



**К. А. Филимонов В. А. Карасёв**

# ***ТЕХНОЛОГИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ***

***Учебное пособие***



**Кемерово 2017**

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное образовательное  
учреждение высшего образования  
«Кузбасский государственный технический университет  
имени Т. Ф. Горбачева»

**К. А. Филимонов В. А. Карасёв**

# **ТЕХНОЛОГИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ**

**Учебное пособие**



УДК 622.272 (075.8)

Рецензенты:

Королева Т. Г. – председатель учебно-методической комиссии направления подготовки 38.03.02 «Менеджмент», заведующая кафедрой производственного менеджмента, кандидат экономических наук, доцент

Зорков Д. В. – кандидат технических наук, доцент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых

Филимонов, К. А. **Технология подземных горных работ: учебное пособие** / К. А. Филимонов, В. А. Карасёв ; КузГТУ – Кемерово, 2017. – 187 с.

ISBN 978-5-906969-48-4

В пособии рассмотрены вопросы горной терминологии, основы геомеханики, технология проведения горных выработок и очистные работы, схемы вскрытия, подготовки, системы разработки угольных и рудных месторождений и др.

Предназначено для изучения дисциплин «Технология подземных горных работ», «Основы разработки месторождений твёрдых полезных ископаемых (подземная геотехнология)», «Технологические основы отраслевого производства в горной промышленности», «Основы подземной добычи», «Подземная геотехнология», «Основы горного дела (подземная геотехнология)», «Подземная разработка рудных месторождений» и других дисциплин горного профиля.

Печатается по решению редакционно-издательского совета КузГТУ.

УДК 622.83 (075.8)

© Филимонов К. А.,  
Карасёв В. А., 2017

© КузГТУ, 2017

ISBN 978-5-906969-48-4

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Цель учебного пособия – формирование у студентов профессиональных компетенций, знаний и умений в своей будущей профессиональной деятельности путём изучения основных элементов технологии подземных горных работ.

Горное дело является одним из древнейших видов деятельности человека. Развитие нашей цивилизации всегда было непосредственно связано с развитием горного дела. Уровень развития цивилизации во многом зависит от уровня способности людей извлекать из недр полезные ископаемые и использовать их для своего блага. Со временем горное дело, как род деятельности человека, сформировало важнейшую отрасль экономики государства – горную промышленность. На протяжении нескольких веков развитая горная промышленность является основой для экономического благополучия государства, его военно-политической независимости и базисом для развития других отраслей экономики.

В нашей стране горная промышленность как отрасль экономики формировалась в 18 и 19 веке. Российская федерация обладает богатейшими запасами различных полезных ископаемых и при существующем уровне развития горной промышленности способна обеспечивать себя практически всеми природными ресурсами и продавать их в другие страны. В настоящее время добыча полезных ископаемых осуществляется следующими способами: подземным, открытым, скважинным, со дна водоёмов, комбинированными. При этом разработка месторождений полезных ископаемых может осуществляться без изменения физического или химического состояния полезного ископаемого или с такими изменениями (физико-химические способы добычи). Наша страна входит в число государств-лидеров в области добычи полезных ископаемых, в т. ч. подземным способом. Так, например, объём добычи каменного угля в РФ составляет в последние годы более 350 млн. т в год. По этому показателю РФ занимает сейчас 6 место в мире.

В пособии рассмотрены вопросы горной терминологии, технология проведения горных выработок и очистные работы, схемы вскрытия подготовки, системы разработки угольных и рудных месторождений и т. д. По содержанию учебное пособие в первую очередь ориентированно для использования на практических занятиях по дисциплине «Технология подземных горных работ» для студен-

тов направления 38.03.02 «Менеджмент» профиля 01 «Производственный менеджмент (в горной промышленности)», по дисциплине «Основы разработки месторождений твёрдых полезных ископаемых (подземная геотехнология)» специальности 21.05.02 «Прикладная геология» специализации 01 «Геологическая съёмка, поиск и разведка месторождений твёрдых полезных ископаемых», а также по дисциплине «Технологические основы отраслевого производства в горной промышленности» направления 38.03.02 «Менеджмент» профиля 05 «Производственный менеджмент». Представленный в пособие материал является достаточным для формирования у студентов основных представлений о технологии подземной добычи полезных ископаемых.

Темы, представленные в пособии, также входят в перечень изучаемых в рамках дисциплин «Основы горного дела (подземная геотехнология)», «Основы подземной добычи», «Подземная разработка рудных месторождений», поэтому данное пособие рекомендуется использовать в качестве основной литературы при изучении этих дисциплин студентами специальностей 21.05.04 «Горное дело» и 21.05.05 «Физические процессы горного или нефтегазового производства».

# **ТЕМА № 1. ФОРМЫ И ЭЛЕМЕНТЫ ЗАЛЕГАНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ. ЗАПАСЫ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ. ПОНЯТИЕ О ШАХТНОМ ПОЛЕ**

Цель занятия: изучение терминологических основ понятий о полезных ископаемых, пустых породах, формах и элементах их залегания, запасах, потерях, а также основных конфигураций шахтных полей.

## **1.1. Формы и элементы залегания полезных ископаемых**

Земная кора (или литосфера) – это каменная оболочка земли, ограниченная сверху гидросферой или атмосферой, а снизу – мантией.

Земная кора состоит из горных пород. Они подразделяются на коренные и наносы. Коренные породы – это породы, залегающие на месте своего первоначального образования и не подвергшиеся разрушению, по происхождению они делятся на магматические, осадочные и метаморфические. Наносы – это рыхлые осадочные породы, которые образовались в результате разрушения коренных пород.

Все горные породы, содержащиеся в земной коре, подразделяются на полезные ископаемые и пустые породы. Полезными ископаемыми называются естественные природные минеральные образования органического и неорганического происхождения, которые могут быть использованы человеком с достаточным экономическим эффектом. Понятие «полезное ископаемое» – относительное, так как, одно и то же минеральное образование, в зависимости от содержащегося количества в объёме, имеет, либо не имеет промышленного значения.

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

Месторождения твёрдых полезных ископаемых подразделяются на залегания правильной и неправильной формы. К правильным, обычно, относятся месторождения осадочного происхождения – пласты и пластообразные залежи. Неправильную форму залегания имеют, как правило, рудные месторождения, которые залегают в виде жил, гнёзд, линз, штоков, трубок – все они представляют трещины, либо полости в земной коре, заполненные минеральным веществом (рис. 1.1).

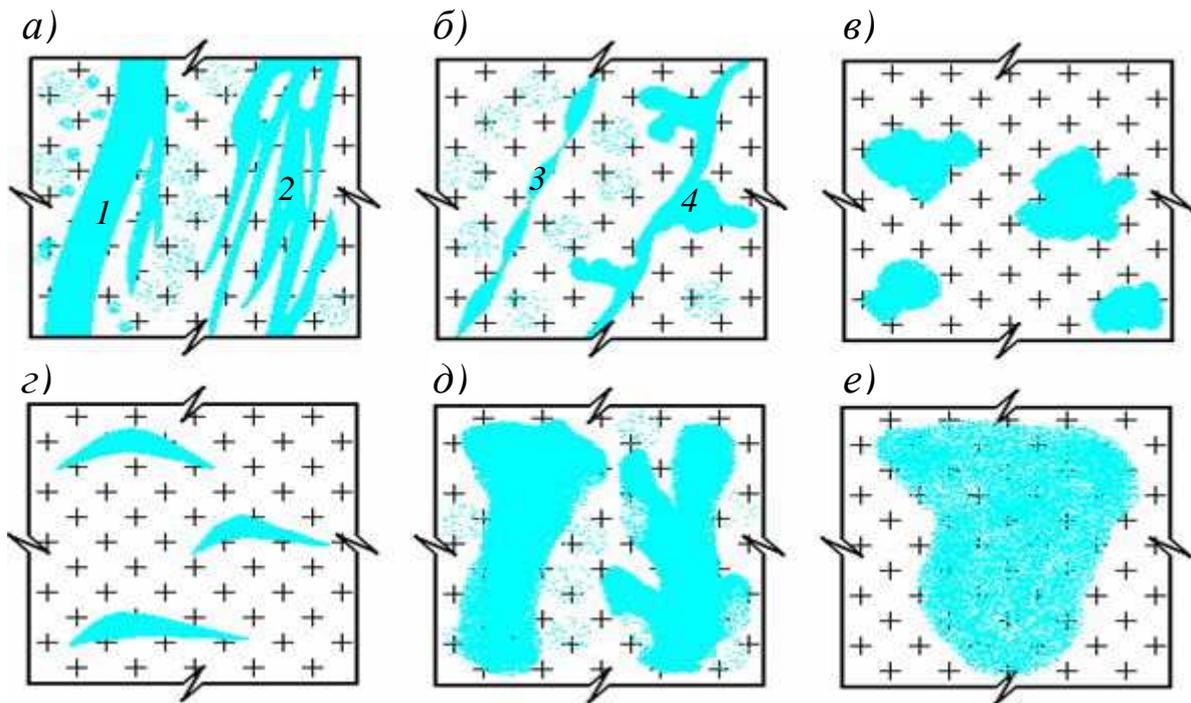


Рис. 1.1. Формы рудных тел (вертикальные разрезы):  
 а – жила простая (1) и сложная (2); б – жила чётковидная (3) и камерная (4); в – гнёзда; г – линзы; д – штоки; е – трубка

Пласты осадочных пород в период образования залегают более или менее горизонтально, но под действием тектонических процессов в период образования, или позднее, первоначальное залегание нарушалось в той или иной степени (рис. 1.2).

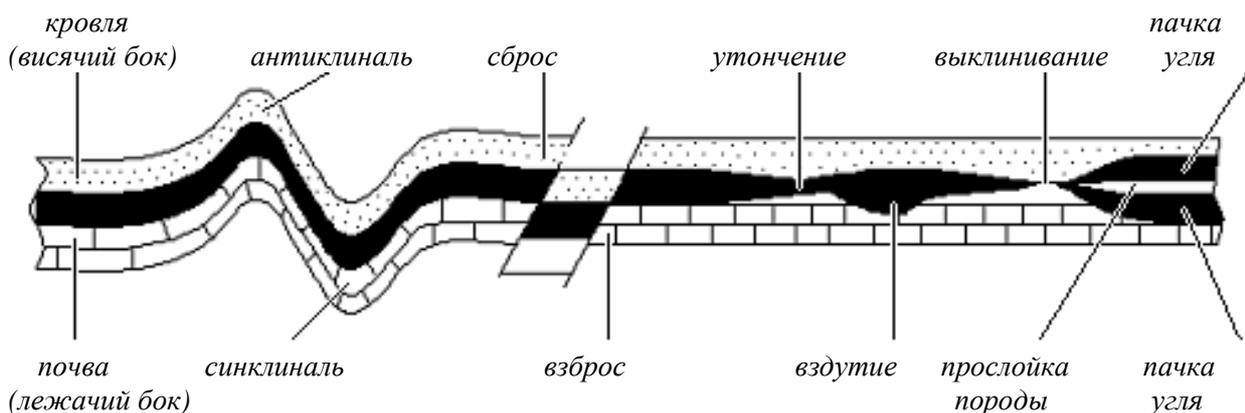


Рис. 1.2. Виды нарушений залегания пластовых месторождений

Положение месторождений в земной коре определяется элементами залегания (рис. 1.3). К ним относятся: простирание и падение.

Простирание – протяжённость залежи в длину. Размер залежи, измеренный в этом направлении, называется размером по простиранию и в горном деле обозначается как  $S$ .

Линия простирания – линия пересечения залежи с горизонтальной плоскостью.

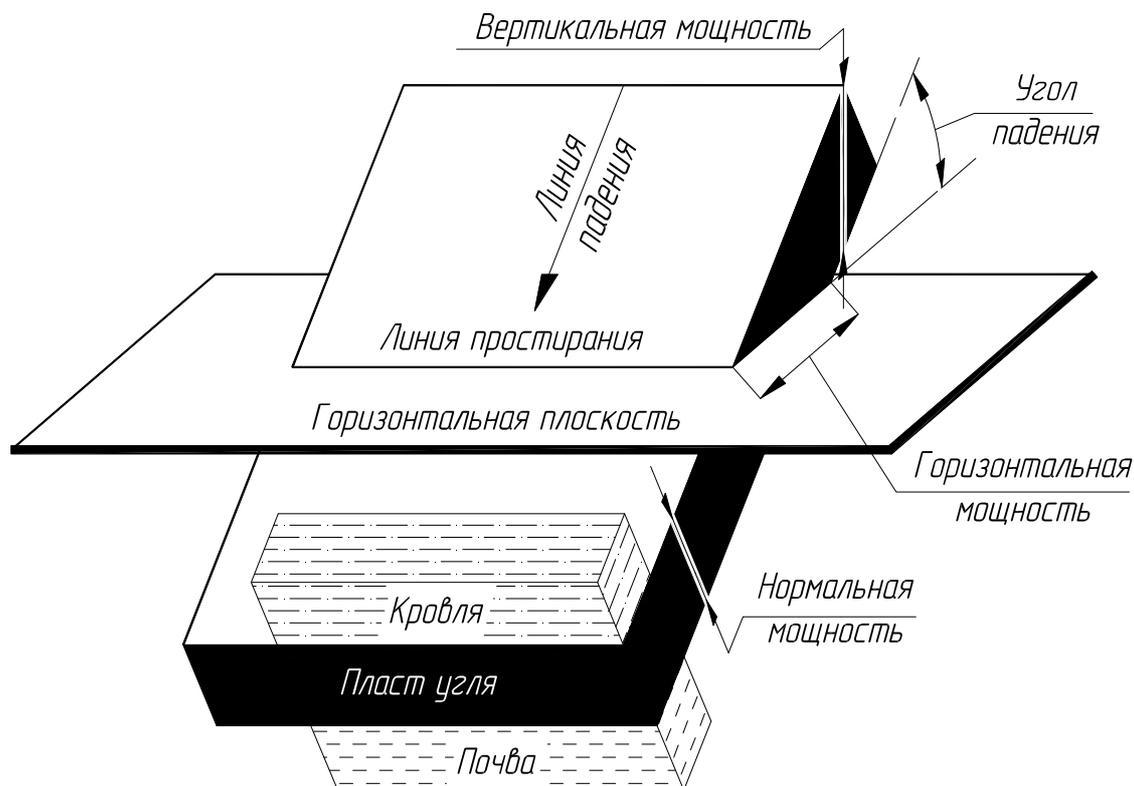


Рис. 1.3. Элементы залегания пластовых месторождений полезных ископаемых

Линия падения – линия, лежащая в плоскости залежи перпендикулярно линии простирания. Направление линии падения называется падением залежи. Размер залежи, измеренный в этом направлении, называется размером по падению –  $H$ .

Угол падения – угол, измеренный между линией падения залежи и горизонтальной плоскостью, обозначается –  $\alpha$ .

Породы, залегающие над залежью полезного ископаемого и ниже залежи, называются, соответственно, кровлей и почвой.

Мощность залежи – расстояние, измеренное между кровлей и почвой. Мощности, измеренные по нормали, по горизонтали и по вертикали называются, соответственно, нормальными, горизонтальными и вертикальными.

При подземной разработке угольные пласты и рудные месторождения классифицируются по углу падения (табл. 1.1) и мощности (табл. 1.2). Классификация по углу падения принята исходя из средств транспортировки полезного ископаемого по выработкам, по мощности – исходя из принимаемой технологии ведения очистной выемки.

Таблица 1.1

## Классификация залежей полезных ископаемых по углу падения

Тип залежи по углу падения	Угол падения залежи, град.	
	угольных пластов	рудных месторождений
Горизонтальная	–	$0 \div 5$
Пологая	$0 < \alpha \leq 18$	$5 < \alpha \leq 25$
Наклонная	$18 < \alpha \leq 35$	$25 < \alpha \leq 45$
Крутонаклонная	$35 < \alpha \leq 55$	–
Крутая	$\alpha > 55$	$\alpha > 45$

Таблица 1.2

## Классификация залежей полезных ископаемых по мощности

Тип залежи по углу падения	Мощность залежи, м	
	угольных пластов	рудных месторождений
Весьма тонкая	$m \leq 0,7$	$m \leq 0,6$
Тонкая	$0,7 < m \leq 1,2$	$0,6 < m \leq 2$
Средней мощности	$1,2 < m \leq 3,5$	$2 < m \leq 5$
Мощная	$m > 3,5$	$5 < m \leq 20$
Весьма мощная	–	$m > 20$

## 1.2. Запасы полезных ископаемых

Количество полезного ископаемого, находящееся в недрах его месторождения, называют запасами. В зависимости от вида полезного ископаемого запасы оцениваются: в кубических метрах (природный газ, нерудные полезные ископаемые, строительные материалы); в тоннах (нефть, уголь, руды); в килограммах (благородные металлы, редкие элементы); в каратах (драгоценные камни, жемчуг).

Различают несколько категорий запасов и потерь в шахтном поле (рис. 1.4). Общие запасы месторождений (шахтного поля) называют геологическими. Геологические запасы ( $Z_{\text{геол}}$ ) делят на балансовые ( $Z_{\text{бал}}$ ) и забалансовые ( $Z_{\text{заб}}$ ).

Забалансовые запасы – запасы, которые разведаны и изучены, но отработка которых нецелесообразна при современном уровне развития техники, технологии добычи и обогащения (причины: малая мощность пластов, сложность залегания, высокая зольность).

Балансовые запасы – разведанные и изученные запасы, отработка которых целесообразна в настоящее время. Однако не все ба-

лансовые запасы будут извлечены. Принято делить балансовые запасы на промышленные запасы ( $Z_{пр}$ ), запасы нецелесообразные к отработке ( $Z_{пн}$ ) и проектные потери ( $Z_{п}$ ).

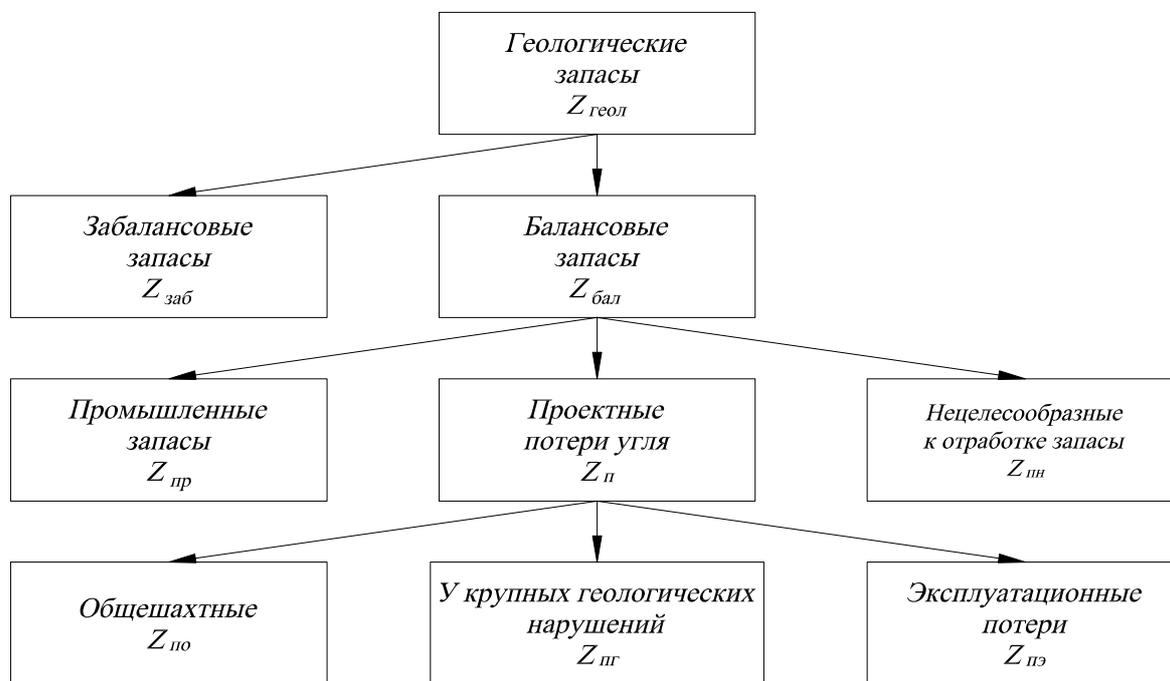


Рис. 1.4. Классификация запасов и потерь угольных месторождений

Промышленными запасами называют часть балансовых запасов, которые подлежат непосредственному извлечению и выдаче на поверхность.

Запасы, нецелесообразные к отработке – участки балансовых шахтопластов, особенно при их неправильной конфигурации, которые нецелесообразно отрабатывать по технологии, применяемой по данной шахте (участки небольшой площади, непрямоугольной формы и др.). Хотя эти участки шахтопласта не несут в себе функцию охранных целиков, их могут оставлять из-за нецелесообразности разработки.

Различают следующие виды потерь:

- общешахтные  $Z_{по}$ ;
- эксплуатационные  $Z_{пэ}$ ;
- потери у крупных геологических нарушений  $Z_{пг}$ .

В основном потери – это целики различного назначения.

Общешахтные потери – потери в целиках:

- а) барьерных (между соседними шахтными полями, у затопленных зон и т. д.);

- б) под охранные объекты на поверхности;
- в) под вскрывающие и подготовительные горной выработки, имеющие общешахтные значения.

Эксплуатационные потери:

- а) в целиках, зависящих от применяемой системы разработки (охрана выемочных выработок, «клинья»);
- б) потери по мощности пласта при его неполной выемке;
- в) потери угля от переизмельчения при транспортировке от забоя до поверхности.

Также оставляют целики у крупных геологических нарушений ( $Z_{пг}$ ), переход которых очистным комплексом затруднителен или невозможен.

Распределение запасов и потерь при разработке рудных месторождений полезных ископаемых представлено на рис. 1.5.

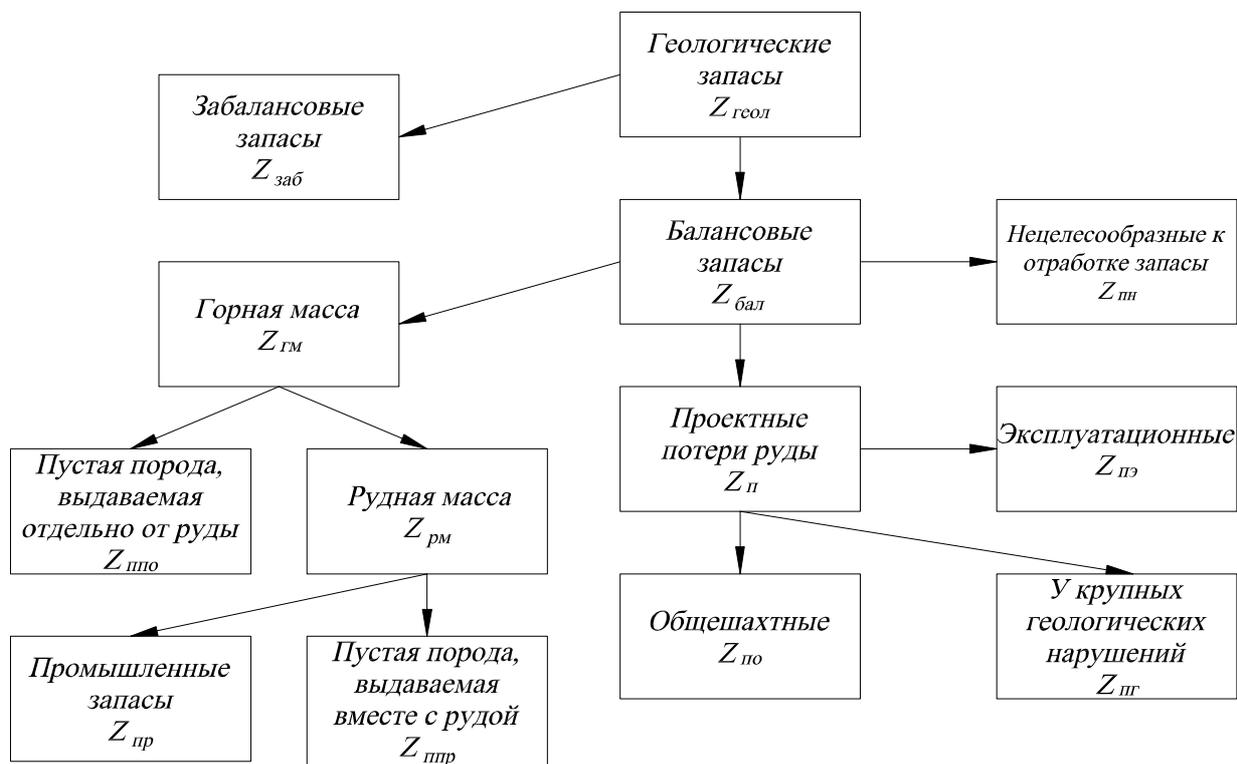


Рис. 1.4. Классификация запасов и потерь рудных месторождений

### 1.3. Понятие о шахтном поле

Каждая шахта ведёт горные работы в пределах определённой части земной коры. В связи с этим различают такие понятия: горный отвод, шахтное поле, земельный отвод (рис. 1.6).

Горный отвод – это часть недр, от пластов до поверхности, предоставленная горнодобывающему предприятию для промышленной разработки.

Шахтное поле – это часть месторождения полезных ископаемых, выделенная для разработки одной шахте.

Земельный отвод – это часть земной поверхности, которая передаётся горнодобывающему предприятию на временное пользование.

На практике при составлении различной документации в горной промышленности чаще пользуются понятием «горный отвод».

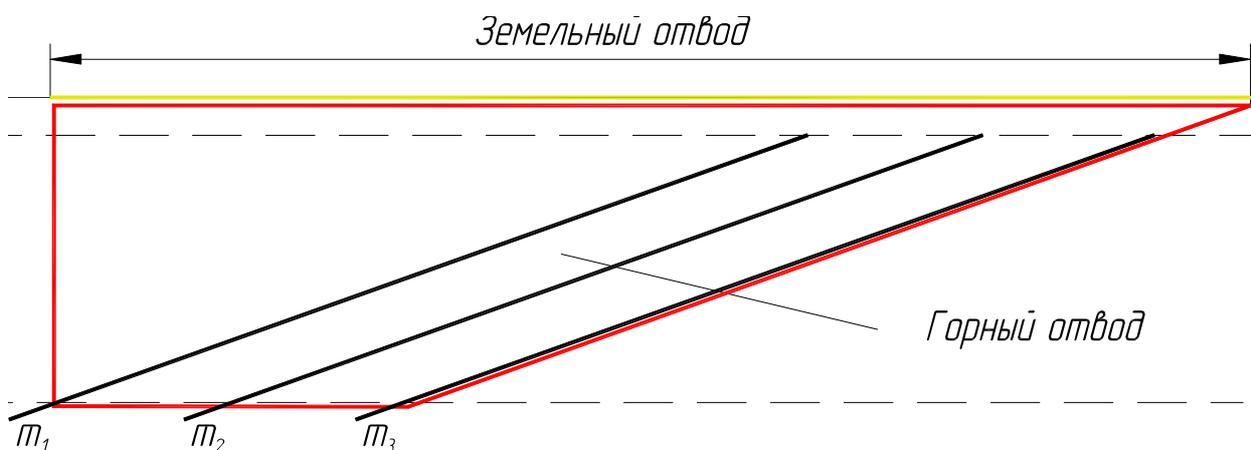


Рис. 1.6. Вертикальный разрез с нанесенными границами земельного отвода (жёлтый цвет) и горного отвода (красный цвет)

Параметрами шахтного поля являются:

$S$  – размер по простиранию, м или км;

$H$  – размер по падению, м или км;

$n$  – число пластов, шт.;

$t$  – мощность пластов, м;

$l$  – расстояние между пластами, м;

$\alpha$  – угол падения.

Шахтное поле имеет следующие границы:

- верхнюю (по восстанию);
- нижнюю (по падению);
- боковые (по простиранию).

Поля современных шахт (давно действующих и новых) имеют различные размеры  $S$  и  $H$ , но наиболее характерны следующие значения этих параметров:

- пологое и наклонное падение  $S = 3 \div 12$  км,  $H = 1 \div 2,5$  км;
- крутое и крутонаклонное падение  $S$  до 4 км,  $H$  до 0,6 ÷ 0,8 км.

Шахтные поля могут иметь различную конфигурацию. Наиболее удобные для разработки – шахтные поля прямоугольной формы с пластами, имеющими выдержанные элементы залегания и выдержанные размеры по простиранию  $S$  и по падению  $H$ . Однако такие конфигурации встречаются не всегда. В основном шахтные поля имеют неправильные формы: невыдержанные элементы залегания пластов, различные размеры  $S$  и  $H$  каждого пласта, наличие крупных геологических нарушений (граница выбирается по нарушению) или наличие охранных объектов на поверхности, под которыми нельзя вести разработку и т. д.

### **Конфигурации шахтных полей**

Для шахтных полей угольных шахт характерны несколько вариантов конфигурации. Рассмотрим пять основных вариантов, разделение на которые произведем условно (в учебных целях), в зависимости от угла падения пластов и наличия складчатости. Такое условное разделение отражает и фактические конфигурации шахтных полей действующих шахт.

*Моноклиналиное залегание пластов с углом падения более  $12^\circ$ .*

Это «классический» вариант шахтного поля правильной конфигурации (рис. 1.7). Он характерен для многих шахт (ш. Первомайская, ш. Березовская и др.). Особенности этой конфигурации: приблизительно одинаковые размеры  $S$  и  $H$  пластов; размер по падению пластов ограничен горизонтальной плоскостью (нижней границей).

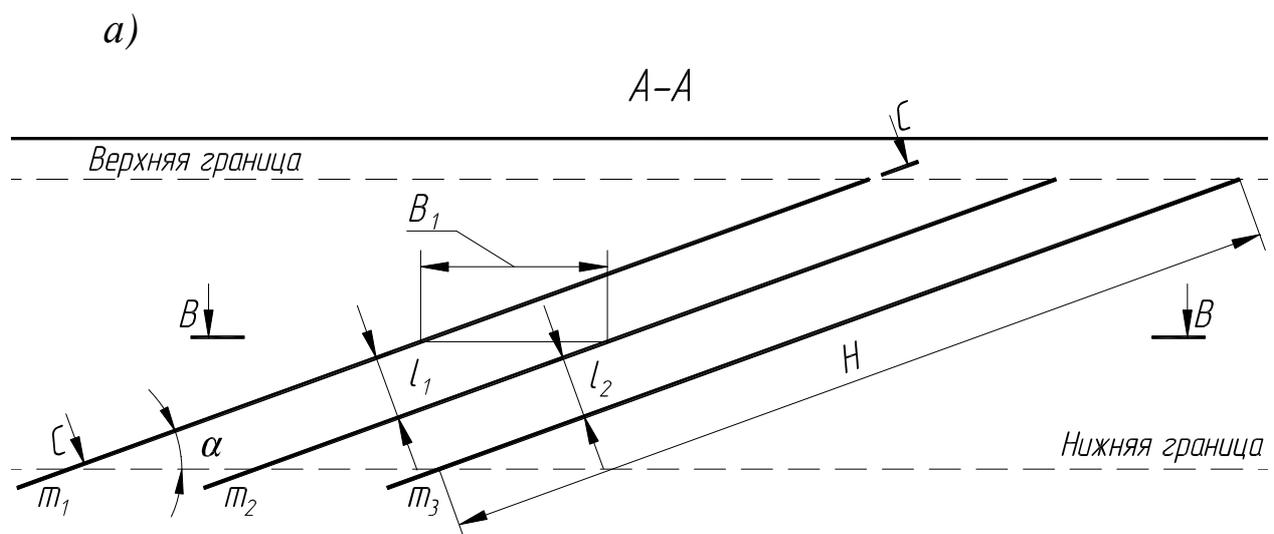
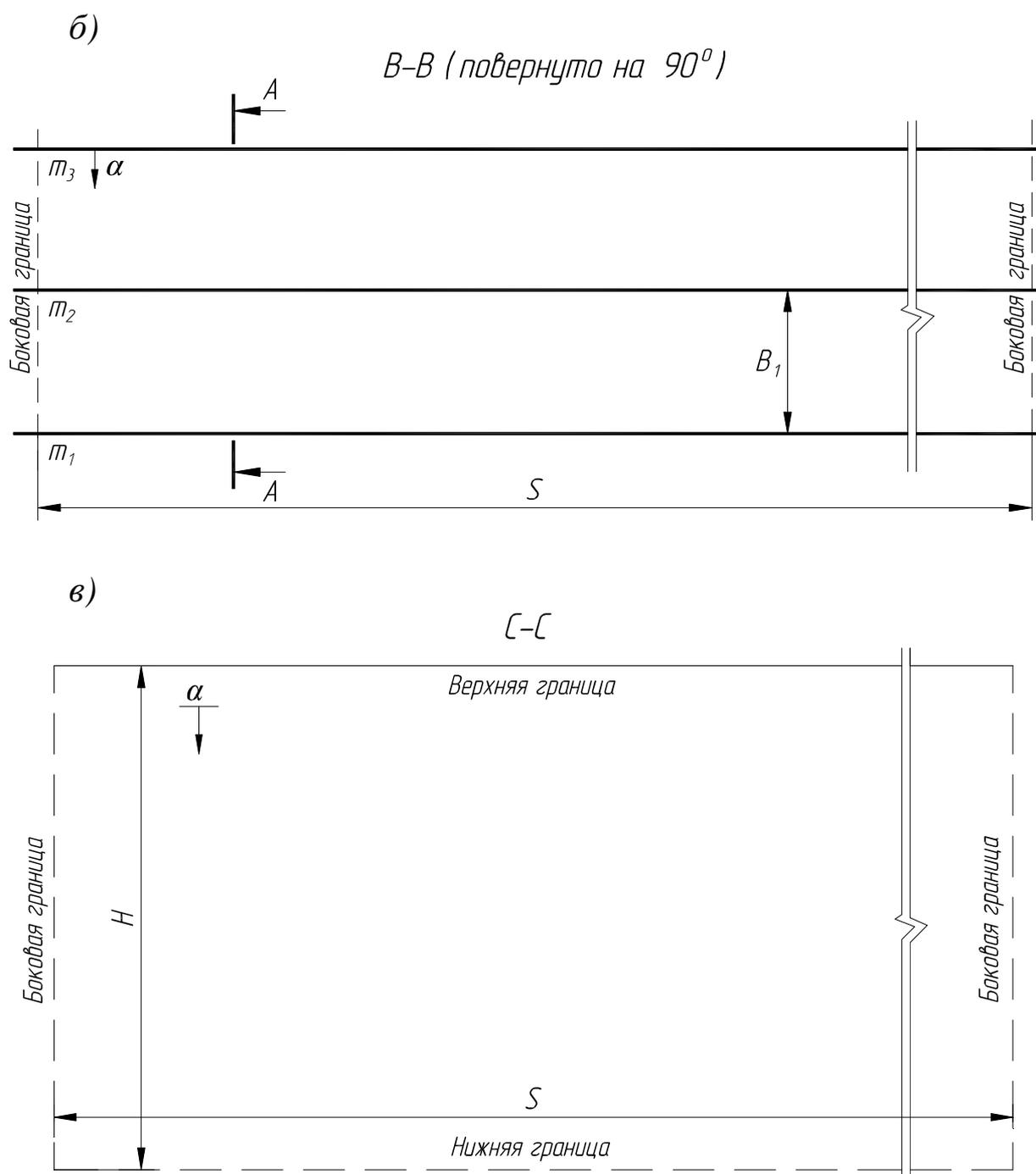


Рис. 1.7. Моноклиналиное залегание пластов с углом падения более  $12^\circ$



*Рис. 1.7. Продолжение:*

*а – вертикальный разрез (схема вскрытия); б – план транспортного горизонта (план выхода пластов под наносы, схема подготовки, горизонтальная схема вскрытия); в – вид в плоскости пласта (система разработки)*

Возможен вариант такой конфигурации с различным размером  $S$  по пластам (рис. 1.8). Следует отметить, что для всех рассматриваемых конфигураций шахтных полей возможен как вариант представленный на рис. 1.7 б, так и вариант, как на рис. 1.8 (встречается чаще).

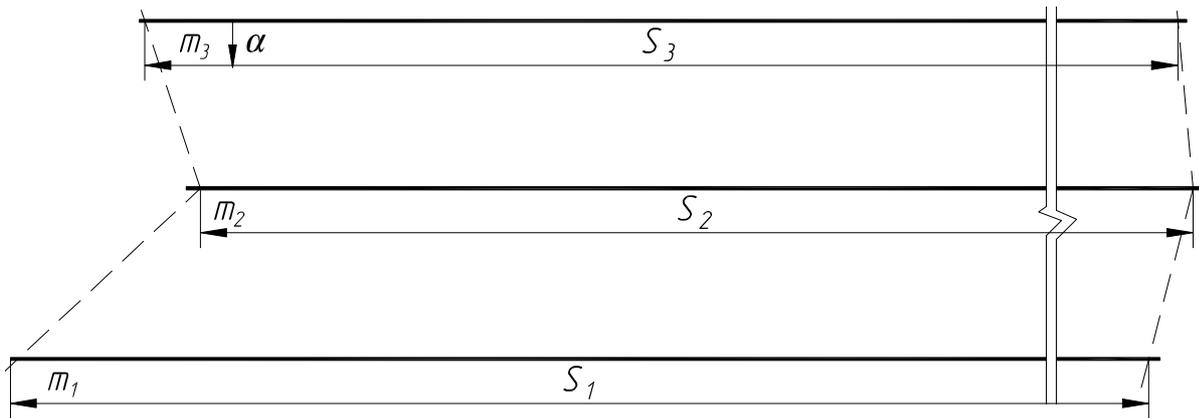


Рис. 1.8. План транспортного горизонта при различном размере  $S$

*Моноклиналиное залегание пластов с углами падения от 6 до 12°.*

Шахтные поля такой конфигурации (рис. 1.9) характерны для Ленинск-Кузнецкого района (ш. Комсомолец, ш. Польшаевская), шахт юга Кузбасса (ш. Распадская, ш. им. В. И. Ленина) и др. Особенности этой конфигурации: различный размер  $H$ , который ограничен вертикальной плоскостью, при этом нижней границей является почва нижнего пласта.

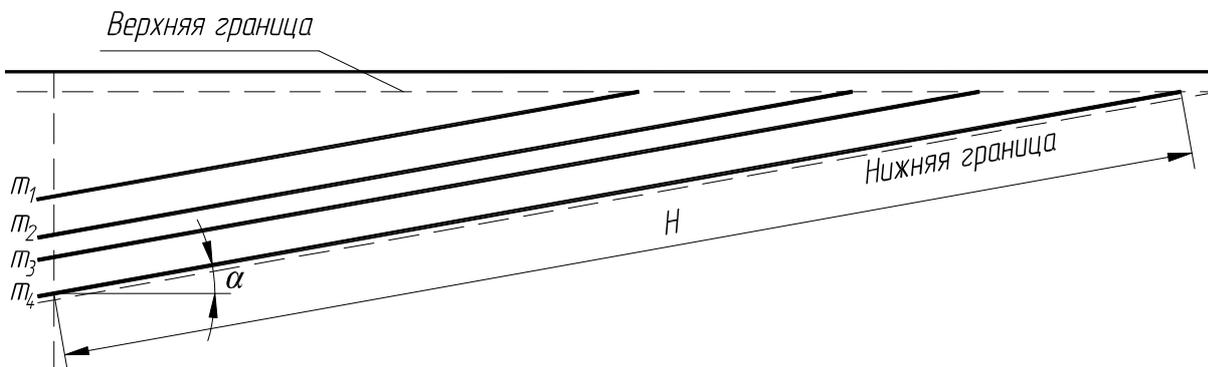


Рис. 1.9. Моноклиналиное залегание пластов с углами падения от 6 до 12°

*Моноклиналиное залегание пластов с углами падения до 6°.*

Особенность такой конфигурации – отсутствие выходов пластов под наносы (ш. Южная). Нижней границей шахтного поля является почва нижнего пласта, по падению пласты ограничены двумя вертикальными плоскостями, верхней границей является кровля верхнего пласта (рис. 1.10). В верхней части такого месторождения, (правее правой вертикальной плоскости) может располагаться шахтное поле соседней шахты. Представленное на рис. 1.10 шахтное поле может также являться одним из крыльев складки.

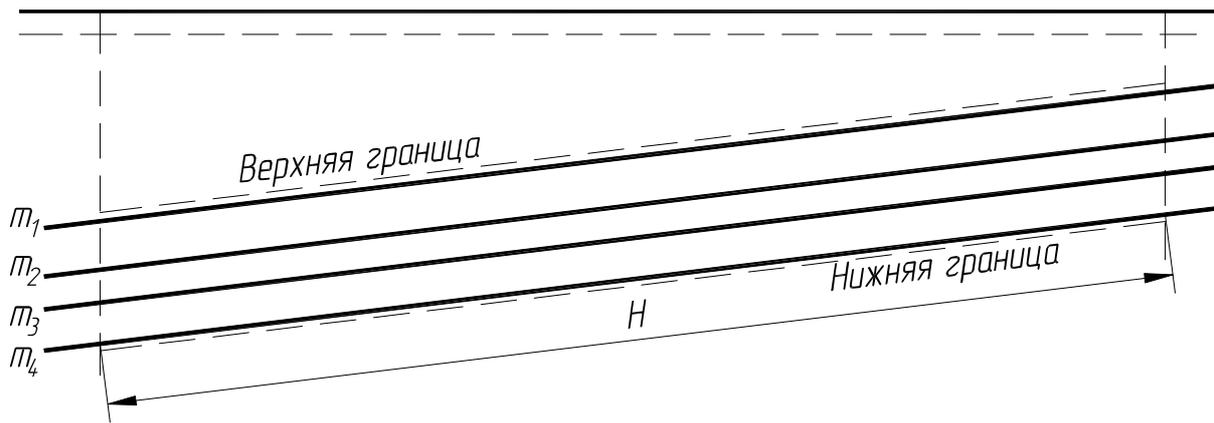


Рис. 1.10. Моноклиналиное залегание пластов с углами падения менее  $6^\circ$

*Антиклинальное залегание.*

Для таких шахтных полей (рис. 1.11) характерно отсутствие выходов пластов под наносы (выход пластов под наносы может быть только у верхних пластов). Нижняя граница – горизонтальная плоскость, верхняя граница – кровля верхнего пласта.

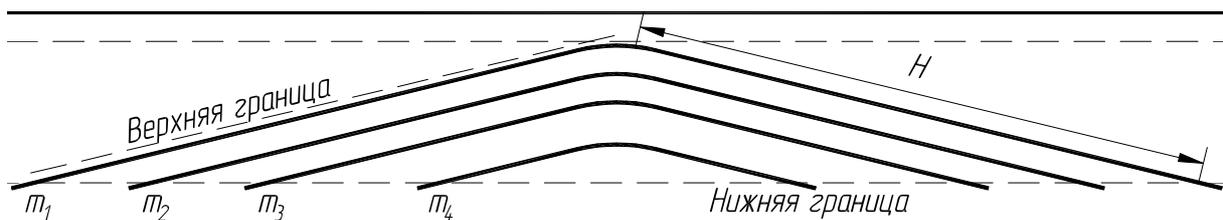


Рис. 1.11. Антиклинальное залегание

*Синклиналиное залегание.*

Верхней границей является выход пластов под наносы; нижняя граница – почва нижнего пласта (шахта им. С. М. Кирова, им. 7 Ноября и др.).

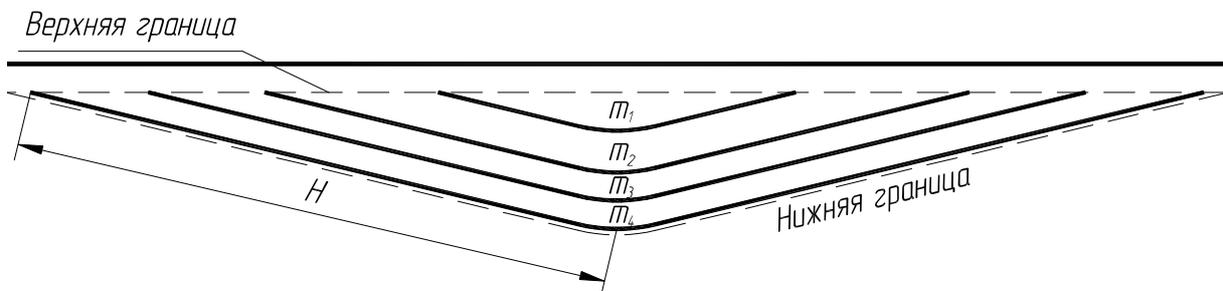


Рис. 1.12. Синклиналиное залегание

Общая особенность обеих складок: наличие двух крыльев складки, в каждой из которых пласты имеют различные размеры по падению  $H$ .

