. Через нижний патрубок в ванну сепаратора подается магнетитовая суспензия, образуя транспортный и слабовосходящий потоки, препятствующие ее расслоению.

Двухпродуктовые сепараторы СКВ применяют для обогащения угля крупностью от 300 до 13 (6) мм. Производительность их по исходному углю составляет 95—120 т/ч на 1 м ширины ванны сепаратора.

## **7.5 ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ**

### **7.5.1 ОБЩИЕ ПРЕДСТАВЛЕНИЯ О ФЛОТАЦИОННОМ РАЗДЕЛЕНИИ МИНЕРАЛОВ**

*Флотацией* называется процесс разделения тонкоизмельченных полезных ископаемых, осуществляемый в водной среде и основанный на различии их способности, естественной или искусственно создаваемой, смачиваться водой, что определяет избирательное прилипание частиц минералов к поверхности раздела двух фаз.

Флотационный процесс осуществляется чаще всего в трехфазной системе, включающей твердую (Т), жидкую (Ж) и газообразную (Г) фазы. Из всех разновидностей флотационного метода обогащения наиболее широкое распространение получила пенная флотация. Она основана на способности несмачиваемых (гидрофобных) минералов прилипать к пузырькам воздуха, образующимся в результате аэрации пульпы, и всплывать вместе с ними на поверхность пульпы, образуя пенный продукт. Смачиваемые (гидрофильные) минералы остаются взвешенными в пульпе, образуя камерный продукт. Минеральные частицы, за-

крепившиеся на поверхности воздушных пузырьков, называются флотирующимися, не закрепившиеся — не флотирующимися. Крупность флотируемых частиц в процессе пенной флотации обычно не превышает 0,15 мм для руд, содержащих тяжелые минералы, и 0,5 мм — для углей.

Для увеличения естественного различия в смачиваемости поверхности минералов или для искусственного создания такого различия минеральную поверхность обрабатывают особыми веществами, называемыми *флотационными реагентами*. С помощью подбора флотационных реагентов можно достигнуть условий, при которых одни минералы будут флотироваться, а другие нет, т.е. создать условия для их селективного разделения.

В настоящее время флотация широко применяется для обогащения большинства руд цветных и редких металлов, апатитовых, фосфоритовых, баритовых, графитовых, флюоритовых и других руд, полевошпатowego сырья и угольных шламов. Метод флотационного обогащения находит применение при обогащении железных и марганцевых руд. Широкая распространенность флотации объясняется универсальностью процесса, связанной с возможностью разделения практически любых минералов и возможностью обогащения бедных руд.

Сущность процесса пенной флотации сводится к следующему. Исходная пульпа после обработки ее флотореагентами поступает во флотационную машину, где насыщается воздухом в виде мелких воздушных пузырьков. Несмачиваемые (гидрофобные) частицы при столкновении с пузырьками прилипают к последним, создавая агрегаты, состоящие из воздушных пузырьков с закрепившимися на них твердыми частицами. Агрегаты, имеющие плотность меньшую, чем плотность пульпы, всплывают на ее поверхности, образуя слой минерализованной пены, удаляемой с поверхности. Смачиваемые (гидрофильные) частицы к воздушным пузырькам не прилипают, остаются в объеме пульпы и образуют камерный продукт.

Обычно в пенный продукт флотации извлекают полезный минерал, а в камерный — минерал пустой породы. Такой процесс носит название *прямой флотации*. В отдельных случаях целесообразнее бывает извлекать в пенный продукт минералы пу-



стой породы, а полезные минералы концентрировать в камерном продукте. Такой процесс называется *обратной флотацией*.

Если в процессе флотации получают концентрат, содержащий два или более ценных компонента, такую флотацию называют *коллективной*. Если в процессе флотации последовательно получают несколько концентратов при содержании в каждом отдельном концентрате только одного ценного компонента (например, меди, цинка, свинца и других), такую флотацию называют *селективной*. Если в процессе флотации в начале получают коллективный концентрат, а затем из него выделяют последовательно ценные компоненты в самостоятельные концентраты, такую флотацию называют *коллективно-селективной*.

### **7.5.2**

#### **ФЛОТАЦИОННЫЕ РЕАГЕНТЫ**

Химические вещества, вводимые во флотационную пульпу для управления флотационным процессом, обеспечения высокой избирательности флотации различных минералов (то есть эффективности отделения полезных минералов от пустой породы или их отделения друг от друга), повышения прочности воздушных пузырьков и стабилизации процесса флотации, называются *флотационными реагентами*. Без применения флотационных реагентов флотация в промышленных условиях практически не производится.

В зависимости от назначения флотационные реагенты делятся на следующие группы: *собиратели* (или коллекторы), *пенообразователи*, *активаторы*, *депрессоры* (подавители) и *регуляторы* среды. Эта классификация реагентов в какой-то мере условна, так как некоторые реагенты-собиратели обладают пенообразующими свойствами (и наоборот); реагенты, в одних условиях являющиеся подавителями, в других могут обладать активирующими свойствами.

*Реагенты-собиратели* — органические вещества, избирательно концентрирующиеся на поверхности извлекаемых минеральных частиц, гидрофобизирующие их поверхность и способствующие прилипанию их к воздушным пузырькам. Боль-

большинство реагентов-собирателей — это гетерополярные и полярные вещества. Молекулы гетерополярных собирателей имеют сложную асимметричную структуру, состоящую из двух частей: полярной и аполярной. Действие гетерополярных реагентов-собирателей сводится к тому, что их молекулы своей полярной частью закрепляются на поверхности минерала, а их аполярная (гидрофобная) часть обращена в водную фазу. Такая структура слоя реагента-собирателя обуславливает несмачиваемость (гидрофобность) поверхности минерала. Большинство гетерополярных реагентов растворимы в воде. Аполярные собиратели плохо растворимы в воде.

По способности диссоциироваться в воде реагенты-собиратели делятся на две большие группы: *ионогенные* (диссоциирующие на ионы) и *неионогенные* (не диссоциирующие на ионы). Первые взаимодействуют с минералами преимущественно на основе хемосорбции, вторые — на основе физической адсорбции и адгезии. В свою очередь, ионогенные собиратели делятся на анионные, при диссоциации которых гидрофобизирующий углеводородный радикал входит в состав аниона, и катионные, у которых углеводородный радикал входит в состав катиона.

**Реагенты-пенообразователи** — поверхностно-активные вещества, самопроизвольно концентрирующиеся на поверхности раздела вода—воздух и понижающие на этой границе поверхностное натяжение.

Строение молекул пенообразователей аналогично строению молекул собирателей, то есть они состоят из аполярной и полярной частей. Молекулы пенообразователя адсорбируются на границе раздела вода—воздух таким образом, что полярная часть молекул пенообразователя, вступая во взаимодействие с диполями воды, обращена в водную фазу, а аполярная — в воздушную. Они увеличивают дисперсность и стабильность воздушных пузырьков, повышают устойчивость минерализованной пены. Пенообразующим действием обладают органические вещества и неорганические электролиты. При флотации применяют в основном органические соединения, как наиболее эффективные.

**Реагенты-регуляторы.** Первой стадией флотационного процесса является подготовка поверхности минеральных частиц к избирательному взаимодействию с реагентами-собирателями. Большая роль в этом принадлежит флотационным реагентам-регуляторам, значение которых в практике флотации исключительно велико и многообразно. Без их применения невозможно было бы осуществлять селективную флотацию полиметаллических руд, обеспечить получение из них кондиционных концентратов.

Регуляторы делят на активаторы, подавители (депрессоры) и регуляторы концентрации водородных ионов в пульпе (рН среды). В качестве реагентов-регуляторов используют органические и неорганические соединения.

**Реагенты-активаторы.** Основное их назначение — улучшение закрепления реагентов-собирателей на поверхности извлекаемого минерала с целью интенсификации его флотации. Активаторы или образуют на минеральной поверхности пленки, на которых активно закрепляется собиратель, или удаляют (чаще всего путем растворения) с минеральной поверхности гидрофильной пленки, благодаря чему очищенная поверхность становится способной к взаимодействию с собирателем.

В качестве реагентов-активаторов применяют в основном неорганические соединения: кислоты, щелочи, соли щелочноземельных и тяжелых металлов и так далее.

**Реагенты-подавители (депрессоры).** К ним относятся реагенты, понижающие флотируемость тех минералов, извлечение которых в пенный продукт в данный момент нежелательно. Большинство реагентов-подавителей являются неорганическими соединениями — электролитами и применяются для повышения селективности флотации при разделении минералов, близких по своим флотационным свойствам.

**Реагенты — регуляторы среды.** Эти реагенты, изменяющие концентрацию гидроксильных и водородных ионов (рН среды) флотационной пульпы (регулирующие ее кислотность и щелочность), применяют для создания оптимальных условий действия других реагентов при флотации. При этом регулируется значение окислительно-восстановительного потенциала пульпы

и процессов диспергации и коагуляции шламов, удаление из пульпы так называемых «нежелательных» ионов, уменьшающих концентрацию собирателя в жидкой фазе. Для каждого минерала существует свое оптимальное значение рН среды.