Представленные на рис. 1.11 и 1.12 варианты складок идеализированы. Чаще всего крылья складок имеют различные элементы залегания и размеры (ш. Чертинская-Коксовая). Нередко антиклинальное залегание переходит в синклинальное (ш. Бутовская).

### **Примеры контрольных вопросов**

1. Что называют земной корой?
2. Что называют полезными ископаемыми?
3. Какие нарушения залегания пластов рассмотрены в этой теме?
4. Назовите элементы залегания пластов.
5. Как называются запасы, которые подлежат непосредственному извлечению и выдаче на поверхность?
6. Назовите виды потерь.
7. Что называют шахтным полем?
8. Назовите параметры шахтного поля.

## ТЕМА № 2. ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ

Цель занятия: изучение классификации, терминологии горных выработок и их расположения в земной коре.

### *Классификация горных выработок*

Работы по извлечению залежей полезных ископаемых называются горными работами. В результате ведения горных работ в толще полезного ископаемого или пустых пород образуются полости. Горные выработки – полости в толще полезных ископаемых и пустых пород, образующиеся в результате ведения горных работ.

Подземные горные выработки могут быть классифицированы по тем или иным признакам. Основные классификационные признаки горных выработок следующие.

По общему назначению:

- разведочные – служащие для поиска и разведки полезных ископаемых;
- эксплуатационные – служащие для разработки месторождений полезных ископаемых.

По основному функциональному назначению эксплуатационные выработки разделяют на служащие для:

- транспорта полезного ископаемого (конвейерные или откаточные);
- транспорта вспомогательных грузов (материалы, оборудование, люди);
- подачи свежего и выдачи исходящего воздуха (соответственно воздухоподающие и вентиляционные);
- удаления воды (дренажные);
- отвода метановоздушной смеси (газодренажные);

По положению в пространстве: вертикальные, горизонтальные, наклонные.

По положению относительно залежи полезного ископаемого – проведённые: вкрест линии простирания, вдоль линии простирания, вдоль линии падения (восстания), под углом к линии падения (восстания).

Все подземные горные выработки классифицируют на выработки имеющие или не имеющие непосредственный выход на дневную поверхность.

Согласно стадиям разработки месторождения, различают вскрывающие, подготовительные и очистные выработки.

Ввиду большого количества классификационных признаков затруднительно отразить все аспекты классификации горных выработок в одной графической интерпретации, поэтому в специализированной литературе представлены различные подходы к освещению этого вопроса. Один из видов классификации показан на рис. 2.1. В её основу заложен еще один классификационный признак – тип выработки. В эту блок-схему включены выработки, используемые при разработке угольных и рудных месторождений.

Каждая горная выработка имеет своё терминологическое определение. В основе большинства этих определений лежат четыре классификационных признака (из рассмотренных выше):

- положение в пространстве;
- наличие или отсутствие непосредственного выхода на дневную поверхность;
- положение относительно простирания или падения пласта;
- основное функциональное назначение.

Следует отметить, что практически во всех выработках проходит воздух, могут передвигаться люди и грузы и т. д. Однако в определении горной выработки отражается именно основное назначение. Это назначение, как правило, также отражается в названии выработки, поэтому названия всех горных выработок состоят, минимум, из двух слов (например, воздухоподающий ствол), многих выработок – из двух слов и цифрового обозначения (например, конвейерный штрек 18-10).

Далее представлены определения горных выработок, составленные описанным выше образом и сгруппированные согласно основному классификационному признаку блок-схемы на рис. 2.1.

Отдельно следует представить классификацию выработок согласно стадиям разработки. Это одна из наиболее часто применяемых классификаций, поэтому ознакомление с ней является обязательным при изучении технологии подземных горных работ.

Вскрывающие горные выработки – это выработки, по которым осуществляется доступ к месторождению или его частям. Они служат для вскрытия месторождений полезных ископаемых. Вскрывающие выработки проводятся при строительстве горных предприятий и, как правило, служат весь срок его работы. Вскрывающие выработки: ствол, штольня, гезенк, квершлаг, шурф, тоннель.

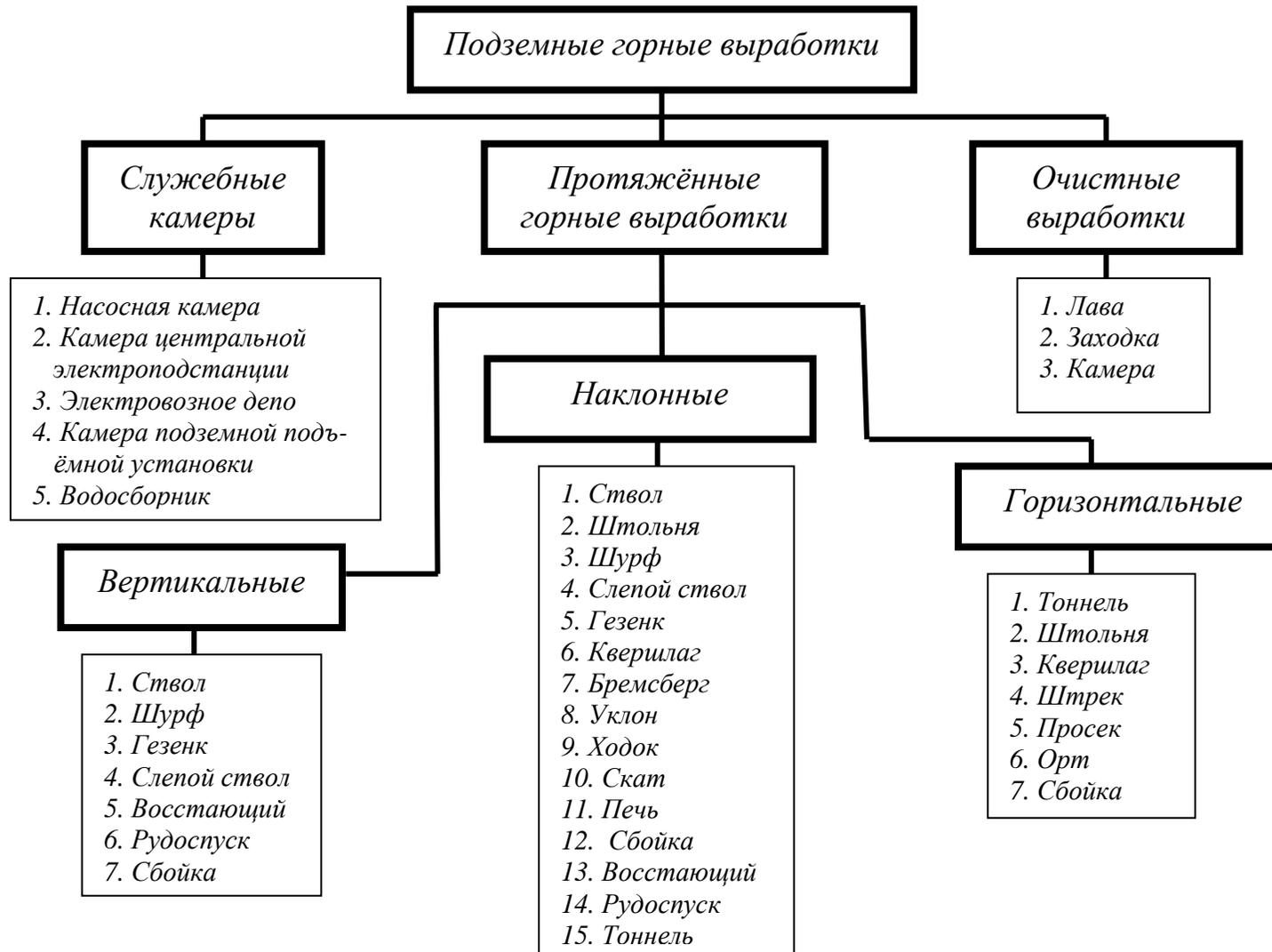


Рис. 2.1. Классификация подземных горных выработок

Подготовительные горные выработки – это выработки, служащие для подготовки месторождений к очистной выемке. Подготовительные выработки проводятся от вскрывающих выработок или от подготовительных выработок, проведённых ранее. Подготовительные выработки: бремсберг, уклон, ходок, штрек, скат, печь, просек, сбойка, восстающий, рудоспуск.

Очистные выработки – это выработки, в которых происходит массовая отбойка полезного ископаемого. К ним относят очистной забой, заходку, камеру.

### ***Протяжённые горные выработки***

***Ствол*** (ствол шахты, шахта) – вертикальная или наклонная горная выработка, имеющая непосредственный выход на дневную поверхность и предназначенная для:

- выдачи полезного ископаемого из шахты – *главный ствол* (скиповой или конвейерный);
- спуска-подъёма людей, выдачи пустой породы, доставки материалов и оборудования – *вспомогательный ствол* (клетевой, грузовой или людской);
- подачи свежего воздуха в шахту – *воздухоподающий ствол*;
- отвода исходящей струи воздуха из шахты – *вентиляционный ствол*.

***Штольня*** – горизонтальная или наклонная горная выработка, проводимая в условиях гористой местности, имеющая непосредственный выход на дневную поверхность, расположенная вкрест или вдоль линии простираения полезного ископаемого и предназначенная для различных целей. По главному функциональному назначению штольня может быть главной, вспомогательной, воздухоподающей, вентиляционной и т. д.

***Шурф*** – вертикальная или наклонная подземная горная выработка, имеющая непосредственный выход на дневную поверхность, проведённая в пределах наносов с поверхности земли и предназначенная для спуска-подъёма людей и грузов, выдачи исходящей струи воздуха из шахты, использования в качестве аварийного (запасного) выхода из шахты.

***Слепой ствол*** – вертикальная или наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность. По главному функциональному назначению слепой ствол

также может быть главным, вспомогательным, воздухоподающим, вентиляционным и т. д.

Расположение стволов относительно пластов представлено в теме № 5.

**Гезенк** – вертикальная подземная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность и предназначенная для транспортировки угля сверху вниз под действием гравитации.

**Квершлаг** – горизонтальная или наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, пройденная вкрест линии простираения полезного ископаемого и предназначенная для различных целей. По главному функциональному назначению квершлаг может быть главным, вспомогательным, воздухоподающим, вентиляционным и т. д.

**Бремсберг** – наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, расположенная вдоль линии падения пласта (или под углом к ней), проводимая по пласту или вмещающим его породам, предназначенная для транспортировки угля сверху вниз с помощью механических транспортных средств (преимущественно ленточных конвейеров).

**Уклон** – наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, расположенная вдоль линии падения пласта (или под углом к ней), проводимая по пласту или вмещающим его породам, предназначенная для транспортировки угля снизу вверх с помощью механических транспортных средств (преимущественно ленточных конвейеров).

**Ходок (при бремсберге, уклоне)** – наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, расположенная вдоль линии падения пласта (или под углом к ней), проводимая по пласту или вмещающим его породам, предназначенная для транспортировки, передвижения и перевозки людей (*людской ходок*), грузов (*грузовой ходок*), а также подачи свежего воздуха для проветривания забоев и выдачи исходящей струи.

**Штрек** – горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, пройденная вдоль линии простираения полезного ископаемого и предназначенная для различных целей. По главному функциональному назначению штрек может быть конвейерным, откаточным, вентиляционным, главным, дренажным и т. д. Штрек, проведённый по пласту угля, назы-

вается *пластовым*; проведённый по рудной залежи – *рудным*. Штрек, проведённый по пустым породам, называют *полевым*.

**Скат** – наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, расположенная вдоль линии падения пласта (или под углом к ней), проводимая по пласту или вмещающим его породам и предназначенная для транспортировки вниз полезного ископаемого или закладочного материала под действием гравитации.

**Печь** – наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, расположенная вдоль линии падения пласта (или под углом к ней), проводимая по пласту или вмещающим его породам и предназначенная для различных целей. По главному функциональному назначению печи бывают углеспускными; ходовыми; вентиляционными.

**Печь**, соединяющая ярусный конвейерный и вентиляционный штреки по перпендикуляру, называется *разрезной*; под углом  $55\div 65^\circ$  – *диагональной*. Из разрезной печи, в дальнейшем, сооружают монтажную камеру. Диагональные печи проводят для облегчения транспортировки отбитой горной массы и проветривания при проходке штреков.

**Печь** отличается от *ската* количеством отделений. Печь имеет одно отделение, скат – два или три.

**Просек** – горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, проводимая параллельно штреку, обычно без подрывки боковых пород, и предназначенная для проветривания штреков в период их проходки.

**Орт** – горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, проводимая в толще рудной залежи или мощного пласта, вкрест линии простирания и предназначенная для различных целей. По главному функциональному назначению орты бывают откаточными, буровыми, вентиляционными и т. д.

**Сбойка** – вертикальная, горизонтальная или наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, проводимая между двумя параллельными наклонными или горизонтальными горными выработками и предназначенная для обеспечения транспортной и аэродинамической связи между этими выработками.

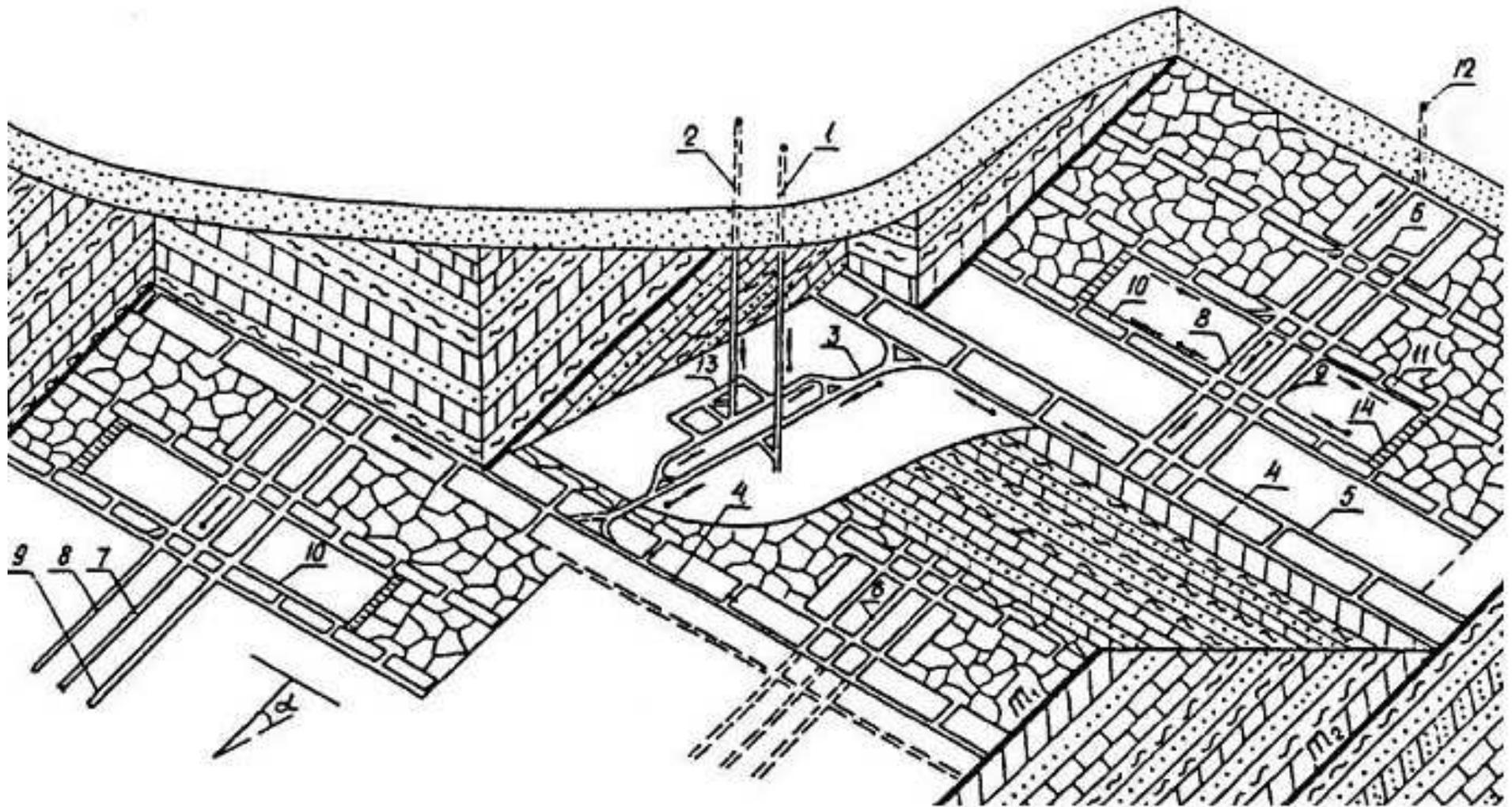


Рис. 2.2. Технологическая схема угольной шахты (аксонометрия):

1 – главный скиповый ствол; 2 – вспомогательный клетевой ствол; 3 – главный откаточный квершлаг; 4 – пластовой откаточный штрек; 5 – просек; 6 – тормозберг; 7 – уклон; 8 – грузовой ходок; 9 – людской ходок; 10 – ярусный конвейерный штрек; 11 – ярусный вентиляционный штрек; 12 – шурф; 13 – околоствольный двор; 14 – очистной забой

**Восстающий** – вертикальная или крутонаклонная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проведённая *по рудному телу* или пустым породам и служащая для перемещения грузов и людей с одного горизонта на другой, вентиляции и других целей при ведении очистных работ в блоке.

**Рудоспуск** – вертикальная или крутонаклонная горная выработка, предназначенная для перепуска руды или рудной массы сверху вниз под действием гравитации. Рудоспуск, предназначенный для перепуска руды или рудной массы из нескольких горизонтов на общий – концентрационный горизонт, называется *капитальным*.

**Тоннель** – горизонтальная или наклонная горная выработка, проводимая в гористой местности и имеющая два непосредственных выхода на дневную поверхность.

### **Служебные камеры**

**Служебная камера** – вертикальная, наклонная или горизонтальная подземная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, у которой протяжённость, ширина и высота – величины одного порядка. Камера проводится по полезному ископаемому или пустым породам и предназначена для различных целей. По главному функциональному назначению различают следующие камеры: насосная камера, камера для электрооборудования, камера ожидания и т. д. Несколько камер различного назначения располагают около сопряжения стволов с главными транспортными (воздухоподающими) выработками шахты. Они входят в структуру околоствольного двора.

### **Очистные выработки**

**Очистной забой** – выработка, в которой происходит массовая отбойка (добыча) полезного ископаемого. Очистной забой угольной шахты, оборудованный очистным механизированным комплексом, называют *лавой* (см. тему 8). Такие очистные выработки характерны для систем разработки длинными столбами (см. тему 7).

**Заходка** – горизонтальная или наклонная выработка, формируемая комбайном за один заход, отбойка полезного ископаемого в которой ведётся проходческим комбайном или комбайном типа «Continuous miner» (рис. 4.2). Ширина заходки приблизительно рав-

на ширине погрузочной части комбайна. Заходки характерны для камерно-столбовых систем разработки.

**Камера** – горизонтальная или наклонная выработка формируемая комбайном за несколько заходов, отбойка полезного ископаемого в которой ведётся проходческим комбайном или комбайном типа «Continuous miner». Ширина камеры больше ширины погрузочной части комбайна. Камеры характерны для камерных систем разработки.

На рис. 2.2 и 2.3 представлены примеры технологической схемы угольной шахты. В этих примерах представлен ряд горных выработок, определения которых рассмотрены выше. Следует отметить, что данные рисунки отражают принципиальное расположение выработок в пространстве и относительно друг друга. В реальности такое состояние горных работ не характерно для современных угольных шахт. Например, на рис. 2.2 изображены 4 очистных забоя. На современных шахтах в работе находится, как правило, один очистной забой, в уклонной или бремсберговой части шахтного поля. В темах 4, 5, 6 данного пособия представлены графические материалы, содержащие конкретные примеры схем и систем, характерные для современных шахт.

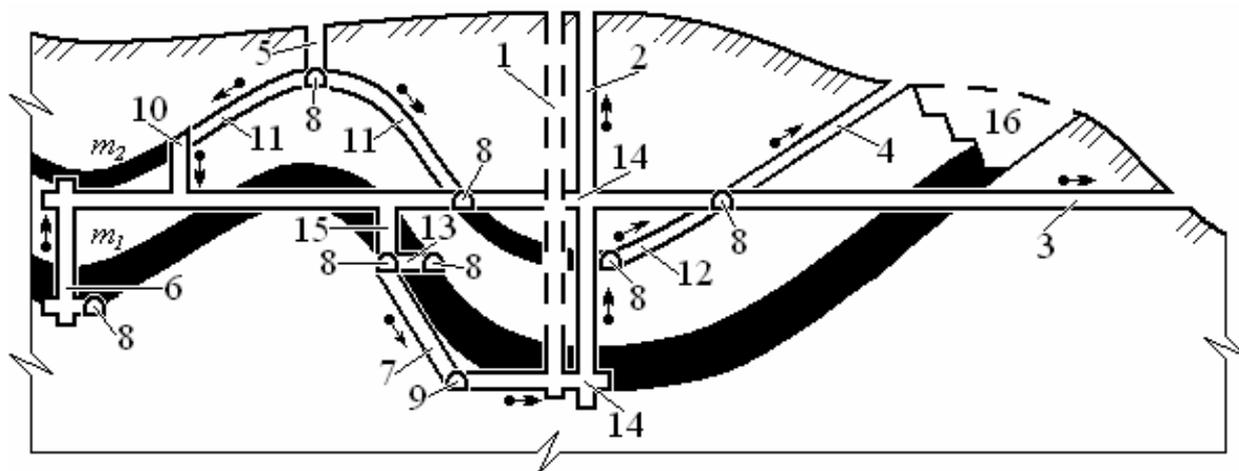
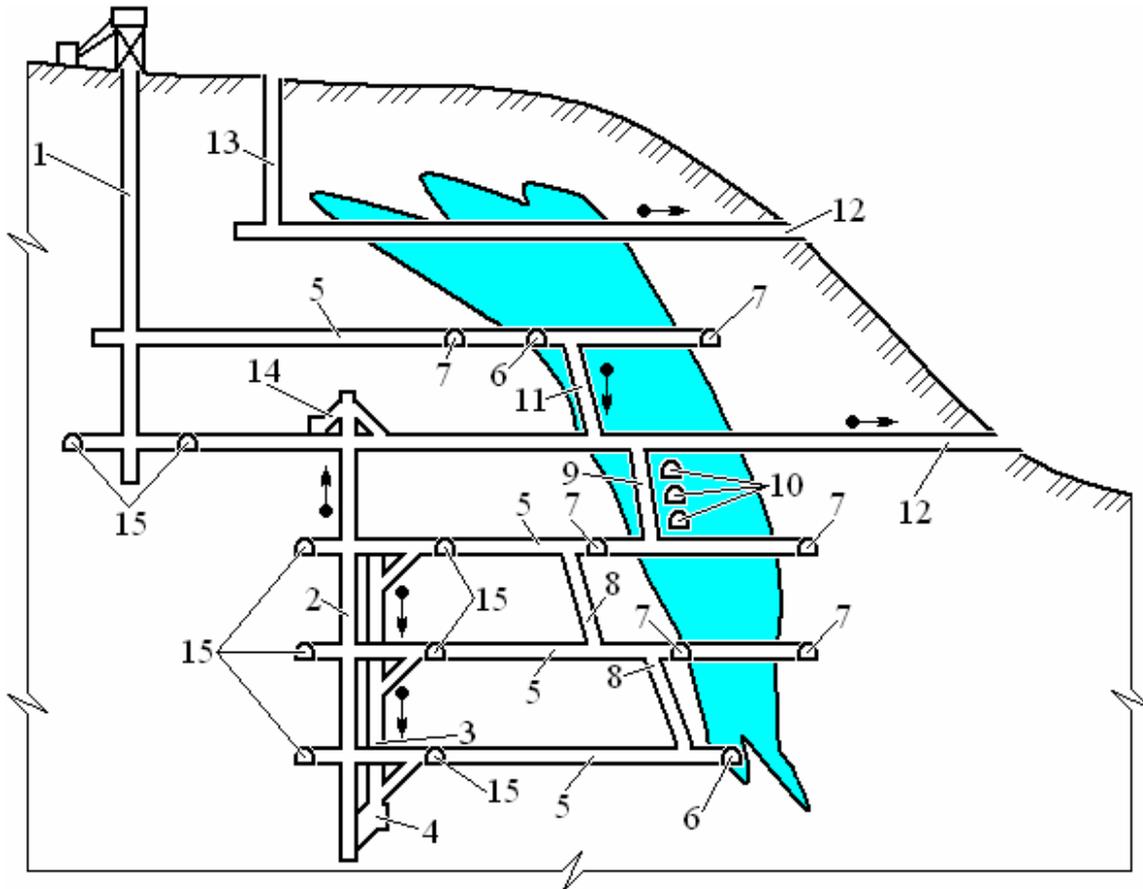


Рис. 2.3. Схема угольной шахты (разрез вкрест простирания):

1 – вспомогательный клетевой ствол; 2 – главный скиповый ствол; 3 – главная штольня; 4 – главный наклонный ствол; 5 – вентиляционный ствол; 6 – слепой ствол; 7 – скат; 8 – пластовый штрек; 9 – полевой штрек; 10 – гезенк; 11 – бремсберг; 12 – уклон; 13 – орт; 14 – околоствольный двор; 15 – вентиляционная печь; 16 – угольный разрез

На рис. 2.4 представлен пример технологической схемы рудной шахты. Комплекс подземных выработок рудной шахты отличается от угольной. Некоторые терминологические определения подземных горных выработок рудной шахты имеют свои определенные названия выполняя сходные функции с выработками угольной шахты и наоборот.



*Рис. 2.4. Схема рудной шахты (разрез вкрест простирания):*

*1 – вспомогательный клетевой ствол; 2 – главный слепой ствол; 3 – капитальный рудоспуск; 4 – подземный дробильный комплекс; 5 – этажный квершлаг; 6 – рудный штрек; 7 – полевой штрек; 8 – полевой вентиляционный восстающий; 9 – рудный вентиляционный восстающий; 10 – подэтажный штрек; 11 – рудоспуск; 12 – главная штольня; 13 – вентиляционный ствол; 14 – камера подземной подъёмной установки; 15 – околоствольный двор (руддвор)*

### **Примеры контрольных вопросов**

1. Что называют горной выработкой?
2. Назовите основные классификационные признаки горных выработок.

3. На какие группы можно разделить эксплуатационные выработки по основному функциональному назначению?
4. Что лежит в основе терминологического определения горной выработки?
5. Дайте определение квершлага.
6. Покажите квершлаг на рис. 2.2.
7. Назовите подготовительные выработки, рассмотренные в этой теме. Какие из них изображены на рис. 2.2?
8. Покажите на рис. 2.2 наклонные выработки.

## ТЕМА № 3. ОСНОВЫ ГЕОМЕХАНИКИ

Цель занятия: ознакомление с основными вопросами, рассматриваемыми геомеханикой и изучение базовых понятий и терминов напряжённо-деформированного состояния горных массивов.

Геомеханика (горная) – фундаментальный раздел горной науки, включающий изучение механических свойств и напряжённо-деформированного состояния массивов горных пород и механических процессов, возникающих в них при горных разработках. Слово «геомеханика» имеет следующее происхождение: Гея – древнегреческая богиня земли; механика – наука, изучающая движение материальных тел и взаимодействие между ними.

Постепенно развиваясь с древнейших времен, горная геомеханика (геомеханика) начала формироваться в научную дисциплину лишь в XIX веке. В самостоятельную учебную дисциплину геомеханика сформировалась в последние 25–30 лет.

Основными задачами геомеханики являются:

- изучение природы и механизмов геомеханических процессов, происходящих в массиве горных пород под влиянием горных работ;

- обоснование технологических параметров и процессов выемки пород и добычи полезных ископаемых, связанных с их разрушением и отделением от массива;

- рациональное управление горным давлением, выражающееся в установлении закономерностей возникновения и развития напряжённо-деформационных полей в области влияния горных работ, целенаправленном перераспределении напряжений, деформаций, перемещений, разрушений и упрочнений породного массива, обеспечивающее безопасный и производительный труд горнорабочих.

Геомеханика в нашей стране и за рубежом формировалась и развивалась на основе идей и исследований таких ученых, как М. М. Протодяконов, А. Н. Динник, А. А. Скочинский, Л. Д. Шевяков, И. М. Петухов, А. А. Борисов, П. В. Егоров, К. Н. Трубецкой и др.

### **3.1. Естественное напряжённое состояние массивов горных пород**

Информация о напряжённом состоянии массива горных пород до ведения в нём горных работ (напряжённое состояние нетронутого массива) имеет первостепенное значение для решения подав-

ляющего большинства горно-строительных и эксплуатационных задач. Она необходима для оценки устойчивости породных обнажений, расчёта крепи подготовительных и очистных выработок, выбора и обоснования способа охраны подготовительных выработок, прогноза горных ударов, других явлений и процессов в массивах [8].

От величины напряжённого состояния массива пород в большой мере зависит характер и степень проявления горного давления в подготовительных выработках и, следовательно, их устойчивость.

Возникновение и перераспределение напряжений в земной коре – процесс многофакторный и многостадийный. Напряжения переменны в пространстве и во времени, зависят от многих факторов, из которых важнейшими являются гравитация, инерционные силы вследствие движения Земли и внутренние силы, вызванные главным образом тектоническими процессами. В ряде случаев заметное влияние на поле напряжений оказывают подземные воды, газовое давление, температура пород, рельеф дневной поверхности и структурные особенности данного месторождения (складчатость, слоистость, нарушенность, трещиноватость массива и т. д.).

Основная концепция современной механики горных пород и массивов состоит в том, что напряжённое состояние верхней части земной коры в общем случае определяется действием в земной коре двух независимых силовых полей: гравитационного и тектонического. Гравитационное поле обусловлено законом всемирного тяготения, а тектоническое поле – неравномерным распределением в пространстве скорости тектонических движений и скорости деформаций земной коры, т. е. наличием градиента тектонических движений.

### ***Напряжённое состояние массива горных пород, обусловленное гравитационными силами***

Основными причинами напряжённого состояния горных пород массива, характеризующегося отсутствием действия тектонических сил, являются объёмные силы тяжести. Рассматривая массив пород как упругую среду, А. Н. Динник решил задачу о распределении напряжений в произвольном элементарном объёме изотропного массива в поле гравитационных сил.

На рис. 3.1 представлена схема напряжённого состояния элементарного объёма (кубика со стороной, равной единице) породы массива, расположенного на глубине  $H$  от дневной поверхности. Кубик находится в условиях всестороннего сжатия, характеризующегося напряжениями  $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$ ,  $\sigma_z$ .

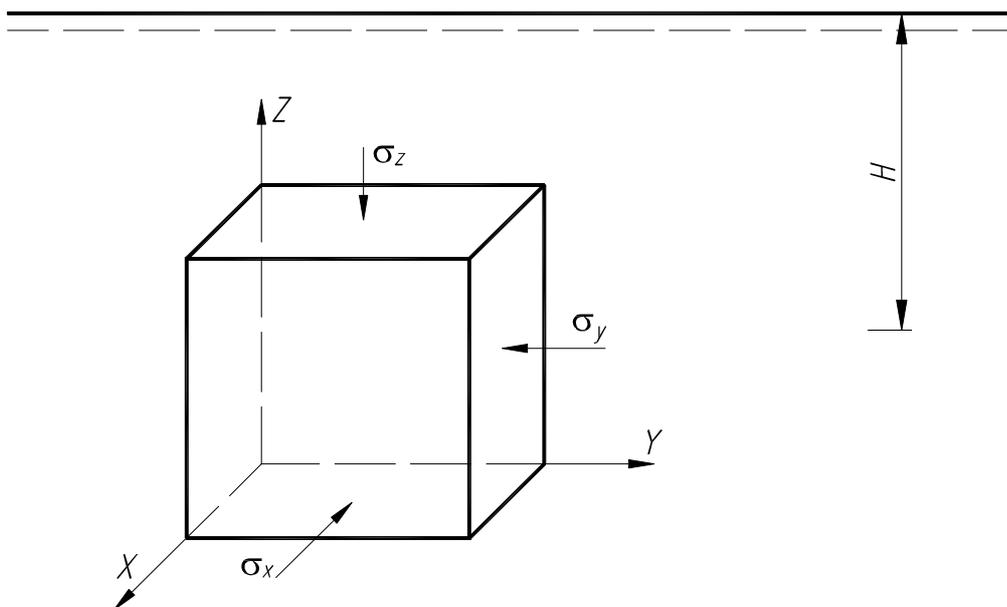


Рис. 3.1. Схема к определению напряжённого состояния массива горных пород

Вертикальные напряжения  $\sigma_z$  равны весу столба пород:

$$\sigma_z = \gamma H, \quad (3.1)$$

где  $\sigma_z$  – вертикальные напряжения, МПа;  $\gamma$  – объёмный вес пород, залегающих над элементарным объёмом, кН/м<sup>3</sup>;  $H$  – глубина, м.

Под действием  $\sigma_z$  кубик укорачивается в вертикальном направлении, стремясь расшириться в горизонтальном, чему препятствуют окружающие породы. В результате возникают горизонтальные сжимающие напряжения  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$ , которые в изотропной среде равны между собой и могут быть определены из обобщенного закона Гука.

$$\sigma_x = \sigma_y = \lambda \gamma H, \quad (3.2)$$

$$\lambda = \frac{\nu}{1 - \nu}, \quad (3.3)$$

где  $\nu$  – коэффициент Пуассона;  $\lambda$  – коэффициент бокового давления.

При предельном значении  $\nu = 0,5$  коэффициент бокового давления  $\lambda = 1$ , соответственно

$$\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z. \quad (3.4)$$

Условие (3.4) характеризует идеальное состояние равновесия

без сдвига – это гидростатическое напряжённое состояние пород в массиве. Гипотеза о гидростатическом распределении напряжений впервые была высказана швейцарским геологом Геймом во второй половине XIX века. Этот вид напряжённого состояния в существенной мере характерен для пльвунов и очень слабых малосвязных обводнённых пород.

При неоднородных массивах, состоящих из слоёв пород с различным объёмным весом, формулы (3.1) и (3.2) принимают вид

$$\left. \begin{aligned} \sigma_z &= \sum \gamma_i h_i ; \\ \sigma_x &= \sigma_y = \lambda \sum \gamma_i h_i, \end{aligned} \right\} \quad (3.5)$$

где  $\gamma_i$  – объёмный вес  $i$ -го слоя пород,  $\text{кН/м}^3$ ;  $h_i$  – мощность  $i$ -го слоя, м.

### ***Тектонические напряжения в массиве горных пород***

В настоящее время накоплен и обобщен достаточно представительный материал по измерению напряжённого состояния пород в естественном залегании в различных горнопромышленных районах мира. Установлено, что в ряде массивов земной коры горизонтальные напряжения превышают вертикальные. Это объясняется продолжающимися тектоническими процессами. Во многих месторождениях, породных массивах тектонические напряжения превышают в 2–4 раза гравитационные, особенно на небольших глубинах.

Первое обобщение экспериментальных исследований по данному вопросу сделал шведский ученый Н. Хаст. На основании многочисленных замеров он установил, что изменение суммы напряжений по двум горизонтальным направлениям с глубиной происходит по зависимости

$$\sigma_x + \sigma_y = 18 + 0,98H . \quad (3.6)$$

Профессор П. В. Егоров, обобщая натурные исследования напряжённого состояния пород методом разгрузки на ряде месторождений, склонных к горным ударам, установил зависимости изменения суммы горизонтальных напряжений с глубиной

$$\sigma_x + \sigma_y = 27 + 0,7H . \quad (3.7)$$

По результатам обобщенных исследований А. Д. Сашурина напряжённого состояния верхней части земной коры до глубины

2,8 км по 140 участкам земного шара (это наиболее полные данные экспериментальных исследований в настоящее время) изменения напряжённого состояния массива пород с глубиной подчиняются зависимости

$$\frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} - \gamma H = 15,4 \pm 2,34. \quad (3.8)$$

Рассмотренные выше результаты указывают на то, что распределение напряжений в массивах пород подавляющего количества месторождений мира, как по величине, так и по направленности, невозможно определить, не прибегая к инструментальным исследованиям. Отмечается связь естественных полей напряжений со структурой массива, но однозначной взаимосвязи здесь нет.

### ***Сейсмические напряжения в массиве горных пород***

Сейсмические напряжения в массиве возникают вследствие распространения упругих сейсмических волн, возникающих при землетрясениях.

*Землетрясения* – это подземные удары, мгновенные разрывные разрушения в толще земной коры с выделением огромной энергии, вызванные главным образом действием тектонических напряжений и приводящие к возникновению и распространению в земной коре упругих сейсмических волн.

Очаг землетрясения представляет собой некоторый объём в толще Земли, в котором происходят разрывы и почти мгновенное перемещение масс в результате высвобождения длительно накапливающейся энергии. В центре очага условно выделяется точка – гипоцентр землетрясения. Проекция гипоцентра на поверхность земли называется эпицентром. Очаги землетрясений обычно возникают в земной коре на глубине 10–30 км, в отдельных районах отмечаются точки, исходящие из глубин в сотни километров, т. е. из верхней мантии Земли.

От очага землетрясения во все стороны распространяются упругие сейсмические волны, среди которых различают продольные  $V_p$  и поперечные  $V_s$ . Продольные волны характеризуются возникновением в массиве пород чередующихся деформаций сжатия и растяжения, поперечные волны – деформацией сдвига.

*Интенсивность землетрясений* измеряется в баллах и характеризует степень сотрясения на поверхности Земли. В нашей стране применяется 12-балльная международная шкала землетрясений MSK-64: слабые (1÷4 балла), сильные (5÷8 баллов), сильнейшие (8÷10 баллов) и катастрофические (11÷12 баллов). Существуют и другие шкалы для оценки интенсивности землетрясений.

*Мерой общей энергии*, выделяемой при землетрясении и вызывающей сейсмические волны, служит *магнитуда землетрясения*. Это безразмерная величина, пропорциональная логарифму максимальной амплитуды сейсмической волны (смещения частиц почвы). По величине магнитуды, зная глубину очага землетрясения и расстояние до эпицентра, можно определить *общую энергию землетрясения*. Самое сильное землетрясение имеет магнитуду не более 9.

### **3.2. Напряжённо-деформированное состояние массива пород вокруг одиночных выработок**

Проведение горной выработки, строительство любого подземного сооружения вызывают изменение напряжённого состояния массива пород в некоторой области вокруг них. Это объясняется тем, что столб породы на ширину выработки (сооружения) лишается непосредственной опоры, и часть веса этого столба передаётся на соседние части массива. Появляются повышенные и пониженные напряжения. Те участки массива вокруг выработки, на которых находят опору подработанные породы, называют *зонами повышенных напряжений*. Нижние слои подработанной толщи пород испытывают пониженные напряжения и называются *зонами пониженных напряжений*. Породы за зоной повышенного и зоной пониженного напряжения находятся в естественном напряжённом состоянии (рис. 3.2). Следовательно, вокруг любой выработки всегда формируются две новые зоны напряжённого состояния пород: в кровле и почве – зона (область) пониженных напряжений; в боках и впереди забоя – зона (область) повышенных напряжений. В связи с тем, что на боках выработки находят частичную или полную опору подработанные породы в пределах пролета выработки, зону повышенных напряжений чаще всего называют *зоной опорного давления*. В кровле и почве выработок, т. е. в зоне пониженных напряжений, возникают растягивающие напряжения, а в боках выработок, т. е. в зоне опорного давления, значительно повышаются сжимающие напряжения.

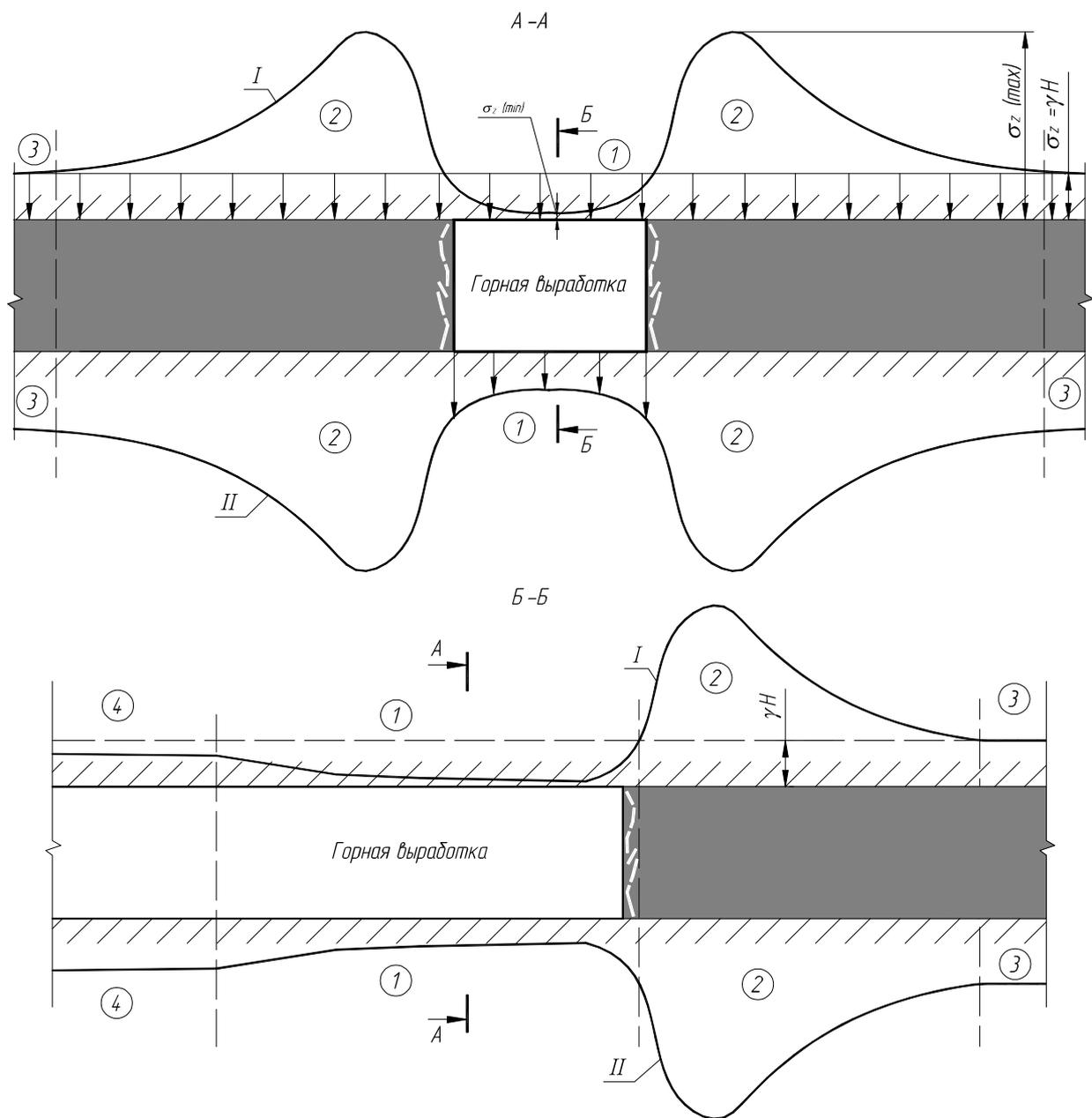


Рис. 3.2. Схема распределения напряжений в породах вокруг одиночной горной выработки:

1 – зона пониженных напряжений; 2 – зона повышенных напряжений (опорного давления); 3 – зона естественного напряжённого состояния; 4 – зона восстановления напряжений; I – эпюра напряжения в породах кровли; II – эпюра напряжения в породах почвы

В случае если массив пород рассматривается изотропной упругой средой, то вертикальные напряжения в зоне пониженных напряжений определяют по формулам:

$$\sigma_{z(\min)} = K_1 \sigma_z = K_1 \gamma H, \quad \sigma_{x(\min)} = \sigma_{y(\min)} = \lambda \sigma_{z(\min)} = K_1 \lambda \gamma H. \quad (3.9)$$

А в зоне опорного давления по формулам:

$$\sigma_{z(\max)} = K_2 \sigma_z = K_2 \gamma H, \quad \sigma_{x(\max)} = \sigma_{y(\max)} = \lambda \sigma_{z(\max)} = K_2 \lambda \gamma H, \quad (3.10)$$

где  $\sigma_i$  – напряжение, МПа;  $\lambda$  – коэффициент бокового давления;  $K_1$  – коэффициент концентрации растягивающих напряжений (коэффициент деконцентрации напряжений,  $K_1 < 1$ );  $K_2$  – коэффициент концентрации сжимающих напряжений ( $K_2 > 1$ ).

*Коэффициентом концентрации напряжений* называется отношение величины напряжения, возникающего после проведения выработки, к величине напряжения в той же точке до проведения выработки.

Область, в которой происходит перераспределение напряжений при проходке выработки, называют *зоной влияния выработки*.

В реальных условиях характер и степень перераспределения напряжений и формирования в породах вокруг одиночных выработок новых зон напряжённо-деформированного состояния зависит главным образом от прочности вмещающих пород, глубины расположения, площади и формы сечения и соотношения ширины к высоте выработки и способа её проведения, плотности установки и механической характеристики применяемой крепи.

Впереди забоя выработки сосредоточиваются и перемещаются по мере подвигания забоя повышенные напряжения, т. е. опорное давление (рис. 3.2, Б-Б). Протяжённость зоны опорного давления в большинстве случаев составляет 2÷6 м. Впереди зоны 2, в зоне 3 породы находятся в естественном напряжённом состоянии. Непосредственно за забоем, в зоне 1, напряжения в породах довольно интенсивно снижаются. Протяжённость зоны 1 обычно не превышает 40 м. За пределами зоны 1, в зоне 4, напряжения в кровле (почве, боках) стабилизируются, т. е. устанавливаются на практически постоянном уровне, близком к первоначальному (до проведения выработки).

В зоне пониженных напряжений породы кровли и почвы выработки испытывают в основном растягивающие напряжения, в боках – сжимающие. В связи с тем, что прочность породы на растяжение обычно в 8–15 раз меньше, чем на сжатие, в первую очередь в основном опасно деформируются и разрушаются породы в кровле и почве выработки, несмотря на то, что напряжения в них значительно меньше, чем в боках выработки.

### 3.3. Напряжённно-деформированное состояние пород вокруг взаимовлияющих выработок

В породах вокруг взаимовлияющих выработок распределение напряжений имеет более сложный характер. Помимо факторов, влияющих на распределение напряжений в породах вокруг одиночных выработок, на распределение напряжений вокруг взаимовлияющих выработок большое влияние оказывают степень их сближенности, т. е. размеры целика между ними, форма поперечного сечения, расположение друг относительно друга (параллельно, одна под другой и др.) и порядок проведения их во времени (одновременно или с разрывом во времени).

На рис. 3.3 показана схема распределения напряжений в породах кровли двух взаимовлияющих горизонтальных (наклонных) горных выработок. Аналогично распределение напряжений и в породах почвы выработок.

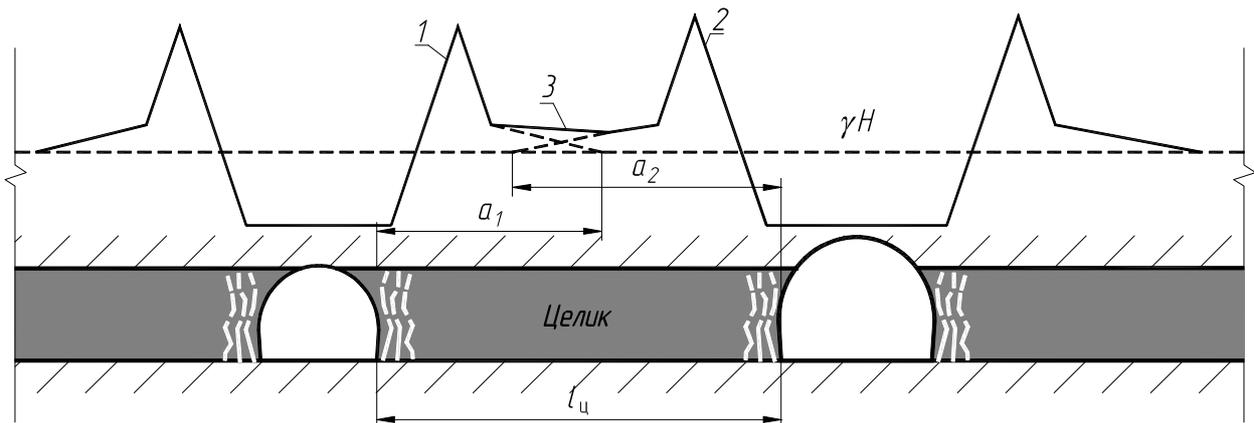


Рис. 3.3. Схема формирования напряжений в породах кровли взаимовлияющих выработок:

1, 2 – эюры напряжений в зоне опорного давления; 3 – участок взаимного наложения напряжений (суммарная эюра)

Взаимное влияние выработок и воздействие опорного давления одной выработки на опорное давление второй выработки, пройденной рядом, не произойдет при условии, когда расстояние между ними  $l_{ц}$  больше суммы протяжённости зоны опорного давления вокруг каждой из них, т. е. при

$$l_{ц} > a_1 + a_2, \quad (3.11)$$

где  $a_1$  – протяжённость зоны опорного давления в окрестности первой выработки;  $a_2$  – то же, второй выработки.

Если выработки расположить одну над другой, то концентрация напряжений (по сравнению с одиночной выработкой) уменьшается, т. е. взаимовлияющие выработки, расположенные указанным образом, друг друга разгружают.

### 3.4. Напряжённо-деформированное состояние массива пород вокруг очистной выработки

На угольных шахтах основными очистными выработками являются лавы, а отработку пластов осуществляют с обрушением пород кровли, на рудных шахтах – камеры с обрушением пород кровли. Небольшая часть угольных пластов и рудных тел отрабатывается с закладкой выработанного пространства закладочными материалами.

Ведение очистных работ приводит к нарушению начального напряжённого состояния пород в большой области вокруг выработанного пространства и очистной выработки. В породном массиве вокруг очистной выработки, как и вокруг подготовительной, формируются две новые зоны напряжённого состояния пород – зона повышенных напряжений (зона опорного давления) и зона пониженных напряжений (зона разгрузки).

Под *опорным давлением* при очистной выемке понимают давление покрывающих пород и пород, зависающих на краевые части массива и целики, на закладочный массив, обрушенные породы в выработанном пространстве:

$$P_{\text{оп}} = P_{\text{п}} + P_{\text{з}}, \quad (3.12)$$

где  $P_{\text{п}}$  – давление покрывающих пород массива, МПа;  $P_{\text{з}}$  – давление (пригрузка) зависающих пород, МПа.

- Параметрами зоны опорного давления являются (рис. 3.5, 3.7):
- протяжённость зон опорного давления по падению, восстанию и простиранию  $l_1, l_2, l_3$ , м;
  - размеры осей полуэллипсов опорного давления в кровле по падению  $r_{\text{к1}}$  и по восстанию  $r_{\text{к2}}$ , м;
  - размеры осей полуэллипсов опорного давления в почве по падению  $r_{\text{п1}}$  и по восстанию  $r_{\text{п2}}$ , м;
  - расстояние до максимума опорного давления по падению, восстанию и простиранию  $x_{\text{м1}}, x_{\text{м2}}, x_{\text{м3}}$ , м;
  - максимальное напряжение в зоне опорного давления по падению, восстанию и простиранию  $\sigma_{\text{м1}}, \sigma_{\text{м2}}, \sigma_{\text{м3}}$ , МПа;

– коэффициент концентрации напряжений в точке максимума опорного давления по падению, восстанию и простиранию  $K_1, K_2, K_3$ .

В распределении опорного давления при ведении очистных работ выделяют ряд пространственных зон. На рис. 3.4 показан общий характер распределения опорного давления в плоскости пологого пласта. Относительно забоя в этой плоскости выделяют следующие зоны опорного давления: *I* – передняя зона опорного давления; *II* – боковые зоны опорного давления (по падению и восстанию); *III* – зона восстановления нагрузок. По характеру изменений опорного давления выделяют зоны: динамических проявлений  $S_1$  и  $S_2$ ; затухания динамических проявлений  $S_3$ ; статического состояния или псевдостатического состояния опорного давления  $S_4$ . В зонах динамических проявлений  $S_1$  и  $S_2$  опорное давление меняет свою интенсивность, характер распределения и ширину охватываемой зоны. Опорное давление в передней зоне *I* отличается от такового в боковых зонах *II*, что обусловлено динамикой зависаний пород вблизи забоя. На достаточном расстоянии от очистного забоя в боковых зонах динамических проявлений не существует.

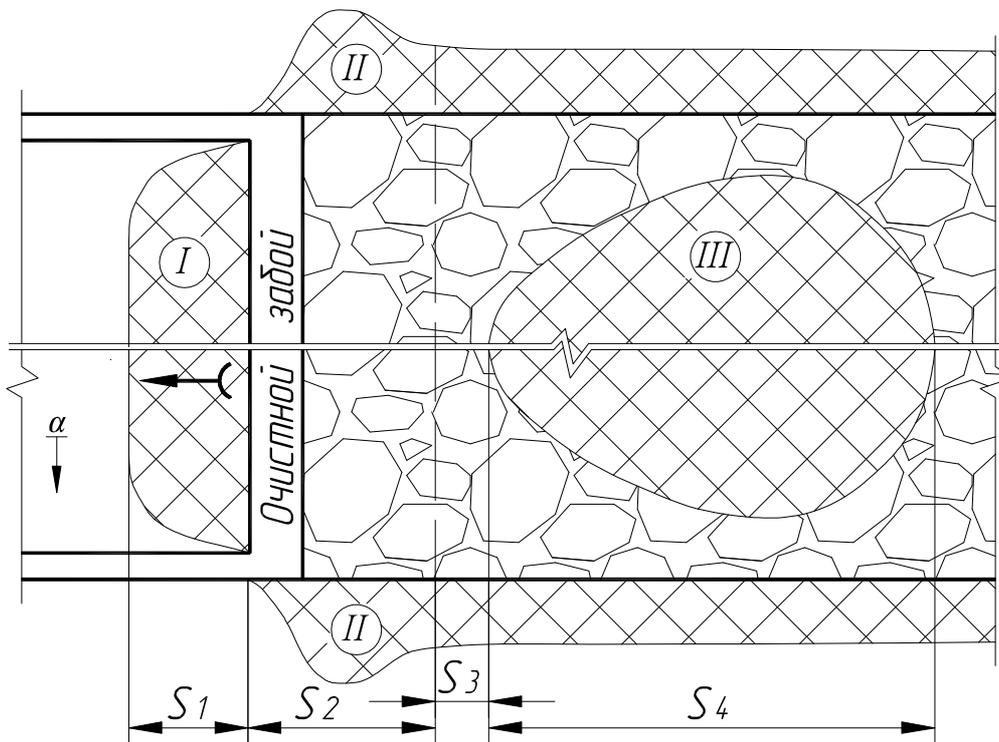


Рис. 3.4. Общий характер распределения опорного давления в плоскости пологого пласта

Динамика опорного давления в боковых зонах *II* проявляется в пределах зоны  $S_2$  в основном аналогично динамике проявления в

зоне  $S_1$  (при практически одинаковой несущей способности и жёсткости опор). Максимум опорного давления ориентируется вблизи забоя в направлении его подвигания: по простиранию, падению или восстанию.

В пределах самих зон опорного давления наблюдается его существенная дифференциация. Так, в передней зоне  $I$  выделяют следующие подзоны (рис. 3.5):  $a$  – пониженных напряжений (относительно  $\gamma H$ );  $b$  – повышенных напряжений;  $v$  – вторая подзона пониженных напряжений;  $z$  – подзона напряжений, близких к  $\gamma H$ .

Пониженное напряжение в приконтурной части  $a$  очистного забоя, а также в боковых зонах опорного давления объясняется тем, что здесь пласт угля под действием опорного давления частично разрушается, в нём раскрываются трещины и другие макродефекты. По этой причине опорное давление перемещается с участка  $a$  на участок  $b$ , который обычно является местом концентрации повышенных напряжений. Эта часть пласта находится в двухосном напряжённом состоянии, в то время как на большем удалении от забоя он находится в объёмном напряжённом состоянии.

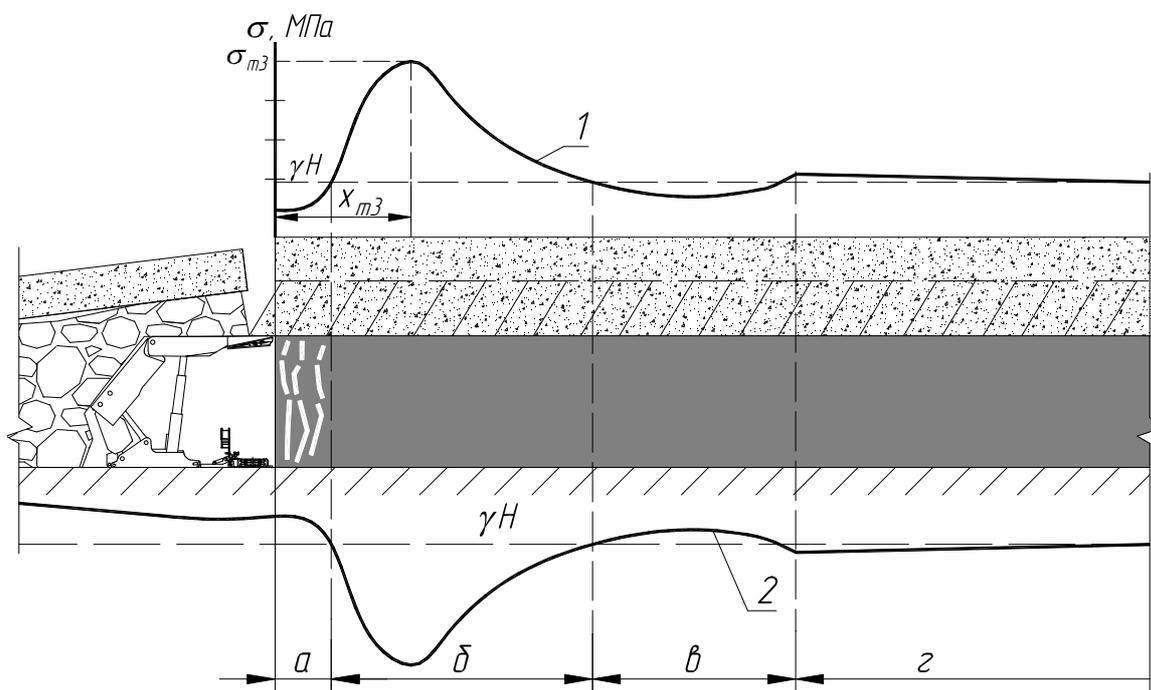


Рис. 3.5. Распределение опорного давления в зоне  $I$  (впереди очистного забоя):  
1 – эпюра напряжений в кровле; 2 – эпюра напряжений в почве пласта

Примыкающие к контуру отработанной площади зоны, нагруженные опорным давлением, называются краевыми. Краевые зоны представляют своеобразные штампы, через которые опорное давле-

ние передаётся в породы подстилающей толщи, повышая здесь давление. Поэтому под краевыми зонами образуются области повышенных напряжений, в которых напряжения затухают на значительных удалениях от разрабатываемого пласта.

Под действием напряжений в приконтурной части очистного забоя зачастую происходит смещение угля пласта в сторону выработанного пространства, развитие в нём трещин и его разрушение. Этот процесс обычно называют *отжимом угля в очистном забое*. Ширина зоны отжима угля зависит от многих горно-геологических и горнотехнических факторов и колеблется от 0,3 до 3–4 м. На отжим угля оказывают влияние следующие факторы: строение и прочность вмещающих пород (особенно кровли пласта), мощность, угол падения и прочность угля пласта, способ управления кровлей, ширина призабойного пространства, характеристика крепи очистного забоя, ширина вынимаемой полосы угля (ширина захвата), скорость подвигания.

Породы непосредственной и основной кровли пласта периодически заваливаются и обрушаются, что приводит к периодическому изменению напряжений. С увеличением консолей возрастают напряжения в массиве пород и деформации, обрушение консолей приводит к снижению напряжений и деформаций пород. Периодическое зависание и обрушение пород непосредственной и основной кровли пласта по мере подвигания очистного забоя обуславливает волнообразный характер опорного давления (рис. 3.6).

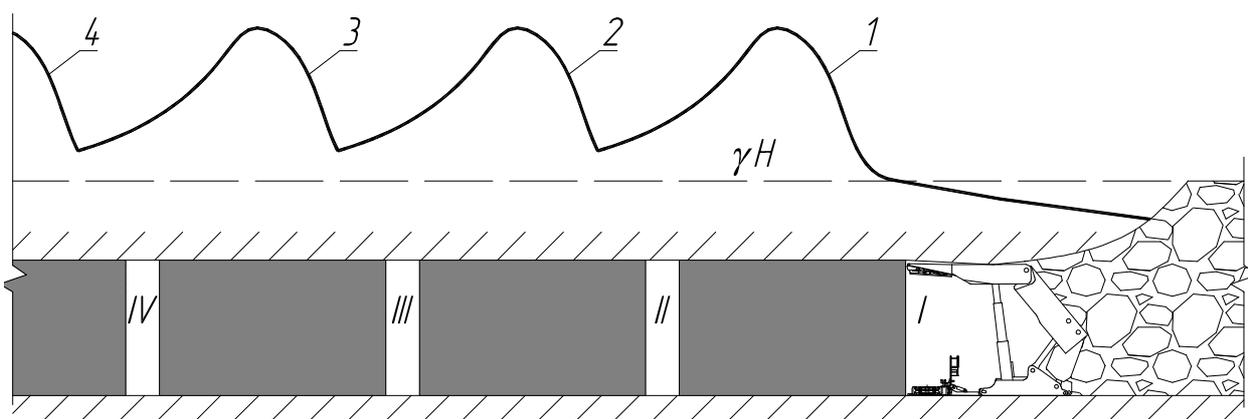


Рис. 3.6. Схема волнообразного проявления опорного давления  
впереди забоя лавы:

1, 2, 3, 4 – кривые опорного давления в кровле; I, II, III, IV – положение очистного забоя

Проявления опорного давления играют основную роль в возникновении горных ударов, внезапных выбросов. От опорного давления в наибольшей мере зависит устойчивость подготовительных выработок, примыкающих к очистным забоям.

Особенно большое значение опорное давление приобретает при разработке свит пластов, когда происходят многократные надработки и подработки пластов, при больших пролетах выработок, а также при возрастании глубины работ и усложнении геологических условий разработки.

### **3.5. Сдвигание земной поверхности и массива горных пород при очистной выемке**

Согласно классическим представлениям геомеханики при ведении очистных работ в массиве образуются следующие зоны сдвижений (рис. 3.7):

- зона полных сдвижений;
- мульда сдвижения поверхности.

Внутри зоны полных сдвижений, в кровле отработываемого пласта, находится еще одна зона – зона обрушения кровли.

С точки зрения перераспределения напряжений выделяют зону разгрузки и зоны опорного давления. Причём зона обрушения и зона полных сдвижений находятся внутри зоны разгрузки. Наиболее наглядно все эти зоны изображаются на разрезе вкрест простирания пласта (рис. 3.7).

В целом зоны сдвижения и перераспределения напряжений образуют *область влияния очистной выработки* – часть массива горных пород, в пределах которой происходят деформации, сдвигания и обрушения пород. Часть массива в области влияния очистной выработки, расположенная над пластом, называется подработанной, а под пластом – надработанной.

*Зоной разгрузки* (зоной изгиба) называется часть области влияния очистной выработки, в пределах которой напряжения, действующие перпендикулярно напластованию, меньше соответствующих напряжений в нетронутым массиве. Кривая, оконтуривающая зону разгрузки, при небольших пролетах выработанного пространства близка к двум полуэллипсам, общая ось которых равна ширине

выработанного пространства (длине лавы). Параметрами зоны разгрузки являются:

- размер общей оси полуэллипсов  $Z_0$ , м;
- размер оси полуэллипса в кровле  $Z_k$ , м;
- размер оси полуэллипса в почве  $Z_{п}$ , м;
- угол наклона оси полуэллипсов к горизонту  $\theta$ , град.

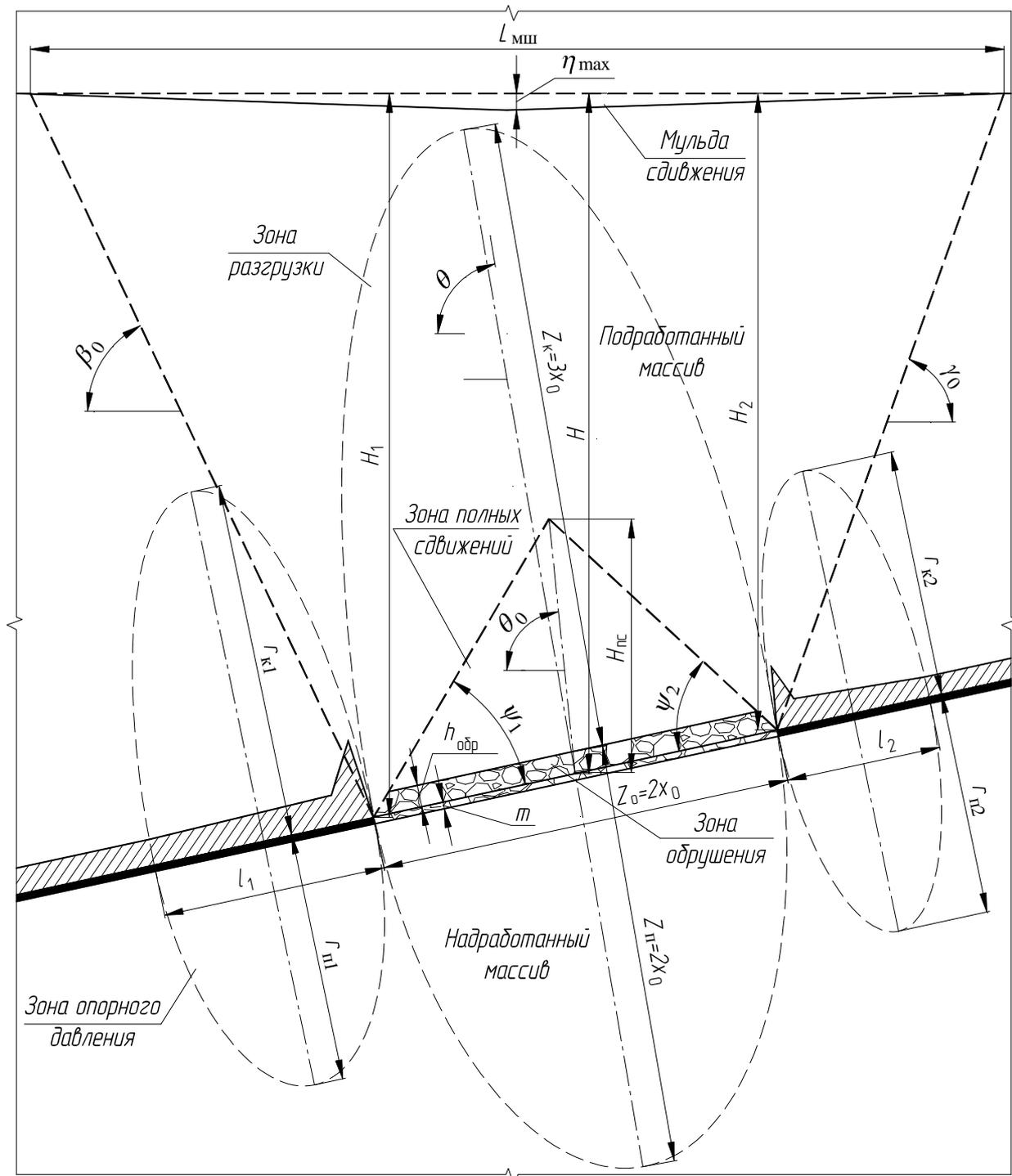


Рис. 3.7. Структура области влияния очистной выработки (пояснения к условным обозначениям см. в тексте)

*Зона полных (равномерных) сдвижений* образуется в толще массива и иногда распространяется до земной поверхности. Она характеризуется тем, что породы в ней получили опору на почве вынимаемого пласта. При достаточно большой мощности пласта, на определённой стадии развития сдвижения, породы могут отделиться от остального массива по контуру этой зоны, и тогда нагрузки на почву отрабатываемого пласта будут определяться весом пород, попавших в зону полных сдвижений. Слои пород, залегающие выше зоны полных сдвижений, в этом случае зависнут над выработанным пространством. Параметрами зоны полных сдвижений являются углы, формирующие в пространстве границы этой зоны (рис. 3.7):

$\psi_1$  – угол полных сдвижений по падению пласта, град;

$\psi_2$  – угол полных сдвижений по восстанию пласта, град;

$\psi_3$  – угол полных сдвижений по простиранию пласта, град;

$\theta_0$  – угол максимального оседания, град.

*Зона обрушения* – это часть зоны полных сдвижений, в которой происходит отделение от массива блоков и слоёв и их перемещение в выработанном пространстве с нарушением природного строения массива. Её параметром является высота  $h_{обр}$ , м.

*Мульда сдвижения* – часть земной поверхности, подвергшаяся сдвижению под влиянием очистных работ. Границы мульды сдвижения определяются граничными углами. Различают граничные углы по простиранию  $\delta_0$ , по падению  $\beta_0$  и по восстанию  $\gamma_0$  пласта. Параметрами мульды сдвижения являются:

– ширина вкрест простирания пласта  $L_{мш}$ , м.

– максимальное оседание  $\eta_{max}$ , м;

– ширина плоского дна  $L_{мд}$ , м.

*Зоной опорного давления* называется часть массива пород в пределах области влияния очистной выработки, в которой напряжение больше, чем в нетронутым массиве. Параметры этой зоны представлены в разделе 3.4.

### **3.6. Геомеханические процессы при надработке и подработке пластов**

Пласты и другие залежи полезных ископаемых в пределах месторождения залегают на различном расстоянии друг от друга. Пласты угля часто в пределах шахтного поля залегают свитами, т. е. группами на небольшом расстоянии друг от друга. Так, в условиях

шахт Кузбасса расстояние между большинством пластов составляет до 30–40 м. Такие пласты являются сближенными.

*Пласты называют сближенными*, если независимая разработка их невозможна или если разработка одного из них осложняет разработку другого (других).

Угольные пласты, залежи других полезных ископаемых отрабатывают в пределах шахтного поля, месторождения как сверху вниз, так и снизу вверх (в нисходящем и восходящем порядке). Различают два основных вида взаимовлияния при разработке сближенных пластов: надработка и подработка.

*Надработка пласта* – это воздействие горных работ по вышележащему пласту на нижележащий (нижележащие) пласт и толщу пород. В тех случаях, когда горные работы по нижележащему пласту (пластам) влияют на вышележащий пласт (пласты) и толщи пород, говорят, что последние *подрабатываются* первыми.

### ***Механические процессы в надрабатываемых пластах и породных толщах***

При разработке надрабатывающего пласта происходят перераспределения напряжений и деформационные процессы в породах кровли, почвы и в краевых частях пласта, граничащих с выработанным пространством, как показано на рис. 3.8. В окрестности очистной выработки надрабатывающего пласта в области её влияния формируются зоны разгрузки и опорного давления: *I* – зона сжатия пласта и пород (опорного давления), т. е. зона повышенных напряжений; *II* – зона разгрузки пласта и пород; *III* – зона уплотнения пород.

Под влиянием опорного давления впереди забоя по надрабатываемому пласту (рис. 3.8, зона *I*) в надрабатываемой толще происходит сжатие пласта и пород. При этом с увеличением мощности междупластья уменьшается как протяжённость зоны сжатия, так и величина сжатия пласта и пород в этой зоне. Влияние опорного давления при надработке распространяется на расстояние до 120 м (вглубь массива по нормали) от надрабатывающего пласта.

На расстоянии нескольких метров позади забоя очистной выработки (лавы) по надрабатываемому пласту начинается зона разгрузки, где сжатие сменяется расширением пласта и пород (рис. 3.8, зона *II*). При этом наиболее интенсивное расширение пласта и пород (упругое восстановление) происходит на участке до 25÷30 м позади надрабатывающего забоя.

На некотором расстоянии от забоя надрабатывающего пласта в сторону выработанного пространства расширение пласта и пород сменяется последующим сжатием, т. е. происходит уплотнение обрушенных пород и формирование зоны III (рис. 3.8). Уплотнение надработанных пород массива в зависимости от их строения, прочности и других факторов начинается на расстоянии 80–100 м позади забоя надрабатывающей выработки. Процесс уплотнения пород продолжается большой промежуток времени, иногда несколько лет.

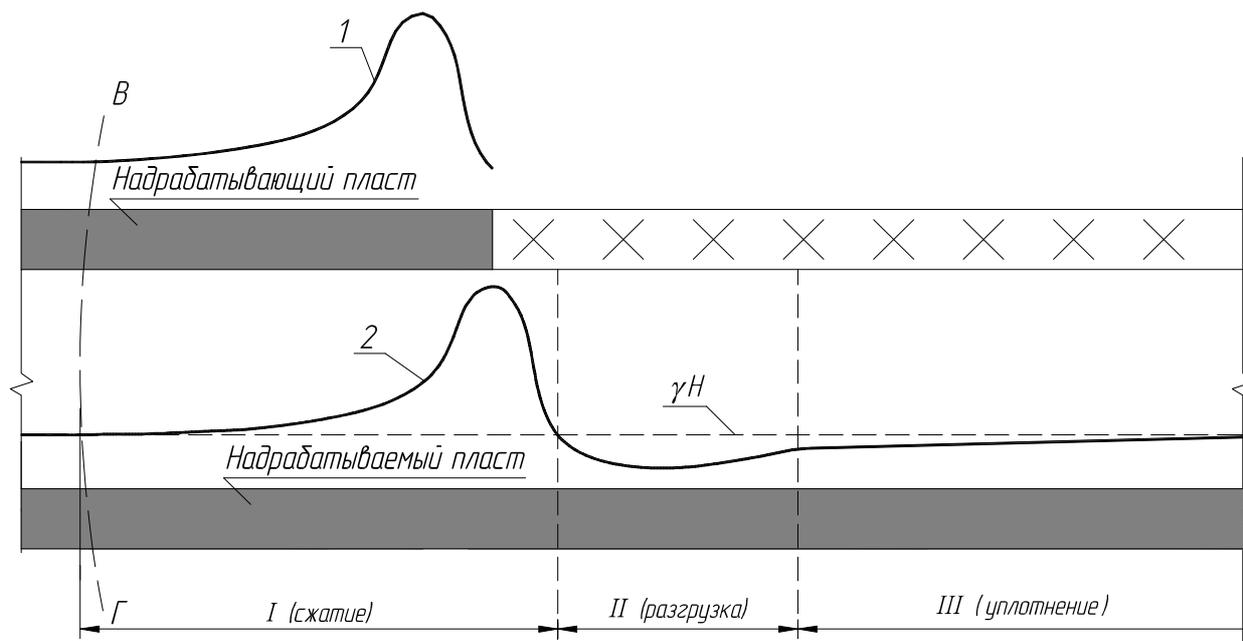


Рис. 3.8. Схема деформаций толщи пород и пласта при надработке:

1 – эпюра напряжений в породах кровли надрабатывающего пласта; 2 – кривая деформации надрабатываемой толщи пород и пласта; ВГ – граница влияния опорного давления

### **Механические процессы в подрабатываемых пластах и породных толщах**

В подрабатываемых массивах пород происходят различные по интенсивности и степени механические процессы. По характеру деформаций в них, как и в надрабатываемых массивах (толщах), выделяются три зоны: I – зона сжатия; II – зона разгрузки; III – зона уплотнения (рис. 3.9).

Зона сжатия пласта распространяется впереди забоя подрабатывающей очистной выработки на расстояние, равное величине зоны опорного давления (рис. 3.9, кривая 1). Протяжённость этой зоны, как отмечено в предыдущих материалах, зависит от многих факторов и составляет от 15 до 80 м и более. Попадая в зону опорного давле-

ния, подрабатываемый пласт и породы испытывают нагружение и происходит их сжатие (зона I). Опорное давление, передаваемое вышележащей толщей на подрабатываемый пласт, может иметь весьма высокие значения максимумов, поскольку пласт в месте восприятия этого давления находится в объёмном напряжённом состоянии.

Зона разгрузки начинается обычно на расстоянии нескольких метров позади забоя подрабатывающей очистной выработки и продолжается до 30–40 м за ним. Наиболее интенсивная разгрузка пород происходит на участке до 10÷15 м за забоем подрабатывающей лавы. Протяжённость зоны разгрузки обычно возрастает с увеличением шага обрушения основной кровли и уменьшением мощности непосредственной кровли подрабатывающего пласта.

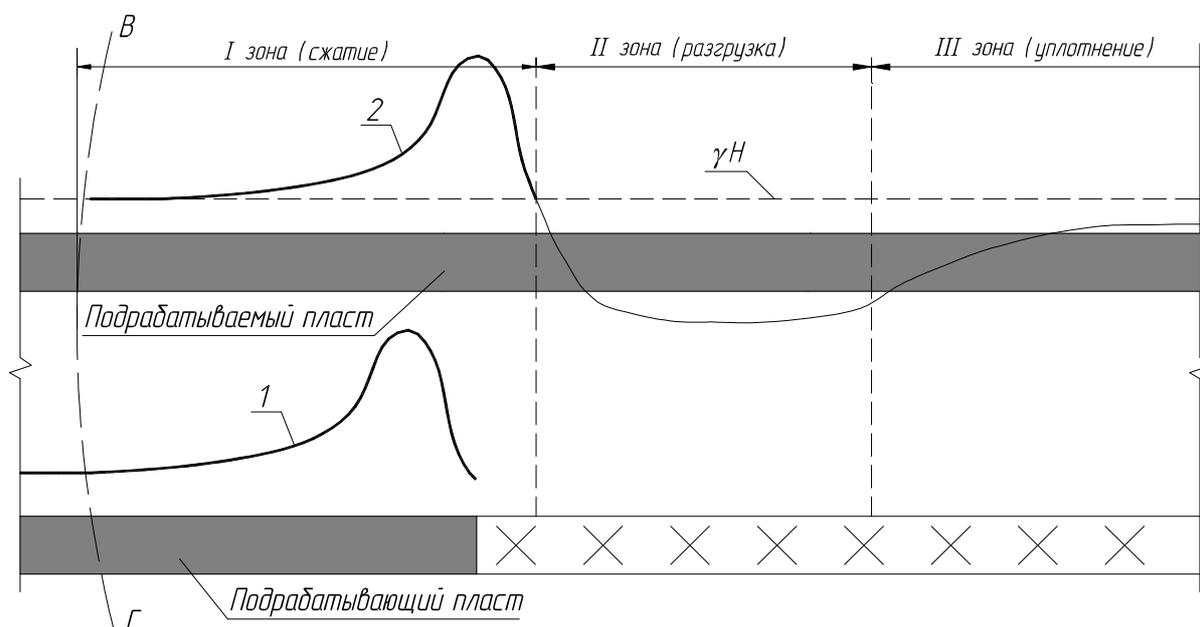


Рис. 3.9. Схема деформации пород и пласта при подработке:

1 – эпюра напряжений в породах кровли подрабатывающего пласта; 2 – кривая деформации подработанной толщи пород и пласта; ВГ – граница влияния опорного давления

Позади забоя подрабатываемые породы и пласт испытывают резкую разгрузку, большие деформации, разломы и опускания. Параметры зоны разгрузки и интенсивность деформаций пород в ней в основном зависят от способа управления кровлей в подрабатывающей выработке, строения и свойств пород кровли подрабатывающего пласта и мощности междупластья.

За зоной разгрузки по мере подвигания подрабатывающего очистного забоя в выработанном пространстве происходит уплотне-

ние пород и формирование зоны III, в которой вертикальные напряжения стремятся к первоначальным ( $\sigma \rightarrow \gamma_{\text{ср}}H$ ). Однако поскольку пласт и породы испытали разломы, разбиты многочисленными новыми трещинами, прежнее напряжённое состояние в них не может восстановиться полностью.

Таким образом, режим нагружения подрабатываемого пласта сложнее, чем надрабатываемого, так как последний не испытывает разломов и перемещений в зонах разгрузки и уплотнения обрушенных пород кровли.

В результате сложного режима нагружений и разломов пласта и пород междупластья при подработке происходит частичный дренаж газа и осушение пласта и пород. Кроме того, предварительные разломы основной кровли подрабатываемого пласта приводят к сглаживанию пиковых нагрузок на крепь выработки при последующей его выемке. Совокупность этих процессов приводит к значительной дегазации и разгрузке подрабатываемых пластов и породных толщ. В предварительной подработке угольных пластов, склонных к внезапным выбросам и горным ударам, заключается один из эффективных способов предотвращения этих весьма опасных геомеханических процессов.

### **Примеры контрольных вопросов**

1. Какие виды напряжений формируют напряжённое состояние в верхней части земной коры?
2. Какие зоны возникают в результате изменения напряжённого состояние вокруг одиночной выработки?
3. Какие зоны возникают в результате изменения напряжённого состояние вокруг очистной выработки?
4. Какие зоны формируются в массиве внутри области влияния очистной выработки?
5. Что такое зона опорного давления? Почему она возникает?
6. Что такое коэффициент концентрации напряжений?
7. Что такое надработка и подработка?
8. Почему предварительная подработка является эффективным способом предотвращения внезапных выбросов угля и газа, горных ударов?

## ТЕМА № 4. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК

Цель занятия: изучение способов проведения горных выработок.

Горные породы, по которым проводятся горные выработки, характеризуются множеством различных физических и горно-технологических свойств, оказывающих существенное влияние на выбор технологии проведения выработок и конкретные параметры выбранной технологии. Это такие свойства как:

- крепость – способность породы сопротивляться разрушению;
- прочность на сжатие и растяжение – способность сопротивляться внешним сжимающим и растягивающим усилиям;
- абразивность – способность изнашивать соприкасающиеся с породой поверхности инструментов, машин;
- пористость – объём пустот, содержащихся в породе;
- упругость – способность породы изменять свою форму под действием приложенной нагрузки и восстанавливать первоначальную форму после снятия нагрузки;
- вязкость – сопротивление породы силам, стремящимся разъединить частицы;
- влажность – масса воды, содержащаяся в породе.

На практике, учитывая названные свойства горных пород, а также форму поперечного сечения, размеры и положение в пространстве, существуют следующие способы проведения горных выработок: 1 – с помощью ручных инструментов; 2 – гидравлический; 3 – комбайновый; 4 – буровзрывной; 5 – комбинированный.

В принципе каждый способ включает в себя основные и вспомогательные процессы, которые необходимо выполнять при проведении выработки. К основным процессам относят:

- отбойку горной массы от забоя;
- отгрузку отбитой горной массы из призабойного пространства (погрузку в транспортные средства для дальнейшего перемещения);
- крепление выработки.

Перечень вспомогательных процессов может отличаться в зависимости от принятой технологии. К таким процессам относят, например:

- наращивание конвейера;

- укладка рельсового пути;
- наращивание монорельсового пути;
- проведение водоотливной канавки;
- наращивание трубопроводов и кабельной сети.

При проведении выработок применяют, как правило, так называемую циклическую организацию работ. Она заключается в том, что все процессы периодически повторяются. Выполняется проходческий цикл, при этом выработка удлиняется на некоторую длину. Затем выполняется следующий цикл и т. д.

С помощью ручных инструментов проводятся разведочные выработки небольшой протяжённости, малого сечения по породам с малой крепостью ( $f$  до 1,5), а также выработки малого сечения, в которых нет возможности разместить проходческие машины. Данный способ проведения носит вспомогательный характер и промышленного значения не имеет.

Гидравлический способ проведения (рис. 4.1) основан на отделении угля  $3$  от массива высоконапорной струёй воды  $2$ , вылетающей из ствола гидромонитора  $1$ . Отбитый уголь транспортируется по желобу  $4$  отработанным потоком воды к обезвоживающей установке. Управление гидромонитором – дистанционное при помощи пульта  $5$ , для освещения забоя используются фонари  $6$ . Вода к гидромонитору подаётся по трубопроводу  $7$ . За подвиганием забоя устанавливается анкерная крепь  $8$  с решётчатой затяжкой  $9$ .

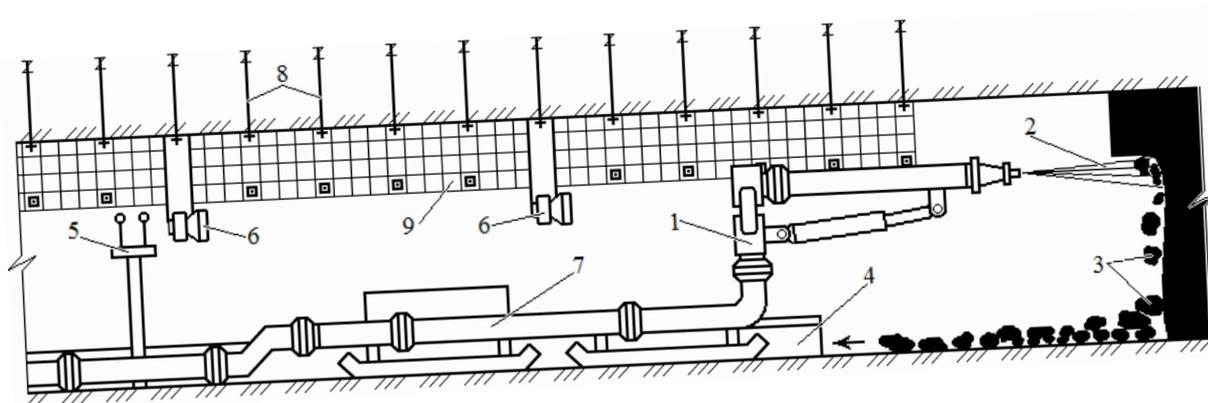


Рис. 4.1. Схема проведения выработки гидравлическим способом

Основным достоинством данного способа является совмещение отбойки и транспортировки. К недостаткам следует отнести ограничение области применения по крепости – до 1,2, невозможность проведения наклонных выработок в направлении сверху вниз,

уход выработки от проектной формы и площади сечения, сложное водное хозяйство шахты, смерзаемость извлечённого угля на поверхности зимой, самовозгорание – летом.

Комбайновый способ (рис. 4.2) проведения горизонтальных и наклонных горных выработок по углю или с присечкой боковых пород крепостью до  $f = 6 \div 8$  является основным на угольных шахтах. Комбайн представляет собой машину на гусеничном ходу, отделяющую породу от массива и производящую погрузку на конвейер, в вагонетки, самоходные вагоны и другие транспортные средства. При комбайновом способе проведения совмещается процесс отбойки и погрузки горной массы. Некоторые современные проходческие комбайны также имеют дополнительное оборудование для механизации крепления (рис. 4.2). Это позволяет достигать высоких показателей скорости проведения и степени механизации работ. Поэтому комбайновый способ является сегодня наиболее производительным.

Отбойка и разрушение угля или породы производится исполнительным органом комбайна. Одновременно с отбойкой производится погрузка горной массы. После того, как произойдет выемка горной массы на определённую величину подвигания (устанавливается паспортом проведения; как правило, не более 2 м), работу комбайна останавливают и производят крепление выработки в пределах её вновь образовавшейся части. Чтобы сократить затраты времени вспомогательные процессы, по мере возможности, выполняют одновременно с основными. Если это невозможно или запрещено нормативными документами, их выполняют периодически, после выполнения основных (например, в специальную ремонтно-подготовительную смену).