**Расход реагентов.** При флотации полиметаллических и других руд сложного строения обычно применяют все группы реагентов (собиратели, пенообразователи, активаторы, депрессоры, регуляторы среды), общее число которых может достигать 8—10.

При флотации руд более простого строения общее число используемых реагентов значительно меньше. При флотации углей реагенты — активаторы, депрессоры, регуляторы среды — практически не применяют.

### 7.5.3 ФЛОТАЦИОННЫЕ МАШИНЫ

**Флотационные машины** — аппараты для флотационного обогащения полезных ископаемых, в камерах которых исходный материал разделяется в азрированной пульпе на пенный и камерный продукты. Эти машины должны обеспечивать:

- непрерывную равномерную подачу исходной пульпы и разгрузку пенного и камерного продуктов;
- достаточно интенсивное перемешивание пульпы для поддержания минеральных частиц во взвешенном состоянии и их контактирования с воздушными пузырьками;
- оптимальную азрированность пульпы и диспергирование воздуха на мелкие пузырьки с равномерным их распределением по всему объему камеры;
- создание спокойной зоны пенообразования на поверхности пульпы.

Классификацию флотационных машин чаще всего производят в зависимости от способа азрации пульпы. По этому признаку машины разделяются на **механические**, в которых перемешивание пульпы, засасывание и диспергирование воздуха осуществляются импеллером (мешалкой) различной конструкции;

*пневматические*, в которых перемешивание и аэрация пульпы осуществляются подачей сжатого воздуха через патрубки или пористые перегородки; *пневмомеханические*, в которых воздух подается от воздуходувки, а перемешивание пульпы и диспергирование воздуха осуществляются импеллером; *пневмогидравлические с самоаэрацией* или использованием для диспергирования принудительно подаваемого воздуха различных гидравлических устройств; *электрофлотационные*, в которых аэрация пульпы производится пузырьками, выделяющимися при электролизе; машины с *изменяемым давлением*, аэрация в которых обеспечивается выделением растворенных газов из пульпы; *комбинированные*, в которых пульпа аэрируется несколькими способами. Наибольшее распространение получили механические, пневмомеханические и пневматические флотационные машины.

*Флотационная механическая машина* ФМ (рис. 7.8, а) состоит из ряда двояных камер квадратного сечения, первая из которых всасывающая, а вторая — прямоточная. В каждой камере 1 установлен блок аэратора, состоящий из вертикального вала 2, на котором жестко закреплен импеллер, представляющий собой вогнутый диск 3 с шестью радиальными лопатками. Вал вращается внутри вертикальной трубы 4, верхний конец которой герметически соединяется с корпусом подшипника, а нижняя часть расширяется в виде надымпеллерного стакана, к которому крепится надымпеллерный диск с направляющими пластинами (лопатками), расположенными под углом  $60^\circ$  к радиусу. При вращении импеллера пульпа лопатками отбрасывается от центра к периферии, в результате чего в центральной зоне импеллера создается небольшое разрежение. За счет создаваемого разрежения воздух из атмосферы по трубе 4 засасывается в машину, диспергируется импеллером и смешивается с пульпой. Объем засасываемого воздуха можно регулировать. Всплывший пенный продукт из машины удаляется в желоб гребками 5 через продольный борт машины. Спокойная зона в верхней части пульпы достигается установкой успокоителя, состоящего из радиальных Г-образных пластин, расположенных вокруг статора и крепящихся ко дну камеры. Надымпеллерный диск и импеллер гуммируются износостойкой резиной.

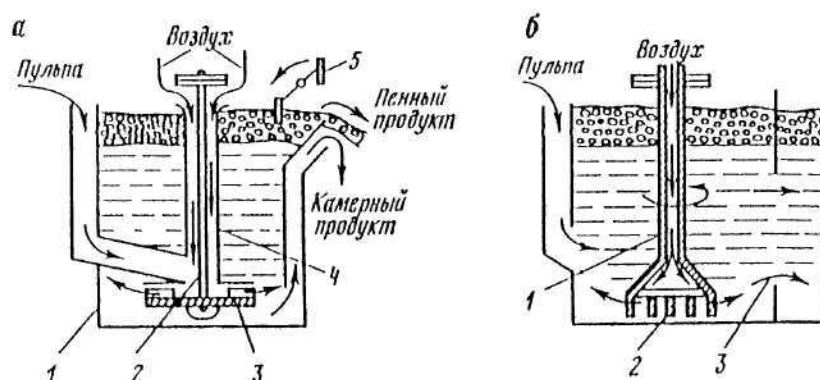


Рис. 7.8. Схемы механической (а) и пневмомеханической (б) флотационных машин

Флотационная машина ФМ монтируется из двухкамерных секций. Общее число камер во флотационной машине обычно не превышает 20.

Флотационные машины механического типа нашли широкое применение при обогащении большинства полезных ископаемых (руд цветных и редких металлов, неметаллических полезных ископаемых, углей и других).

*В пневмомеханической машине* (рис. 7.8, б) аэрирование пульпы осуществляется подачей сжатого воздуха во вращающийся на валу 1 импеллер 2, которым перемешивают пульпу и воздух. Камерный продукт удаляется через окно 3 в боковой стенке камеры.

## 7.6

### МАГНИТНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Магнитные методы нашли широкое применение для обогащения руд цветных металлов, при доводке концентратов редких и цветных металлов, для регенерации сильномагнитных утяжелителей при тяжелосреднем обогащении, для удаления желез-

ных примесей из фосфоритовых руд, кварцевых песков и других материалов.

Промышленностью выпускаются сепараторы со слабым и сильным магнитными полями для сухого и мокрого обогащения. Сухая магнитная сепарация обычно применяется для материала крупностью более 6 (3) мм, мокрая — для материала менее 6 (3) мм.

При магнитном обогащении используются только неоднородные магнитные поля. Такие поля создаются соответствующей формой и расположением полюсов магнитной системы сепаратора. Магнитные системы разделяются на открытые и замкнутые.

В сепараторах с сильным магнитным полем, применяемых для обогащения слабомагнитных руд, обычно используют замкнутые магнитные системы, а в сепараторах со слабым магнитным полем, применяемых для обогащения сильномагнитных руд, — открытые многополюсные магнитные системы. Системы могут состоять или из электромагнитов и тогда сепараторы называются электромагнитными (рис. 7.9) или из постоянных магнитов — сепараторы называются магнитными.

**В замкнутых магнитных системах** магнитное поле создается в зоне между двумя расположенными друг против друга разноименными полюсами. Форма полюсов может быть плоской, округлой (вогнутой или выпуклой), зубчатой и так далее.

Процесс магнитной сепарации тонкоизмельченных сильномагнитных минералов сопровождается образованием флокул (агрегатов), состоящих из магнитных и механически захваченных немагнитных частиц и сростков. Явление магнитной флокуляции влияет на эффективность обогащения,

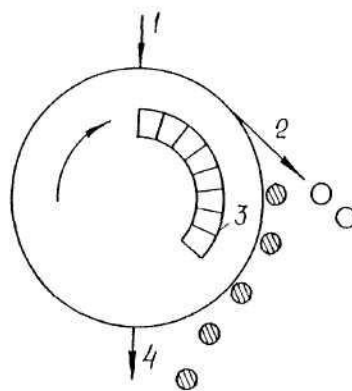


Рис. 7.9. Принцип разделения в магнитном поле  
1 — исходный; 2 — немагнитная фракция, 3 — электромагнит, 4 — магнитная фракция

снижая качество магнитного концентрата. Для получения более чистого магнитного продукта при вращении барабана вокруг магнитной системы с чередующейся полярностью зерна магнитного материала переориентируются при переходе от одного полюса к другому, в результате чего происходит перемешивание магнитных частиц с разрушением флокул и выпадением из них немагнитных частиц. Но частота смены полярности бегущего поля зависит от скорости вращения барабана и не всегда бывает достаточной для эффективного разрыва флокул. Поэтому для создания бегущего поля большой частоты используют электромагнитные системы трехфазного тока, качающиеся системы и другие. У сепараторов с такими системами более высокая удельная производительность и эффективность обогащения.

Аппараты, в которых производится магнитное обогащение полезных ископаемых, называются *магнитными сепараторами*.

В зависимости от магнитных систем различают сепараторы *электромагнитные* и с *постоянными магнитами*. Обозначают эти сепараторы соответственно буквами Э или П. Сепараторы для сухого и мокрого обогащения обозначают соответственно буквами С или М.