Скорость проведения горных выработок комбайном по углю составляет, как правило, несколько сотен метров в месяц. В зависимости от горно-геологических условий и применяемого оборудования на большинстве отечественных угольных шахт значение этого показателя составляет от 300 до 700 м/мес.

Достоинствами комбайнового способа проведения являются:

- возможность совмещения основных производственных процессов;
- высокая степень механизации горных работ;
- возможность селективной (раздельной) выемки угля и породы;
- более точное соблюдение проектных параметров выработки.

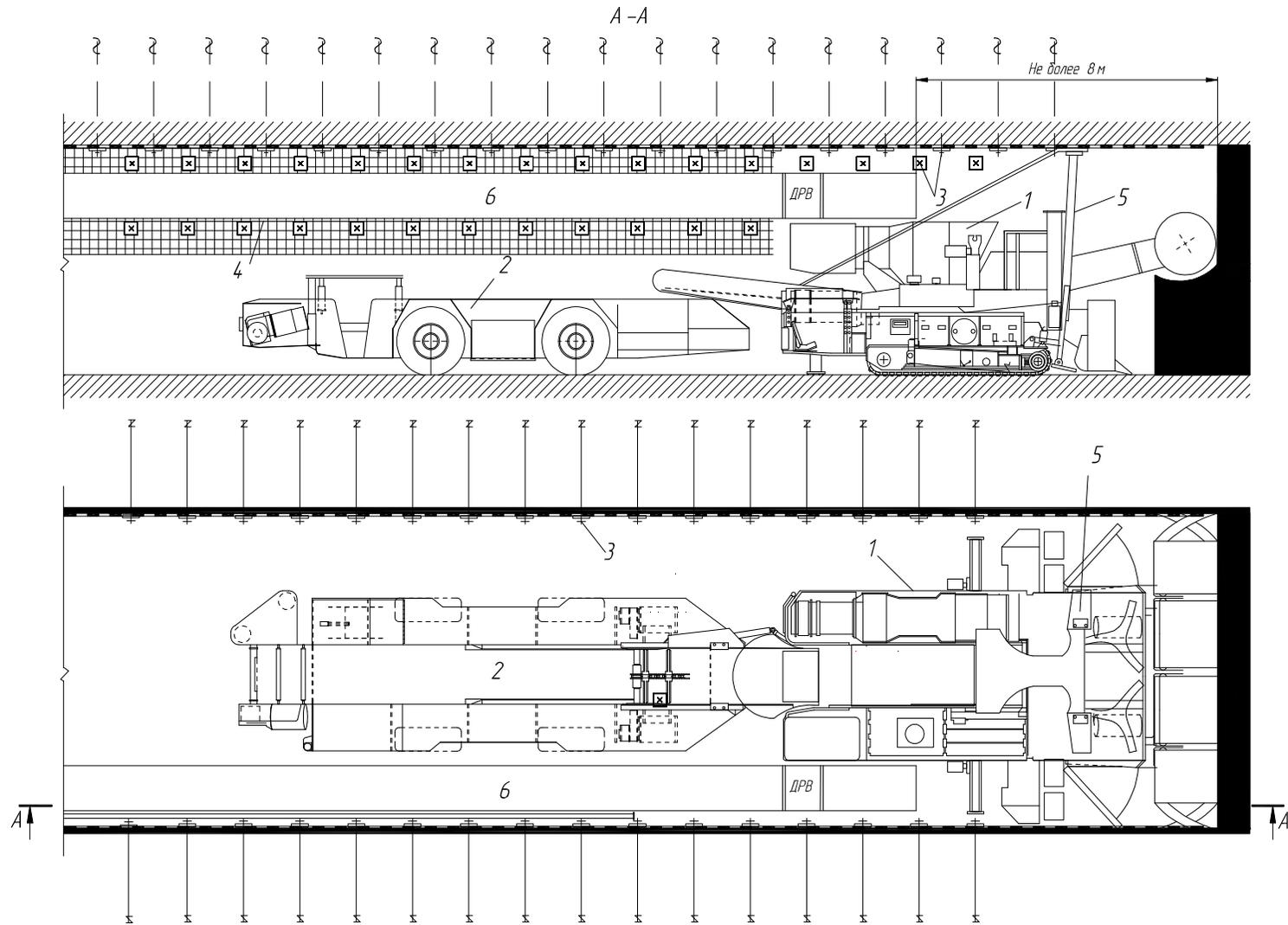


Рис. 4.2. Пример схемы размещения оборудования при проведении выработки комбайновым способом:  
 1 – проходческий комбайн типа «Continuous miner»; 2 – самоходный вагон; 3 – анкерная крепь (в кровле и боках);  
 4 – затяжка (металлическая или полимерная сетка); 5 – временная крепь; 6 – вентиляционная труба

Основные недостатки – ограничения применения по крепости пород и по углу наклона проводимых выработок.

Следует отметить, что первый недостаток несколько условный. В настоящее время существуют проходческие комбайны и комплексы, позволяющие осуществлять проведение выработок по довольно крепким породам (до  $f=10$  и более). Однако их применение на отечественных угольных шахтах по ряду причин незначительное. Одна из причин – экономическая нецелесообразность приобретения такого комбайна. Поэтому проведение выработок в крепких породах на угольных шахтах осуществляется в основном буровзрывным способом, который рассмотрен далее.

Буровзрывной способ проведения выработок основан на отделении породы от массива под воздействием энергии, высвобождающейся при быстром окислении взрывчатого вещества. Буровзрывные работы занимают важное место в горнодобывающей промышленности, т. к. являются самыми эффективными при проведении выработок по породам с крепостью более 8. Это основной способ на рудных шахтах.

Суть буровзрывного способа заключается в отбойке горной массы от забоя с помощью энергии взрыва. Для этого массив пород в пределах забоя обуривают шпурами, реже, скважинами, в которые помещают заряд взрывчатого вещества (рис. 4.3) и с помощью электродетонаторов, капсулей-детонаторов или детонирующего шнура инициируют взрыв.

По своему назначению заряды в шпурах подразделяются на 3 группы – врубовые, отбойные и оконтуривающие. Врубовые шпуры (1–6) предназначены для создания дополнительной поверхности обнажения в забое и взрываются в первую очередь. Отбойные (7–20) – отделяют основную массу породы от массива. Оконтуривающие (21–40) – придают выработке проектный контур.

Величина подвигания забоя за взрывной цикл обычно меньше глубины шпуров. Отношение подвигания забоя за цикл к глубине шпуров называется коэффициентом использования шпуров (КИШ). Величина КИШ равна обычно  $0,7 \div 0,95$ .

После взрывания проветривают забой и производят погрузку и уборку отбитой породы. Затем возводят крепь и выполняют вспомогательные операции.

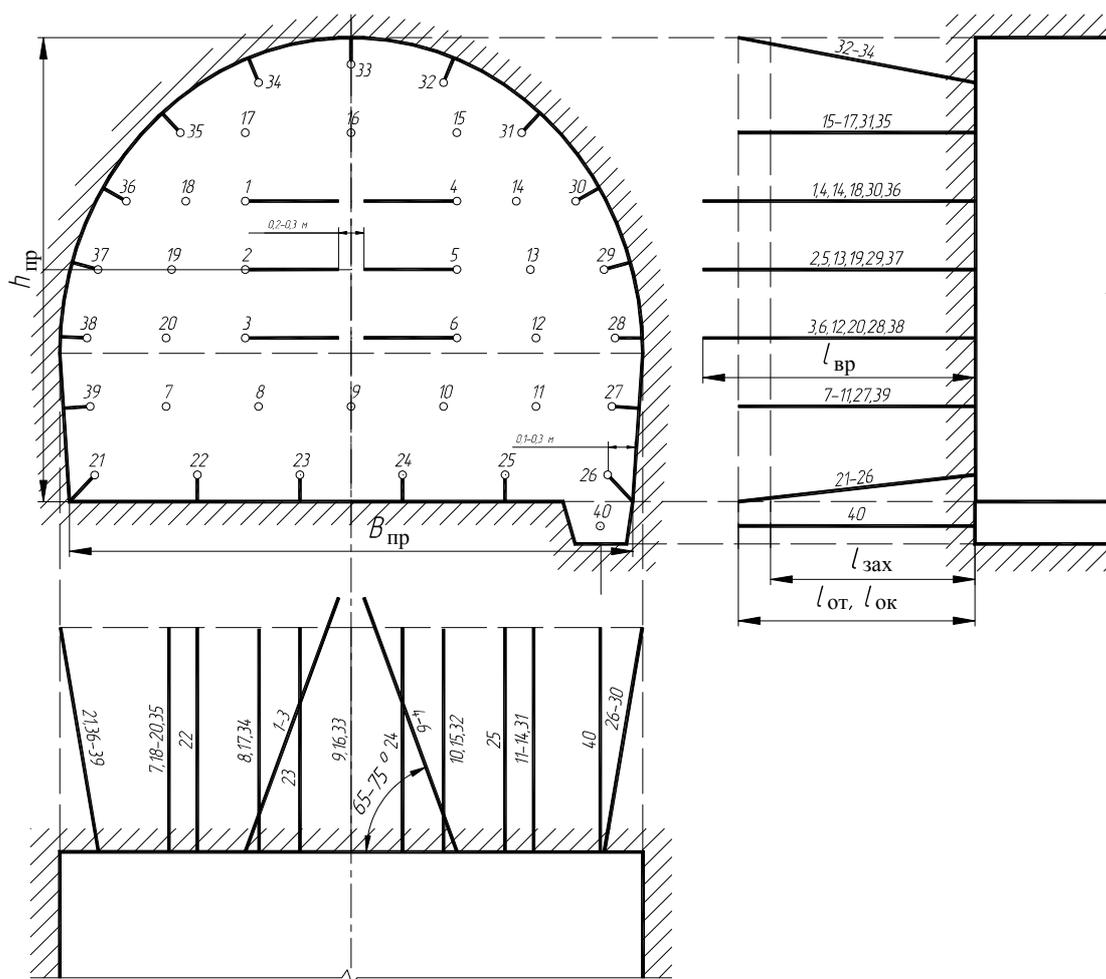


Рис. 3.3. Схема расположения шпуров в забое:

1–6 – врубовые шпуров; 7–20 – отбойные шпуров; 21–40 – ооконтуривающие шпуров;  $l_{вр}$ ,  $l_{от}$ ,  $l_{ок}$  – глубина врубовых, отбойных и ооконтуривающих шпуров;  $l_{зах}$  – длина заходки (подвижение забоя за цикл);  $B_{пр}$  – ширина выработки в проходке;  $h_{пр}$  – высота выработки в проходке

При проведении выработок с углом наклона до  $25^\circ$  для механизации бурения шпуров и погрузки отбитой горной массы применяют буропогрузочные машины. Пример схемы размещения оборудования при проведении выработки с помощью такой машины приведён на рис. 4.4.

Ниже представлены достоинство и недостатки буровзрывного способа по сравнению с комбайновым.

Достоинство: возможность проведения выработок по породам любой крепости, в любом направлении, под любым углом.

Недостатки:

- применение потенциально опасного способа разрушения массива;
- меньшая скорость проведения;

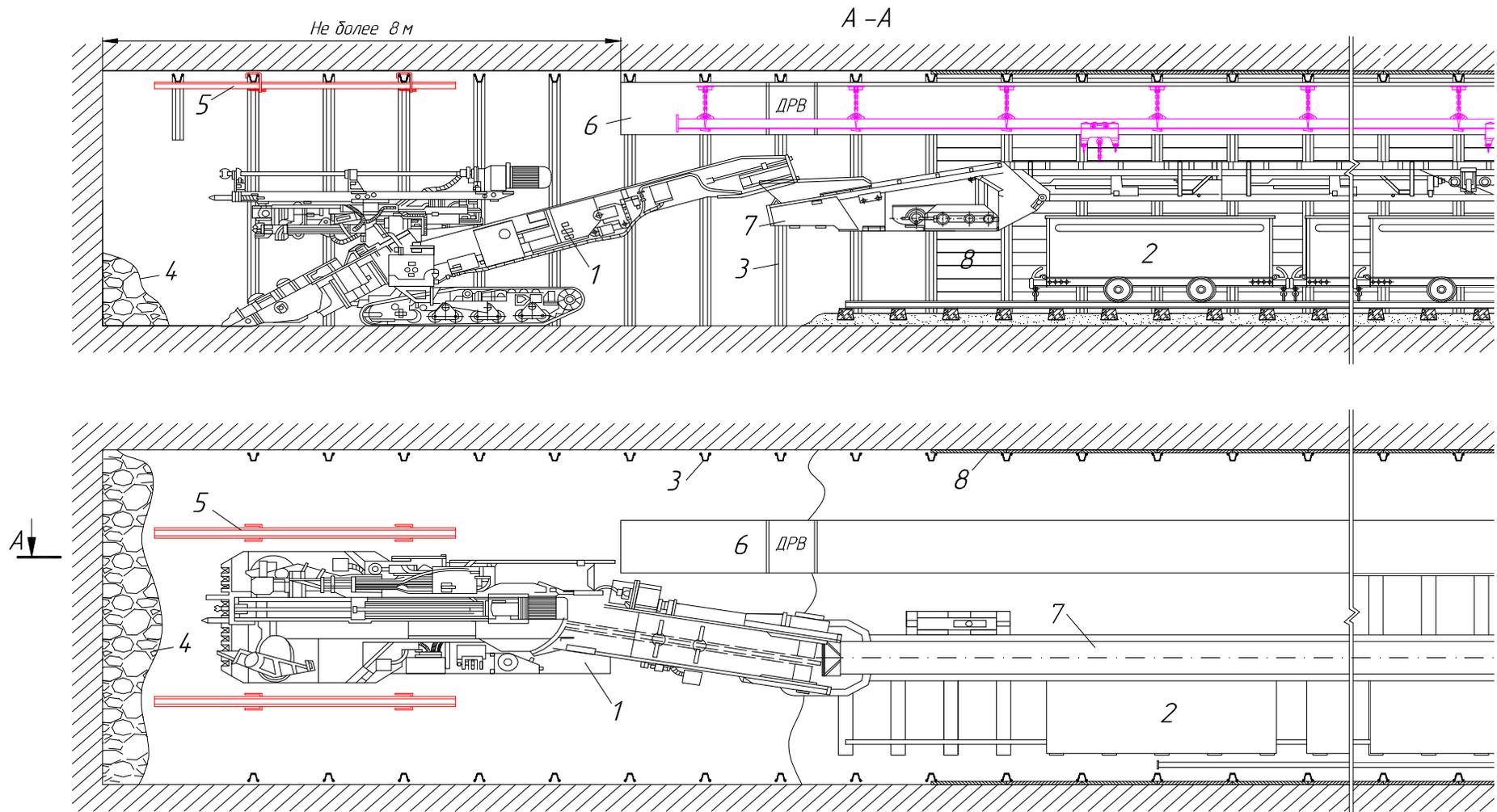


Рис. 4.4. Пример схемы размещения оборудования при проведении выработки буровзрывным способом:  
 1 – буропогрузочная машина; 2 – вагонетка; 3 – рамная металлическая (арочная) крепь; 4 – отбитая горная масса;  
 5 – консольная предохранительная (временная) крепь; 6 – вентиляционная труба; 7 – перегружатель; 8 – затяжка (железобетонные блоки)

- большая себестоимость проведения;
- вероятность отклонения контура выработки от проектных параметров;
- нарушение массива вокруг выработки.

Скорость проведения горных выработок буровзрывным способом составляет, как правило, несколько десятков метров в месяц. В зависимости от горно-геологических условий и применяемого оборудования, на большинстве отечественных шахт значение этого показателя составляет от 60 до 120 м/мес.

К комбинированным способам относят механогидравлический, гидромеханический, взрывогидравлический. Данные способы соответственно сочетают механическое отделение породы от массива и гидротранспорт отбитой породы, гидравлическое отделение породы от массива и механическую транспортировку отбитой породы, взрывную отбойку породы и гидротранспорт отбитой породы. Комбинированные способы проведения выработок сочетают в себе достоинства и недостатки гидравлического, комбайнового и буровзрывного способов.

### **Примеры контрольных вопросов**

1. Назовите основные свойства горных пород, влияющие на выбор способа проведения горных выработок.
2. Поясните сущность комбайнового способа проведения выработок и изобразите в рабочей тетради его схему.
3. Назовите основные и вспомогательные процессы при проведении выработки.
4. Поясните сущность буровзрывного способа проведения выработок.
5. Какой способ проведения выработок по углю является в настоящее время основным?
6. В чём достоинства комбайнового способа проведения?
7. Какая скорость проведения выработок комбайном считается высокой?
8. Назовите виды шпуров и последовательность их взрывания.

## ТЕМА № 5. ВСКРЫТИЕ ПЛАСТОВ В ШАХТНОМ ПОЛЕ

Цель занятия: изучение схем вскрытий шахтных полей.

Вскрытием называют проведение горных выработок, обеспечивающих доступ к месторождению полезных ископаемых с земной поверхности. Вскрывающими выработками являются стволы (вертикальные, наклонные, слепые), штольни, квершлагги, гезенки, шурфы.

Вскрытие, как стадия, осуществляется в период строительства шахты. Однако существуют схемы вскрытия, при которых вскрывающие выработки проводятся в период эксплуатации шахты или её реконструкции (изначально вскрывается часть запасов шахтного поля, затем другая часть).

Вскрывающие выработки, как правило, крепятся бетоной, железобетонной крепью или металлической рамной крепью с железобетонной затяжкой.

Сеть вскрывающих выработок должна обеспечивать:

- транспортную связь между пластами и поверхностью;
- подачу свежего и выдачу исходящего воздуха;
- удаление воды из горных выработок;
- подачу пневмо- и электроэнергии к машинам и механизмам.

Различают способы и схемы вскрытия.

Способ вскрытия – это совокупность основных вскрывающих выработок в шахтном поле с учётом их функционального значения.

Различают 4 способа вскрытия:

- вертикальными стволами;
- наклонными стволами;
- штольнями;
- комбинированный.

Схема вскрытия – это пространственное расположение основных и дополнительных вскрывающих выработок в шахтном поле с учётом их функционального значения.

Существует множество схем вскрытия в зависимости от того, какие основные и дополнительные выработки применены.

Различают следующие группы схем вскрытия. По числу транспортных горизонтов:

- одnogоризонтные;
- многогоризонтные (два и более);
- без транспортного горизонта.

По типу дополнительной вскрывающей выработки:

– с квершлагами (капитальными, горизонтными, этажными, блоковыми);

– с гезенками;

– со слепыми стволами;

– без дополнительной вскрывающей выработки.

На выбор схемы вскрытия оказывают влияние многие факторы: параметры шахтного поля, рельеф поверхности, горно-геологическая и горнотехническая характеристика пластов, производственная мощность шахты. Основные требования к схемам вскрытия:

– обеспечение безопасности горных работ;

– минимальный объём вскрывающих выработок;

– минимальные первоначальные капитальные затраты на строительство шахты;

– самый быстрый ввод в эксплуатацию очистного забоя;

– обеспечение однотипного транспорта по горным выработкам;

– обеспечение надёжной схемы проветривания;

– обеспечение выемочной ступени достаточно большими запасами.

Основные вскрывающие выработки относительно элементов залегания пластов располагаются самым различным образом: пересекают пласты, размещаются в породах лежачего или висячего боков, по нижнему или одному из пластов свиты, под некоторым углом к напластованию и т. д. Далее представлены варианты, наиболее характерные для современных угольных шахт.

Вертикальные стволы при вскрытии пластов пологого и наклонного залегания могут располагаться в «висячем» боку свиты пластов, «лежачем» боку свиты и внутри свиты (рис. 5.1).

В «висячем» боку целесообразно располагать воздухоподающий ствол. При таком расположении отсутствуют общешахтные потери в целиках для охраны ствола и минимальная длина квершлага на нижней границе шахтного поля.

Расположение в свите целесообразно, если ствол будет обслуживать первую (бремсберговую) выемочную ступень. При таком расположении необходимо на пластах оставлять охранные целики (общешахтные потери), длина квершлага будет минимальная.

При расположении за свитой пластов в «лежачем» боку минимальны общешахтные потери угля в целиках, однако значительно увеличивается длина квершлага.

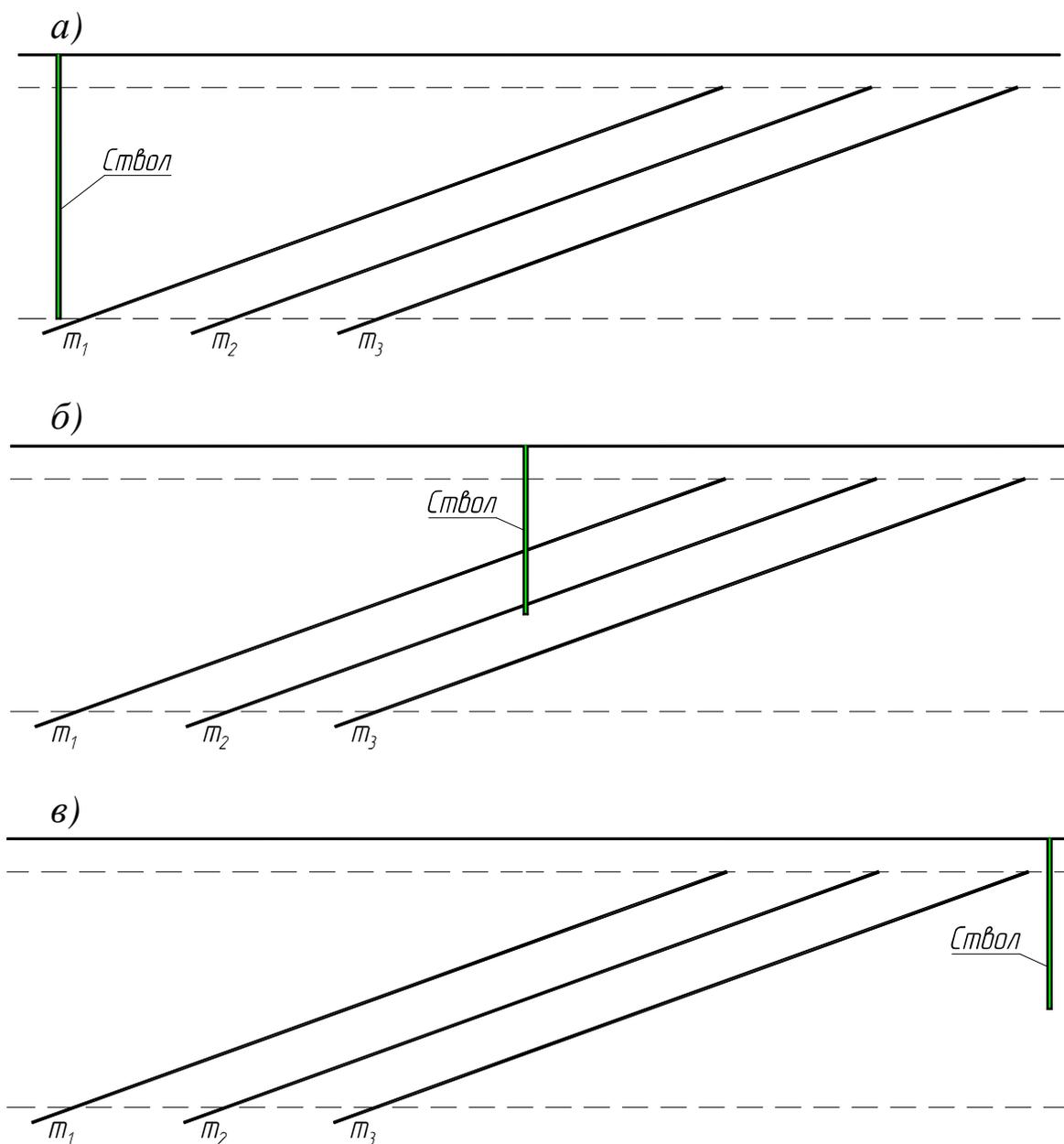


Рис. 5.1. Расположение вертикальных стволов относительно шахтного поля:  
 а – в «висячем» боку; б – внутри свиты; в – в «лежащем» боку

При вскрытии крутых и крутонаклонных пластов вертикальные стволы располагают, как правило, в «лежащем» боку свиты за пределами зоны смещения.

Наклонные стволы располагаются (рис. 5.2):

- вдоль линии падения по пласту или вмещающим породам;
- под углом к линии падения пласта;
- вкрест линии падения пласта из «висячего» бока свиты.

По мере возможности, наклонные стволы располагаются в нижних пластах свиты (для исключения подработки), а также по пластам нерабочей мощности (упрощается поддержание его).

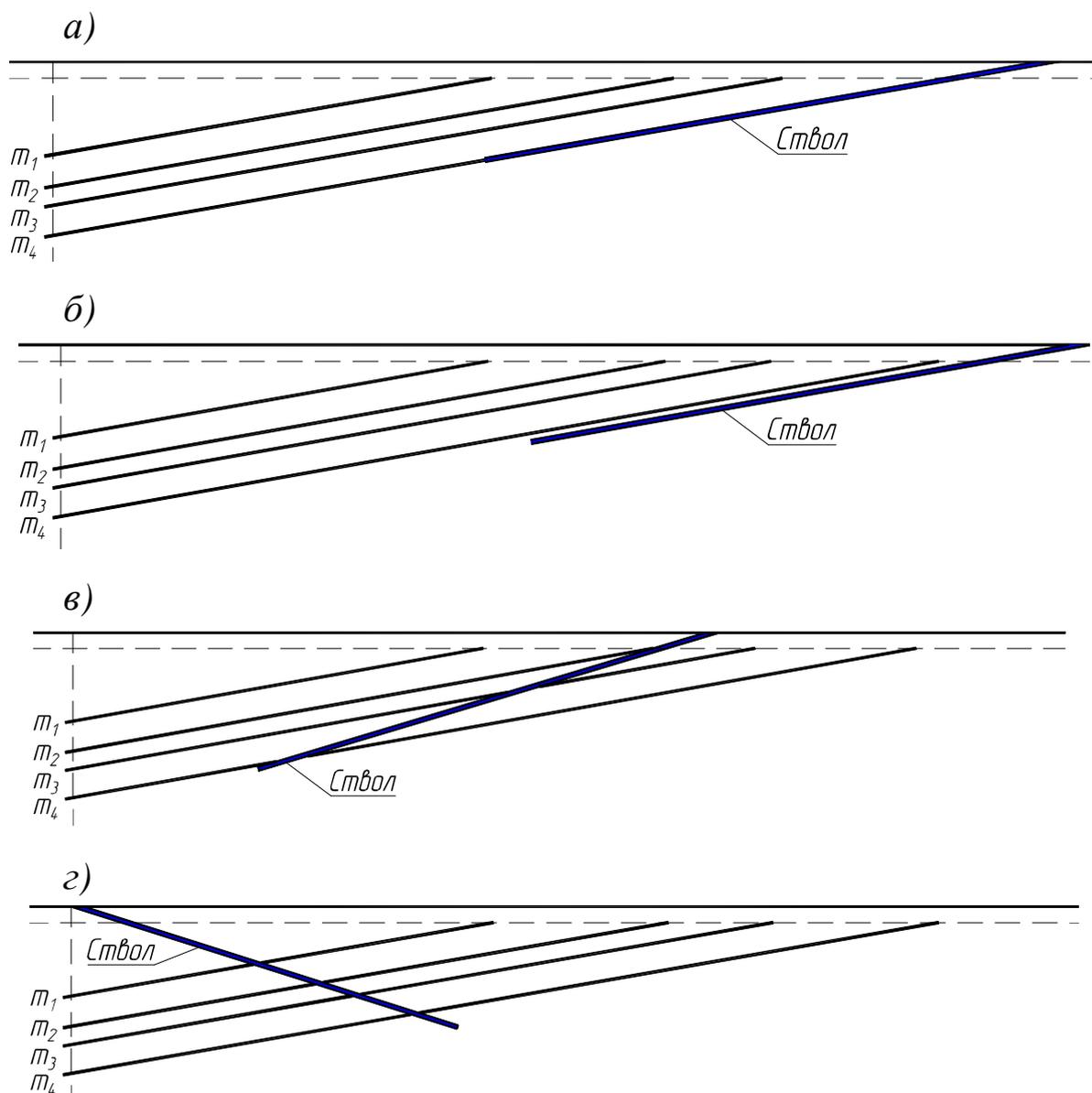


Рис. 5.2. Расположение наклонных стволов относительно шахтного поля:  
 а – вдоль линии падения по пласту; б – вдоль линии падения по вмещающим породам; в – под углом к линии падения пласта; г – вкрест линии падения из «висячего» бока свиты

**Схема вскрытия вертикальными стволами  
 с капитальным квершлагом и проветриванием уклонной части  
 через воздухоподающий ствол**

Данная схема может применяться для вскрытия свиты пластов пологого и наклонного залегания со значительным размером шахтного поля по падению (рис. 5.3). В этом случае нецелесообразно или невозможно эффективно отработать шахтное поле одной выемочной ступенью и тогда его разделяют на две – бремсбергую и уклонную части.

В период строительства шахты требуется проведение скипового, клетового ствола, шурфа и капитального квершлага. Этих вскрывающих выработок достаточно для осуществления проветривания шахты и транспортных операций при отработке первой выемочной ступени (бремсберговой части) шахтопласта. Капитальным называют квершлаг, служащий для транспортирования полезного ископаемого в течение всего срока службы шахты.

Наиболее оптимальный вариант отработки частей шахтного поля при такой и аналогичных схемах (капитальный квершлаг, воздухоподающий ствол) – отработка бремсберговых частей пластов  $m_1$ ,  $m_2$ ,  $m_3$ , затем уклонных частей пластов  $m_1$ ,  $m_2$ ,  $m_3$ . Для начала отработки пласта  $m_1$  квершлаг проводят только до этого пласта. По мере доработки бремсберговой части пласта  $m_1$  квершлаг проводят в противоположную сторону для вскрытия пласта  $m_2$ , а затем пласта  $m_3$  (2 и 3 пусковые периоды). По этим пластам проводят шурфы. К окончанию доработки запасов бремсберговой части необходимо провести воздухоподающий ствол для проветривания уклонной части (4 пусковой период), а затем вскрыть квершлагом уклонные части пластов  $m_2$  и  $m_3$  (5 и 6 пусковые периоды).

Вариант схемы изображённый на рис. 5.3 подразумевает откатку угля по транспортному горизонту в вагонетках. При использовании конвейеров на транспортном горизонте необходимо проведение вспомогательных воздухоподающих выработок для подачи свежего воздуха параллельно главным конвейерным выработкам.

При расчёте сечения воздухоподающего ствола необходимо учитывать максимальную газоносность шахтопластов, т. е. на нижней границе шахтного поля. Воздухоподающий горизонт не оборудуется средствами главного транспорта, т. к. выдача полезного ископаемого осуществляется по уклону на транспортный горизонт. Воздухоподающие выработки являются запасным выходом из шахты при отработке уклонной части.

Такую схему вскрытия имеют многие шахты, находящиеся в эксплуатации несколько десятков лет. Для уклонной части шахтного поля наиболее эффективной и безопасной является бремсберговая схема проветривания (подача свежего воздуха с нижней точки уклона в восходящем порядке). Один из вариантов модернизации «классической» схемы вскрытия – проведение специального воздухоподающего ствола для проветривания уклонной части. Другой вариант – углубка клетового ствола (будет рассмотрено далее на примере комбинированного вскрытия).

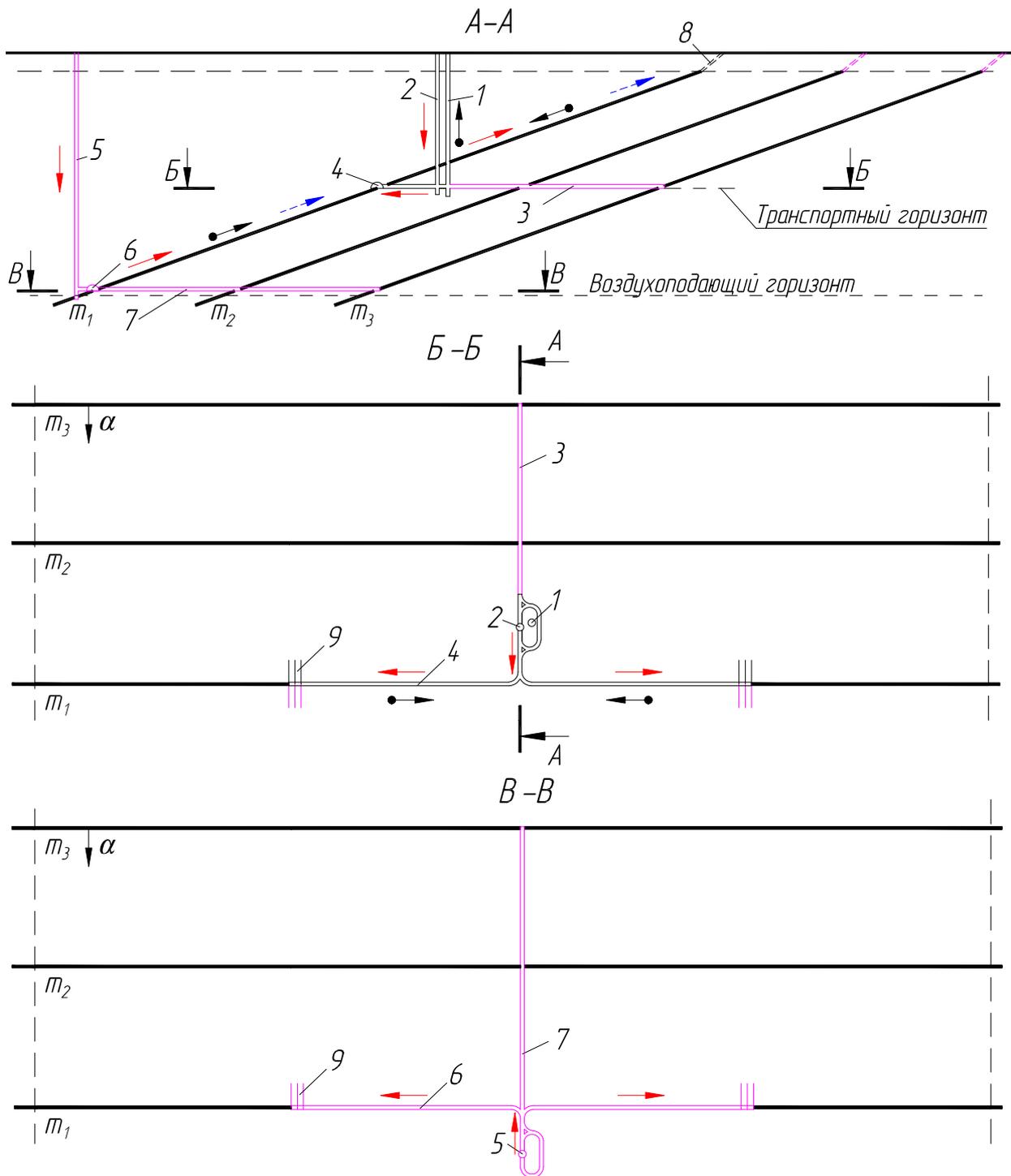


Рис. 5.3. Схема вскрытия свиты пластов вертикальными стволами с капитальным квершлагом и проветривание уклонной части через воздухоподающий ствол:

1 – главный (скиповой) ствол; 2 – вспомогательный (клетевой) ствол; 3 – капитальный квершлаг; 4 – пластовый транспортный (откаточный) штрек; 5 – воздухоподающий ствол; 6 – пластовый воздухоподающий штрек; 7 – воздухоподающий квершлаг; 8 – шурф (проекция); 9 – устья наклонных пластовых выработок (бремсбергов, уклонов, ходков).

На рис. 5.3 – 5.9 чёрным цветом обозначены выработки, необходимые в 1 период отработки запасов, сиреневым – в последующие периоды

Достоинства и недостатки любой схемы вскрытия складываются в основном из достоинств и недостатков вскрывающих выработок, которые в ней применены, а также отражают варианты порядка отработки частей шахтного поля. Достоинства данной схемы: наличие вспомогательного ствола большой площади сечения; наличие капитального квершлага (транспортный горизонт служит весь срок отработки запасов, нет необходимости в углубке стволов); возможность проведения всех выработок, необходимых для отработки уклонной части, без остановки шахты на реконструкцию. Недостаток: наличие циклического подъёма в скиповом стволе.

### ***Схема вскрытия вертикальными стволами с горизонтными квершлагами***

Эта схема вскрытия применяется на пологих и наклонных пластах со значительным (до 4 км) размером шахтного поля по падению.

В данном варианте схемы вскрытия (рис. 5.4) шахтное поле делят на две выемочные ступени, обе из них являются бремсберговыми. Для отработки первой выемочной ступени проводят стволы до отметки первого транспортного горизонта, шурфа и горизонтный квершлаг 1-го транспортного горизонта. Отработка первой выемочной ступени осуществляется аналогично выше рассмотренной схеме вскрытия.

После доработки запасов первой выемочной ступени производят углубку стволов до границы шахтного поля (до отметки второго горизонта) и проведение всех выработок на нём. Этот период называют реконструкцией шахты. Невозможно совмещать основные транспортные операции в стволах и их углубку, поэтому добыча полезного ископаемого в период реконструкции не осуществляется.

При отработке запасов второй выемочной ступени полезные ископаемые транспортируют вниз на второй транспортный горизонт. Свежий воздух подаётся через углубленный клетевой ствол на нижнюю границу, далее по горным выработкам в восходящем порядке. Исходящая струя может выдаваться через выработки первого транспортного горизонта (становится вентиляционным горизонтом) или другими способами.

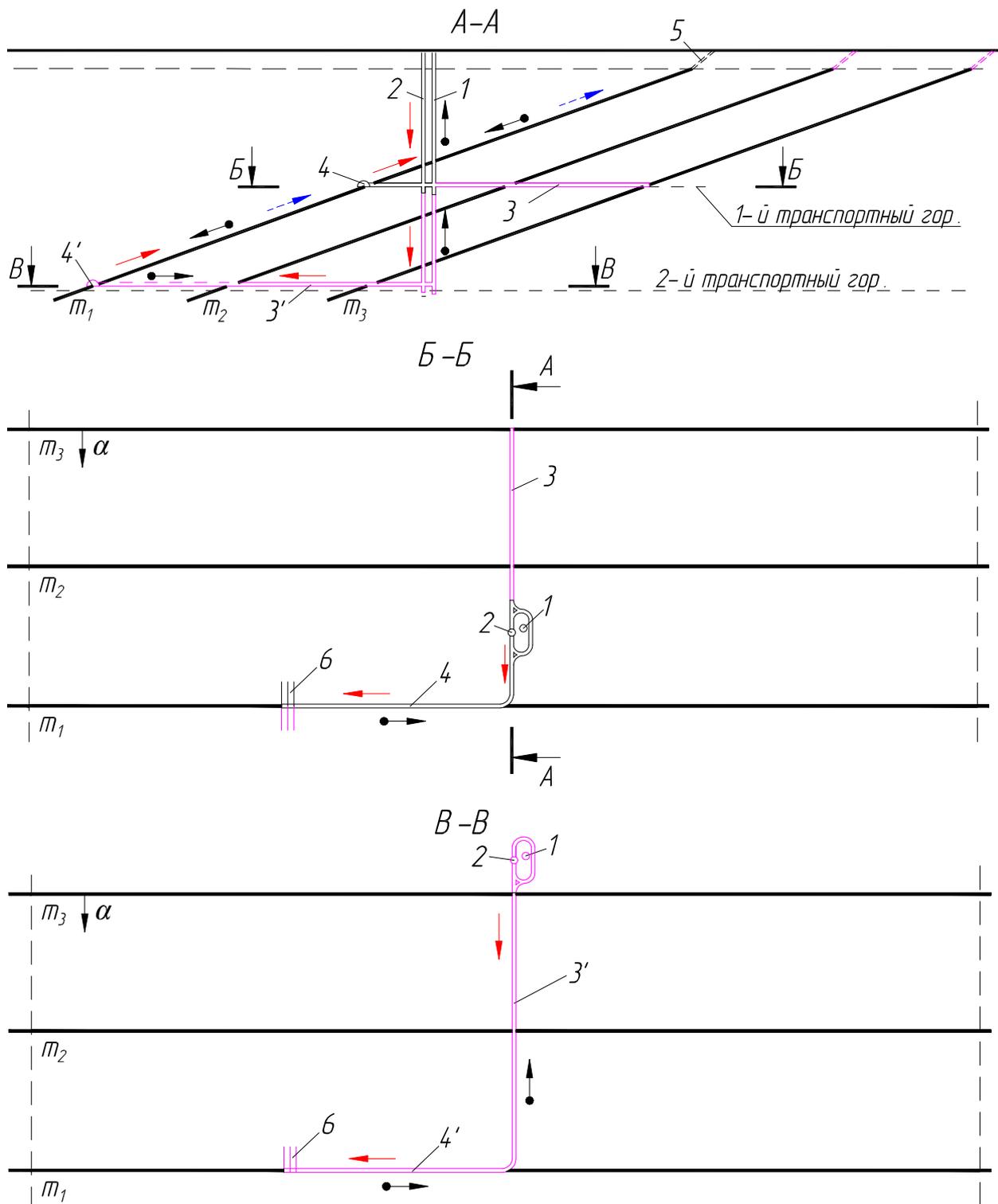


Рис. 5.4. Схема вскрытия вертикальными стволами с горизонтными квершлагами:

1 – главный (скиповый) ствол; 2 – вспомогательный (клетевой) ствол; 3 – горизонтный квершлаг 1-го трансп. горизонта; 3' – горизонтный квершлаг трансп. 2-го горизонта; 4 – пластовый откаточный штрек 1-го трансп. горизонта; 4' – пластовый откаточный штрек 2-го трансп. горизонта; 5 – шурф(проекция); 6 – устья наклонных пластовых выработок

Недостаток этой схемы – остановка шахты на реконструкцию. Достоинства: отсутствие уклонных полей; возможность обновления транспортного хозяйства и околоствольного двора при переходе на второй горизонт.

Существует модификация данной схемы с тремя выемочными ступенями (две бремсберговые и одна уклонная).

**Схема вскрытия наклонными стволами  
с капитальным квершлагом и проветривания уклонной части  
через воздухоподающий ствол**

Эта схема (рис. 5.5) применяется для вскрытия свиты пологих или наклонных пластов. Проводят, как правило, не менее трёх стволов (главный и два вспомогательных) до отметки транспортного горизонта. Располагать наклонные стволы целесообразно таким образом, чтобы уменьшить вероятность их подработки и в тоже время не оставлять на нижележащих пластах больших целиков для охраны этих стволов. С этой точки зрения наиболее оптимальное место расположения – в почве нижнего пласта свиты или по нижнему пласту.

Возможно расположение наклонных стволов внутри свиты по пустым породам (при большом междупластье) или по пласту нерабочей мощности. В таком случае ликвидируется недостаток представленного на рис. 5.5 варианта – нет необходимости в проведении квершлагов сразу на всю длину (достаточно вскрыть ими верхние пласты, которые будут первоначально отрабатываться).