По конструкции рабочего органа сепараторы подразделяют на барабанные (Б), валковые (В), дисковые (Д), роликовые (Р) и другие. В зависимости от направления движения исходного питания и рабочего органа сепаратора различают прямоточные, направление движения материала в которых совпадает с направлением движения рабочего органа; противоточные (П) — направление движения их противоположно; полупротивоточные (ПП) — направление движения комбинированное. Маркировка магнитных сепараторов производится из рассмотренных обозначений, в которые еще включают цифры, стоящие перед буквами. Они обозначают число барабанов, валков или дисков. Цифры, стоящие после букв, обозначают диаметр и длину рабочего органа сепаратора.

*Сепараторы для мокрого обогащения сильномагнитных руд.* В настоящее время преимущественное распространение получили *барабанные сепараторы* со слабым магнитным полем с нижним



питанием и с *прямоточной, противоточной и полупротивоточной* ваннами.

Прямоточные сепараторы применяют для обогащения сильномагнитных руд крупностью менее 3 (6) мм, противоточные — для руд крупностью менее 0,2 мм. Для обогащения тонкоизмельченных магнетитовых руд наиболее широко применяют сепараторы типа ПМБ (с постоянными магнитами), для регенерации сильномагнитных тяжелосуспензионных утяжелителей — ЭБМ (с электромагнитами).

*Сепараторы для обогащения слабомагнитных руд.* Для обогащения слабомагнитных руд применяют электромагнитные валковые, роликовые и дисковые сепараторы с большой напряженностью магнитного поля. Валковые и роликовые сепараторы применяют как для сухого, так и для мокрого обогащения, дисковые — только для сухого.

*Высокоградиентные (полиградиентные) электромагнитные сепараторы* применяют для обогащения тонкоизмельченных слабомагнитных руд. Тонкоизмельченные частицы, по сравнению с более крупными, обладают худшими магнитными свойствами, а сила сопротивления среды для них возрастает. Поэтому для эффективного разделения таких частиц необходимо повысить магнитную силу в рабочем пространстве сепаратора с одновременным уменьшением относительной скорости движения извлекаемых частиц. Все это учтено в высокоградиентных сепараторах, которые бывают роторными, валковыми и барабанными.

## **7.7**

### **ОКУСКОВАНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Получаемые в результате обогащения полезных ископаемых мелкие и тонкие концентраты (и другие продукты обогащения) часто бывают непригодными из-за своей крупности для дальнейшей переработки или прямого использования. В ряде случаев это относится к мелким и тонким фракциям, получаемым в процессе добычи полезных ископаемых. Поэтому для

возможности дальнейшей переработки или повышения эффективности использования применяются операции окускования.

Окускованию подвергаются торф, бурые угли, мелкие классы каменных углей и антрацитов, полукоксовая и коксовая мелочь. Окускованное топливо по сравнению с обычным обладает более высокими теплотехническими показателями, большей устойчивостью при хранении и транспортировании.

В металлургии применяют три способа окускования: агломерацию для мелких руд и концентратов крупностью менее 8(6) мм; окомкование для тонкоизмельченных руд и концентратов крупностью 80—90 % содержания класса  $-0,06$  мм и брикетирование для мелких и тонких руд и концентратов.

При окусковании торфа и углей применяется брикетирование, при окусковании фосфоритовых удобрений — окомкование.

### 7.7.1

#### **АГЛОМЕРАЦИЯ И ОКОВКОВАНИЕ**

Агломерация является термохимическим способом обработки мелких руд и концентратов с целью их окускования, получаемого за счет спекания.

Технология производства агломерата включает следующие основные операции: подготовку смеси (шихты) к агломерации; процесс агломерации; обработку спекшегося продукта с целью получения агломерата требуемой крупности. Подготовка шихты заключается в доведении до необходимой крупности (когда это требуется) компонентов, входящих в состав агломерационной шихты, смешивании их требуемой пропорции.

Крупность входящих в состав агломерационной шихты компонентов не должна превышать, мм: окисленных железных руд — 8; магнетитовых руд — 6; возврата — 6; флюсов — 3 и топлива — 3.

Агломерация для тонких материалов не применяется, так как в этом случае спекание происходит медленно и агломерат получается пониженного качества. Агломерационная шихта при производстве нефлюсованных агломератов должна состоять из рудной части, представленной обычно концентратом или

мелкой рудой (или смесью концентрата и руды), топлива (мелкий кокс, антрацит, каменный уголь), возврата (мелкого агломерата, остающегося от предыдущего спекания) и возможных различных добавок: колосниковой пыли, конверторных шлаков (при выплавке железа), пиритных огарков (при сернокислотном производстве), красных шламов (глиноземное производство) и др. При получении мартеновского агломерата в шихту добавляют железную или чугунную стружку и окалину. При получении офлюсованных агломератов добавляют флосы (известняк, доломит). Смешивание шихты происходит в специальных смесителях.

Процесс агломерации производится в агломерационных машинах, состоящих из последовательного ряда спекательных тележек (паллет), вытянутых в длину. Тележки имеют невысокие борта, колосниковое дно и шарнирно соединены между собой, представляя вытянутую поверхность. За счет приводного барабана осуществляется медленное движение тележек от места загрузки шихты до выгрузки агломерата. Загрузка агломерационной шихты на спекательные тележки производится специальным устройством — укладчиком, обеспечивающим постоянство высоты (около 250—300 мм) слоя материала. Часто перед загрузкой шихты в агломерационную машину на колосниковую решетку спекательных тележек предварительно укладывается постель (слой мелкого агломерата массой 20—30 кг на 1 м<sup>2</sup>), которая предохраняет колосники от перегрева и исключает приплавление кусков агломерата к колосникам, обеспечивая свободный его сход с машины.

Зажигание верхнего слоя шихты производится в зажигательном горне (или горелке), установленном сразу за укладчиком шихты. Продукты горения от сжигания в горне газообразного или жидкого топлива просачиваются через слой шихты и воспламеняют твердое топливо. Шихта разогревается до 1150—1350 °С (в зависимости от температуры плавления шихты). Для поддержания процесса горения топлива через слой шихты просачивается воздух. Просос воздуха происходит за счет создания эксгаустером (вентилятором) вакуума в подколосниковом пространстве агломерационной машины.

Процесс протекает таким образом, что в каждый момент горение происходит только в небольшом (не более 40 мм) по толщине слое шихты, так как более глубокие слои не могут гореть из-за низкой для воспламенения температуры и недостаточного содержания кислорода в просасываемом газе. Выше этого слоя находится готовый спек. По мере перемещения материала вдоль машины горящий слой шихты продвигается все ниже и ниже и при достижении постели (или колосников) процесс спекания заканчивается. По времени процесс агломерации длится 10—15 мин и подразделяется на три периода: начальный, когда формируются отдельные зоны агломерируемого слоя; основной, когда газодинамический и тепловой режимы стабилизировались, и заключительный, когда происходит «выклинивание» отдельных зон.

**Окомкование** — процесс окускования тонкоизмельченных (85—95 % класса  $-0,06$  мм) влажных материалов (главным образом железных концентратов) за счет их способности образовывать при перекачивании агрегаты округлой формы — окатыши. Полученные в процессе окатывания сырые окатыши подвергаются упрочению обжиговым или безобжиговым методами. Упроченные окатыши однородны по химическому составу и крупности, обладают хорошей восстановимостью и прочностью. В тех случаях, когда в шихту вводятся флюсы (известняк, доломит, известь), получают офлюсованные окатыши, без флюсов — неофлюсованные.

Технология получения обожженных окатышей включает следующие основные процессы: подготовку шихты для окомкования; процесс получения сырых окатышей (окомкование) и их обжиг.

Подготовка руды для окомкования заключается в усреднении сырья, измельчении добавок до требуемой крупности (при неблагоприятной крупности исходного сырья производится его доизмельчение), дозировании компонентов шихты и смешивании сырья в шнековых, роторных и барабанных смесителях. При этом необходимо выдерживать оптимальную влажность шихты, составляющую для гематитовых и магнетитовых концентратов 8—10 %, бурых железняков 20—25 %, пиритных огар-

ков 15—20 %. В шихту добавляют упрочняющие добавки, из которых наиболее распространенным является бентонит (особый тип глины), содержание которого составляет 0,4—1 % от шихты.

Окомкование производится во вращающихся барабанных и тарельчатых (чашечных) окомкователях.

### **7.7.2 БРИКЕТИРОВАНИЕ**

*Брикетиrowание* — процесс окускования мелкозернистых материалов за счет прессования под давлением с целью получения из них брикетов — кусков геометрически правильной формы и одинаковых размеров.

В зависимости от свойств исходного материала брикетиrowание может осуществляться с добавкой связующих веществ при давлении менее 80 МПа и без связующих веществ при повышенном давлении (свыше 80 МПа).

Брикетиrowание производится в брикетных прессах низкого (вальцовые, столовые) и высокого (штемпельные, кольцевые) давления.

*Бурые угли* (молодые) в естественном виде непрочны, при хранении рассыпаются, их сжигание в топках с колосниковыми решетками из-за большого провала через колосники неэффективно. Такие угли подвергаются брикетиrowанию без связующих веществ, так как они имеют значительное (до 20 %) содержание битумов, которые (по одной из гипотез) при брикетиrowании склеивают угольное вещество брикета.

Технология брикетиrowания заключается в следующем: бурые угли дробят в зубчатых, валковых и молотковых дробилках до крупности –6 +0 мм, сушат в барабанных трубчатых, паровых, тарельчатых или других сушилках (от влажности 50—60 % в исходном угле до 18—20 % в высушенном), охлаждают и брикетируют в штемпельных или кольцевых прессах высокого давления. После охлаждения брикеты используют в качестве топлива или для полукоксования.

*Каменные угли и антрациты* характеризуются более плотной по сравнению с бурыми углями структурой, меньшей пластичностью и более низким содержанием битумов (менее 3 %). Поэтому мелочь каменных углей и антрацитов брикетировается с добавлением связующих веществ, в качестве которых наибольшее применение получили нефтяные битумы, а иногда используется каменноугольный пек.

Технология брикетирования каменных углей и антрацитов сводится к следующему: исходный уголь (крупностью не более 6—10 мм) подсушивается, смешивается со связующим веществом в паровом смесителе и после охлаждения направляется на прессование в вальцовых прессах при давлении 15—25 МПа. Каменноугольные и антрацитовые брикеты охлаждаются в охладителях с сетчатым дном. Мелочь и бой брикетов проваливаются в отверстия сетки и возвращаются в процесс брикетирования. Готовые брикеты отправляют на склад или отгружают потребителю.

## **7.8 ОПРОБОВАНИЕ И КОНТРОЛЬ КАЧЕСТВА УГЛЯ**

На углеобогатительных фабриках для стабилизации процесса обогащения осуществляют технологический контроль. Контролируют качество рядовых углей, поступающих на обогащение, продуктов обогащения, а также оборотной воды и промышленных стоков, сбрасываемых за пределы фабрики. Контроль качества проводят в основном путем опробования, включающего операции по отбору проб и подготовке их к анализу.

*Пробой* называют порцию материала, отобранную из общей массы и обладающую с допустимой погрешностью свойствами опробуемого материала. При отборе проб пользуются выборочным методом, т.е. отбирают пробу отдельными порциями, равномерно распределенными по всему объему контролируемого материала. Представительность пробы, т.е. соответствие ее качественных показателей свойствам контролируемого

материала, зависит от двух ее основных параметров — массы и количества отдельных порций, а также от техники отбора. Массу порции устанавливают из расчета обеспечения достаточной вероятности попадания в пробу любого по крупности и качеству куска опробуемого материала в соответствии с формулой

$$q \geq k d_{\max},$$

где  $q$  — минимальная масса пробы, кг;  $k$  — коэффициент пропорциональности ( $k = 0,05$ );  $d_{\max}$  — размер максимальных кусков опробуемого материала, мм.

Количество отбираемых в пробу порций  $n$ , зависящее в основном от неоднородности материала, определяют по формуле

$$n = t^2 S^2 / \Delta^2,$$

где  $t$  — коэффициент надежности, характеризующий вероятность, с которой погрешность пробы не превышает заданное предельное значение  $\pm\Delta$  по тому или иному показателю качества;  $S$  — среднее квадратическое отклонение качественного показателя.

В практике обогащения углей коэффициент  $t$  обычно принимают равным двум, что соответствует вероятности 0,95.

Пробы различают по назначению и времени отбора. По назначению пробы бывают:

- **минералогические**, предназначенные для проведения микроскопического исследования состава продуктов (размер и форма минеральных включений, особенности взаимоотношения минералов);
- **химические**, предназначенные для определения состава продуктов (содержание ценных компонентов, вредных и полезных примесей);
- **технологические**, отбираемые на месторождении с целью исследования сырья на обогатимость, т.е. выбора и обоснования рациональной технологической схемы обогащения полезного ископаемого и количественных показателей обогащения; масса технологической пробы зависит от состава сырья, характера проводимых исследований и составляет от десятков килограммов до тысяч тонн.

Кроме того, в отдельных точках технологической схемы отбирают ряд других проб специального назначения: для проведения ситового и фракционного анализов, для определения влажности материала, запыленности воздуха, состава воды и др.

По времени отбора различают следующие виды проб:

- разовые, отбираемые от исходного угля и продуктов обогащения только один раз;
- часовые, отбираемые в течение 1 ч;
- сменные, составляемые из часовых проб;
- суточные, составляемые из сменных проб.

Подготовка отобранной пробы к анализу заключается в доведении ее до крупности, необходимой для проведения анализа и сокращения до требуемой массы.

С тем чтобы не измельчать всю отобранную массу материала, схема подготовки пробы включает операции ее перемешивания, дробления (измельчения) и сокращения после каждой операции дробления до минимально возможной массы.

В результате при опробовании углей получают лабораторную пробу с крупностью материала 0—3 мм, в которой определяют содержание влаги, и аналитическую пробу крупностью материала 0—0,2 мм для определения зольности, содержания серы, теплоты сгорания и др.

По результатам опробования на обогатительных фабриках составляют технологический баланс, который отражает текущий ход процесса обогащения на каждую рабочую смену.

Баланс, составленный по данным опробования всего фактически переработанного материала и выданного товарного концентрата с учетом механических потерь и остатков незавершенного производства, называют товарным балансом.



## **ГЛАВА 8**

# **ОСНОВЫ ДОБЫЧИ ЖИДКИХ И ГАЗООБРАЗНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**



## 8.1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Наиболее распространенными жидкими и газообразными полезными ископаемыми являются нефть и природный газ. Месторождения нефти сосредоточены в осадочной оболочке земли. Это важнейшее полезное ископаемое залегает на большой глубине. Оно выявлено на всех континентах (кроме Антарктиды) и на значительной площади прилегающих акваторий.

**Нефтяное месторождение** — это совокупность залежей нефти, приуроченных к одной или нескольким ловушкам, контролируемым единым структурным элементом и расположенным на одной локальной площади. По числу залежей нефтяные месторождения могут быть однозалежными и многозалежными, по фазовому содержанию углеводородов — *нефтяные, газонефтяные, газоконденсатно-нефтяные*. По запасам выделяют супергигантские (более 500 млн. т извлекаемой нефти), гигантские (от 100 до 500 млн. т), крупные (от 30 до 100 млн. т), средние (от 10 до 30 млн. т), мелкие (меньше 10 млн. т) и непромышленные нефтяные месторождения.

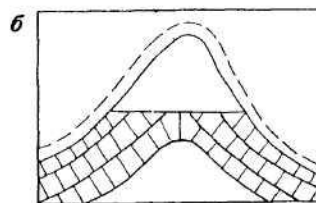
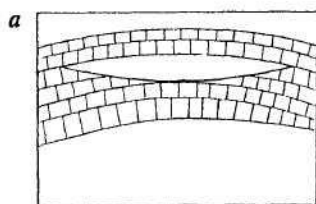
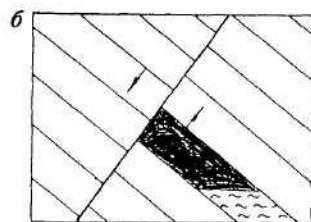
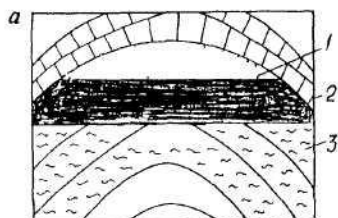
Практический интерес имеют залежи нефти, представляющие ее скопление с массой от нескольких тысяч тонн и больше, находящиеся в пористых и проницаемых породах — *коллекторах*. Различают три основных вида коллекторов: межгранулярные (песчаные и алевролитовые); кавернозные (карстово-кавернозные, рифогенные и другие известняки); трещинные (карбонатные, кремнистые и другие трещиноватые породы).

Залежь обычно располагается под слабопроницаемыми породами, слагающими *покрышку*. Каждая залежь нефти находится в ловушке. Различают три типа ловушек — замкнутые, полужамкнутые и незамкнутые. Ловушка нефти — это часть коллектора, условия залегания которого и взаимоотношения с экраннующими породами обеспечивают возможность накопления и длительного сохранения нефти и газа. Элементами ловушки являются коллектор нефти и газа, покрышка, экран. Выделяют

ловушки сводовые, тупиковые или экранированные и линзообразные (рис. 8.1).

**Сводовые ловушки** образуются в сводовых частях антиклиналей, над соляными куполами, интрузивными массивами и т.д.

**Ловушки экранированного типа** в зависимости от происхождения экрана бывают:



тектонически экранированные, возникающие в результате сброса, взброса, надвига или внедрения массива каменной соли, глиняного диапира, интрузивного тела; стратиграфически экранированные — при несогласном перекрытии коллектора герметичным экраном; литологически экранированные — при выклинивании, уплотнении коллектора или запечатывании коллектора асфальтом; гидродинамически экранированные — возникающие на моноклиналях, в зонах угловых несогласий и разрывных нарушениях при нисходящем движении воды и встречном всплывании нефти.