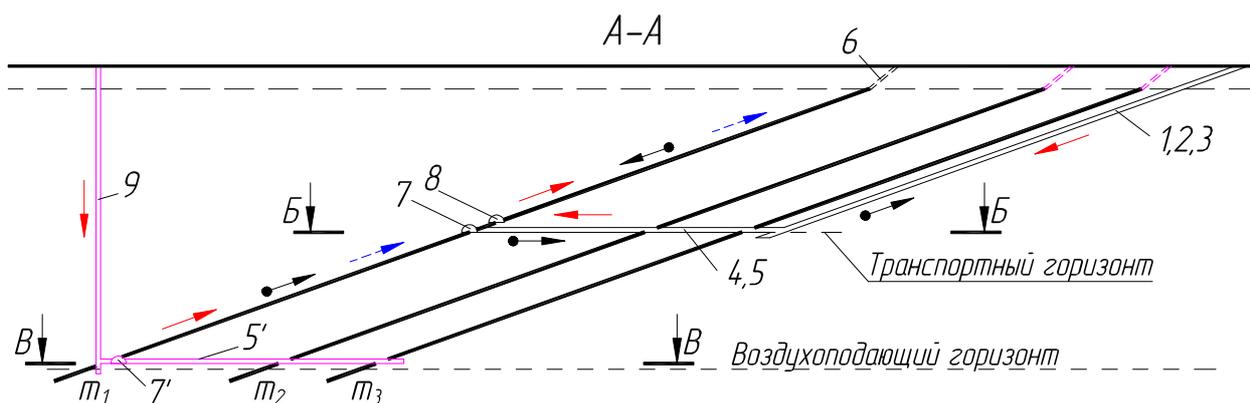


Рис. 5.5. Схема вскрытия наклонными стволами с капитальным квершлагом и проветривания уклонной части через воздухоподающий ствол

1, 2, 3 – конвейерный, людской, грузовой ствол; 4 – главный (конвейерный) квершлаг; 5, 5' – воздухоподающий квершлаг; 6 – шурф (проекция); 7, 7' – пластовый воздухоподающий штрек; 8 – пластовый конвейерный штрек; 9 – воздухоподающий ствол; 10 – устья наклонных пластовых выработок

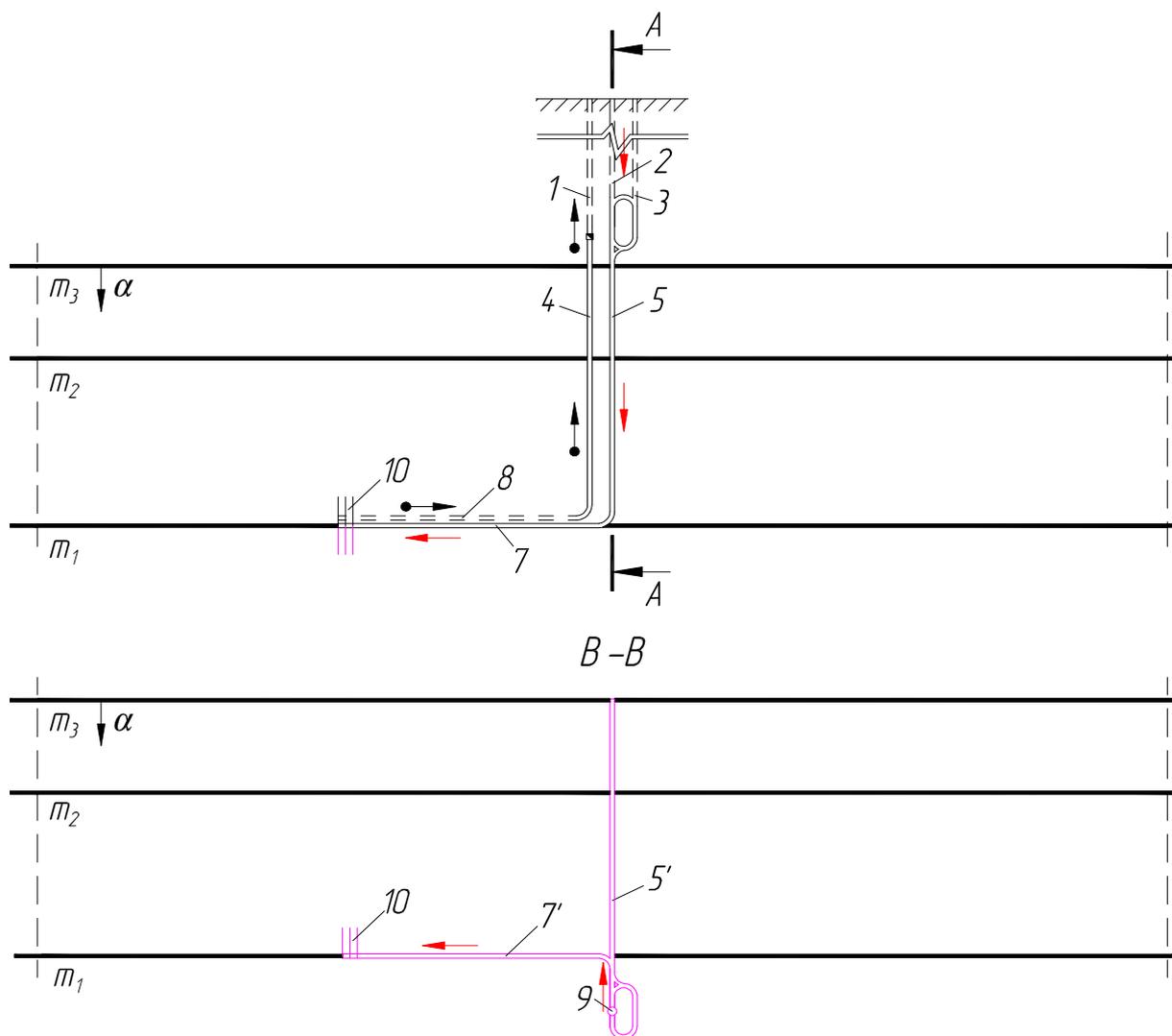


Рис. 5.5. Продолжение

При проведении полевых стволов угол наклона стволов не обязательно должен совпадать с углом падения пласта. Для уменьшения длины наклонных стволов их целесообразно проводить под максимально возможным углом.

У схем вскрытия с тремя наклонными стволами не зависимо от варианта следующие основные достоинства: возможность полной конвейеризации транспорта полезного ископаемого от забоя до поверхности; возможность доставки вспомогательных грузов от поверхности до забоев без перегрузки.

### ***Схема вскрытия штольнями и слепым стволом***

Данная схема вскрытия применяется в гористой местности для шахтных полей, где часть запасов расположена выше, а часть – ниже преобладающей отметки земной поверхности (рис. 5.6). Первая выемочная ступень отрабатывается как бремсберговая. По мере её до-

работки необходимо провести воздухоподающие выработки 4', 6, 7 обеспечивающие восходящее проветривание второй выемочной ступени (уклонной).

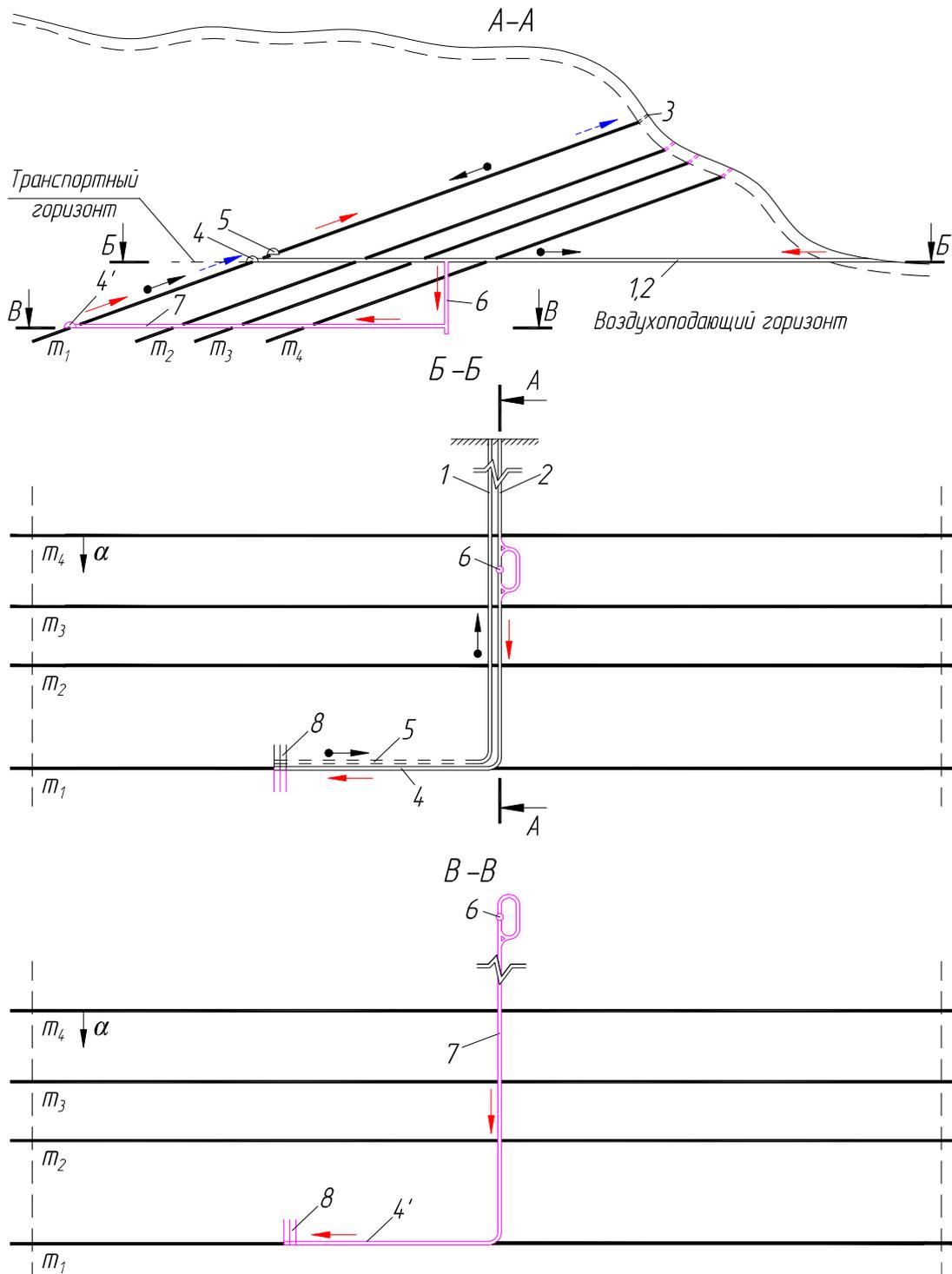


Рис. 5.6. Комбинированная схема вскрытия штольнями и слепым стволом:  
 1 – главная, штольня; 2 – вспомогательная штольня; 3 – шурф (проекция); 4, 4' – пластовый воздухоподающий штрек; 5 – пластовый конвейерный штрек; 6 – слепой воздухоподающий ствол; 7 – воздухоподающий квершлаг; 8 – устья наклонных пластовых выработок



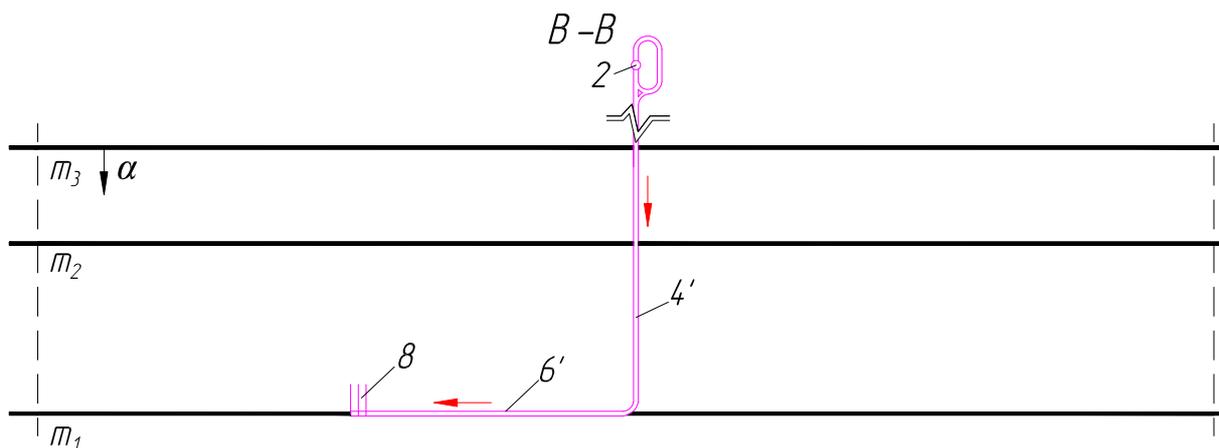


Рис. 5.7. Продолжение:

1 – конвейерный ствол; 2 – клетевой ствол; 3 – главный (конвейерный) квершлаг; 4, 4' – воздухоподающий квершлаг; 5 – шурф (проекция); 6, 6' – пластовой воздухоподающий штрек; 7 – пластовой конвейерный штрек; 8 – устья наклонных пластовых выработок

### **Комбинированное вскрытие без дополнительной вскрывающей выработки с проведением наклонного ствола вкrest линии падения**

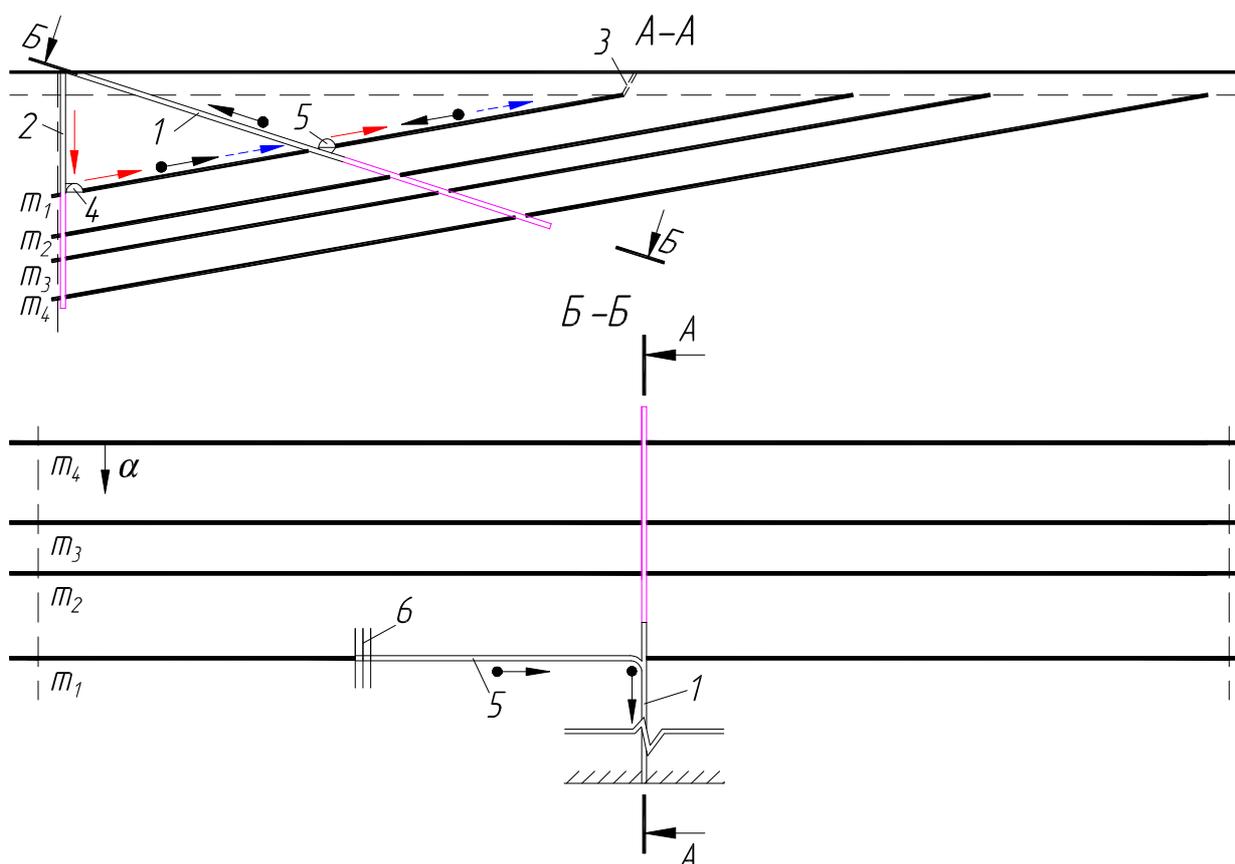
Непосредственное вскрытие пластов осуществляется главным стволом (выполняет функцию квершлага). Главный ствол делит шахтопласты на бремсберговую и уклонную части (рис. 5.8). Размеры по падению этих частей на каждом пласте различны.

При такой схеме вскрытия обязательно наличие пластового транспортного и воздухоподающего штреков, проведённых до начала ведения очистных работ.

Для осуществления проветривания до начала ведения очистных работ хотя бы одна пластовая наклонная выработка (ходок) обязательно должна быть проведена на всю длину шахтопласта по падению. Транспорт полезного ископаемого осуществляется по бремсбергу (уклону) до пластового конвейерного штрека, а по нему до конвейерного ствола. Далее через загрузочный бункер полезное ископаемое перегружается на конвейерный ствол и поступает на поверхность.

Для выхода исходящего воздуха на поверхность используют шурфы. По мере развития горных работ стволы углубляют для вскрытия нижележащих шахтопластов.

Достоинства: восходящее проветривание шахтопластов обеспечивается сразу при вскрытии (нет необходимости в проведении выработки для проветривания уклонной части); общая промплощадка главного и вспомогательного ствола.



*Рис. 5.8. Комбинированное вскрытие без дополнительной вскрывающей выработки с проведением наклонного ствола вкrest линии падения;*

*1 – конвейерный ствол; 2 – клетевой ствол; 3 – шурф (проекция); 4 – пластовый воздухоподающий штрек; 5 – пластовый конвейерный штрек; б – устья наклонных пластовых выработок*

Недостатки: необходимость проведения наклонных выработок на всю длину шахтопласта по падению до начала очистных работ и соответственно значительные затраты на поддержание этих выработок в течение всего срока отработки пласта; наклонный ствол проведён по породе (актуально только в период проведения ствола).

### **Схемы вскрытия крутых пластов**

Для вскрытия крутых и крутонаклонных пластов применяют, как правило, способ вскрытия вертикальными стволами. Существует несколько вариантов схем вскрытия в таких условиях. Можно сказать, что все они являются модифицированной схемой вскрытия вертикальными стволами с этажными квершлагами (рис. 5.9). Это варианты с породоуглубочным стволом, с увеличенной высотой этажа, т. е. с делением на подэтажи, и др. При таких схемах вскрытия стволы располагают в «лежачем» боку свиты пластов за пределами зоны сдвижения. Это необходимо для того, чтобы исключить ос-

тавление больших охранных целиков на пластах. Стволы проводят вниз до отметки первого этажа, сооружают выработки транспортного горизонта и шурфы. Отбитый уголь из забоя по печам поступает на откаточный пластовый штрек, далее по транспортному горизонту на скиповой ствол и далее на поверхность. Свежий воздух поступает по клетевому стволу, выработкам транспортного горизонта, вентиляционной печи. Исходящая струя выдаётся на поверхность через вентиляционные шурфы.

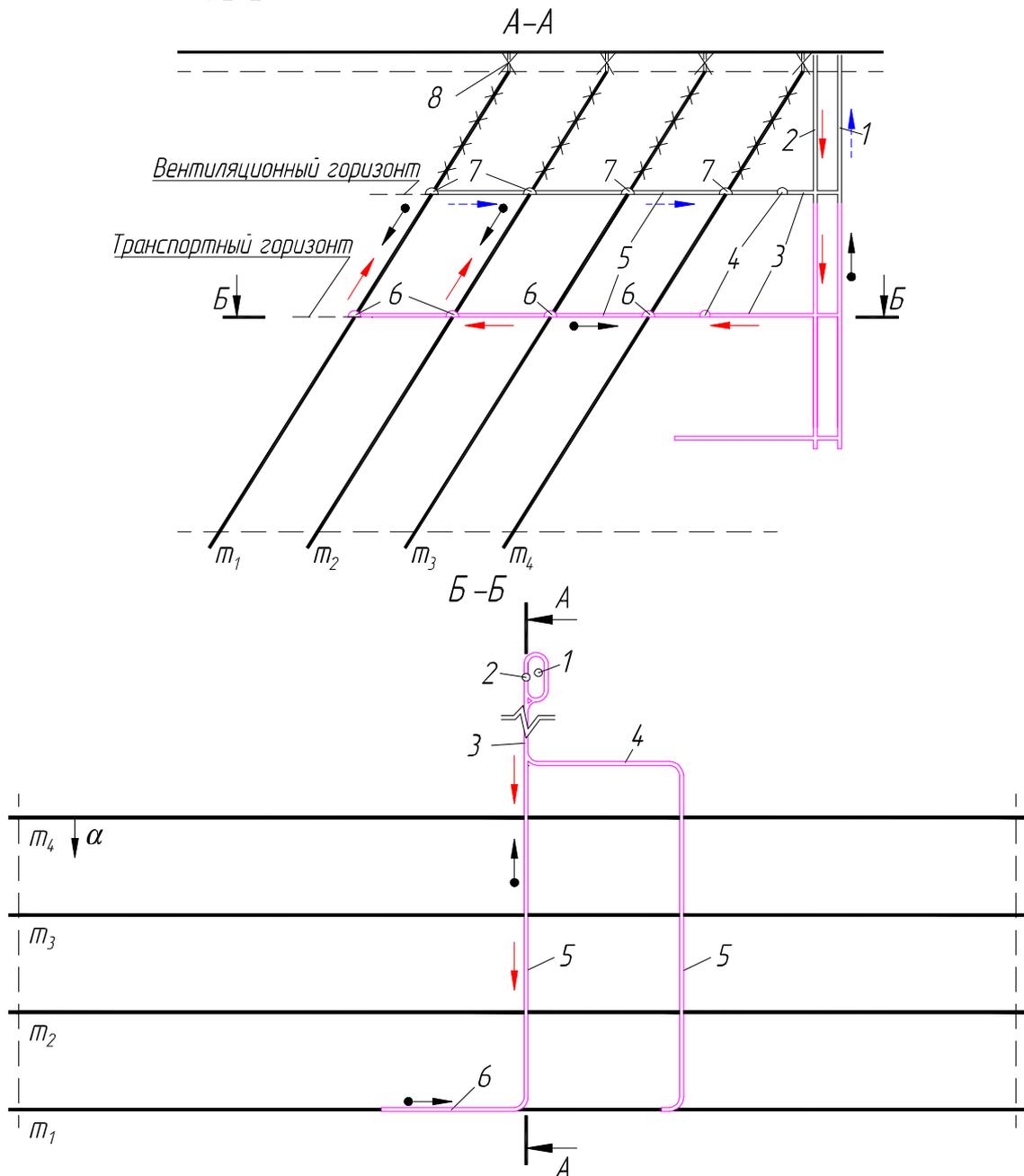


Рис. 5.9. Схема вскрытия вертикальными стволами с этажными квершлагами:

1 – скиповой ствол; 2 – клетевой ствол; 3 – главный квершлаг; 4 – групповой полевой штрек; 5 – промежуточный квершлаг; 6 – пластовый откаточный штрек; 7 – пластовый вентиляционный штрек; 8 – шурф (проекция)

Для отработки второго этажа и последующих необходимо производить углубку стволов и сооружать транспортный горизонт на отметке следующего этажа. При этом транспортный горизонт предыдущего (верхнего) этажа становится вентиляционным. Транспорт полезного ископаемого осуществляется аналогично тому, как он осуществляется при отработке первого этажа. Исходящая струя выдаётся по вентиляционному горизонту на скиповой ствол или вентиляционные фланговые стволы. Шурфы при отработке второго этажа и последующих уже не используются.

Для удобства проведения работ по углубке стволов и подготовки следующего горизонта возможен вариант с породоуглубочным стволом.

### **Примеры контрольных вопросов**

1. Что называют способом вскрытия?
2. Назовите все способы вскрытия.
3. Что называют схемой вскрытия?
4. По каким признакам сгруппированы схемы вскрытия?
5. Как могут располагаться вертикальные (наклонные) стволы относительно шахтного поля?
6. Дайте названия всем горным выработкам, изображенным на схеме вскрытия (рис. 5.1–5.9).
7. В каких схемах вскрытия предполагается углубка стволов?
8. В чём преимущества (недостатки) данной схемы вскрытия?

## ТЕМА № 6. ПОДГОТОВКА ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ

Цель занятия: изучение способов и схем подготовки шахтных полей.

После вскрытия месторождения полезных ископаемых приступают к его подготовке, позволяющей начать очистную выемку. Подготовку ведут частями – по мере отработки одной части шахтного поля подготавливают следующую. Главная задача подготовки – это своевременное воспроизводство запасов взамен отрабатываемых. Различают два этапа подготовки.

Первый этап – подготовка шахтного поля (горизонта). Этот этап предполагает проведение выработок на уровне транспортного (вентиляционного, воздухоподающего) горизонта или в плоскости, образованной линией простирания пласта и наклонной вскрывающей выработкой (рис. 5.8). При этом формируется *способ подготовки*.

Второй этап – подготовка шахтопласта. При этом проводят подготовительные выработки в плоскости разрабатываемого пласта (бремсберги, ходки, уклоны, ярусные штреки и т. д.). Совокупность этих выработок называют *схемой подготовки*.

К способам и схемам подготовки предъявляют такие же требования, как и к технологической схеме шахты в целом: безопасность горных работ, полнота извлечения запасов, экономическая эффективность и т. д.

### ***Способы подготовки шахтного поля (горизонта)***

Подготовительными выработками, формирующими способ подготовки, являются штреки общешахтного или общепластового значения (откаточные или конвейерные, воздухоподающие, вентиляционные). В основу классификации способов подготовки положено два признака:

- расположение подготовительной выработки относительно угольного пласта;
- число угольных пластов, обслуживаемых подготовительной выработкой.

Из этих двух признаков и складывается название способов подготовки. В зависимости от расположения штрека относительно пласта различают пластовую и полевую подготовку (рис. 6.1).

При пластовой подготовке штрек проводят по пласту угля. Её применяют при устойчивых вмещающих породах (непосредствен-

ная кровля и почва) на пластах угля, не склонных к самовозгоранию и внезапным выбросам.

Достоинства: попутная добыча угля; меньшая стоимость и сроки проведения штрека; возможность доразведки условий залегания пласта.

Недостатки: меньшая устойчивость штрека, существует вероятность возникновения газодинамических явлений.

При полевом способе штрек проводят, как правило, в почве пласта. Для выхода на пласт проводят промквершлаг. С экономической точки зрения полевая подготовка не выгодна в плане первоначальных затрат, т. к. проводятся выработки по породе. Однако в связи с исключением эндогенных пожаров, снижением вероятности газодинамических явлений, а также лучшей устойчивостью выработок эксплуатационные затраты при таком варианте подготовки могут быть значительно меньше, чем при пластовой подготовке.

Достоинства: лучшая устойчивость штрека, следовательно, меньше затрат на поддержание; исключается вероятность возникновения эндогенных пожаров; снижается вероятность газодинамических явлений.

Недостатки: высокая трудоёмкость и себестоимость при проведении с помощью БВР; низкая скорость проведения полевой выработки; наличие породных забоев (требуется отдельная схема транспорта для породы и породный отвал на поверхности).

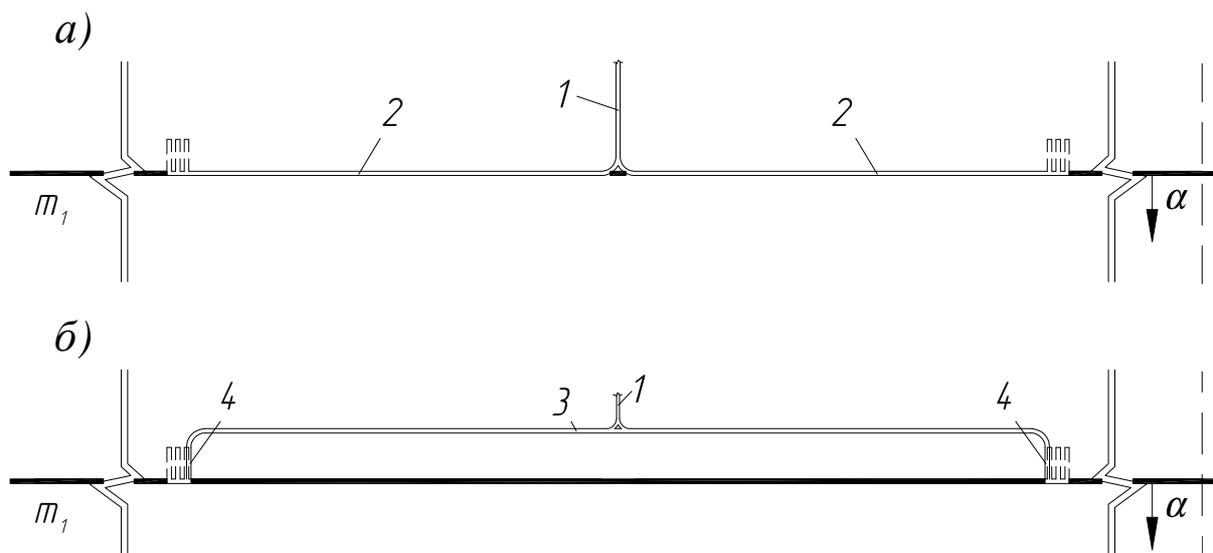


Рис. 6.1. Пластовая и полевая подготовка:

а – пластовая подготовка; б – полевая подготовка; 1 – капитальный квершлаг; 2 – пластовый штрек; 3 – полевой штрек; 4 – промежуточные квершлаг

В зависимости от числа обслуживаемых пластов различают индивидуальную, групповую (рис. 6.2, 6.3) и комбинированную (рис. 6.4) подготовку.

Индивидуальную подготовку целесообразно применять при большом расстоянии между пластами, более 40 м (свита независимых пластов). Если нет осложняющих факторов, препятствующих осуществлению пластовой подготовки, то, как правило, применяют индивидуальную пластовую подготовку.

Групповую подготовку целесообразно применять в свитах сближенных пластов (расстояние между пластами менее 40 м).

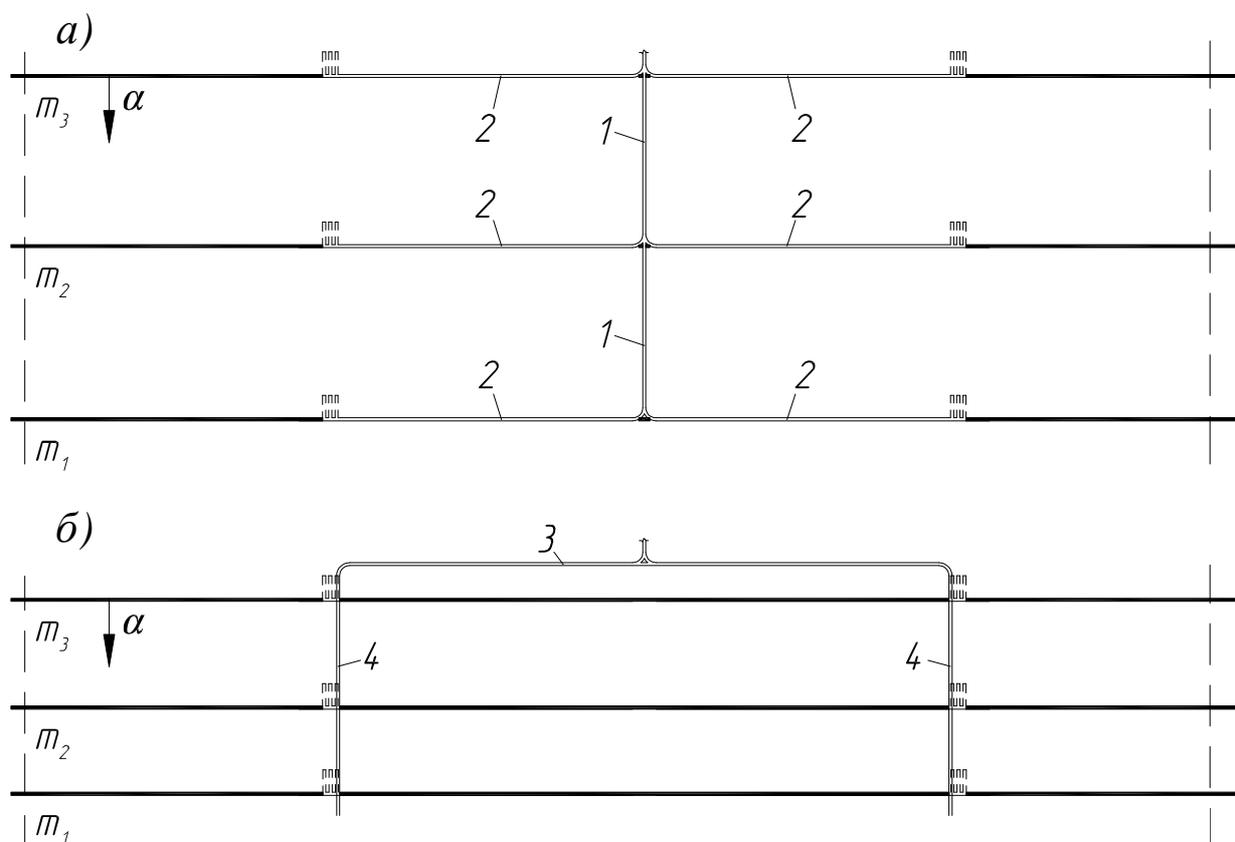


Рис. 6.2. Индивидуальная и групповая подготовка:

а – индивидуальная пластовая подготовка; б – групповая полевая подготовка; 1 – капитальный квершлаг; 2 – индивидуальные пластовые штреки; 3 – групповой полевой штрек; 4 – промежуточные квершлаг

В тех случаях, когда расстояние между пластами значительное, а проведение пластовых штреков нецелесообразно или запрещено нормативными документами, подготовку осуществляют индивидуальными полевыми штреками (рис. 6.3). Этот вариант подразумевает наличие капитального квершлага. Поскольку штреки полевые, для выхода на пласт от них проводят короткие промквершлаг.

Существуют такие шахтные поля, где присутствуют и сближенные, и независимые пласты. В таком случае целесообразно применять комбинированную подготовку на транспортном горизонте (рис. 6.4). Сближенные пласты подготавливают групповым штреком, независимые – индивидуальным штреком.

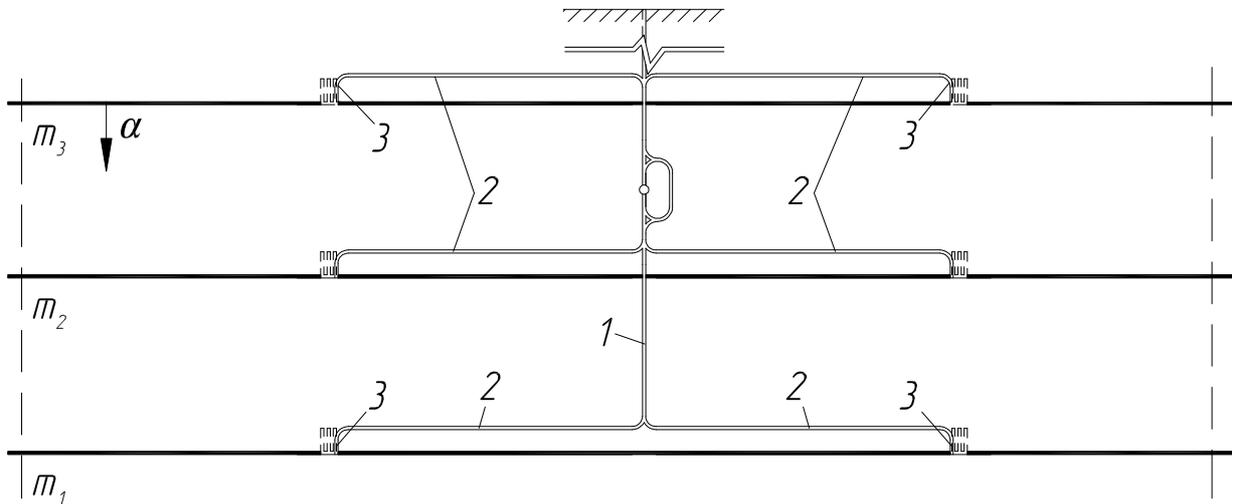


Рис. 6.3. Индивидуальная полевая подготовка:

1 – главный квершлаг; 2 – индивидуальные полевые штреки; 3 – промежуточные квершлагы

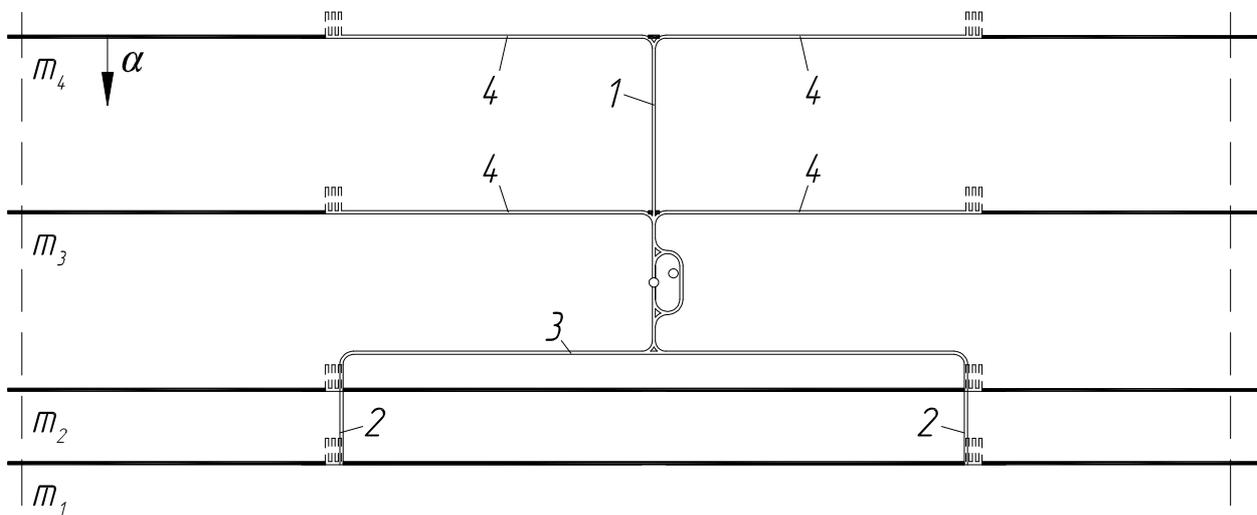


Рис. 6.4. Комбинированная подготовка транспортного горизонта:

1 – главный квершлаг; 2 – промежуточные квершлагы; 3 – групповой полевой штрек; 4 – индивидуальные пластовые штреки

На пластах крутого падения применяют вскрытие вертикальными стволами с этажными квершлагами и групповую полевую подготовку транспортного горизонта. В отличие от пологого и наклонного падения пластов, у подготовки пластов крутого залегания есть два существенных момента:

– на крутых пластах проводится и групповой полевой штрек, и индивидуальные пластовые штреки;

– индивидуальные пластовые штреки не проводятся на всю длину (как при подготовке пологих и наклонных пластов) и не поддерживаются весь срок отработки пласта.

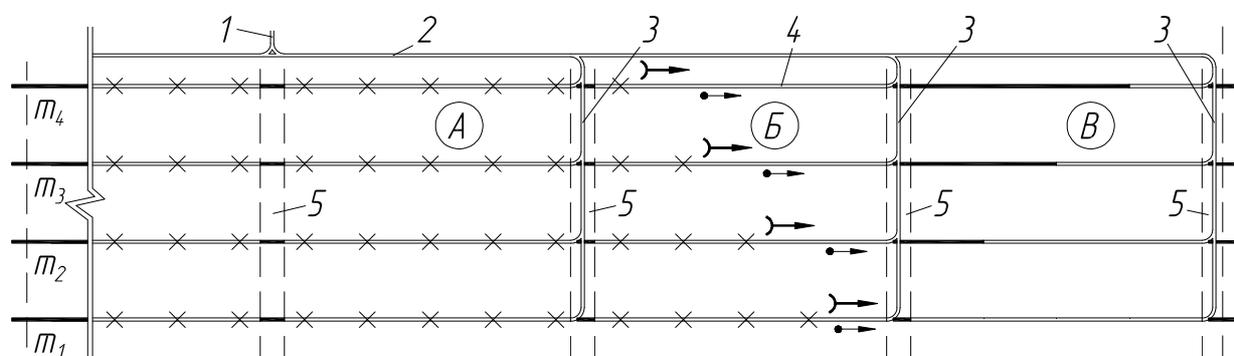
Различают следующие основные варианты подготовки крутых и крутонаклонных пластов:

– с доставкой угля на передний промквершлаг (односторонний) при прямом порядке отработки выемочного поля (рис. 6.5);

– с доставкой угля на передний промквершлаг (односторонний) при обратном порядке отработки выемочного поля;

– с доставкой на задний промквершлаг.

– с доставкой на двухсторонний промквершлаг.



*Рис. 6.5. Групповая полевая подготовка с доставкой на передний промквершлаг при прямом порядке отработки выемочного поля:*

*1 – главный квершлаг; 2 – групповой полевой штрек; 3 – промквершлаг; 4 – пластовый откаточный штрек; 5 – целики между выемочными полями. А – отработанное выемочное поле; Б – отработываемое выемочное поле; В – подготавливаемое выемочное поле*

### **Схемы подготовки шахтопласта**

Подготовка в плоскости пласта (второй этап подготовки) подразумевает проведение подготовительных выработок, обеспечивающих начало ведения очистных работ. Подготовка осуществляется в пределах части пласта (по площади). Такими частями шахтопластов являются панели, этажи, столбы по падению (восстанию). Соответственно различают панельную, этажную и погоризонтную подготовку. Каждая схема подготовки формирует определённую систему разработки пласта.

Наибольшее распространение имеет панельная подготовка (рис. 6.6). Она применяется на тонких, мощных и средней мощности

пластах с углом падения до  $25^\circ$ . Существуют различные варианты панельной подготовки: однокрылые и двукрылые панели с фланговыми выработками и без них; с пластовым вентиляционным штреком и без него и др.

Каждая панель обслуживается своими панельными выработками (наклонные пластовые выработки). Транспортная связь между панелями и панелей с квершлагами осуществляется по пластовому транспортному штреку.

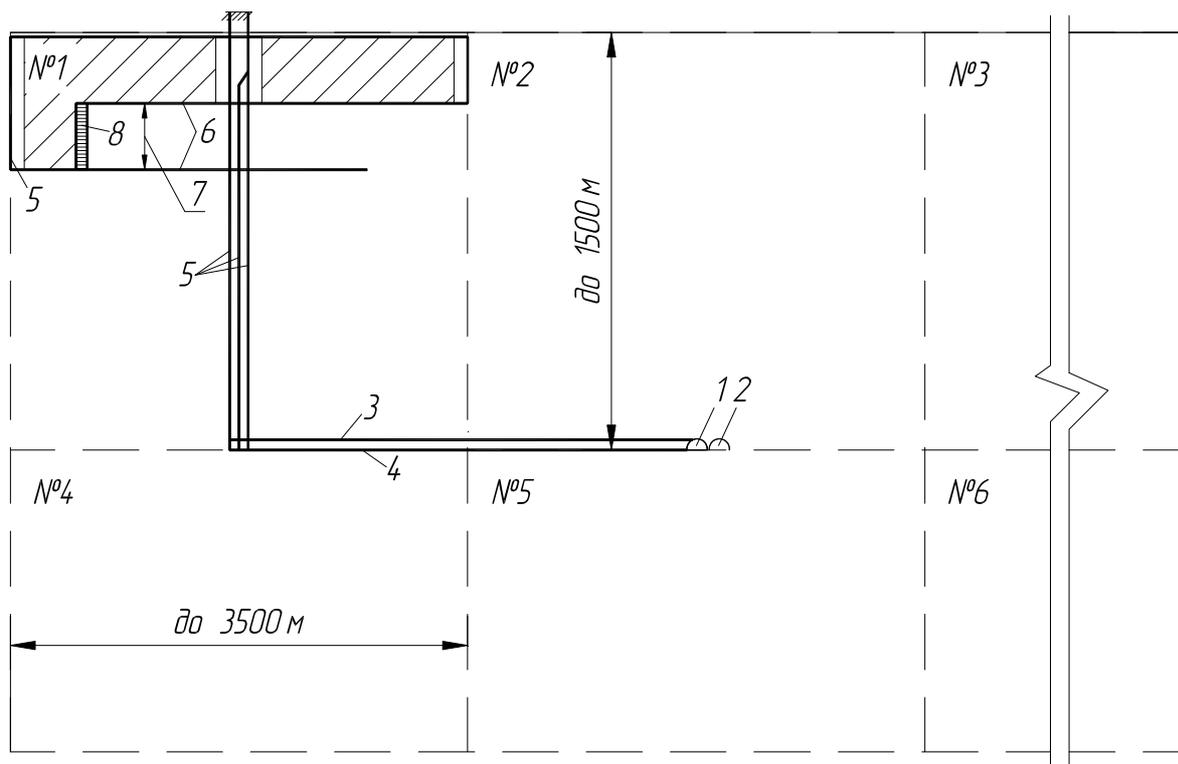


Рис. 6.6. Деление шахтопласта на панели и панельная подготовка:

1 – конвейерный квершлаг; 2 – воздухоподающий квершлаг; 3 – пластовый конвейерный штрек; 4 – пластовый воздухоподающий штрек; 5 – наклонные пластовые выработки; 6 – ярусные штреки; 7 – ярус; 8 – очистной забой; № 1, 2, 3 – бремсберговые панели; № 3, 4, 5 – уклонные панели

Этажная подготовка шахтопластов имеет два принципиально различных варианта: для пологого наклонного падения (рис. 6.7) и для крутого падения (рис. 6.8). В первом случае подразумевается система разработки с длинными столбами по простиранию и отработка механизированным комплексом. При этом подготовка этажа к очистной выемке осуществляется в пределах всего размера шахтного поля по простиранию.