**Линзообразные ловушки** образуются в коллекторах линзообразного строения (погребенных песчаных барах, русловых и дельтовых песчанниках).

**Рис. 8.1.** Типы ловушек (залежей) нефти  
*а* — массивная сводовая газонефтяная залежь (незамкнутая), *б* — тектонически экранированная залежь нефти, 1 — газ, 2 — нефть, 3 — вода

**Рис. 8.2.** Типы газовых залежей  
*а* — сводовые ненарушенные пластовые, *б* — сводовые массивные

Свыше 70 % запасов нефти и газа находятся в ловушках сводового типа, заключенных в антиклиналях.

**Природные горючие газы** — это газообразные углеводороды, образующиеся в земной коре. Они состоят из метана, этана, пропана и бутана. В них также содержатся углекислый газ, азот, сероводород и инертные газы.

Промышленные месторождения природных газов встречаются в виде обособленных скоплений, не связанных с какими-либо другими полезными ископаемыми, в виде газонефтяных месторождений, в которых газообразные углеводороды полностью или частично растворены в нефти или находятся в свободном состоянии, в виде газоконденсатных месторождений, в которых газ обогащен жидкими, преимущественно низкокипящими углеводородами.

Залежи природных газов формируются, как и нефть, в природных ловушках на путях миграции газа. Газовые залежи по особенностям их строения разделяются на пластовые и массивные (рис. 8.2).

В пластовых залежах скопления газа приурочены к определенным пластам — коллекторам. Массивные залежи не подчиняются в своей локализации определенным пластам. Подземными природными резервуарами для большинства залежей служат песчаные, песчано-алевролитовые и алевролитовые породы, нередко переслоенные глинами.

## **8.2 ПРОИСХОЖДЕНИЕ И УСЛОВИЯ ЗАЛЕГАНИЯ НЕФТИ**

Происхождение нефти издавна привлекало внимание естествоиспытателей. В 1546 г. Агрикола писал, что нефть и каменные угли имеют неорганическое происхождение. М.В. Ломоносов высказал идею о дистилляционном происхождении нефти под действием глубинного тепла из органического вещества. Со второй половины XIX века усиливается интерес к нефти в связи с развитием нефтяной промышленности. В 1886 г. химик М. Бергто предположил, что нефть образуется в недрах земли при

воздействию углекислоты на щелочные металлы. В 1871 г. химик Г. Биссон высказал идею о происхождении нефти путем взаимодействия воды, диоксида углерода, сероводорода с раскаленным железом. В 1877 г. Д.И. Менделеев предложил минеральную гипотезу, согласно которой возникновение нефти связано с проникновением воды в глубь земли по разломам, где под действием ее на углеродистые металлы — карбиды — образуются углеводороды и оксид железа. В 50—60 гг. XX века были также выдвинуты различные гипотезы неорганического происхождения нефти, однако в 1963—1983 гг. на международных конгрессах эти гипотезы не получили поддержки. Большинство геологов-нефтяников в России и за рубежом — сторонники концепции органического происхождения нефти.

**Нефть** — горючая маслянистая жидкость со специфическим запахом, распространенная в осадочной оболочке земли, являющаяся важнейшим полезным ископаемым. Нефть образуется вместе с газообразными углеводородами обычно на глубине более 1,2—2 км. Вблизи земной поверхности нефть преобразуется в густую мальту, полутвердый асфальт и др. Нефть в залежах в различной степени насыщена газом, в основном легкими углеводородами. По своему химическому составу и физическим свойствам нефть — это сложное природное образование, состоящее из углеводородов (метановых, нафтеновых и ароматических) и неуглеводородных компонентов (в основном кислородных, сернистых и азотистых соединений).

Около одной трети всей добываемой в мире нефти содержит свыше 1 % серы. Химический состав нефти различных месторождений колеблется в широких пределах. Компонентами нефти являются также газы, растворенные в ней (от 30 до 300 м<sup>3</sup> на 1 т нефти), вода и минеральные соли. Содержание золы (минеральных веществ) в большинстве случаев не превышает десятых долей процента. Например, вольфрама — 0,015 %, никеля — 0,005 %, меди — 0,0007 % и т. д.

Цвет нефти варьирует от светло-коричневого до темно-бурого и черного. Плотность от 800 до 1050 кг/м<sup>3</sup>. Температура начала кипения нефти выше +28 °С. Температура застывания ко-

леблется от +26 до –60 °С и зависит от содержания парафина. Температура вспышки колеблется от 35 до +120 °С в зависимости от фракционного состава и давлений насыщенных паров. Нефть растворима в органических растворителях, в воде при обычных условиях практически не растворима.

Основу технологической классификации нефти в России составляют: содержание серы; содержание фракций, выкипающих до 350 °С; содержание масел; качество масел; содержание парафина. За рубежом нефть сортируют в основном по плотности и содержанию серы.

### **8.3 ДОБЫЧА НЕФТИ**

Почти вся добываемая в мире нефть извлекается посредством нефтяных скважин, закрепленных стальными трубами высокого давления. Для подъема нефти и сопутствующих ей газа и воды на поверхность скважина имеет герметичную систему труб, механизмов и запорной аппаратуры.

Добыче нефти при помощи буровых скважин предшествовали примитивные способы: сбор ее на поверхности водоемов (в России в 1745 г. с поверхности реки Ухты); обработка песчаника или известняка, пропитанного нефтью; посредством колодцев (в 1825 г. из колодцев в г. Баку было добыто 4126 т). Добыча нефти посредством скважин начала широко применяться с 60-х годов XIX века.

Процесс добычи нефти, начиная от притока по пласту к забою скважин и до внешней перекачки товарной нефти, разделяется на три этапа: *разработка нефтяной залежи или месторождения* (движение нефти по пласту к скважине благодаря искусственно создаваемой разности давлений в пласте и забоях скважин); эксплуатация скважин (движение нефти от забоев скважин до их устьев на поверхность); сбор нефти и сопровождающих ее газа и воды на поверхности, их разделение, удаление воды и минеральных солей из нефти (так называемая подготовка

нефти), закачка воды в пласт через нагнетательные скважины, сбор попутного нефтяного газа.

Процесс добычи нефти с помощью скважин и технологических установок называется эксплуатацией нефтяного промысла. **Нефтяным промыслом** называется технологический комплекс, состоящий из скважин, трубопроводов и установок различного назначения, с помощью которых на месторождении осуществляют извлечение нефти и сопровождающего ее газа из недр земли.

Под **разработкой нефтяного месторождения** понимают осуществление процесса перемещения жидкостей (нефти и воды) и газа в пластах к эксплуатационным скважинам. Управление процессом движения жидкостей и газа достигается размещением на месторождении нефтяных, нагнетательных и контрольных скважин, количеством и порядком ввода их в эксплуатацию, а также режимом работы скважин.

Одним из важнейших показателей, характеризующих разработку нефтяного месторождения, является нефтеотдача. **Нефтеотдача** — это мера полноты извлечения нефти из пласта. Под нефтеотдачей понимают также меру истощенности нефтяного пласта. Нефтеотдача зависит от свойств нефти в пластовых условиях, физико-химической характеристики пласта, режима эксплуатации и системы разработки месторождения. По мере развития нефтяной промышленности, совершенствования систем воздействия на нефтяные пласты коэффициент нефтеотдачи возрастал от 0,3 до 0,5, по отдельным месторождениям — до 0,7.

Современные системы разработки в большинстве случаев предусматривают нагнетание воды в пласт (до 75 % добычи). Применяют два вида заводнения: законтурное, или приконтурное (для небольших залежей); внутриконтурное (залежи среднего размера и крупные).

**Заводнение** — закачка воды в нефтяные пласты в целях поддержания и восстановления пластового давления.

**Пластовое давление** — давление, под которым находятся жидкость (нефть, вода) и газ, насыщающие поровое пространство и трещины коллекторов нефтяных и газовых месторождений. В нетронутом массиве оно приблизительно равно гидро-

статическому Оно увеличивается примерно на  $1 \text{ МН/м}^2$  через 10 м глубины.

Наиболее распространены системы внутриконтурного заводнения, когда залежь разделяется нагнетательными скважинами на полосы, в которых располагаются три или пять рядов эксплуатационных скважин (рис. 8.3).

Расстояние между скважинами составляет 400—800 м. Извлечение нефти из скважин производится либо за счет естественного фонтанирования под действием пластового давления, либо путем использования одного из механизированных способов подъема жидкости. Обычно сначала преобладает фонтанная добыча, по мере ее ослабления скважины переводят на механизированный способ добычи.

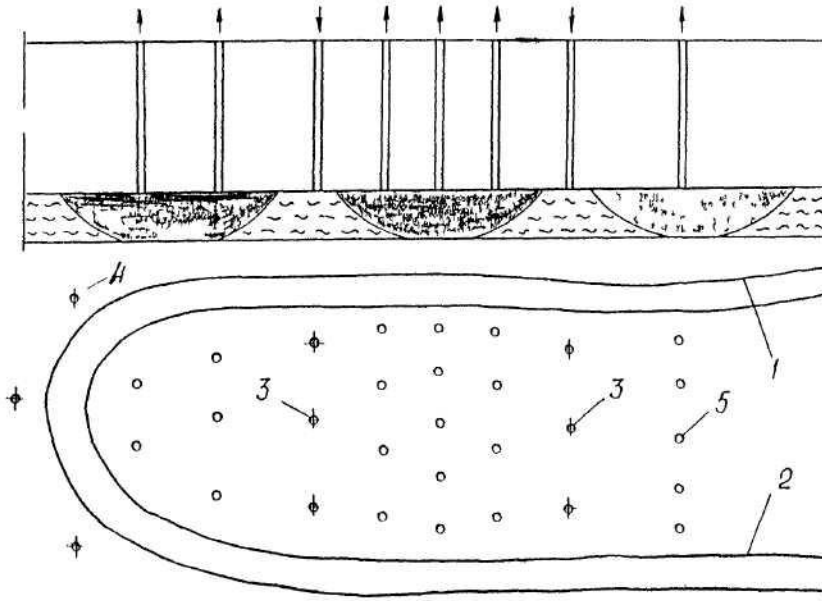


Рис. 8.3. Схема расположения скважин

1 — внешний контур нефтеносности, 2 — внутренний контур нефтеносности, 3 — внутриконтурные нагнетательные скважины, 4 — законтурная нагнетательная скважина, 5 — эксплуатационные скважины



К механизированным относят: газлифтный (эрлифтный) и турбинонасосный (штанговые, погруженные центробежные, гидropоршневые и винтовые насосы). Применение различных способов подъема нефти примерно таково: фонтанный — 15 %, штанговые насосы — 69 %, погруженные центробежные — 12 %, газлифтные скважины — 4 %.

#### **8.4 ДОБЫЧА ПРИРОДНЫХ ГАЗОВ**

Природные горючие газы из естественных источников использовались человеком с давних времен. Однако зарождение газовой промышленности относится к концу XVIII — началу XIX веков, когда искусственный горючий газ, полученный сухой перегонкой каменного угля, начали применять для освещения улиц городов в Великобритании, Франции, Бельгии и др. К середине XIX века относят использование природного газа как технологического топлива.

В дореволюционной России не существовало газовой промышленности в современном ее понимании. На промыслах Баку и Грозного вместе с нефтью в незначительных объемах добывался нефтяной газ, который частично использовался для местных нужд, а основное его количество выпускалось в атмосферу или сжигалось в факелах. Месторождения природного газа были неизвестны. После 1917 г. были начаты планомерное освоение месторождений природного газа и создание отечественной газовой промышленности.

*Газовая промышленность* — отрасль топливно-энергетического комплекса, включающая разведку, разработку и эксплуатацию месторождений природного газа, его комплексную переработку, подземное хранение, транспортирование по магистральным трубопроводам, а также поставку различным отраслям промышленности и коммунально-бытовому хозяйству для использования в качестве источника энергии и химического сырья.

В 1928 г. добыча газа составила 0,3 млрд. м<sup>3</sup>, в 1940 г. — 3,2 млрд. м<sup>3</sup>. С 1946 по 1955 г. газовая промышленность развивалась главным образом за счет разработки газовых месторождений Саратовской области, Коми АССР, Украины и Азербайджана. Были открыты месторождения Шебелинское, Северо-Ставропольское, Газлинское и др. Большим достижением поисково-разведочных работ явилось получение промышленного притока газа в опорной скважине в поселке Березово Тюменской области, что ознаменовало собой открытие Западно-Сибирской нефтегазовой провинции. В этот период развития газовой промышленности накоплен опыт разведки и разработки газовых месторождений и строительства магистральных газопроводов.

Добыча природных газов включает: разработку газового месторождения (извлечение газов из недр, их сбор, учет и подготовку к транспортированию потребителю); эксплуатацию скважин и наземного оборудования.

**Газовое месторождение** — совокупность газовых залежей, приуроченных к общему участку поверхности и контролируемых единым структурным элементом.

Газовые месторождения разделяются на многопластовые и однопластовые. Многопластовые месторождения эксплуатируют как отдельно — скважинами, пробуренными на каждый горизонт, так и скважинами, одновременно вскрывающими все залежи. Чисто газовые месторождения имеют в составе газа 94—99 % метана и незначительное количество этана, пропана.

Особенность добычи газов из недр состоит в том, что весь сложный путь газа от пласта к потребителю *герметизирован*.

Разработку газового месторождения осуществляет газовый промысел, представляющий собой сложное, размещенное на большой территории хозяйство, которое включает технологический комплекс, предназначенный для добычи и сбора газа с площади месторождения, а также обработки газа и конденсата с целью подготовки их к дальнейшему транспортированию.

Сооружения и коммуникации на промысле условно можно разделить на основные и вспомогательные. К основным относятся эксплуатационные, наблюдательные и разведочные сква-

жины, газосборные коллекторы, газовые сборные пункты с технологическим оборудованием промышленной подготовки газа и конденсата, компрессорные станции. Вспомогательные сооружения и коммуникации — объекты энергохозяйства, водоснабжения, канализации и связи, мехмастерские, транспортная сеть, автохозяйство, склады и т.п.

Добыча газа обеспечивается фондом эксплуатации скважин. На площади месторождения скважины располагаются отдельными объектами или кустами по 2—5 скважин. Особенно эффективно кустовое расположение скважин при разбуривании месторождений в северных районах. Начальный дебит скважины изменяется примерно от 100 тыс. до 1,5—2 млн. м<sup>3</sup> в сутки. Контроль за разработкой месторождения осуществляется с помощью наблюдательных скважин. В среднем по масштабам в газовом промысле имеются десятки скважин, которые расположены на территории, исчисляемой сотнями квадратных километров.

*Газовая скважина* служит для вскрытия газового пласта и извлечения из него газа, а также для закачки газа в подземное хранилище и последующего его отбора. Газовые скважины подразделяются на эксплуатационные, нагнетательные, наблюдательные. Конструкция газовой скважины выбирается исходя из особенностей геологического строения залежи, климатических условий, физико-химических характеристик газа, распределения температур от забоя до устья, условий эксплуатации и бурения, а также технико-экономических показателей.

Оборудование ствола газовой скважины состоит из ряда обсадных колонн, фонтанных труб, спускаемых для подачи газа от забоя до устья, забойных и приустьевых штуцеров, клапанов-отсекателей для предупреждения открытого фонтанирования в аварийных ситуациях. Диаметр обсадных колонн от 114 до 340 мм.

Основные технологические задачи газового промысла: обеспечение запланированного режима работы скважины; подготовка газа к транспортировке (выделение твердых и жидких примесей, конденсата тяжелых углеводородов, осушка газа и очистка от сероводорода, содержание которого не должно превышать 2 г на 100 м<sup>3</sup>).

Разработка газового месторождения состоит из двух этапов: опытно-промышленной эксплуатации (2—5 лет), в ходе которой уточняется характеристика залежи — свойства пласта, запасы газа, продуктивность скважин и т.п., месторождение подключается к ближайшему газопроводу или служит для газоснабжения местных потребителей; промышленной эксплуатации, основанной на достаточно полных сведениях о месторождении, полученных в результате опытно-промышленной разработки. В этой стадии различают три основных периода: нарастающий (3—5 лет), постоянный и падающей добычи.

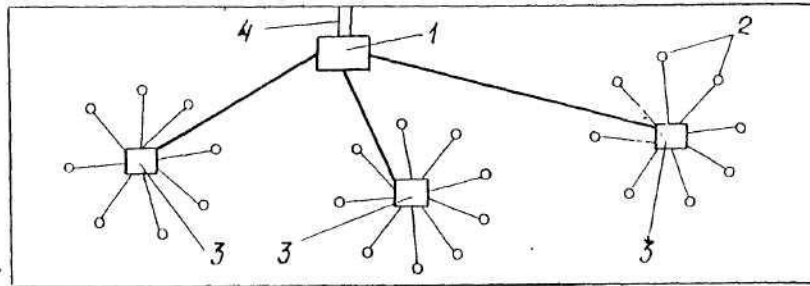
Первый период связан с бурением скважин и оснащением газового промысла. Во второй период добывается 50—60 % газа. Третий период — падающей добычи — не ограничен во времени. Разработка газовой залежи происходит в основном 15—20 лет. За этот период извлекается 80—90 % запасов газа.

Продуктивность газовых скважин зависит от свойств пласта, метода его вскрытия и конструкции забоя скважины.