На пластах крутого падения подготовка этажа осуществляется в пределах выемочного поля с размером по простиранию до 300 м

(иногда до 450 м). Для отработки выемочных полей, подготовленных таким образом, применяются щитовые системы разработки, системы с подэтажными штреками (ПШО) и др. На рис. 6.8 представлен вариант со щитовой системой разработки.

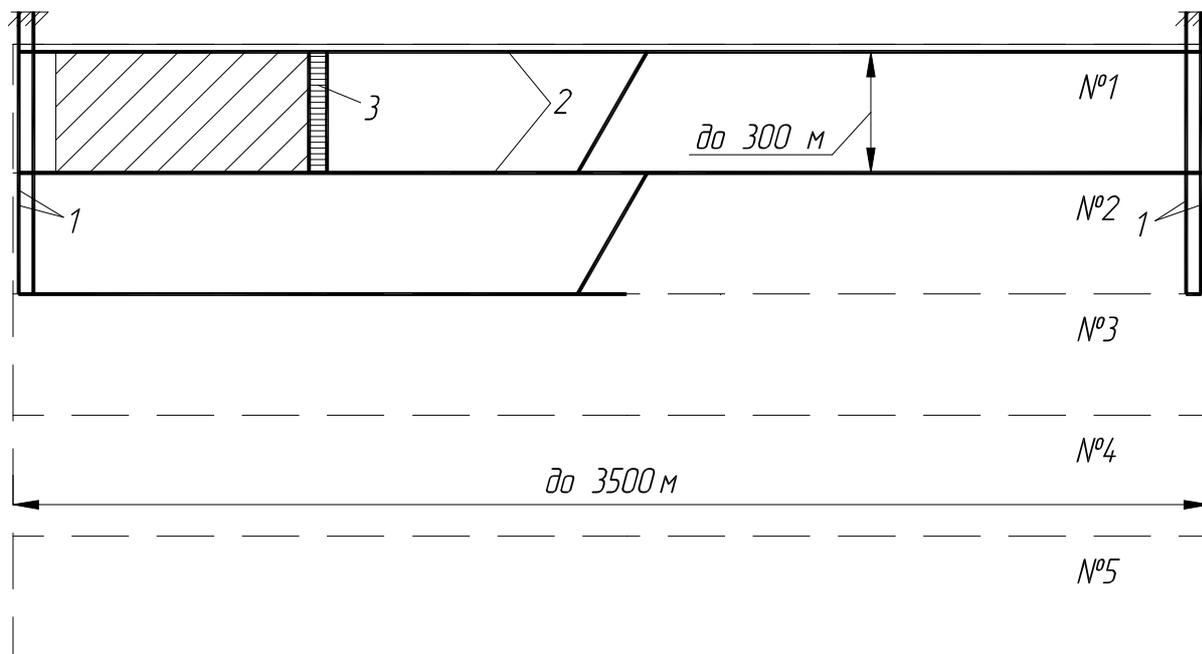


Рис.6.7. Деление шахтопласта на этажи и этажная подготовка при пологом и наклонном падении:

1 – наклонные стволы; 2 – этажные штреки; 3 – очистной забой; № 1, 2, 3, 4, 5 – этажи

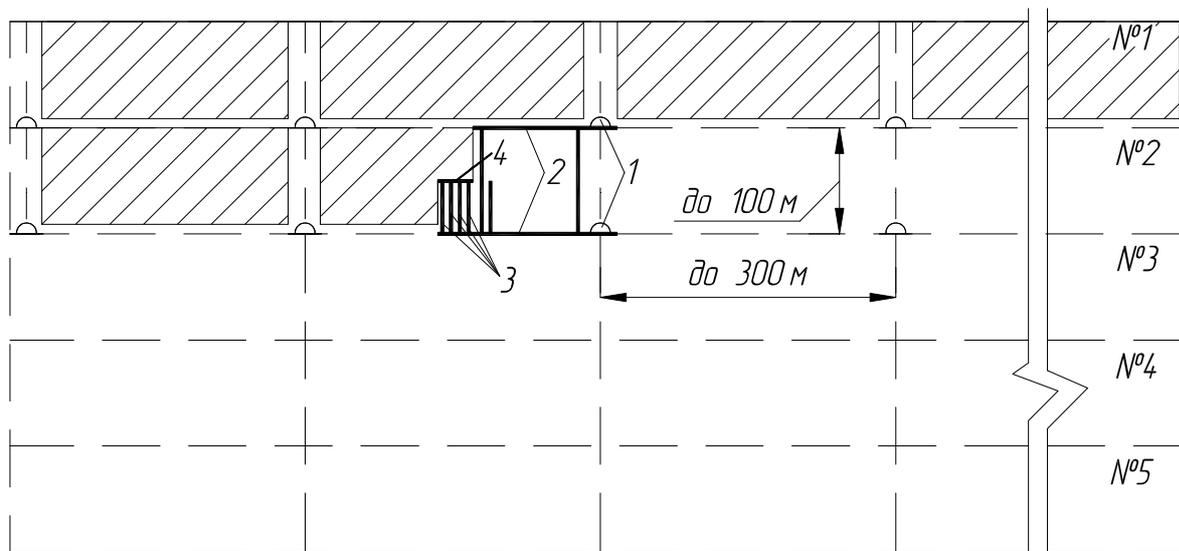
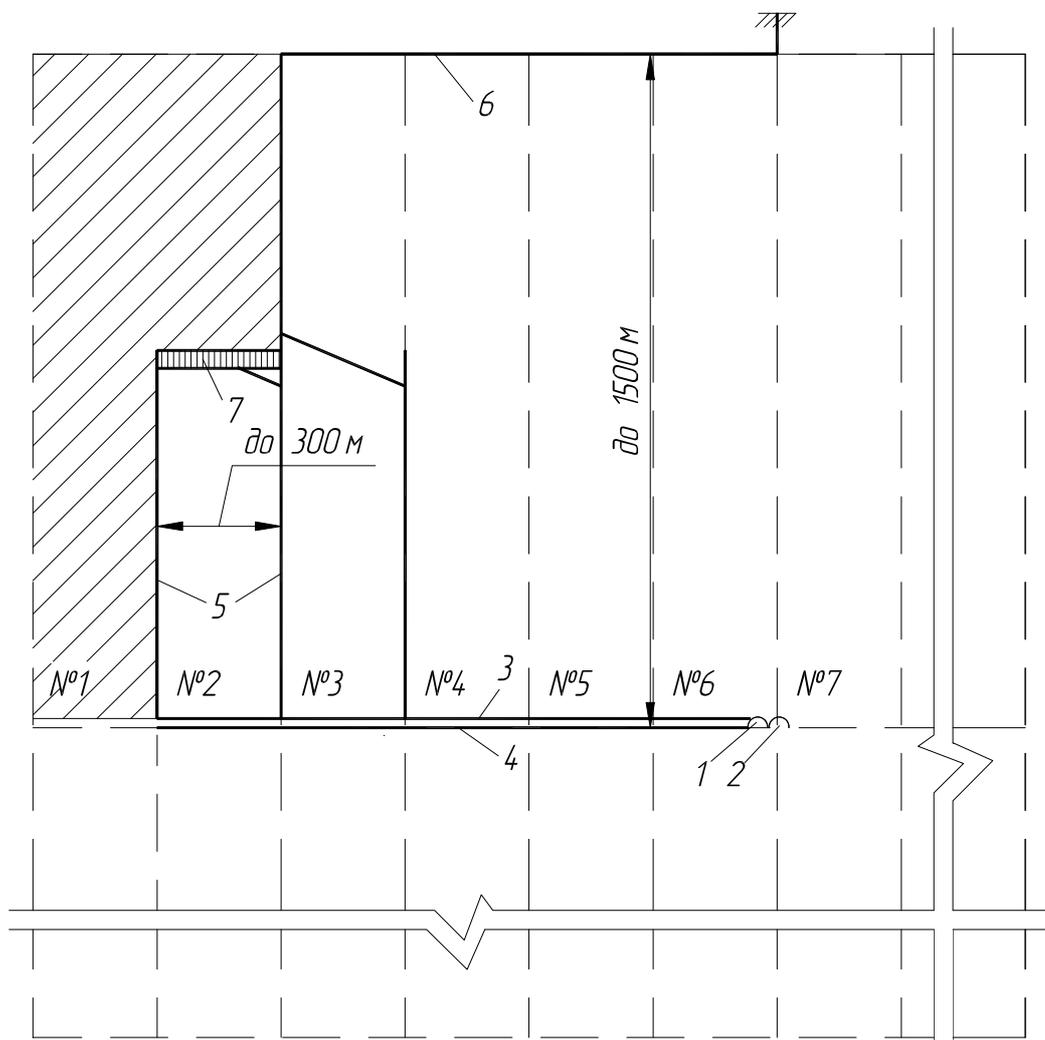


Рис. 6.8. Деление шахтопласта на этажи и этажная подготовка при крутом падении:

1 – этажные промквершлагаи; 2 – этажные штреки; 3 – печи; 4 – очистной забой; № 1, 2, 3, 4, 5 – этажи

Погоризонтная подготовка (рис. 6.9) применяется при углах падения до  $10\div 12^\circ$  при делении шахтного поля на столбы по падению (восстанию).

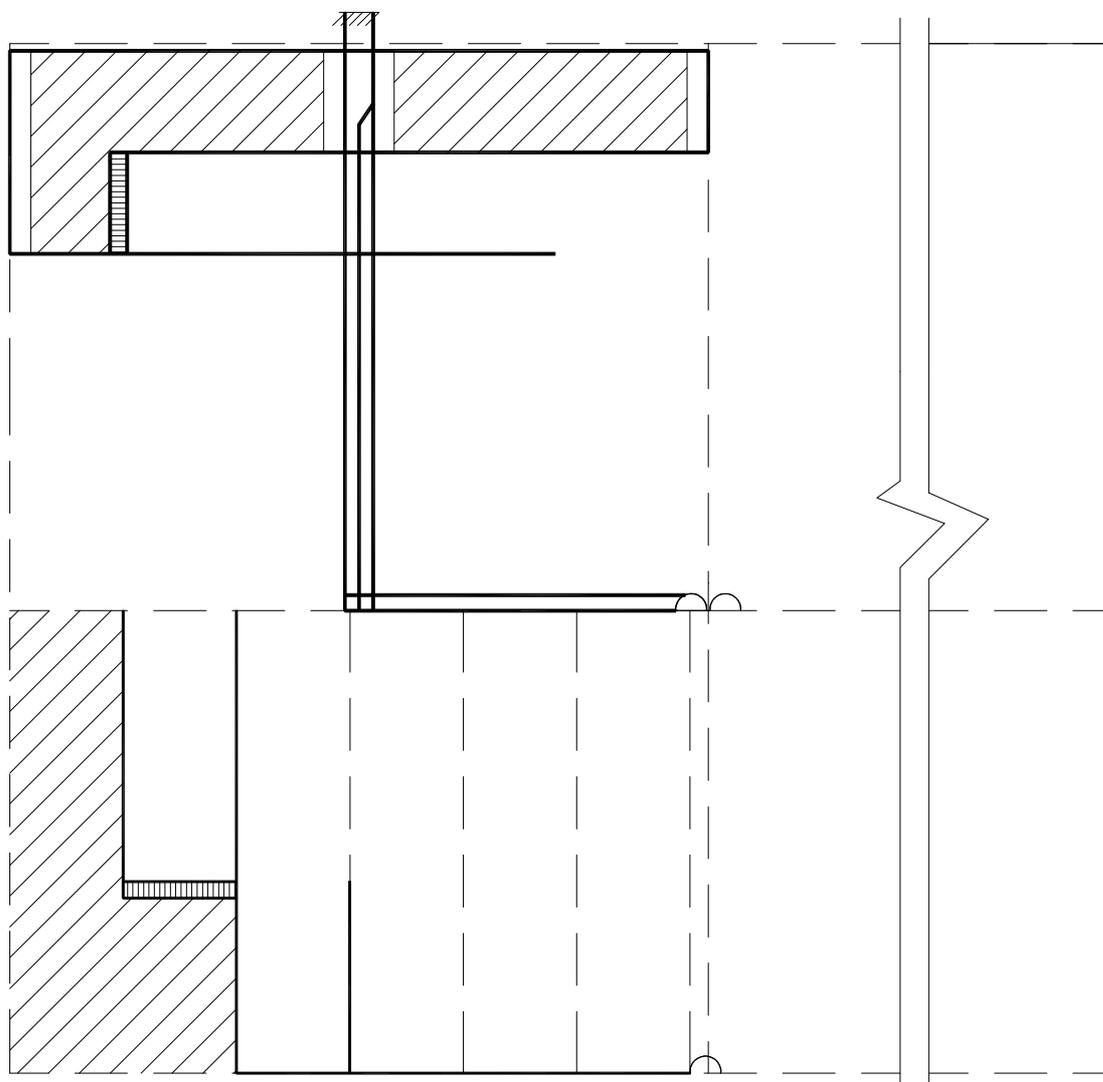


*Рис. 6.9. Деление шахтопласта на столбы по падению (восстанию) и погоризонтная подготовка:*

*1 – конвейерный квершлаг; 2 – воздухоподающий квершлаг; 3 – пластовый конвейерный штрек; 4 – пластовый воздухоподающий штрек; 5 – наклонные пластовые выработки; 6 – пластовый вентиляционный штрек; 7 – очистной забой; № 1 ÷ 7 – выемочные столбы*

Отличительная особенность – отсутствие выемочных штреков. Поскольку этот вариант подготовки подразумевает дальнейшую отработку столбами по падению или восстанию, то оконтуривание выемочного столба осуществляется пластовыми наклонными выработками (бремсбергами, уклонами, печами). При высокой обводнённости пласт целесообразно обрабатывать по восстанию, при высокой газоносности – по падению.

При различных горно-геологических условиях на одном шахтопласте возможно применение комбинированной подготовки. Например, часть шахтопласта подготавливается и отрабатывается панелями, другая часть – столбами по восстанию (рис. 6.10).



*Рис. 6.10. Комбинированная подготовка шахтопласта\**

*\*Примечание: Оработка пласта в панели и столбе по восстанию ведётся не одновременно – вначале отрабатываются бремсберговые панели, а затем столбы по восстанию в уклонной части*

### **Примеры контрольных вопросов**

1. Сколько этапов у подготовки, что на них формируется?
2. Какие подготовительные выработки проводят на первом этапе подготовки?
3. Поясните сущность индивидуальной подготовки пластов.
4. Поясните сущность групповой подготовки пластов.

5. Какие способы подготовки вы знаете?
6. Какие схемы подготовки вы знаете?
7. Поясните сущность и область применения панельной подготовки.
8. Какие подготовительные выработки проводят при панельной (этажной, погоризонтной) подготовке?

## ТЕМА № 7. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Цель занятия: изучение систем разработки пластовых месторождений для различных горно-геологических условий.

В зависимости от мощности, угла падения, строения, вмещающих пород, глубины залегания угольные пласты отрабатываются различными системами разработки. Система разработки – это определённый, увязанный в пространстве и во времени порядок ведения подготовительных работ и очистной выемки.

Существуют различные классификации систем разработки. В их основу может быть положена применимость в зависимости от угла падения, мощности, степени механизации очистных работ и т. д. Один из вариантов классификации представлен на рис. 7.1. Можно сказать, что представленные названия в нижних ярусах каждой части этой блок-схемы – это названия групп систем разработки, включающей в себя несколько модификаций.

Столбовые системы разработки при панельной подготовке являются самой распространённой группой систем разработки на современном этапе развития угольной отрасли РФ и довольно широко применяются за рубежом, поэтому они будут подробно рассмотрены в данном учебном пособии. Эти системы предполагают разделение в пространстве и времени подготовительных и очистных работ. Все подготовительные выработки в отрабатываемой части пласта проводятся заранее, до начала очистных работ. При этом при оконтуривании этой части шахтопласта образуются «длинные столбы».

Существует множество вариантов столбовых систем. Принципиально разные варианты – это столбовые системы для пластов пологого и наклонного залегания и для пластов крутого залегания (щитовые и др.).

При столбовых системах на пологом и наклонном падении при проведении выемочных выработок, оконтуривающих столбы, возможно осуществить:

- доразведку условий залегания пласта (изменение его мощности, угла падения);
- предварительную дегазацию выемочного столба.

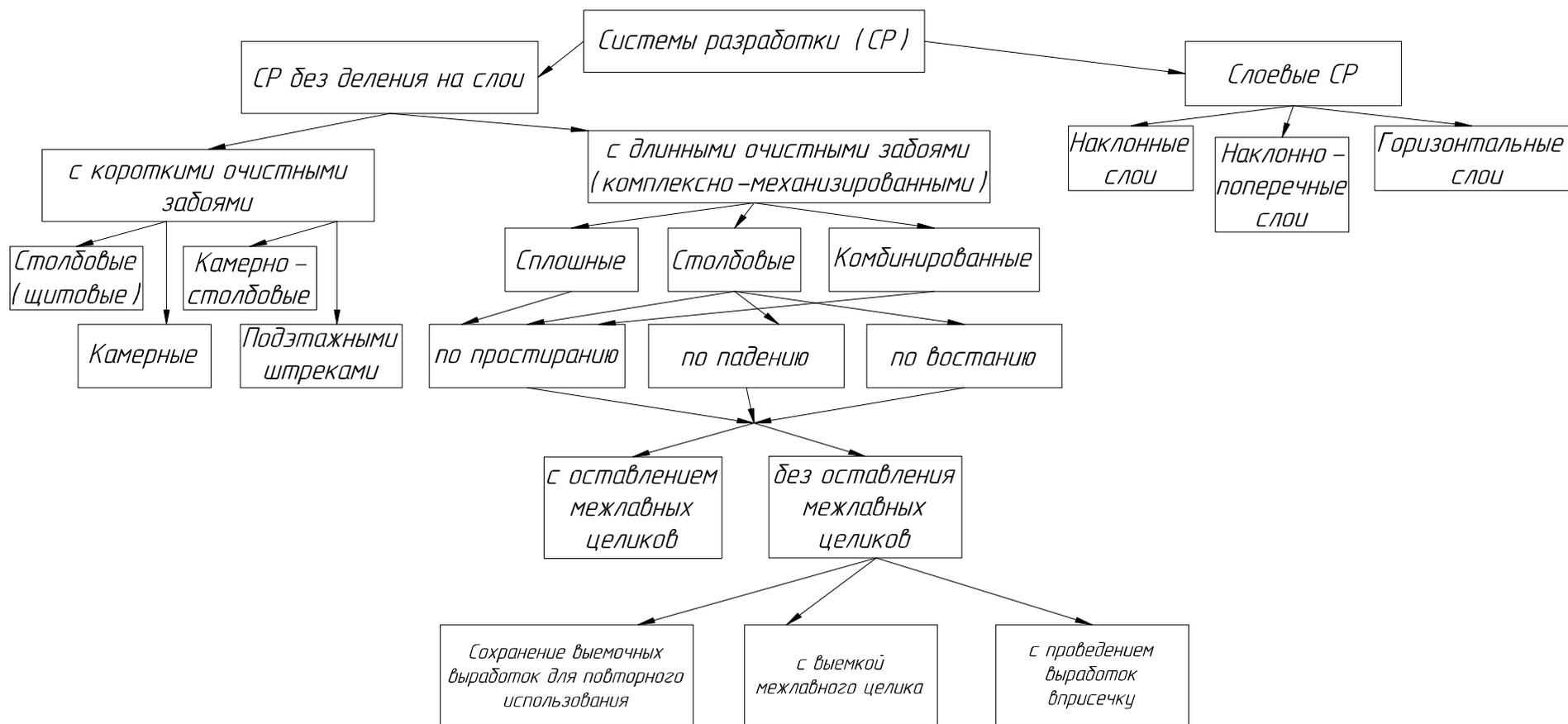


Рис. 7.1. Классификация систем разработки пластовых месторождений

На рис. 7.2–7.10 представлены наиболее характерные варианты столбовых систем разработки. Как отмечалось выше, эти варианты имеют несколько модификаций в зависимости от схемы проветривания, типа главного и вспомогательного транспорта по горным выработкам, наличия осложняющих горно-геологических условий, порядка отработки ярусов. Также различают варианты для бремсберговых и уклонных, двусторонних и односторонних панелей.

***Система разработки длинными столбами по простиранию с оставлением межглавных целиков (двусторонняя панель)***

Данный вариант столбовой системы (рис. 7.2) применяется при любой мощности пласта (где возможно применение столбовых систем). Оставляемый целик является «средством» для улучшения условий поддержания выемочных штреков. Такую систему целесообразно применять в случае неустойчивости пород кровли, а также при наличии тяжелой, труднообрушаемой кровли. В этом случае оставленный целик воспринимает на себя давление обрушающихся больших блоков кровли, что способствует лучшему сохранению выемочных штреков.

Также данный вариант рекомендуется при отработке пластов весьма склонных к самовозгоранию. Целик изолирует отработанное пространство, что снижает вероятность возникновения эндогенного пожара. При этом целики и краевые части пласта подвергают антипирогенной обработке.

*П. 2.1.12 инструкции [5]. В уклонных и бремсберговых полях на пластах пологого и наклонного падения, отнесённых к категории весьма склонных к самовозгоранию, при отработке выемочных столбов по простиранию предусматривать оставление между ними профилактических целиков.*

Эта система не рекомендуется к применению в условиях опасности возникновения горных ударов, так как целики являются потенциально удароопасными участками.

Штреки, оконтуривающие выемочные столбы, проводятся спаренно (через целик). Через некоторое расстояние они соединяются сбойками. Это облегчает проветривание штреков при их проведении. Расстояние между сбойками зависит от газоносности и характеристик применяемых вентиляторов местного проветривания. Оно, как правило, не превышает 800 м.

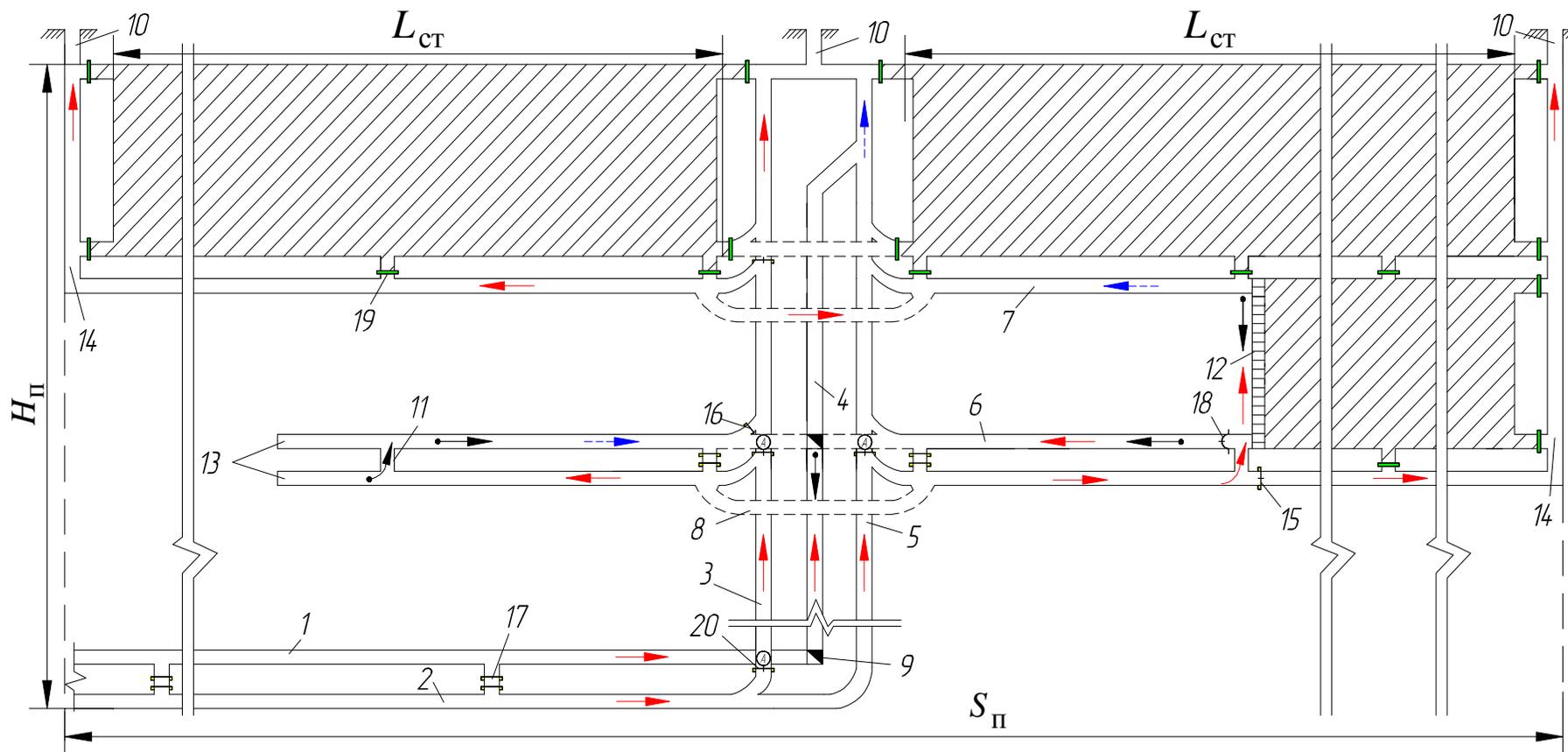


Рис. 7.2. Система разработки длинными столбами по простиранию с оставлением межлавных целиков (двукрылая бремсберговая панель):

1 – пластовый конвейерный штрек; 2 – пластовый воздухоподающий штрек; 3 – людской ходок; 4 – бремсберг; 5 – грузовой ходок; 6 – ярусный конвейерный штрек; 7 – ярусный вентиляционный штрек; 8 – обходная выработка; 9 – аккумулирующий бункер; 10 – шурф; 11 – сбойка; 12 – очистной забой; 13 – подготовительный забой; 14 – фланговый ходок; 15 – дверь вентиляционная с регулирующим окном; 16 – дверь вентиляционная закрытая; 17 – шлюз; 18 – вентиляционный парус с окном; 19 – перемычка изолирующая с врубом; 20 – дверь вентиляционная с регулирующим окном автоматическая;  $S_n$  – размер панели по простиранию, м;  $H_n$  – размер панели по падению, м;  $l_n$  – длина лавы, м;  $L_{ст}$  – длина выемочного столба, м

Основной недостаток этого варианта (относительно вариантов на рис. 7.4, 7.6 и 7.7) – оставление угля в целиках, т. е. значительные эксплуатационные потери. Особенно этот недостаток проявляется на больших глубинах, где необходимо оставлять целики значительной ширины. Основное достоинство – улучшаются условия поддержания выемочных выработок.

***Система разработки длинными столбами по простиранию с оставлением межлавных целиков (односторонняя панель)***

Эта модификация (рис. 7.3), как и все другие варианты с однокрыльями панелями подразумевает наличие выработок на обоих флангах панели. Возможны различные варианты порядка ведения горных работ при отработке однокрылых панелей:

- проведение подготовительных выработок навстречу очистному забою;
- проведение подготовительных выработок в одном направлении с очистным забоем;
- отработка столбов в одном направлении;
- отработка столбов в противоположном направлении в следующем ярусе.

Следует учитывать, что в случае опасности возникновения горных ударов не рекомендуется ведение очистных работ на выработанное пространство, т. е. вариант с противоположным направлением отработки.

***Система разработки длинными столбами по простиранию с выемкой межлавных целиков при отработке следующего яруса (двусторонняя панель)***

Этот вариант системы разработки (рис. 7.4) целесообразно применять, когда есть причины вначале оставить целик (например, трудности с поддержанием штрека при его сохранении на полное сечение), а потом его вынуть для снижения потерь угля.

Строго говоря, практически во всех случаях целесообразно вынимать оставленный целик с точки зрения уменьшения потерь. Однако в связи с повышенной трудоёмкостью работ (сохранение штрека на часть сечения органом рядом, наличие выработки по фронту очистного забоя) не всегда технологически и экономически целесообразно применять этот вариант системы.

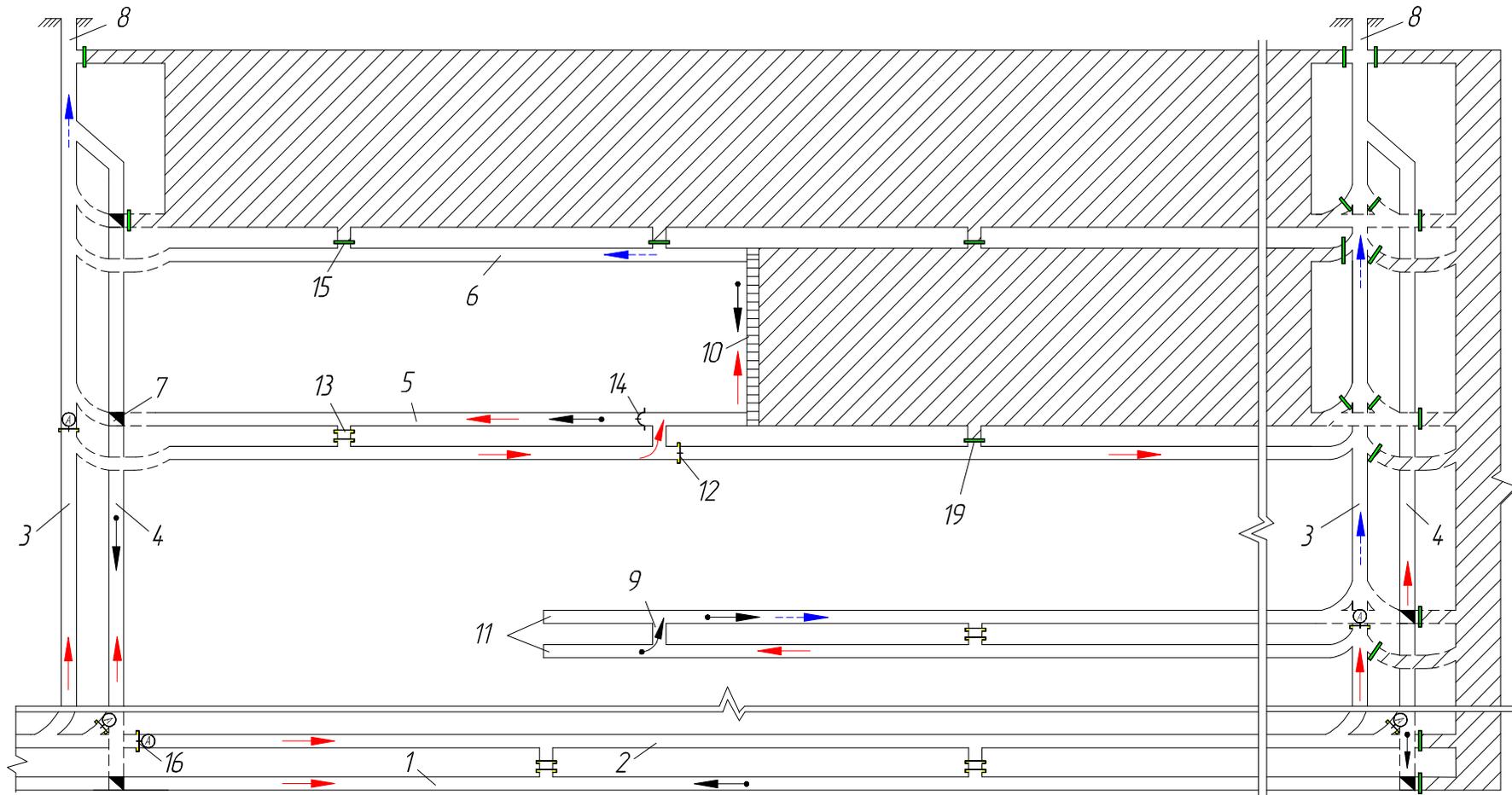
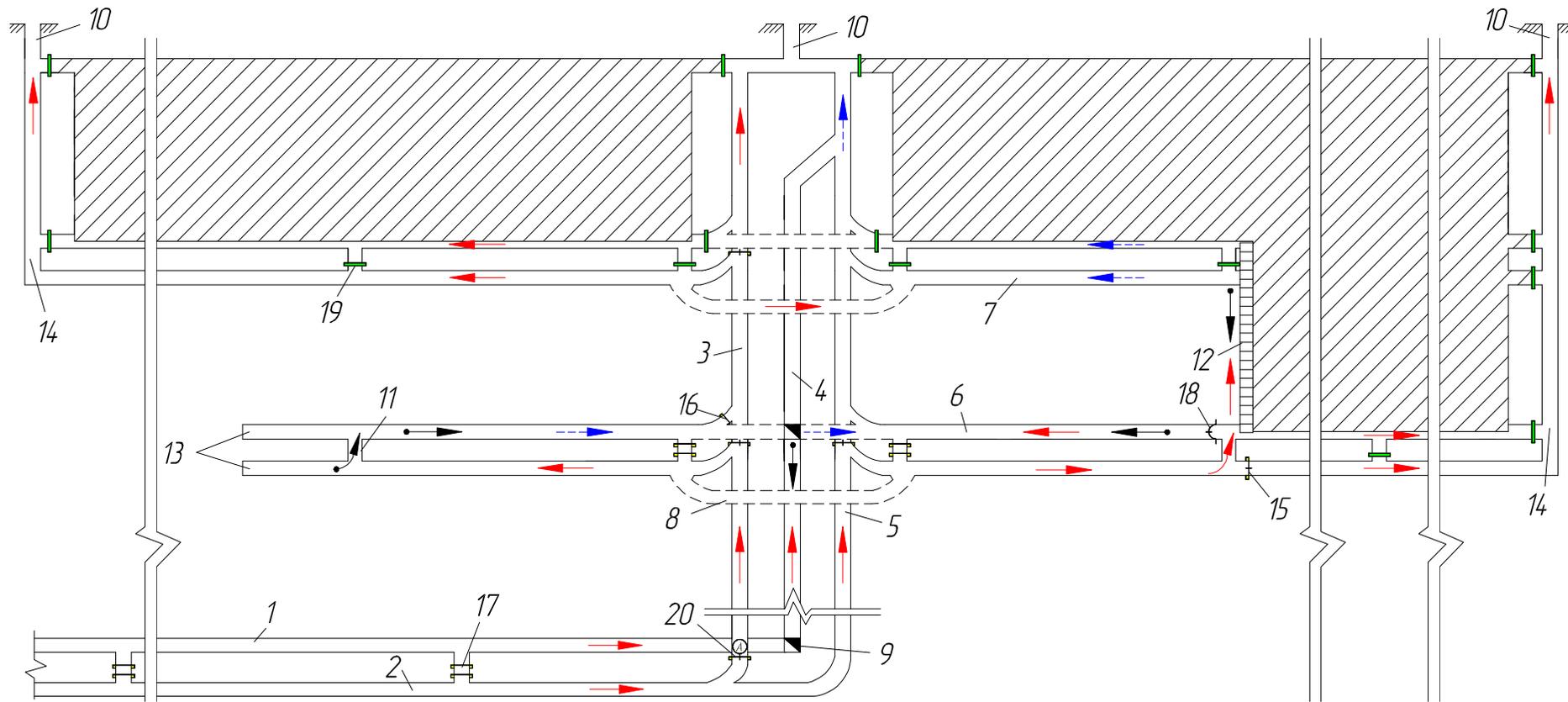


Рис. 7.3. Система разработки длинными столбами по простиранию с оставлением межславных целиков (однокрылая тормозберговая панель):

1 – пластовый конвейерный штрек; 2 – пластовый воздухоподающий штрек; 3 – грузолюдской ходок; 4 – тормозберг; 5 – ярусный конвейерный штрек; 6 – ярусный вентиляционный штрек; 7 – аккумулярующий бункер; 8 – шурф; 9 – сбойка; 10 – очистной забой; 11 – подготовительный забой; 12 – перемычка с регулятором; 13 – иллюз; 14 – вентиляционный парус с окном; 15 – перемычка изолирующая с врубом; 16 – дверь вентиляционная с регулирующим окном автоматическая



*Рис. 7.4. Система разработки длинными столбами по простиранию с выемкой межлавных целиков при отработке следующего яруса (двусторонняя бремсберговая панель):*

*1 – пластовый конвейерный штрек; 2 – пластовый воздухоподающий штрек; 3 – людской ходок; 4 – бремсберг; 5 – грузовой ходок; 6 – ярусный конвейерный штрек; 7 – ярусный вентиляционный штрек; 8 – обходная выработка; 9 – аккумулирующий бункер; 10 – шурф; 11 – сбойка; 12 – очистной забой; 13 – подготовительный забой; 14 – фланговый ходок; 15 – дверь вентиляционная с регулирующим окном; 16 – дверь вентиляционная закрытая; 17 – шлюз; 18 – вентиляционный парус с окном; 19 – перемычка изолирующая с врубом; 20 – дверь вентиляционная с регулирующим окном автоматическая*

Наличие верхнего (ранее сохранённого) штрека регламентируется требованием ПБ [6].

*П. 51 ПБ. Из очистной горной выработки должно быть не менее двух выходов в оконтуривающие выемочный участок горные выработки...*

Другими словами, не должно быть тупика, поэтому необходимо сохранять конвейерный штрек шириной не менее 700 мм для обеспечения второго выхода из верхней части лавы. Также сохранение этого штрека необходимо для более эффективного проветривания в верхней части лавы в пределах вынимаемого целика.

Достоинство этого варианта – меньшие (по сравнению с вариантом, представленным на рис. 7.2) эксплуатационные потери в целиках. Недостатки – необходимость сохранения штрека, наличие выработки по фронту очистного забоя.

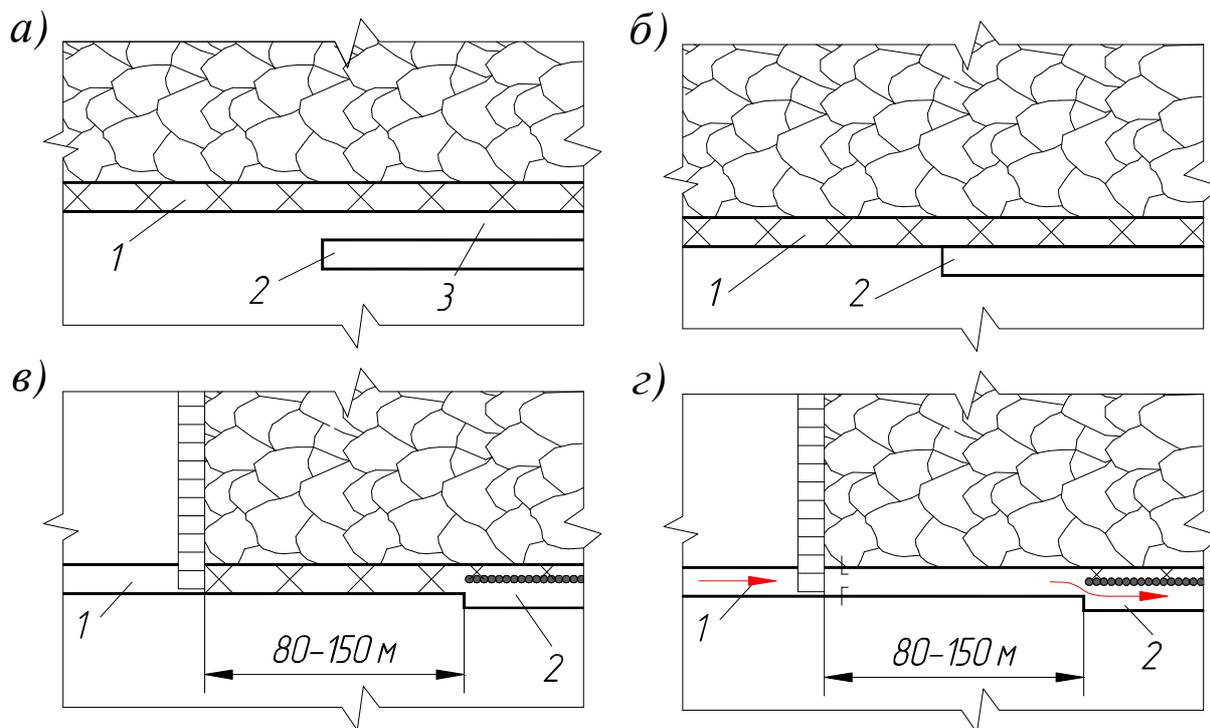
### ***Система разработки длинными столбами по простиранию с проведением присечного штрека (двусторонняя панель)***

Системы разработки с присечкой целесообразно применять в тех случаях, когда запрещено или экономически не выгодно оставлять целики угля, а система разработки с сохранением штрека для повторного использования не целесообразна к применению, из-за проблем с поддержанием сохраняемого штрека.

Существует несколько вариантов проведения присечных штреков (рис. 7.5). В настоящее время наибольшее распространение имеет вариант *а*. Этот вариант рекомендуется инструкцией по отработке удароопасных пластов РД-05-328-99 (пункт 2.3). Ширина полосы принимается  $m + 1$  м ( $m$  – мощность пласта, м). Основное преимущество варианта *а* – проведение присечного штрека в массиве угля и его изоляция от отработанного пространства полосой угля (податливым целиком).

Варианты *б*, *в* и *г* ранее довольно широко применялись на шахтах СССР. Были опробованы различные варианты развития горных работ в пределах выемочного поля. Некоторые из них позволили достичь высоких технико-экономических показателей и были включены в ведомственные технологические схемы. Для этих систем разработки характерно проведение присечного штрека вслед за очистным забоем, с некоторым отставанием. Величина этого отставания должна обеспечивать нахождение подготовительного забоя за пределами зоны динамических проявлений опорного давления (см.

рис. 3.4). В этом случае обеспечивается лучшая устойчивость проводимой выработки. Достоинство варианта *г* – проветривание присечного штрека в период проходки за счёт общешахтной депрессии (без ВМП). Однако может потребоваться выполнение дополнительных операций для поддержания участка выработки от сопряжения с очистным забоем до подготовительного забоя.



*Рис. 7.5. Варианты присечки:*

*а – с оставлением полосы угля; б – с полной присечкой; в – с частичной присечкой; г – с частичной присечкой и поддержанием выработки для прямого проветривания; 1 – ярусный конвейерный штрек; 2 – ярусный вентиляционный штрек (присечной); 3 – полоса угля (податливый целик)*

На рис. 7.6 представлен вариант для двусторонней бремсберговой панели при проведении присечного штрека с оставлением полосы угля (рис. 7.5 *а*). В принципе, область применения этого варианта аналогична предыдущему варианту с выемкой целиков. Но поскольку не предполагается сохранение штрека, этот вариант может применяться, в отличие от варианта на рис. 7.5, и на мощных пластах. Подразумевается следующее развитие горных работ: очистные и подготовительные забои находятся в разных крыльях, причём подготовительные забои находятся в том крыле, где отработывалась предыдущая лава. Это обеспечивает проведение присечного штрека в разгруженной и дегазированной зоне.