Для увеличения продуктивности скважин осуществляют: обработку забоя скважины соляной кислотой (в карбонатных породах — доломитах, известняках), которая, реагируя с породой, расширяет каналы притока газа; торпедирование забоя (в крепких породах), в результате которого призабойная зона пласта приобретает сеть трещин, облегчающих движение газа; гидравлический разрыв пласта, при котором в пласте образуется одна или несколько трещин.

Скважины на площади месторождения располагаются равномерно по квадратной или треугольной сетке, либо неравномерно — группами. Чаще применяют групповое размещение, при котором облегчается обслуживание скважин, возможна комплексная автоматизация процесса сбора, учета и обработки продукции (рис. 8.4).

Транспортировка газа по территории страны в основном осуществляется сетью магистральных газопроводов. Кроме газопроводов, транспорт газа осуществляется водным путем — специальными танкерами — метановозами-газовозами.



**Рис. 8.4.** Схема группового размещения скважин:  
1 — промышленная газораспределительная станция; 2 — скважины; 3 — промышленные газосборные пункты; 4 — к магистральному газопроводу

Для обеспечения надежности снабжения газом, а также покрытия сезонных и суточных пиков газопотребления создана сеть газовых хранилищ, в основном подземного типа.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Бобер Е.А., Егшин В.В., Кухаренко Е.В.* Основы горного дела: Учеб. пособие. Ч. 1 / Кузбас. гос. техн. ун-т. — Кемерово, 1996. — 131 с.
2. *Бобер Е.А., Егоров П.В.* Основы горного дела: Учеб. пособие. Ч. 2 / Кузбас. гос. техн. ун-т. — Кемерово, 1997. — 150 с.
3. *Бобер Е.А., Егоров П.В., Гордиенко Б.В., Удовицкий В.Н.* Основы горного дела. Ч.3 / Кузбас. гос. техн. ун-т. — Кемерово, 1997. — 100 с.
4. *Бурчаков А.С., Жезелевский Ю.А., Яруни С.А.* Технология и механизация подземной разработки пластовых месторождений. — М.: Недра, 1989. — 336 с.
5. *Васючков В.Ф.* Горное дело. — М.: Недра, 1990. — 512 с.
6. *Горное* дело: Терминологический словарь / Г.Д. Лидин, Л.Д. Воронина, Д.Р. Каплунов и др. — М.: Недра, 1990. — 694 с.
7. *Жигалов М.Л., Яруни С.А.* Технология и механизация подземных горных работ. — М.: Недра, 1990. — 356 с.
8. *Каретников В.Н., Клейменов В.Б., Нуэджихин А.Г.* Крепление капитальных и подготовительных горных выработок: Справочник. — М.: Недра, 1989. — 571 с.
9. *Клячков А.П.* Технология горного производства. — М.: Недра, 1992. — 415 с.
10. *Мельников Н.В.* Краткий справочник по открытым горным работам. — М.: Недра, 1986. — 338 с.
11. *Некрасовский Я.Э., Колоколов О.В.* Основы технологии горного производства. — М.: Недра, 1981. — 200 с.
12. *Правила* безопасности в угольных шахтах. — Самара: Самар. Дом печати, 1995. — 242 с.
13. *Технология* и безопасность взрывных работ: Справочное пособие / Л.В. Баранов, В.В. Першин, А.П. Муратов, В.М. Колмогоров. — М.: Недра, 1993. — 237 с.
14. *Шилаев В.П.* Основы обогащения полезных ископаемых. — М.: Недра, 1986. — 230 с.
15. *Шахты* Кузбасса: Справочник / В.Е. Брагин, П.В. Егоров, Е.А. Бобер и др. — М.: Недра, 1994. — 352 с.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ.....	5
<b>Глава 1</b>	
<b>ОСНОВНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОГО КОМПЛЕКСА</b>	
1.1. Горное производство и горные предприятия .....	11
1.2. Основные сведения о горных породах и полезных ископаемых .....	17
1.3. Формы и элементы залегания полезных ископаемых.....	19
1.4. Понятие о запасах и потерях полезных ископаемых при разработке .....	24
1.5. Горные выработки .....	26
<b>Глава 2</b>	
<b>ОСНОВЫ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД</b>	
2.1. Общие сведения о горных работах и способы разрушения горных пород.....	35
2.2. Основные свойства и классификация горных пород.....	37
2.3. Механическое разрушение горных пород.....	44
2.4. Гидравлическое разрушение горных пород.....	47
2.5. Способы ведения взрывных работ .....	48
2.6. Шпуровой метод ведения взрывных работ.....	49
2.7. Определение основных параметров взрывных работ при проведении горных выработок.....	51
2.8. Бурение шпуров .....	54
2.9. Взрывчатые вещества .....	60
2.10. Средства взрывания.....	64
<b>Глава 3</b>	
<b>ОСНОВЫ ПРОВЕДЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК</b>	
3.1. Основы механики горных пород.....	71
3.2. Крепежные материалы.....	74

3.3. Крепь горных выработок .....	78
3.3.1. Классификация крепей горных выработок .....	78
3.3.2. Требования к крепям горных выработок .....	80
3.3.3. Принципы выбора крепей горных выработок.....	81
3.3.4. Деревянная крепь .....	82
3.3.5. Металлическая крепь .....	85
3.3.6. Монолитная бетонная и железобетонная крепь .....	90
3.3.7. Сборная железобетонная крепь .....	93
3.3.8. Анкерная крепь .....	94
3.3.9. Комбинированная и смешанная крепь .....	96
3.3.10. Межрамные ограждения .....	97
3.3.11. Тюбинговая крепь из углепласта.....	98
3.3.12. Временная крепь .....	99
3.3.13. Крепь вертикальных выработок.....	100
3.4. Форма и размеры поперечного сечения горных выработок .....	102
3.5. Способы и технологические схемы проведения горных выработок.....	106
3.6. Проведение горизонтальных и наклонных выработок в крепких однородных породах .....	109
3.6.1. Буровзрывные работы .....	110
3.6.2. Проветривание .....	114
3.6.3. Уборка горной массы.....	117
3.6.4. Возведение крепи .....	125
3.6.5. Вспомогательные процессы.....	129
3.7. Проведение горизонтальных горных выработок в мягких однородных породах .....	131
3.8. Проведение горизонтальных горных выработок в неоднородных породах.....	136
3.9. Проведение наклонных горных выработок.....	138
3.10. Проведение восстающих .....	140
3.11. Технологический паспорт проведения горных выработок.....	142
3.12. Поддержание горных выработок .....	145
3.13. Технологические схемы проходки вертикальных стволов .....	146



**Глава 4**

**ОСНОВЫ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ  
ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

4.1. Стадии разработки месторождений .....	151
4.2. Производственная мощность и срок службы шахты.....	152
4.3. Шахтное поле и деление его на части.....	154
4.4. Порядок отработки частей шахтного поля .....	160
4.5. Общая характеристика вскрывающих выработок .....	162
4.6. Общая характеристика вскрытия пластовых месторождений .....	165
4.7. Вскрытие пластовых месторождений .....	166
4.7.1. Вскрытие одиночных пластов .....	166
4.7.2. Вскрытие пологих и наклонных пластов верти- кальными стволами .....	169
4.7.3. Вскрытие крутонаклонных и крутых пластов .....	172
4.7.4. Вскрытие свиты пластов наклонными стволами.....	173
4.7.5. Вскрытие штольнями .....	174
4.7.6. Комбинированное вскрытие .....	175
4.8. Подготовка пластов в шахтном поле .....	177
4.8.1. Основные понятия .....	177
4.8.2. Индивидуальная и групповая подготовка пластов.....	179
4.8.3. Подготовка выемочных полей .....	182
4.9. Околоствольные двory .....	186
4.10. Технологический комплекс поверхности шахт .....	190
4.11. Очистные работы в угольных шахтах .....	193
4.11.1. Технологические схемы очистных работ.....	193
4.11.2. Механизированная выемка угля в длинных очистных забоях .....	196
4.11.3. Доставка угля в очистных забоях .....	201
4.11.4. Классификация пород кровли .....	204
4.11.5. Горное давление в очистном забое.....	207
4.11.6. Крезь очистных выработок .....	211
4.11.7. Управление горным давлением в очистных забоях.....	228
4.11.8. Технология и организация очистных работ .....	237

4.11.9. Концевые операции в очистном забое.....	240
4.12. Системы разработки пластовых месторождений.....	242
4.12.1. Понятие о системах разработки и их классификация .....	242
4.12.2. Сплошная система разработки .....	244
4.12.3. Столбовая система разработки.....	246
4.12.4. Системы разработки с короткими очистными забоями.....	254
4.12.5. Слоевые системы разработки.....	255

### **Глава 5**

#### **ОСНОВЫ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

5.1. Общая характеристика и особенности рудных месторождений .....	263
5.2. Потери и разубоживание руды .....	266
5.3. Вскрытие и подготовка рудных месторождений .....	268
5.4. Основные производственные процессы .....	272
5.4.1. Общие сведения.....	272
5.4.2. Способы отбойки руды.....	273
5.4.3. Вторичное дробление руды.....	278
5.4.4. Выпуск и доставка руды.....	280
5.4.5. Управление горным давлением .....	284
5.5. Системы разработки рудных месторождений .....	287
5.5.1. Общие сведения о системах разработки.....	287
5.5.2. Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства .....	288
5.5.3. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород.....	293
5.5.4. Системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства.....	296