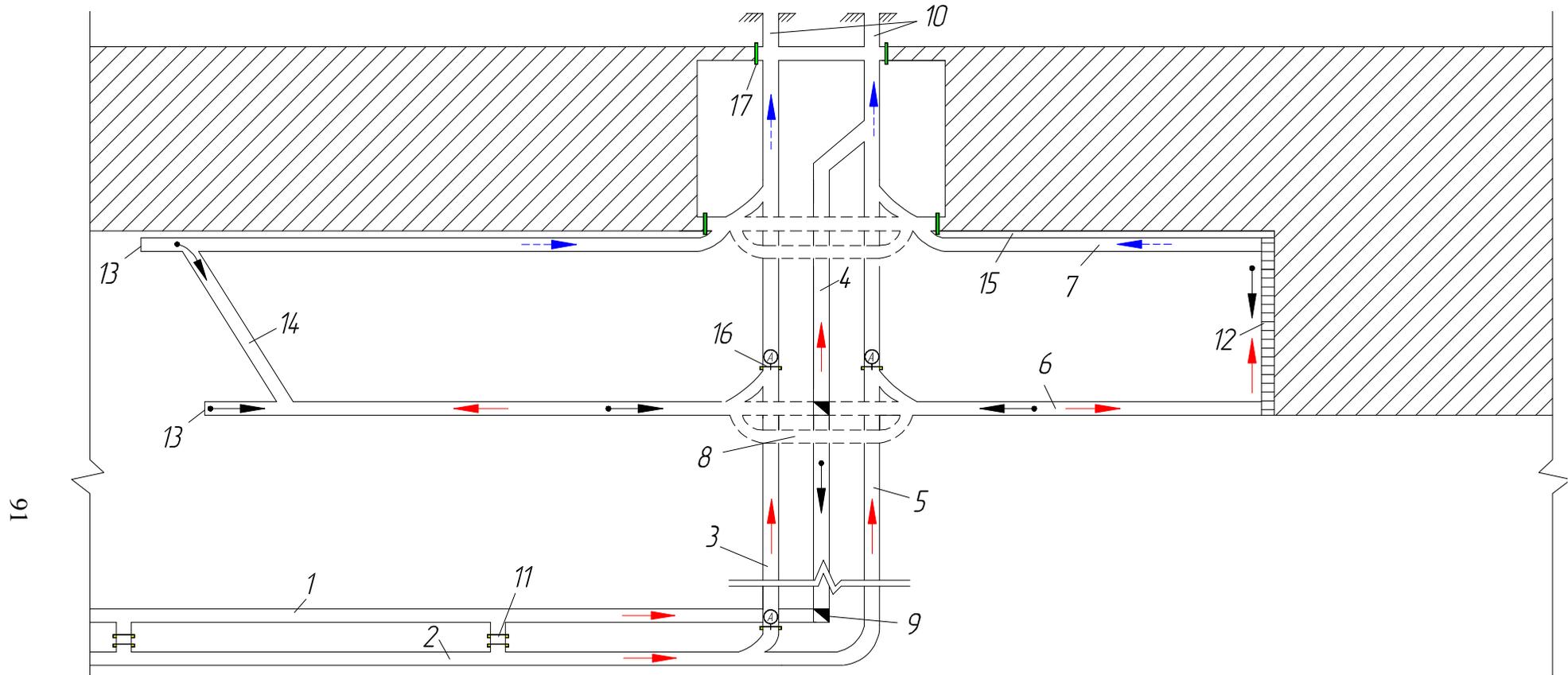


Рис. 7.6. Система разработки длинными столбами по простиранию с проведением присечного штрека при оставлении полосы угля (двукрылая панель):

1 – пластовый конвейерный штрек; 2 – пластовый воздухоподающий штрек; 3 – людской ходок; 4 – бремсберг; 5 – грузовой ходок; 6 – ярусный конвейерный штрек; 7 – ярусный вентиляционный штрек (присечной); 8 – обходная выработка; 9 – аккумулярующий бункер; 10 – шурф; 11 – сбойка со шлюзом; 12 – очистной забой; 13 – подготовительный забой; 14 – диагональная печь; 15 – полоса угля; 16 – дверь вентиляционная с регулирующим окном автоматическая; 17 – перемычка изолирующая с врубом

Достоинства этого варианта:

- сравнительно небольшие эксплуатационные потери (относительно вариантов на рис. 7.2, 7.3, 7.4);
- лучшие условия поддержания штрека (относительно варианта на рис. 7.7);
- возможность организации проветривания при обработке бремсберговой части без проведения фланговых выработок (относительно всех других вариантов);
- лучшая изоляция выработанного пространства (относительно варианта на рис. 7.7).

Недостатки:

- необходимость проведения диагональных печей (относительно вариантов на рис. 7.2, 7.3, 7.4);

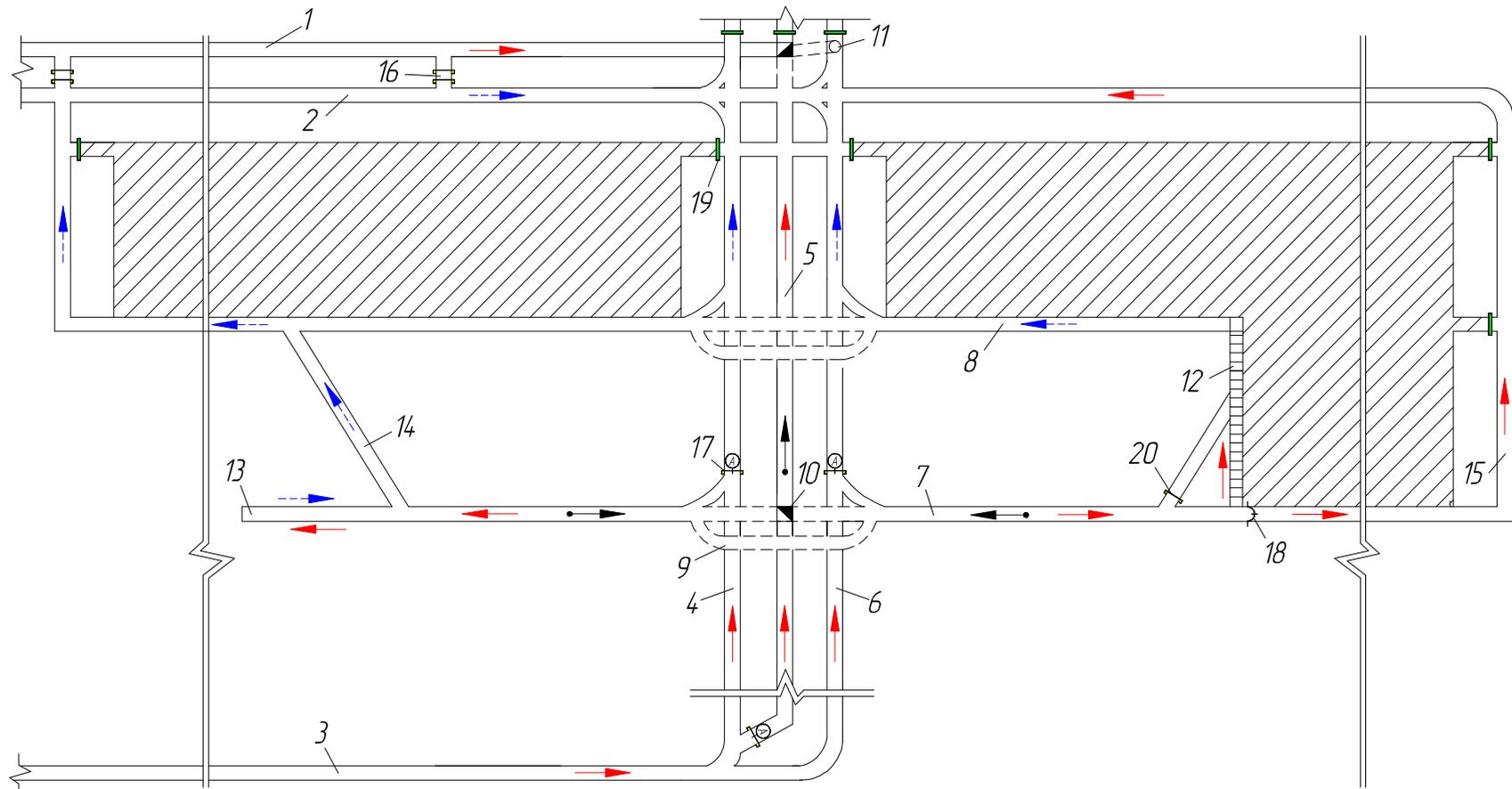
***Система разработки длинными столбами по простиранию с сохранением конвейерного штрека для повторного использования (двусторонняя панель)***

Этот вариант часто называют «бесцеликовой» системой разработки (рис. 7.7). Он является наиболее рациональным с точки зрения минимизации эксплуатационных потерь угля и объёма подготовительно-нарезных выработок. Поэтому в нормативном документе [7] содержится следующее требование.

*П. 7.19. При выборе способа охраны и поддержания выработок в первую очередь оценивается возможность применения способа с повторным использованием выработок, в том числе в условиях с труднообрушающейся кровлей и пучащей почвой...*

Возможны варианты с сохранением нижнего (конвейерного), верхнего (вентиляционного) или обоих штреков. Сохранение (поддержание) выработки заключается в возведении искусственного сооружения взамен вынутаго борта со стороны выработанного пространства и установке крепи усиления в сохраняемой части на расстоянии до 150 м позади очистного забоя. Искусственное сооружение выполняет функцию режущей опоры при обрушении кровли вслед за продвижением очистных работ и изоляции сечения штрека от выработанного пространства (искусственный борт).

На рис. 7.7 представлен вариант при обработке уклонной панели. Для таких панелей, независимо от варианта системы разработки, обязательно наличие фланговых выработок [6].

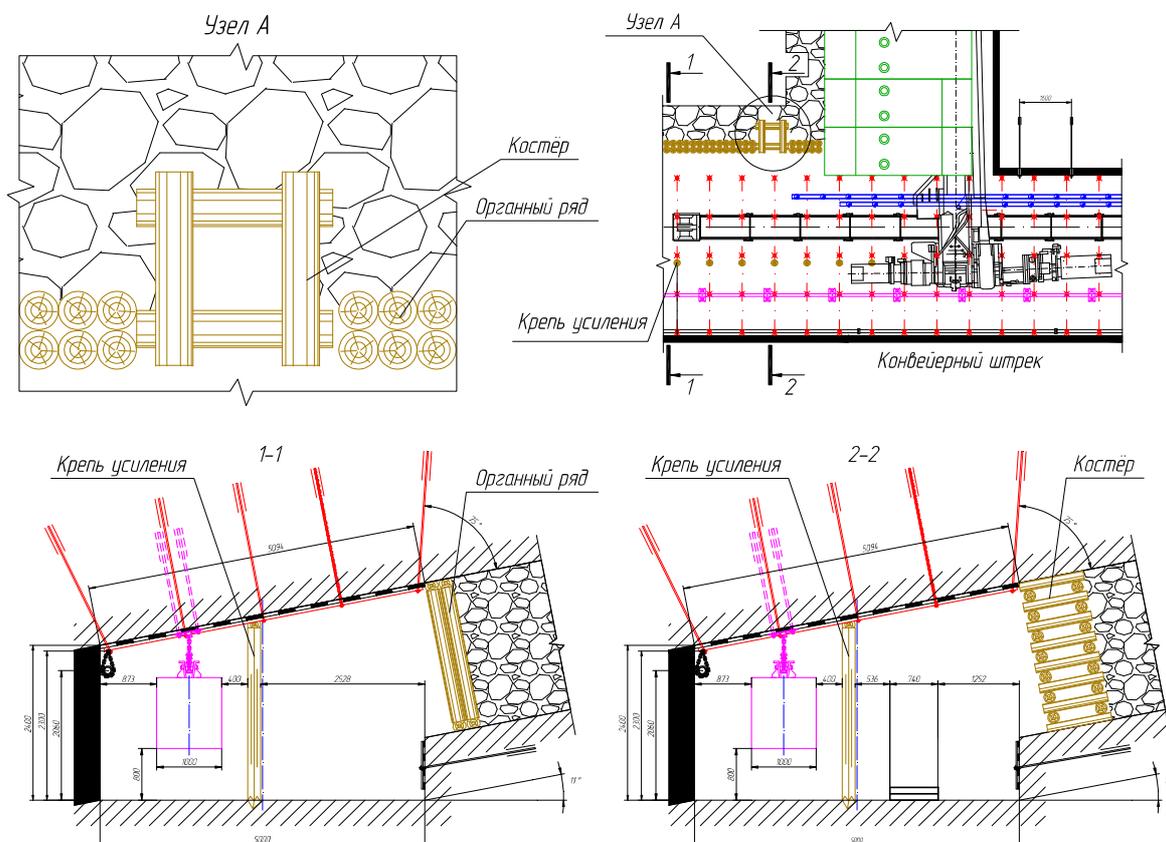


*Рис. 60. Система разработки длинными столбами по простиранию с сохранением конвейерного штрека для повторного использования (уклонная панель):*

*1 – пластовый конвейерный штрек; 2, 3 – пластовый воздухоподающий штрек; 4 – людской ходок; 5 – уклон; 6 – грузовой ходок; 7 – ярусный конвейерный штрек; 8 – ярусный вентиляционный штрек; 9 – обходная выработка; 10 – аккумулярующий бункер; 11 – вентиляционная скважина; 12 – очистной забой; 13 – подготовительный забой; 14 – диагональная печь; 15 – фланговый ходок; 16 – сбойка со шлюзом; 17 – дверь вентиляционная с регулирующим окном автоматическая; 18 – вентиляционный парус с окном; 19 – перемычка изолирующая с врубом; 20 – дверь вентиляционная закрытая*

*П. 50 ПБ. Выемочные участки, подготовленные в уклонных полях, должны иметь не менее двух горных выработок, пройденных на границах уклонного поля, по которым должен быть обеспечен выход людей из горных выработок выемочного участка в горные выработки горизонта или на поверхность.*

В отечественной угольной промышленности искусственные сооружения возводятся в основном из лесоматериалов. Это так называемый «органый ряд» и «костры» (рис. 7.8). Органый ряд представляет собой рудничные стойки диаметром 0,2÷0,25 м, установленные приблизительно по линии бывшего борта всплошную в один или два ряда. Костры укладываются на расстоянии нескольких метров (или десятков метров) друг от друга. Они представляют собой лесоматериал, уложенный в виде колодца квадратной формы сечения или другим образом. Возможно применение для этих целей бетонных блоков, литых полос и других сооружений. Считается, сохранение выработок целесообразно на пластах мощностью до 3,5 м. Однако наибольшее распространение на отечественных шахтах оно получило на пластах мощностью до 2 м.



*Рис. 7.8. Элементы паспорта очистных работ при сохранении конвейерного штрёка для повторного использования*

Если в сохраняемой части выработки предполагается значительное смещение вмещающих пород (например, из-за крупноблочного обрушения тяжёлой кровли), применять такую систему разработки нецелесообразно. В таких условиях сохраняемую часть «задавит», т. е. её площадь поперечного сечения станет настолько маленькой, что выработку будет невозможно повторно использовать без увеличения площади поперечного сечения. Выработку потребуется полностью перекреплять, что нивелирует экономическую выгоду от её сохранения.

В зарубежной угольной промышленности варианты систем разработки с сохранением выработок также применяются. Так, в ФРГ вариант с сохранением конвейерного штрека являлся базовым и имел широкое распространение. При этом его успешно применяли на пластах разной мощности в условиях глубины горных работ более 1000 м. Особенности технологии горных работ, позволяющими сохранять штрек в пригодном для повторного использования состоянии в условиях большой глубины, являются:

- большая начальная площадь поперечного сечения (не менее 26 м<sup>2</sup>);

- комбинированная крепь (анкерная и арочная) с высокой несущей способностью;

- возведение искусственного сооружения в виде бетонной полосы, что обеспечивает большую несущую способность по сравнению с лесоматериалами и полную изоляцию от выработанного пространства.

Достоинства вариантов с сохранением выработок:

- минимальные эксплуатационные потери (относительно всех других вариантов);

- меньший объём подготовительных выработок за счёт повторного использования сохранённого штрека (относительно всех других вариантов).

Недостатки:

- возможные трудности с поддержанием проектного поперечного сечения сохранённого штрека (относительно всех других вариантов);

- плохая изоляция выработанного пространства и аэродинамические связи между соседними выработанными пространствами (относительно всех других вариантов);

– необходимость проведения диагональной печи (относительно вариантов на рис. 7.2, 7.3, 7.4);

В заключении обзора столбовых систем разработки хотелось бы отметить следующее. Рассмотренные выше варианты (оставление целиков, выемка целиков, присечка, сохранение выработки для повторного использования) имеют модификации и в системах разработки длинными столбами по падению и восстанию. Такие системы разработки применяют при углах падения до  $6^\circ$  (по восстанию) и  $10\div 12^\circ$  (по падению). В основном, решение об их использовании принимают при наличии значительного влияния осложняющих факторов. Такими факторами, как правило, являются высокая газоносность и обводнённость. Также влияние на выбор этих систем может оказать конкретная конфигурация шахтного поля или шахтопласта, например, значительный размер по падению (до 4 км) и относительно небольшой размер по простиранию.

### **Примеры контрольных вопросов**

1. Что называют системой разработки?
2. По каким признакам могут классифицироваться системы разработки?
3. Назовите системы разработки, наиболее распространённые в настоящее время на угольных шахтах РФ.
4. Назовите варианты столбовых систем разработки, рассмотренные в данной теме.
5. В каких условиях возможно и целесообразно применять систему разработки длинными столбами по простиранию с сохранением конвейерного штрека для повторного использования?
6. При каком из рассмотренных вариантов столбовых систем разработки эксплуатационные потери угля в целиках являются наименьшими?
7. При каком из рассмотренных вариантов столбовых систем разработки наибольшие эксплуатационные потери угля в целиках?
8. Какой вариант проведения присечного штрека получил наибольшее распространение в настоящее время?

## ТЕМА № 8. ТЕХНОЛОГИЯ ВЕДЕНИЯ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ В ДЛИННОМ ЗАБОЕ

Цель занятия: изучение технологии массовой добычи угля в длинном очистном забое (лаве).

В настоящее время очистные работы при отработке пологих и наклонных пластов мощностью до 6,5 м осуществляются с применением механизированных комплексов (рис. 8.1, а) следующим образом: узкозахватный комбайн *1* самозарубается косым заездом на уровне конвейерного штрека в угольный пласт на ширину захвата, равную 0,63, 0,8 или 1 м и затем, перемещаясь вдоль забоя в направлении вентиляционного штрека, отбивает уголь от пласта. Отбитый уголь грузится на лавный скребковый конвейер *2* и транспортируется вдоль забоя в направлении конвейерного штрека, где проходит через дробилку *9* и затем с помощью перегружателя *10* грузится на участковый ленточный конвейер *11*. По всей длине забоя установлены линейные секции механизированного комплекса *3*, которые ограждают призабойное пространство от обрушающихся после выемки пласта пород кровли *14*. Вслед за проходом комбайна между секциями крепи и забоем образуется пространство, равное ширине захвата комбайна. С секций последовательно снимается распор и они принудительно перемещаются в сторону забоя на ширину захвата комбайна. После перемещения распор восстанавливают.

Достигнув вентиляционного штрека, комбайн начинает перемещаться в обратном направлении – к конвейерному, зачищая дорожку у почвы пласта. В образовавшееся пространство между конвейером и забоем последовательно задвигаются секции лавного конвейера. После достижения комбайном конвейерного штрека выполнение операций возобновляется в названной выше последовательности: зарубка косыми заездами и т. д. Совокупность процессов и операций, выполняемых и периодически повторяющихся при выемке угля по всей длине очистного забоя на определённое его продвижение, называют выемочным циклом. Таким образом, в рассматриваемом примере один цикл составляет передвижение комбайна от конвейерного штрека к вентиляционному и назад – к конвейерному.

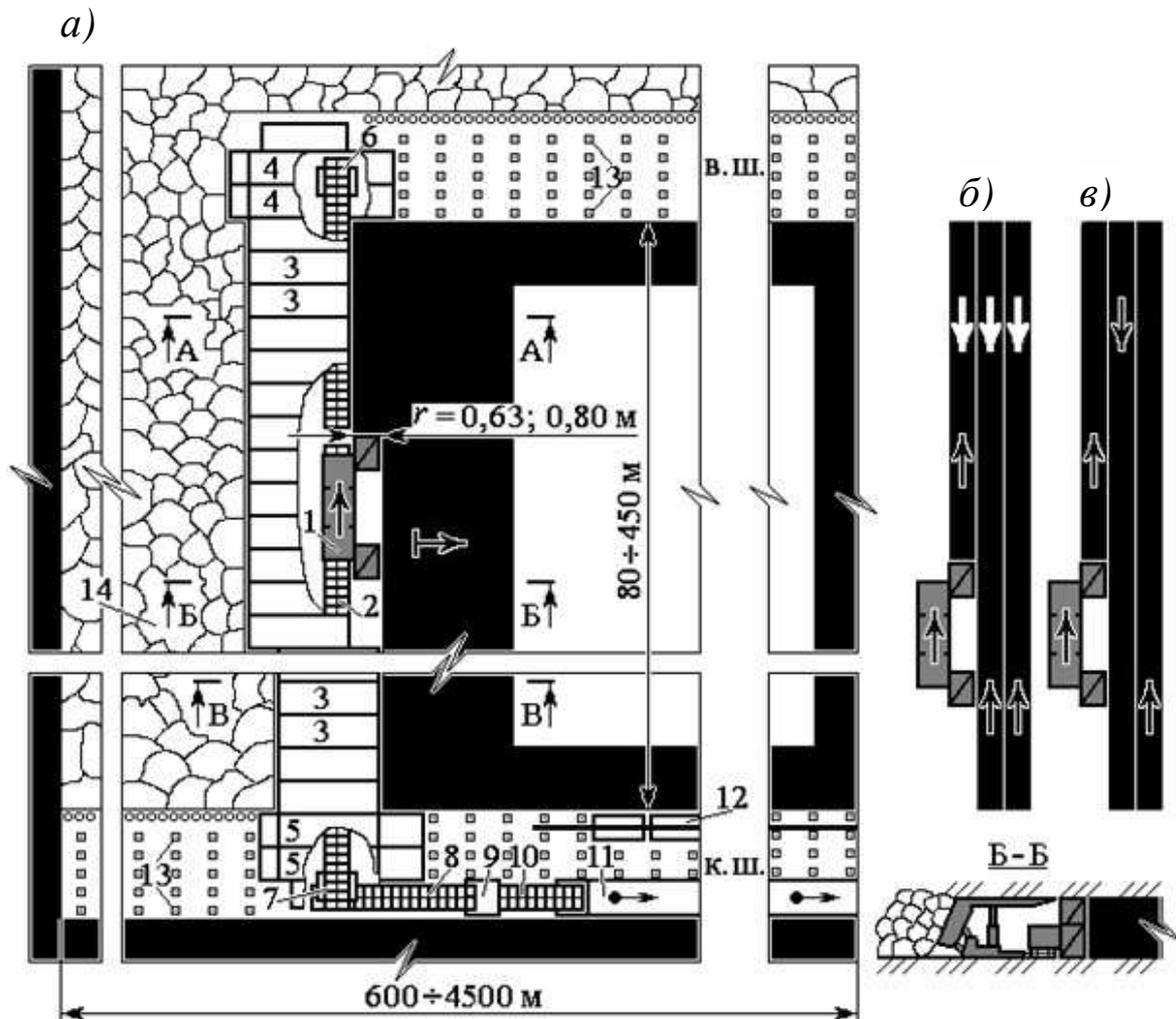


Рис. 8.1. План очистного забоя (лавы):

а – схема расположения оборудования в комплексно-механизированном забое; б – односторонняя и в – челноковая схемы выемки угля комбайном; 1 – узкозахватный комбайн; 2 – лавный скребковый конвейер; 3 – линейные секции крепи; 4 – крепи сопряжения лавы с вентиляционным штреком; 5 – крепи сопряжения лавы с конвейерным штреком; 6 – верхний привод лавного конвейера; 7 – нижний привод лавного конвейера; 8 – скребковый конвейер; 9 – дробилка; 10 – перегружатель; 11 – участковый ленточный конвейер; 12 – энергопоезд; 13 – анкерная крепь; 14 – обрушенные породы;  $\Rightarrow$  – направление движения комбайна при выемке;  $\Leftarrow$  – направление движения комбайна при холостом перегоне и зачистке конвейерной дорожки;  $\bullet \rightarrow$  – направление движения отбитого в очистном забое угля; в.ш. – вентиляционный штрек; к.ш. – конвейерный штрек;  $r$  – ширина захвата комбайна

Рассмотренная схема выемки называется односторонней, т. е. выемка осуществляется в одном направлении, в обратном направлении – холостой перегон комбайна с зачисткой конвейерной дорожки и иногда – с выемкой оставляемой угольной пачки у почвы (рис. 8.1, б).

При челноковой схеме выемка угля производится при перемещении комбайна в обоих направлениях (рис. 8.1, в).

Челноковая схема применяется при отработке тонких пластов и пластов средней мощности, односторонняя – при отработке пластов средней мощности и мощных.

Последовательность, взаимная увязка производственных процессов, выполняемых в забое, изображается на графике, называемом планограммой работ (рис. 8.2).

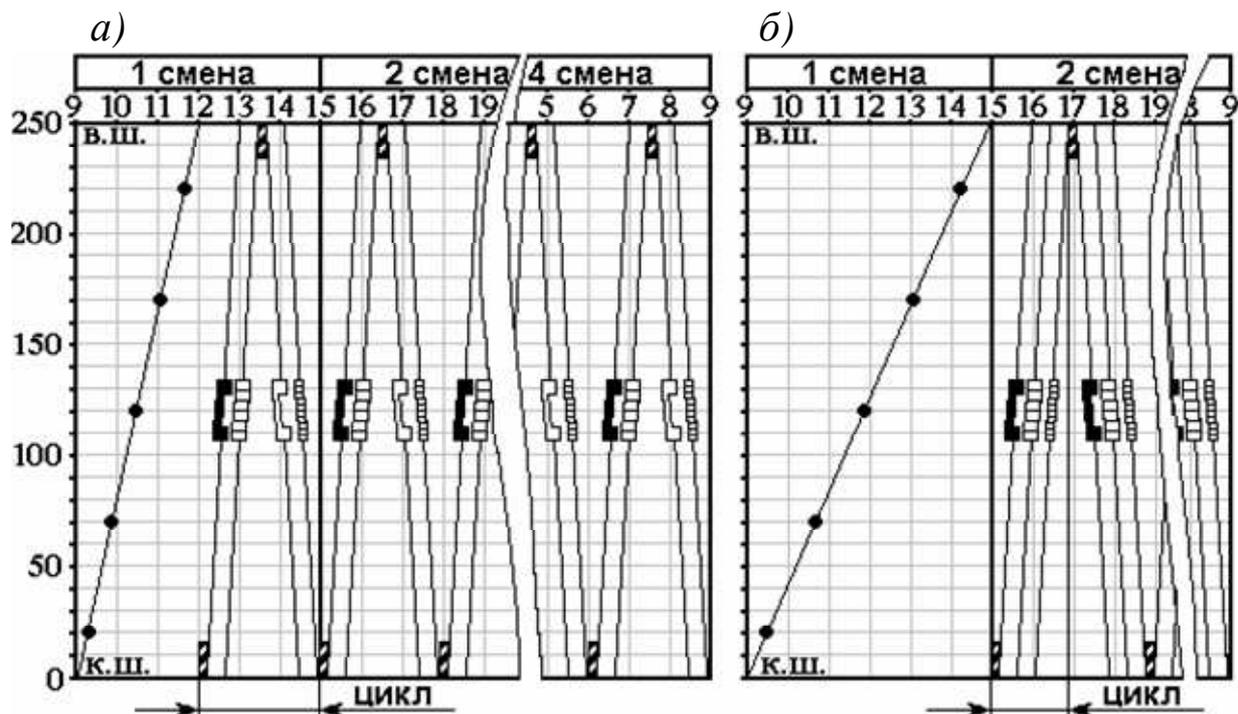


Рис. 8.2. Планограмма работ в комплексно–механизованном забое:

а – при односторонней схеме выемки угля; б – при челноковой схеме выемки угля; —●— — планово-предупредительный ремонт; ▨ — концевые операции на сопряжениях лавы с конвейерным и вентиляционным штреками; ■ — выемка угля; ▤ — передвижка секций крепи; ▥ — перегон комбайна с зачисткой дорожки; ▧ — передвижка секций лавного конвейера

При фланговой выемке угля механизированными комплексами необходима подготовка оборудования к выемке очередной полосы угля. Операции, связанные с подготовкой оборудования к выемке очередной полосы угля, называют концевыми. Под концевыми операциями в длинном забое понимаются: зарубка комбайна косыми заездами; крепление кровли на сопряжениях со штреками; передвижка приводов лавного конвейера, дробилки, перегружателя и т. д.

Отработка пластов мощностью более 6,5 м имеет ряд особенностей. Несмотря на то, что в целом применяемое оборудование и

принцип работы очистных забоев в таких пластах аналогичны рассмотренной выше технологии, их отработка значительно сложнее в технологическом плане.

При отработке мощных пластов механизированным комплексом возможно несколько вариантов технологии ведения очистных работ (рис. 8.3). Это варианты отработки пласта наклонными слоями.

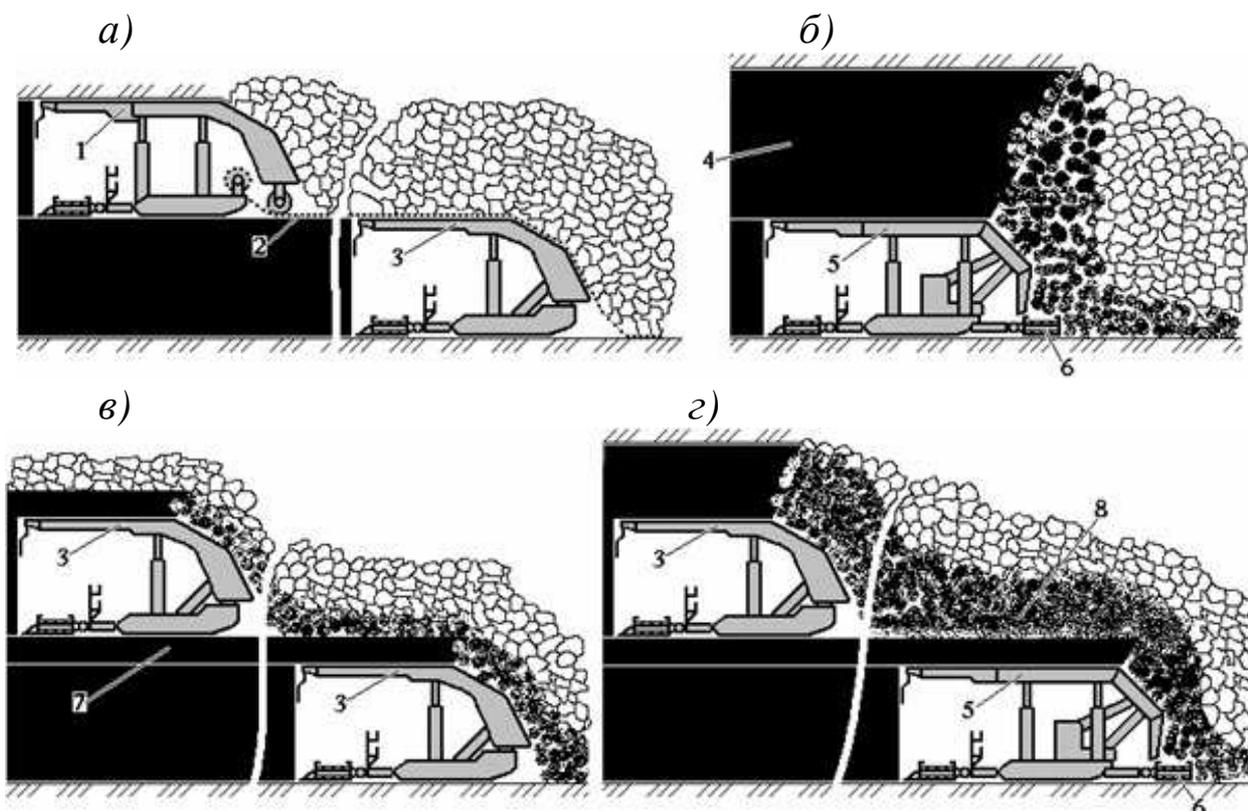


Рис. 8.3. Варианты разработки мощного пласта наклонными слоями:

*а* – с возведением гибкого межслоевого перекрытия; *б* – с выпуском подкровельной толщи на завальный конвейер; *в* – с оставлением межслоевой пачки угля; *г* – с магазинированием подкровельной толщи и последующим выпуском её на завальный конвейер; 1, 3, 5 – механизированная крепь; 2 – гибкое перекрытие; 4 – подкровельная толщина; 6 – завальный конвейер; 7 – межслоевая пачка; 8 – замагазинированная подкровельная толщина

На рис. 8.3, а показан вариант с возведением гибкого межслоевого перекрытия. При отработке первого слоя механизированным комплексом 1 в завале укладывается гибкое перекрытие 2, являющееся поверхностью, разделяющей обрушенные породы и остающуюся во втором слое толщу пласта. Затем, с отставанием, отрабатывают механизированным комплексом 3 второй слой под гибким перекрытием.

Данный вариант характеризуется минимальными эксплуатационными потерями, однако возведение гибкого перекрытия является очень трудоёмким.

При отработке мощного пласта с выпуском подкровельной толщи 4 на завальный конвейер 6 (рис. 8.3, б) механизированным комплексом 5 специальной конструкции отрабатывают нижний подсечной слой. Оставшаяся подкровельная толща обрушается под давлением вышележащих пород на завальный конвейер, по которому транспортируется в направлении конвейерного штрека.

По данному варианту мощный пласт отрабатывается на всю мощность за один приём, но при выпуске подкровельной толщи на завальный конвейер уголь, вследствие зависания, не всегда выпускается полностью и остающаяся часть уходит в потери.

Следующим вариантом является слоевая отработка пласта с оставлением межслоевых пачек угля 7 (рис. 8.3, в). Межслоевые пачки оставляются с целью предотвращения проникновения обрушенных пород в очистной забой нижнего слоя. Оставляемые межслоевые пачки увеличивают эксплуатационные потери, повышают пожароопасность и не исключают вывалов угля и пород в призабойное пространство нижних слоёв.

Вариант (рис. 8.3, г) является комбинированным, так как сочетает в себе признаки ранее рассмотренных вариантов. Слой, отрабатываемый в первую очередь, является подсечным для оставляемой подкровельной толщи, разрушаемой горным давлением в завале. Затем замагазинированная таким образом подкровельная толща пласта 8 выпускается на завальный конвейер 6 при отработке следующего слоя. Для данного варианта характерны лучшие показатели по выпуску угля на завальный конвейер по сравнению с вариантом на рис. 8.3 б. Однако, при отработке пожароопасных пластов возникает возможность самовозгорания замагазинированной части пласта.

### **Примеры контрольных вопросов**

1. Назовите оборудование, входящее в состав механизированного комплекса.
2. Перечислите последовательность выполняемых процессов при односторонней схеме выемки.

3. Перечислите последовательность выполняемых процессов при челноковой схеме выемки.

4. Какая схема выемки применяется на мощных пластах?

5. Что называют концевыми операциями?

6. Какова ширина захвата исполнительного органа современных очистных комбайнов?

7. Поясните структуру планограммы работ.

8. Начиная с какой мощности пласта применяется его разработка пласта наклонными слоями?

## ТЕМА № 9. ОСНОВЫ УПРАВЛЕНИЯ СОСТОЯНИЕМ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Цель занятия: изучение базовых понятий о технологиях управления состоянием массива горных пород.

Управление состоянием массива горных пород – это комплекс мероприятий по изменению свойств массива с целью снижения вероятности возникновения опасных явлений при ведении горных пород. К такими опасными явлениями относят крупноблочное обрушение кровли, куполообразование, отжим угля, загазованность горных выработок, горные удары, внезапные выбросы угля и газа, подземные пожары и др.

### 9.1. Разупрочнение кровли

Ведение очистных работ, кроме традиционного осложняющего фактора – метана, в некоторых горно-геологических условиях осложняется проблемами с управлением кровлей. В частности, эти проблемы возникают при зависании кровли на больших площадях над выработанным пространством. Такие кровли принято называть труднообрушаемыми. Следует отметить, что на угольных шахтах РФ, и Кузбасса в частности, часть высококачественных запасов угля залегают в пластах с труднообрушаемыми кровлями. Значительная часть таких запасов находится на юге Кузбасса. Особо следует отметить, чем опасны такие кровли. Зависание и последующее обрушение больших блоков кровли может привести к посадке «насухо» гидравлических стоек крепи. Это неоднократно наблюдалось на шахтах Кузбасса. Были случаи, когда комплекс задавливало целиком, без возможности его демонтажа. Первичная осадка больших пролетов основной кровли (до 100 м) приводит к опасному явлению – мгновенному вытеснению больших объёмов газа в призабойное пространство и формированию воздушных ударов. Кроме того, именно наличие труднообрушаемой кровли способствует возникновению горных ударов, особенно на мощных пластах.

Тенденция к повышению суточной нагрузки, а следовательно, скорости подвигания забоя делает вопросы управления труднообрушаемой кровлей еще более актуальными. Это связано с тем, что увеличение скорости подвигания, как правило, приводит к увеличению шага обрушения кровли. При высоких скоростях подвигания размер

блоков обрушения кровли может превышать критические значения, т. е. нагрузка на крепь может превышать сопротивление крепи. Для того чтобы избежать таких ситуаций, необходимо проводить мероприятия по разупрочнению кровли. Эти мероприятия по разупрочнению кровли регламентируются инструкцией [10]. В этом документе представлен ряд методов предварительного разупрочнения кровли, а также разупрочнения уже образовавшихся консолей.

В настоящее время существует несколько технологий разупрочнения кровли: передовое торпедирование, гидромикроторпедирование, взрывогидрообработка, гидродинамическая стратификация, направленный гидроразрыв, межэкранный торпедирование, направленное разупрочнение и др. Некоторые технологии пока являются экспериментальными, другие уже освоены и имеют широкое промышленное применение. Наибольшее промышленное применение имеют технологии, основанные на взрывном способе разупрочнения пород кровли. Далее рассматривается наиболее применяемая и универсальная технология – передовое торпедирование кровли.

Сущность этой технологии заключается в предварительном бурении скважин в кровлю, закладке в них зарядов взрывчатых веществ и взрывании. В результате происходит разупрочнение кровли за счёт значительного увеличения её трещиноватости. Различают технологические схемы разупрочнения кровли при первичной посадке (рис. 9.1) и при периодических обрушения по мере подвигания очистного забоя (рис. 9.2). Выбор конкретной схемы и расчёт параметров технологии производится исходя из свойств кровли и длины очистного забоя. По назначению скважины подразделяются на основные, оконтуривающие и отсечные.