### **Глава 6**

#### **ОСНОВЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

6.1. Общие сведения .....	301
6.2. Объекты и условия открытой разработки .....	303

6.2.1. Отличительные признаки открытых горных работ .....	303
6.2.2. Технологические свойства горных пород.....	304
6.2.3. Условия залегания месторождений, разраба- тываемых открытым способом .....	305
6.2.4. Достоинства и недостатки открытой разработки.....	306
6.3. Производственные процессы .....	307
6.3.1. Элементы карьера и основные горнотехнические понятия .....	307
6.3.2. Подготовка горных пород к выемке .....	311
6.3.3. Выемочно-погрузочные работы.....	315
6.3.4. Карьерный транспорт .....	318
6.3.5. Отвалообразование .....	324
6.3.6. Рекультивация земель.....	326
6.4. Вскрытие месторождений и подготовка карьерных полей.....	327
6.4.1. Вскрытие горизонтальных и пологих место- рождений .....	328
6.4.2. Вскрытие наклонных и крутых месторождений.....	329
6.5. Системы открытой разработки.....	331
6.5.1. Бестранспортные системы разработки.....	331
6.5.2. Транспортные системы разработки.....	332
6.5.3. Комбинированные системы разработки.....	334
6.5.4. Элементы и параметры системы разработки .....	335
<b>Глава 7</b>	
<b>ОСНОВЫ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ</b>	
<b>ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ</b>	
7.1. Общие сведения .....	341
7.1.1. Значение и роль обогащения при использовании различных полезных ископаемых.....	341
7.1.2. Методы и процессы обогащения полезных ископаемых, область их применения .....	343
7.1.3. Технологические показатели обогащения.....	346
7.2. Грохочение .....	347
7.2.1. Общие сведения.....	347
7.2.2. Гранулометрический состав .....	349
7.2.3. Конструкции грохотов.....	351

---

7.2.4. Просеивающие поверхности грохотов и эффективность грохочения .....	353
7.3. Дробление.....	355
7.3.1. Назначение операции дробления .....	355
7.3.2. Щековые дробилки .....	356
7.3.3. Дробилки ударного действия .....	357
7.4. Гравитационные процессы обогащения.....	359
7.4.1. Отсадка .....	359
7.4.2. Обогащение в тяжелых средах .....	363
7.5. Флотационные методы обогащения .....	367
7.5.1. Общие представления о флотационном разделении минералов .....	367
7.5.2. Флотационные реагенты .....	369
7.5.3. Флотационные машины.....	372
7.6. Магнитные методы обогащения .....	374
7.7. Окускование полезных ископаемых.....	377
7.7.1. Агломерация и окомкование.....	378
7.7.2. Брикетирование .....	381
7.8. Опробование и контроль качества угля.....	382
<b>Глава 8</b>	
<b>ОСНОВЫ ДОБЫЧИ ЖИДКИХ И ГАЗООБРАЗНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ</b>	
8.1. Общие сведения .....	387
8.2. Происхождение и условия залегания нефти .....	389
8.3. Добыча нефти .....	391
8.4. Добыча природных газов.....	394
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ .....	399

---

## ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

---

Петр Васильевич **Егоров**  
Емельян Андреевич **Бобер**  
Юрий Николаевич **Кузнецов**  
Евгений Алексеевич **Косьминов**  
Сергей Ефимович **Решетов**  
Николай Николаевич **Красюк**

# ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА

Редактор текста *М.М. Титова*  
Набор *Т.Н. Абросимова*  
Компьютерная верстка  
и подготовка оригинал-макета *Э.Ф. Губницкая*  
Макет переплета *Е.Б. Капралова*  
Зав. производством *Н.Д. Урбушкина*

Подписано в печать 22.08.2006. Формат 60×90/16. Бумага офсетная № 1.  
Гарнитура «Times». Усл. печ. л. 25,5. Тираж 2000 экз. Заказ 347

---

ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО  
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА

*Лицензия на издательскую деятельность ЛР № 062809*  
*Код издательства 5Х7(03)*

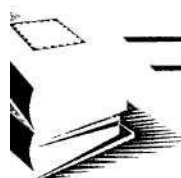
Отпечатано в ОАО «Московская типография № 6»  
115088 Москва, ул. Южнопортовая, 24

Медные штампы изготовлены в Первой Образцовой типографии

---

*119991 Москва, ГСП-1, Ленинский проспект, 6*  
*Издательство МГГУ;*  
*тел. (495) 236-97-80; факс (495) 956-90-40;*  
*тел./факс (495) 737-32-65*





## **К ♦ Н ♦ И ♦ Г ♦ И**

**ИЗДАТЕЛЬСТВА МОСКОВСКОГО  
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО  
УНИВЕРСИТЕТА  
И ИЗДАТЕЛЬСТВА «ГОРНАЯ КНИГА»**

### ***можно приобрести:***

- ◆ в киоске Издательства МГГУ (м. «Октябрьская»-кольцевая, Ленинский просп., 6, главный корпус, 2-й этаж);
- ◆ заказать через систему «Книга—почтой»; заказы в произвольной форме направлять по адресу:

**119991 Москва, ГСП-1, Ленинский  
проспект, 6, Издательство МГГУ;**

- ◆ заказать по телефонам: **(495) 236-97-80,  
(495) 737-32-65;**
- ◆ заказать по факсам: **(495) 956-90-40,  
(495) 737-32-65;**
- ◆ через **e-mail: [info@gornaya-kniga.ru](mailto:info@gornaya-kniga.ru)**

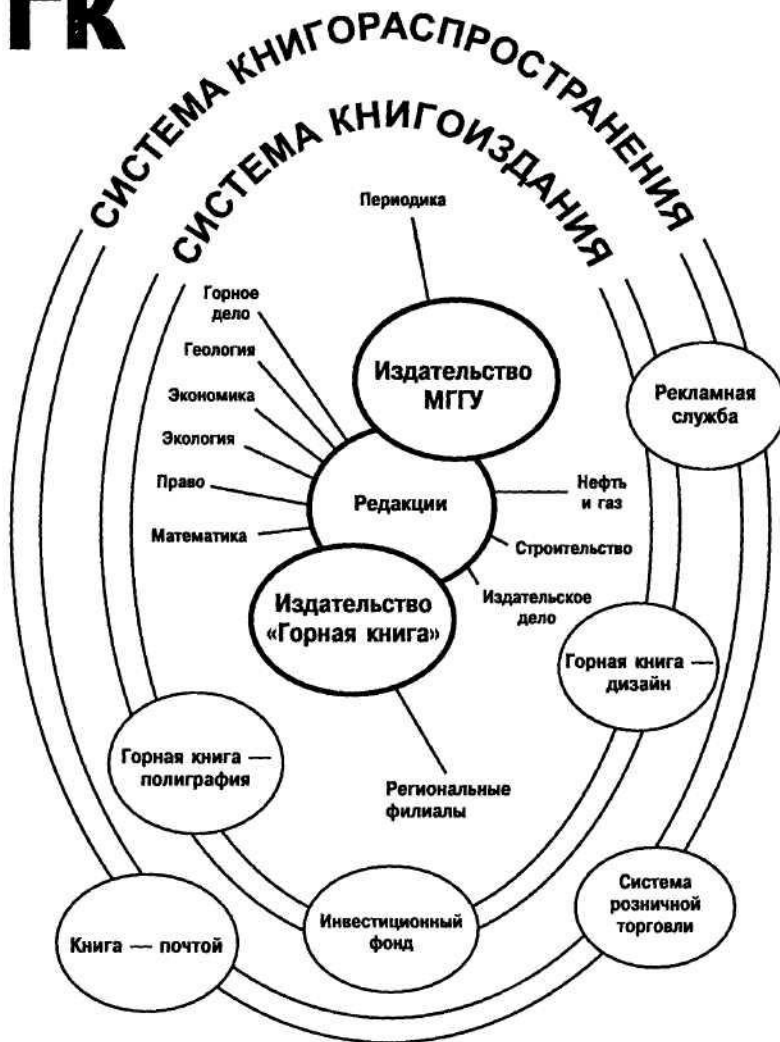
---

**Распространение книг осуществляют  
Издательство МГГУ, издательство «Горная книга»  
и ООО «Горкниготорг»**

**Подробная информация размещена в Интернете  
на сайте [www.gornaya-kniga.ru](http://www.gornaya-kniga.ru)**



# АССОЦИАЦИЯ «МИР ГОРНОЙ КНИГИ»



**СТРУКТУРА АССОЦИАЦИИ  
«МИР ГОРНОЙ КНИГИ»**