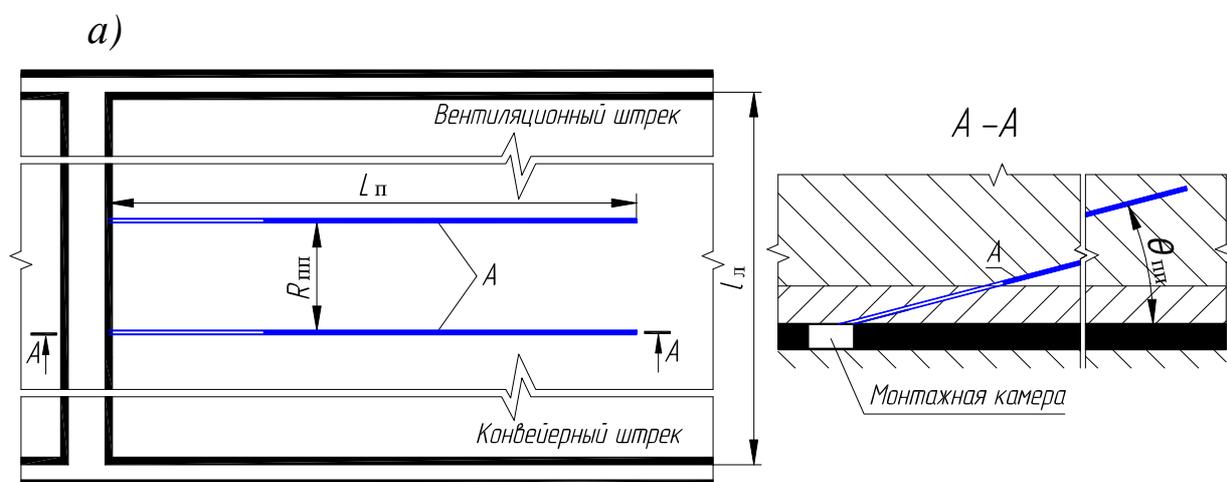
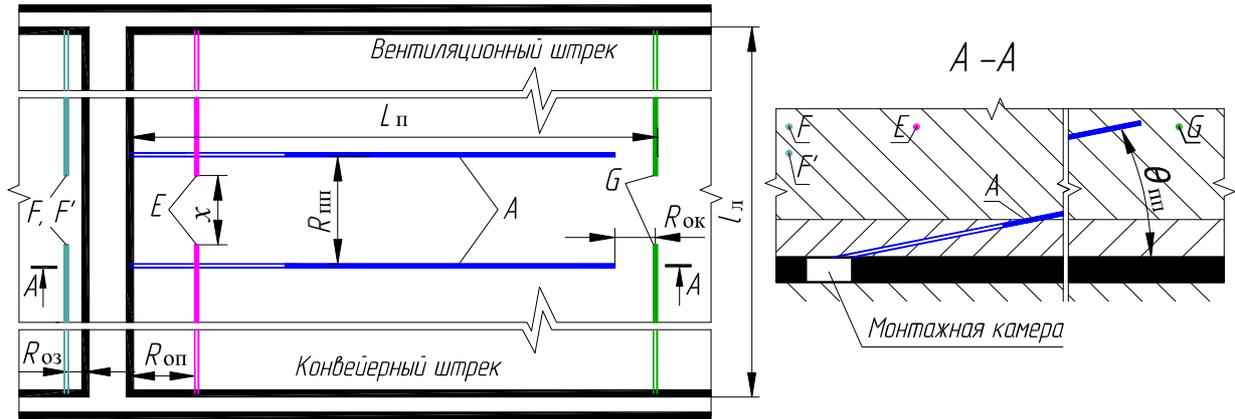
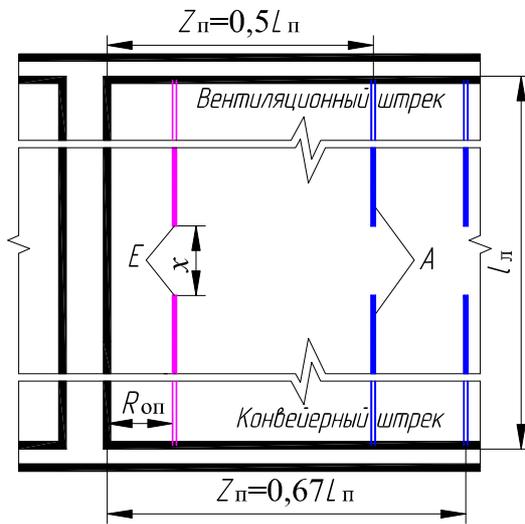


Рис. 9.1. Схемы разупрочнения основной кровли при первичной посадке

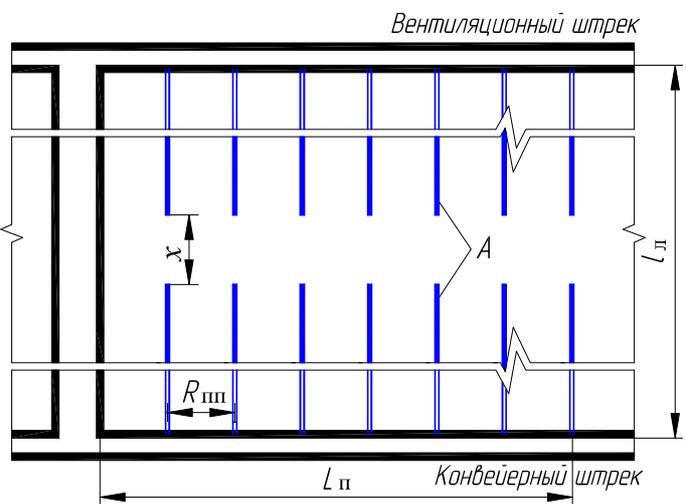
б)



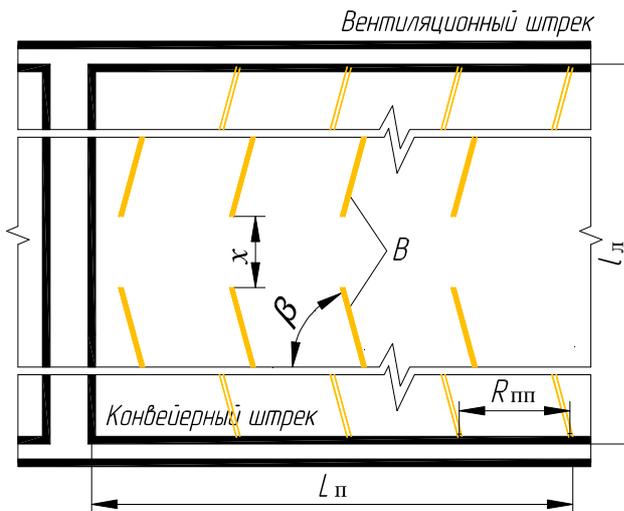
в)



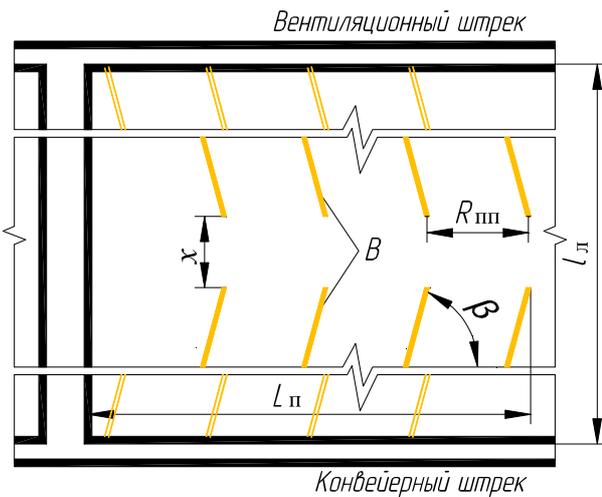
з)



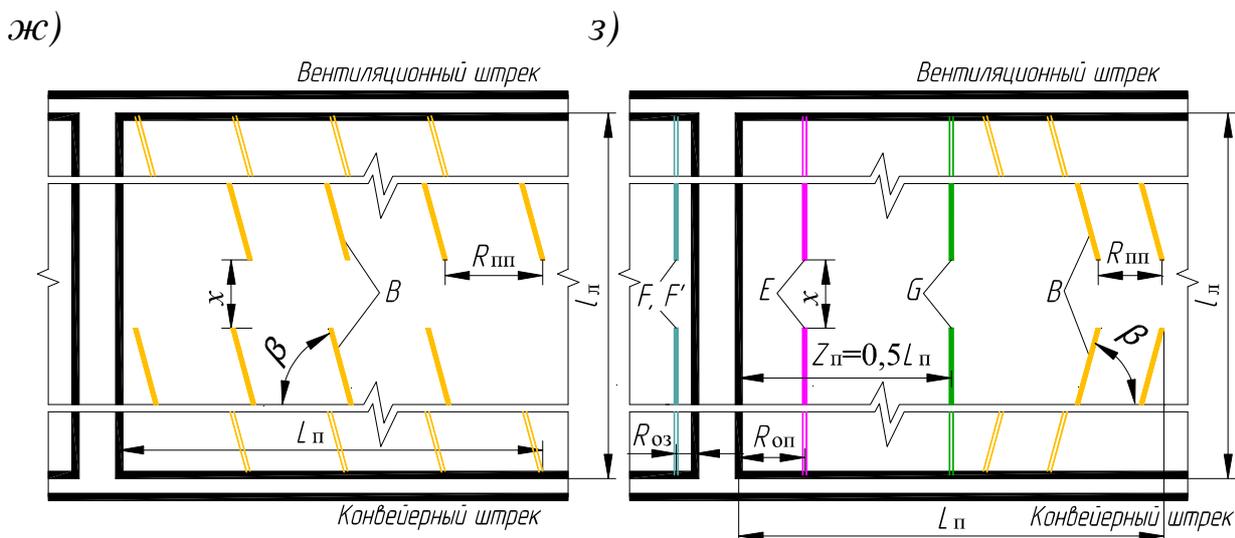
д)



е)



Продолжение рис. 9.1



Продолжение рис. 9.1:

*а – перпендикулярная схема; б – перпендикулярная схема с передними, задними отсечными и оконтуривающими скважинами; в – параллельная схема при подтипе кровли  $3A_2, 3A_3$ ; г – параллельная схема при подтипе  $3B_2, 3B_3$ ; д – наклонная схема с разворотом на забой; е – наклонная схема с разворотом на массив; ж – наклонная схема с параллельными встречными скважинами; з – комбинированная схема; А – основные параллельные (перпендикулярные) скважины; В – основные наклонные скважины; Е – отсечные скважины в передней заделке; F – отсечные скважины в задней заделке; G – оконтуривающие скважины*

Схемы расположения скважин подразделяются на виды по следующим признакам:

- по ориентировке скважин относительно линии очистного забоя (перпендикулярные, параллельные, наклонные);
- по количеству сторон выемочного столба или подготовительных выработок, из которых бурятся скважины (одно- и двусторонние);
- по количеству скважин в плоскости разупрочнения (одно- и двухъярусные).

Двусторонние схемы применяют при длине лавы более 120 м. Двухъярусные схемы – это две скважины, проведённые из одного места (рис. 9.3).

Наклонные схемы целесообразно применять, когда имеются данные о направлении основной системы естественной трещиноватости в кровле. В зависимости от этого направления выбирают конкретный вариант наклонной схемы. Угол разворота скважин выби-

рается из расчёта эффективного воздействия энергии взрыва на раскрытие естественных трещин.

Наиболее универсальными схемами для разупрочнения кровли при периодических обрушениях являются параллельная и наклонная (рис. 9.2). Они могут применяться при любых подтипах кровли с любыми современными креплениями.

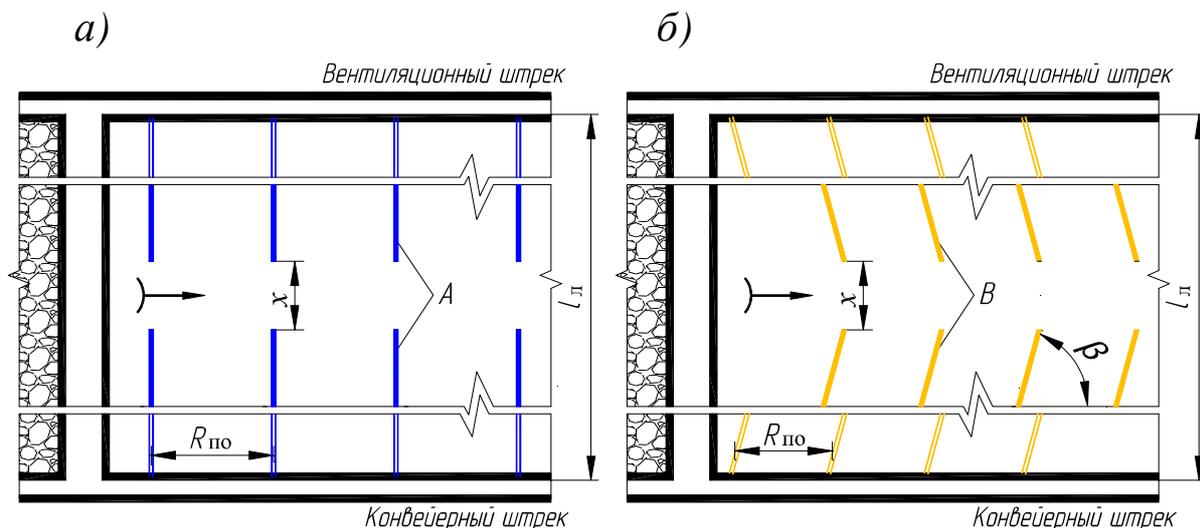


Рис. 9.2. Схемы разупрочнения основной кровли при периодических обрушениях: а – параллельная схема; б – наклонная схема; А – основные параллельные скважины; В – основные наклонные скважины

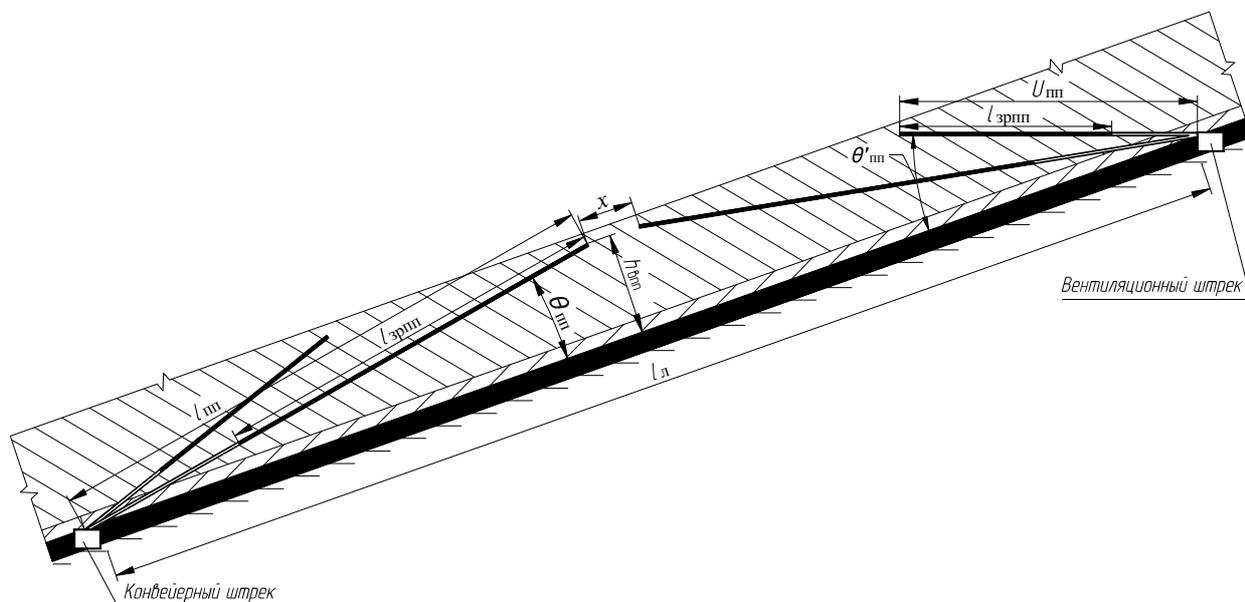


Рис. 9.3. Сечение вкост простирания пласта (двухъярусная схема)

При проектировании технологической схемы передового торпедирования для первичной посадки определяют следующие параметры:

- расстояние между основными скважинами (устьями скважин)  $R_{\text{пп}}$ , м;
- расстояние от монтажной камеры до основных или оконтуривающих скважин  $Z_{\text{п}}$ , м;
- расстояние, характеризующее расположение отсечных и оконтуривающих скважин  $R_{\text{оп}}$ ,  $R_{\text{оз}}$  и  $R_{\text{ок}}$ , м;
- угол между осями выработки и наклонных скважин  $\beta$ , град;
- длину скважин  $l_{\text{пп}}$ ,  $l_{\text{п}}$ ,  $l_{\text{пп}}^{\text{H}}$  или  $U_{\text{пп}}$  м;
- углы между осью скважины и плоскостью пласта  $\theta_{\text{пп}}$  и  $\theta'_{\text{пп}}$ ;
- число скважин разупрочнения  $N_{\text{пп}}$ ;
- суммарную длину скважин  $L_{\text{пп}}^{\text{с}}$ , м;
- массу заряда в скважине  $q_{\text{пп}}$ , кг;
- суммарную массу заряда скважин  $Q_{\text{пп}}$ , кг.

Для параллельной схемы разупрочнения при периодических обрушениях необходимо определить следующие параметры:

- расстояние между скважинами разупрочнения (шаг торпедирования)  $R_{\text{по}}$ , м;
- длину скважины  $l_{\text{по}}$ , м;
- угол между осью скважины и плоскостью пласта  $\theta_{\text{по}}$ , град;
- число скважин разупрочнения  $N_{\text{по}}$ ;
- суммарную длину скважин  $L_{\text{по}}^{\text{с}}$ , м;
- массу заряда в скважине  $q_{\text{по}}$ , кг;
- суммарную массу заряда скважин  $Q_{\text{по}}$ , кг.

## 9.2. Упрочнение горного массива

Ведение горных работ в зонах с неустойчивыми породами (в т. ч. и углем) сопряжено с повышенной опасностью. Наиболее характерные места возникновения таких зон – геологические нарушения. При работе в таких зонах возникает высокая вероятность массовых вывалов пород в горные выработки, что может привести к травмам горнорабочих и повреждению оборудования. Кроме того, эти зоны ввиду сильной трещиноватости, как правило, обладают повышенной газо- и водопроницаемостью, что помимо вывалов также представляет серьёзную опасность. Проблемы возникают не только при неустойчивых вмещающих породах, но и при ослабленном угле. К проблемным можно отнести участки со слабым, склонным к интенсивному отжиму, углем и с сильнотрещиноватым кли-

важистым углем. Участками, требующими упрочнения даже при относительно устойчивых породах, также являются:

- кровля и бока передовых выработок, переходимых очистным забоем;
- сопряжения очистных забоев с выработками, оконтуривающими выемочный столб;
- демонтажные камеры;
- участки выемочного столба и целиков, попадающие в зоны повышенного горного давления (ЗПГД).

Следует отметить, что описанные выше зоны встречаются практически на каждой шахте. На многих шахтах ведение горных работ осложнено большим количеством геологических нарушений, которые периодически снижают эффективность подготовительных и очистных работ. В настоящее время наиболее эффективной является технология химического упрочнения. Эта технология успешно применяется на отечественных и зарубежных шахтах уже более 30 лет. Скорее всего, она останется основной и в перспективе. Сущность этой технологии заключается в скреплении неустойчивого массива специальными составами. Наибольшее распространение в качестве таких составов получили синтетические двухкомпонентные смолы. В отечественной угольной промышленности технология получила широкое применение относительно недавно, хотя положительные результаты её применения в Кузбассе были получены еще в 80-х годах прошлого века. В это же время был разработан ряд нормативных документов [11, 12, 13], требования которых использованы при подготовке этой работы. В последние годы на российском рынке появились специализированные компании, предлагающие весь спектр расходных материалов и оборудования для химического упрочнения массива, что способствует широкому распространению этих технологий. Одна из компаний на этом рынке – «Orica». В качестве примера будет рассмотрена продукция этой компании (бывший бренд «Minova»).

На современном этапе химическое упрочнение можно условно разделить на две технологии:

- нагнетание смол в массив под давлением через шпурсы (инъекционное упрочнение);
- применение так называемых «PUR-патронов».

Используются различные по составу, свойствам и области применения смолы. Общим моментом является то, что они представляют собой двухкомпонентный состав. В PUR-патронах эти компоненты находятся изолированно в разных оболочках и перемешиваются при разрыве патрона внутри шпура. При нагнетании компоненты подаются по отдельным шлангам и смешиваются перед непосредственным поступлением в шпур. При смешивании компонентов происходит их отвердевание (со вспениванием или без вспенивания) за относительно короткое время.

Важнейшим моментом при применении инъекционного упрочнения является недопущение гидроразрыва упрочняемой породы. С одной стороны, чем больше давление при нагнетании, тем глубже в массив проникает скрепляющий состав. Это позволяет из одного шпура упрочнить большую область неустойчивого массива. С другой стороны, по мере заполнения трещин проникновение состава в массив ухудшается. Закачанные в начале нагнетания части смолы уже вступают в реакцию, их проникновение прекращается. Под действием напора более жидких фракций, поступающих из шпура, и увеличения объёма от вспенивания давление в трещинах возрастает, что может привести к их полному раскрытию и разрушению упрочняемой части массива (произойдет обратный эффект). В некоторых случаях может начаться интенсивный выход скрепляющего состава по системе трещин в горную выработку, что также недопустимо. Поэтому очень важен выбор оптимального давления для конкретных участков упрочняемого массива. Согласно требованиям нормативных документов, давление при упрочнении вмещающих пород не должно превышать 10 МПа. При упрочнении угля давление состава значительно меньше (от 2 до 7 МПа).

Другой важный параметр, от которого зависит расстояние между шпурами, – радиус распространения состава. Его значение зависит от давления и интенсивности заполнения трещин составом.

В зависимости от свойств упрочняемого массива и требуемого эффекта применяют следующие типы смол: полиуретановая, органинеральная, фенольная.

Наиболее известная серия полиуретановых смол – «Беведол-Беведан» («Bevedol-Bevedan»). Выпускаются различные типы, отличающиеся по характеристикам (S, WF, WFA и др.). Время реакции (отверждения) от 0,5 до 20 мин. Область применения конкретного типа определяется в основном степенью обводнённости пород.

Эти смолы имеют свойство вспениваться и увеличиваться в объёме при контакте с влагой, а при отсутствии контакта затвердевают без увеличения объёма в виде плотного, непористого материала. Эти материалы наиболее подходят для упрочнения пород кровли, в том числе высокообводнённых (например, в зонах геологических нарушений).

Органоминеральная смола «Геофлекс» («Geoflex») не увеличивается в объёме после реакции компонентов. Выше отмечалось, что при инъекционном упрочнении важно не спровоцировать гидроразрыв упрочняемого массива. Область применения этой смолы – упрочнение трещиноватого, склонного к отжиму угля (борта выработки и плоскость очистного забоя), так как отсутствие вспенивания позволяет производить заполнение трещин смолой без разрушения угля и образования новых трещин. В результате в массиве формируется упрочнённая область, скреплённая твёрдым эластичным составом.

Фенольная смола «Карбофил» («Carbofill») обладает высоким фактором вспенивания (до 38) и скоростью реакции. Не требует герметичной опалубки при возведении. Поэтому данная смола используется в основном для заполнения больших пустот («куполов»), образовавшихся при вывалах породы.

Непосредственно нагнетание состава в шпур и массив может производиться различными способами в зависимости от условий применения и требуемого эффекта. К наиболее распространённым способам относят нагнетание:

- непосредственно в шпур через герметизатор (рис. 9.4, а);
- через герметизатор с использованием простой нагнетательной трубки (рис. 9.4, б);
- с использованием нагнетательной трубки с функцией анкера (рис. 9.4, в);
- через самонарезающий инъекционный анкер (рис. 9.4, г);
- через герметизатор канатного анкера (рис. 9.4, д).

Нагнетание с использованием только герметизатора имеет ограниченное применение. Его можно применить в тех случаях, когда массив относительно слаботрещиноватый и соответственно будет минимальное значение радиуса распространения состава. При этом будет незначительна вероятность выхода нагнетаемого состава в горную выработку. Пример применения такого способа – укрепление бортов диагональной печи. При заблаговременном укреплении уголь в бортах

в момент нагнетания состава не будет испытывать повышенного горного давления от очистного забоя и соответственно будет находиться в относительно прочном, малотрециноватом состоянии.

а)



б)



в)



г)



д)



Рис. 9.4. Инъекционные анкеры и приспособления для нагнетания состава:  
а – герметизатор; б – герметизатор с пластиковой трубкой;  
в – нагнетательная трубка с функцией анкера; г – самонарезающий инъекционный анкер; д – канатный анкер с герметизатором

Если краевая часть укрепляемого массива сильнотрещиноватая, то для предотвращения выхода состава в выработку нагнетание необходимо производить с помощью герметизатора и нагнетательной трубки. Применяются пластиковые и металлические трубки различной длины.

Нагнетательная трубка с функцией анкера типа «IRMA» позволяет нагнетать смолу как через обычную трубку. Она остается после процесса нагнетания в шпуре и дополнительно скрепляет массив.

Самонарезающий инъекционный анкер представляет собой полый стержень, который остается в шпуре после бурения, обеспечивая устойчивость шпура и последующее проведение работ по нагнетанию полимерных составов. Далее производят нагнетание смолы, при этом анкер закрепляется на всю длину.

Канатный анкер закрепляется ампульно-нагнетательным способом. Вначале анкер закрепляется ампулой в верхней части шпура. Затем производят нагнетание скрепляющего состава. Герметизация устья шпура происходит за счёт распора герметизатора на хвостовике анкера под давлением подаваемого закрепляющего материала. Происходит нагнетание состава в массив с одновременным закреплением анкера по всей длине, которая может составлять несколько метров.

Каждая конкретная область неустойчивого массива имеет свою уникальную систему трещин, и распространение состава в массив даже из соседних шпуров может отличаться. Поэтому параметры схем упрочнения являются ориентировочными и подлежат уточнению путём нагнетания в контрольные шпуры. Далее представлены типовые схемы упрочнения угля (рис. 9.5 и 9,6) и вмещающих пород (рис. 9.7), а также ликвидации «куполов» в кровле (рис. 9.8).

Технологическая схема упрочнения угля нагнетанием смолы в очистном забое представлена на рис. 9.5. Рекомендуют использовать смолы, не увеличивающиеся в объёме.

Параметрами этой технологической схемы являются:

- радиус упрочнения  $R_y$ , м;
- расстояние между шпурами в ряду  $B$ , м;
- угол наклона шпуров верхнего ряда  $\beta$ , град ( $\beta = 10 \div 20^\circ$ );
- расстояние между рядами шпуров  $B_p$ , м;

- неснижаемое опережение  $l_{оп}$ , м;
- шаг бурения  $l_б$ , м;
- длина шпуров нижнего ряда  $l_н$ , м;
- длина шпуров верхнего ряда  $l_в$ , м;
- глубина герметизации  $l_г$ , м ( $l_г = 1,3 \div 2,3$  м);
- давление нагнетания  $P$ , МПа.

Шпуров бурят диаметром 43 мм.

Если мощность упрочняемого пласта более  $2R_y$ , то рекомендуется располагать шпуров в два ряда в шахматном порядке. Расстояние между рядами шпуров  $B_p$  в зависимости от мощности пласта принимается  $1,0 \div 2,5$  м. Ряды располагают на одинаковом расстоянии от кровли и почвы.

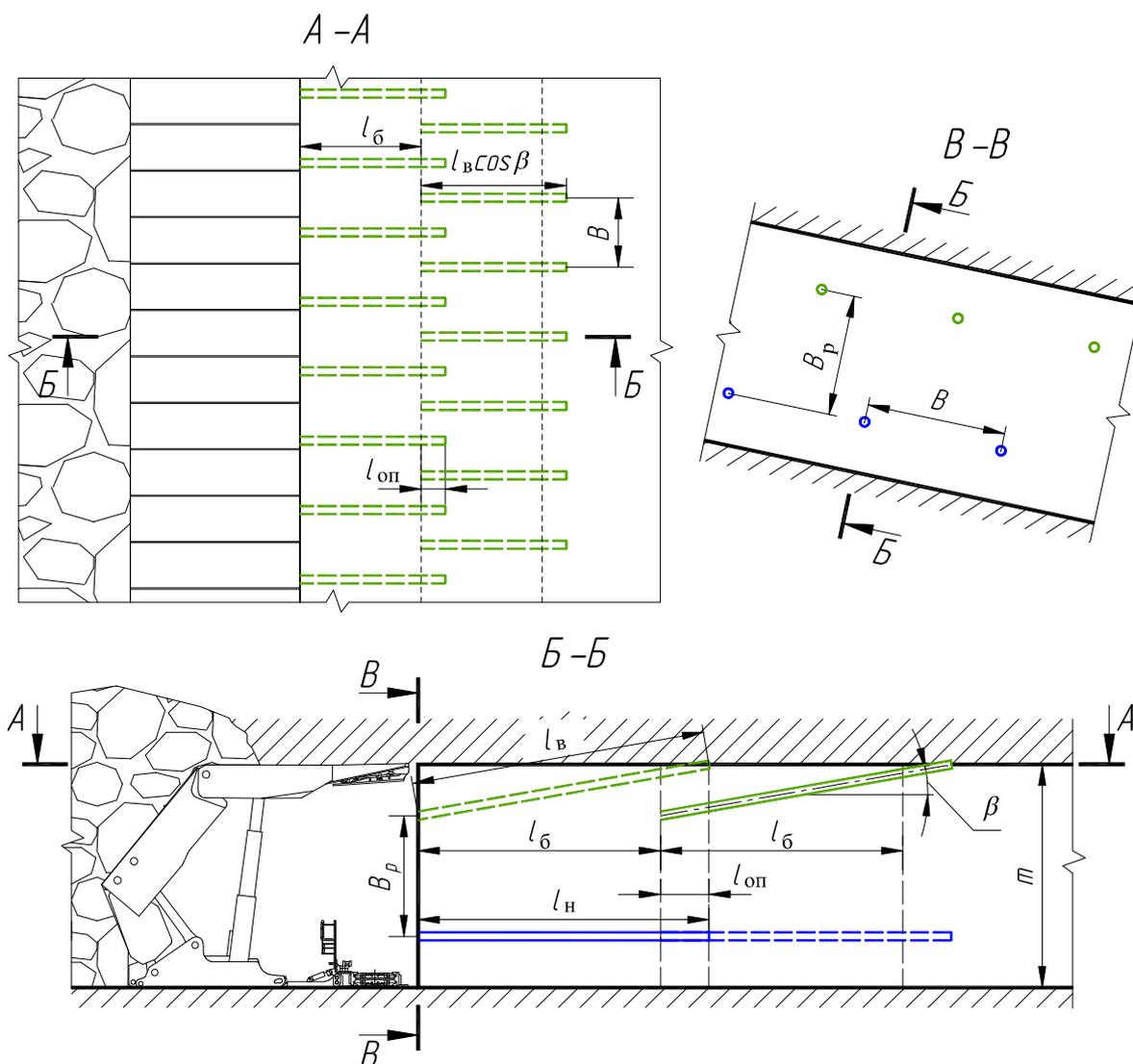


Рис. 9.5. Технологическая схема упрочнения угля в очистном забое нагнетанием скрепляющего состава (масштаб сечений Б-Б и В-В в 2 раза крупнее, чем сечения А-А)

Технологическая схема упрочнения угля с помощью «PUR-патронов» представлена на рис. 9.6. Этот способ упрочнения является универсальным и может применяться в очистном забое, в подготовительном забое и для упрочнения бортов передовых выработок при их переходе очистным забоем. Патроны выпускаются диаметром 36÷42 мм, длина патронов 300 мм, вес 0,35÷0,50 кг. Сущность этой технологии заключается в следующем. В упрочняемую область забоя в два ряда (в шахматном порядке) бурятся шпуров диаметром 43 мм. Ряды шпуров располагают на одинаковом расстоянии от кровли и почвы или по пачке, наиболее нуждающейся в упрочнении (например, верхняя часть пласта, склонная к отжиму). В шпуров помещаются PUR-патроны, которые досылаются в забой шпура деревянным или стеклопластиковым анкером. Разрушение патронов и перемешивание компонентов производится посредством вращения анкера электросверлом через переходник в течение 10÷15 с. Принцип и параметры расположения шпуров для упрочнения угольного массива в подготовительных забоях аналогичны.

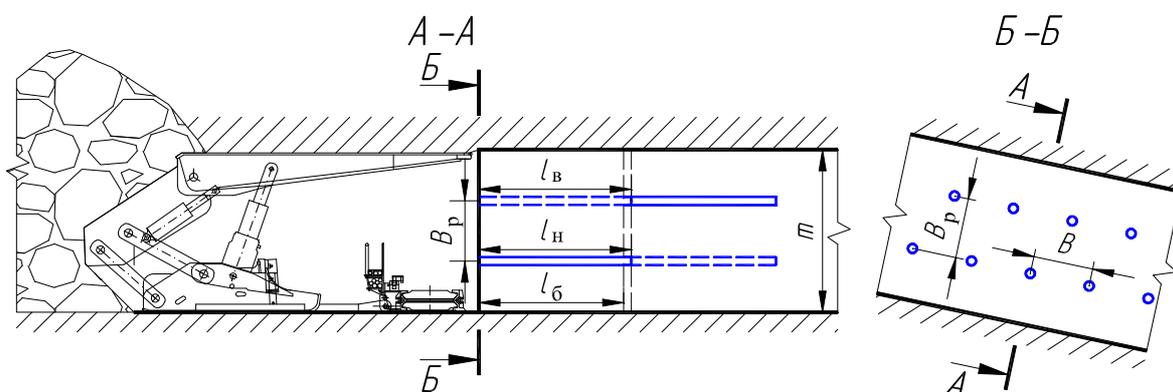


Рис. 9.6. Технологическая схема упрочнения угля в очистном забое с помощью PUR-патронов

Примерные параметры данной технологии следующие:

- длина шпуров нижнего ряда  $l_H = 2 \div 2,5$  м;
- длина шпуров верхнего ряда  $l_B = 2 \div 2,5$  м;
- расстояние между шпурами в ряду  $B = 0,8 \div 1,0$  м;
- расстояние между рядами шпуров  $B_P = 0,8 \div 1,0$  м;
- шаг бурения  $l_б$ , м (принимается кратным ширине захвата комбайна).

Пример передового упрочнения ложной или неустойчивой кровли представлен на рис. 9.7.

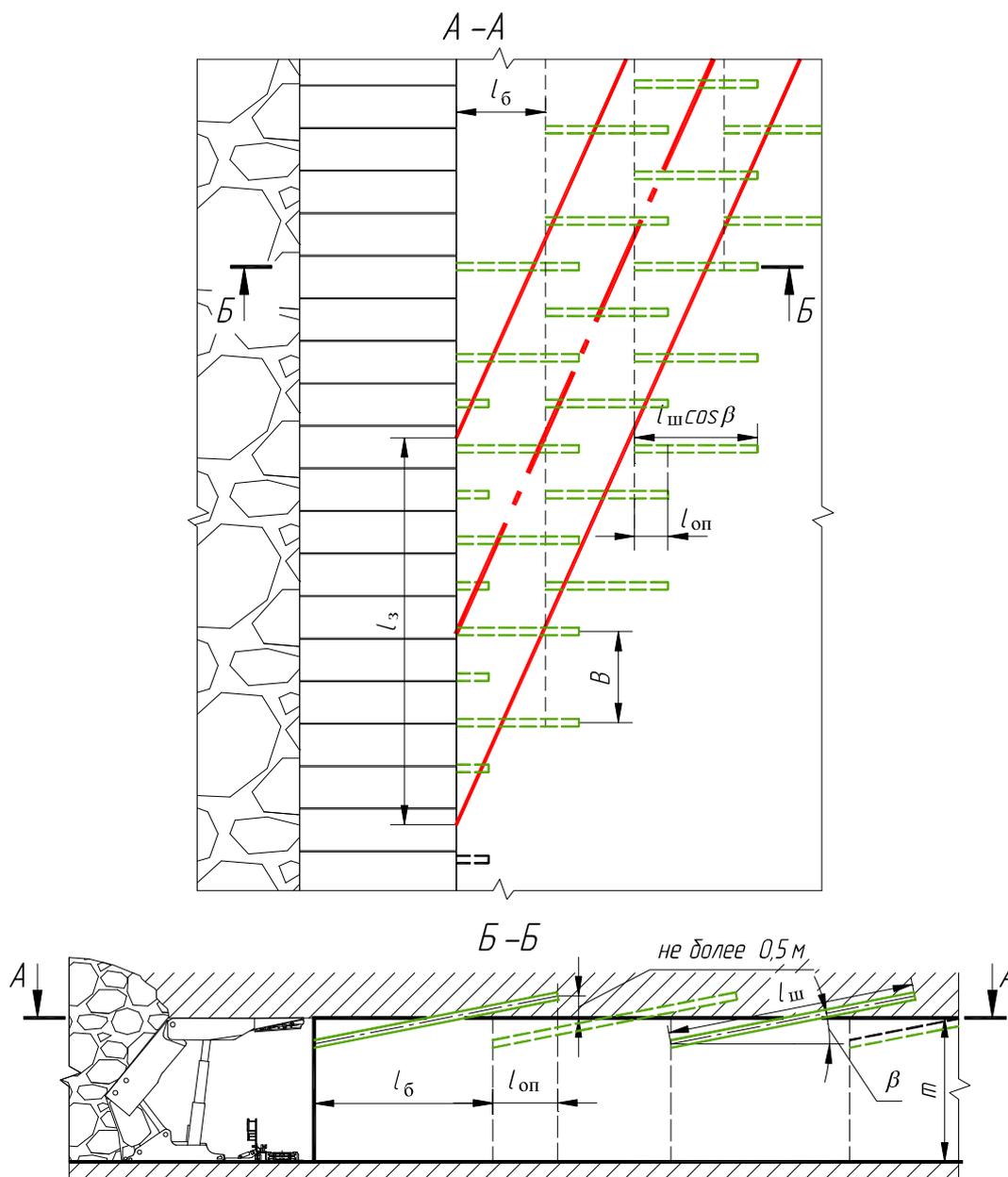


Рис. 9.7. Технологическая схема предварительного упрочнения неустойчивых пород кровли из очистного забоя (масштаб сечения Б-Б в 2 раза крупнее, чем сечения А-А)

Параметры этой технологической схемы в целом аналогичны параметрам схемы на рис. 9.5:

- радиус упрочнения  $R_y$ , м;
- расстояние между шпурами  $B$ , м;
- длина шпуров  $l_{ш}$ , м (принимается 3÷5 м);
- угол наклона шпуров к плоскости пласта  $\beta$ , град (принимается 10÷20°);

- шаг бурения  $l_6$ , м (принимается кратным ширине захвата комбайна  $r$ );
- неснижаемое опережение  $l_{оп}$ , м;
- давление нагнетания  $P$ , МПа (3÷7 МПа);
- число шпуров  $n_{ш}$ .

Если произошел вывал породы из кровли в виде «купола», то необходимо ликвидировать этот «купол» и принять меры для его дальнейшего нераспространения. В теоретических положениях отмечалось, что для заполнения больших пустот целесообразно применять смолы с высоким фактором вспенивания и скоростью реакции, не требующие герметичной опалубки при возведении. При отсутствии возможности применения вспенивающейся смолы применяют классический способ ликвидации купола – закладку лесоматериалами. Для предотвращения дальнейшего обрушения породы кровли рекомендуется упрочнить через шпуров (рис. 9.8).

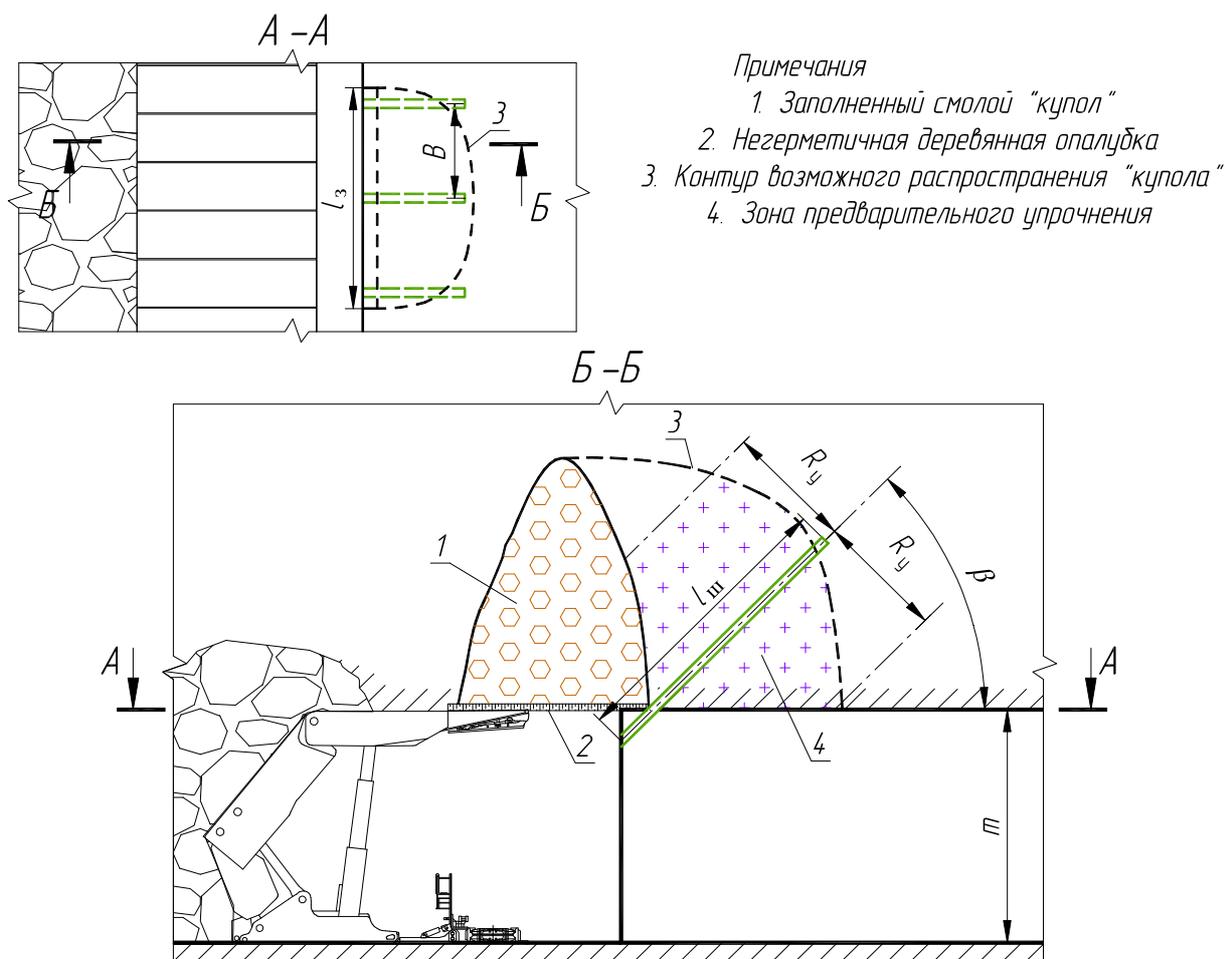


Рис. 9.8. Технологическая схема ликвидации «купола» и предотвращения его дальнейшего распространения (масштаб сечения Б-Б в 2 раза крупнее, чем сечения А-А)

Параметры расположения шпуров следующие:

- радиус упрочнения  $R_y$ , м;
- расстояние между шпурами  $B$ , м;
- угол наклона шпуров к плоскости пласта  $\beta$ , град (принимается  $35 \div 50^\circ$ );
- длина шпуров  $l_{ш}$ , м;
- число шпуров  $n_{ш}$ ;
- давление нагнетания  $P$ , МПа ( $3 \div 7$  МПа).

### 9.3. Дегазация

Газ метан является главной опасностью для большинства угольных шахт в мире. Значительная доля метана попадает в рудничную атмосферу при ведении очистных работ. Причём, чем выше показатель добычи, тем интенсивней газовыделение. Поэтому на сегодняшний день газ является главным фактором, ограничивающим добычу для большинства угольных шахт. Частично решить эту проблему помогает дегазация. Её применение снижает газовыделение в рудничную атмосферу, что позволяет увеличить суточную добычу по газовому фактору. Однако главная цель дегазации все же не увеличение нагрузки на очистной забой, а *повышение безопасности горных работ*.

Главным документом, регламентирующим применение дегазации в нашей стране, является инструкция [14]. Также вопросы дегазации отражены в ряде других нормативных документов. Согласно требованиям этих документов, дегазация обязательна в следующих случаях.

1. Дегазация угольного пласта обязательна, когда природная метаноносность пласта превышает  $13 \text{ м}^3/\text{т}$  сухой беззольной массы (с.б.м.) и работами по вентиляции невозможно обеспечить содержание метана в исходящей струе очистной горной выработки в размере менее 1 %.

2. Дегазация выработанного пространства обязательна, когда концентрация метана в газопроводах и газодренажных выработках превышает 3,5 %.

3. Дегазация обязательна, когда работами по вентиляции невозможно обеспечить содержание взрывоопасных газов (метана) в рудничной атмосфере действующих горных выработок шахты в размере до 1 %. Критерием, определяющим необходимость выполнения работ по дегазации источников метановыделения, является пре-

вышение расчётной (или фактической) метанообильности выработок  $I$  сверх допустимой по фактору вентиляции  $I_B$  (без дегазации), т. е.  $I > I_B$ .

4. Дегазация применяется во всех случаях, когда извлечение и утилизация шахтного метана экономически выгодны.

В зарубежной практике именно экономическая выгода дегазации (последующая продажа метана или использование для собственных нужд) нередко является поводом для дегазации месторождения. Современные технологии позволяют извлекать значительную часть газа из угольных пластов в коммерчески выгодных объёмах до начала разработки месторождения, а затем производить высокоэффективную безопасную выемку дегазированных пластов. В отечественной угольной промышленности такой подход пока рассматривается как перспективный, а большинство месторождений дегазируются только во время их разработки.

Дегазация применяется для снижения газообильности выемочного столба (предварительная дегазация), подготовительного забоя и для уменьшения концентрации метана в выработанном пространстве. Существует множество схем дегазации. Главный параметр любой схемы – коэффициент дегазации. Он показывает эффективность дегазации (снижение газоносности) в долях единицы относительно начального состояния массива. Значения этого коэффициента для всех схем установлены в инструкции [14]. Далее представлены типовые схемы пластовой дегазации выемочного столба (рис. 9.9) и схемы дегазации выработанного пространства (9. 10).

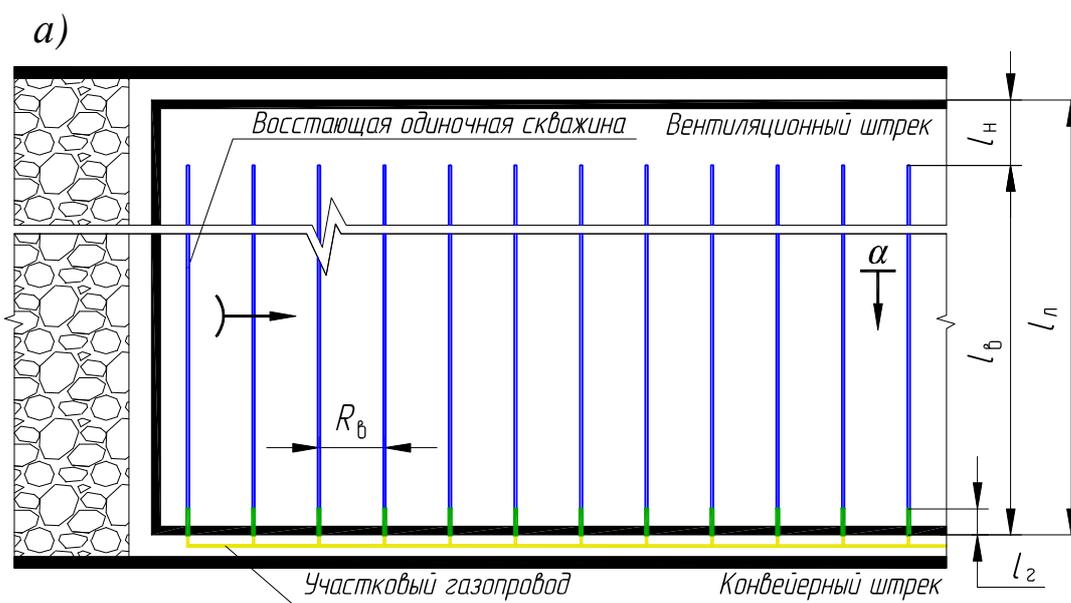
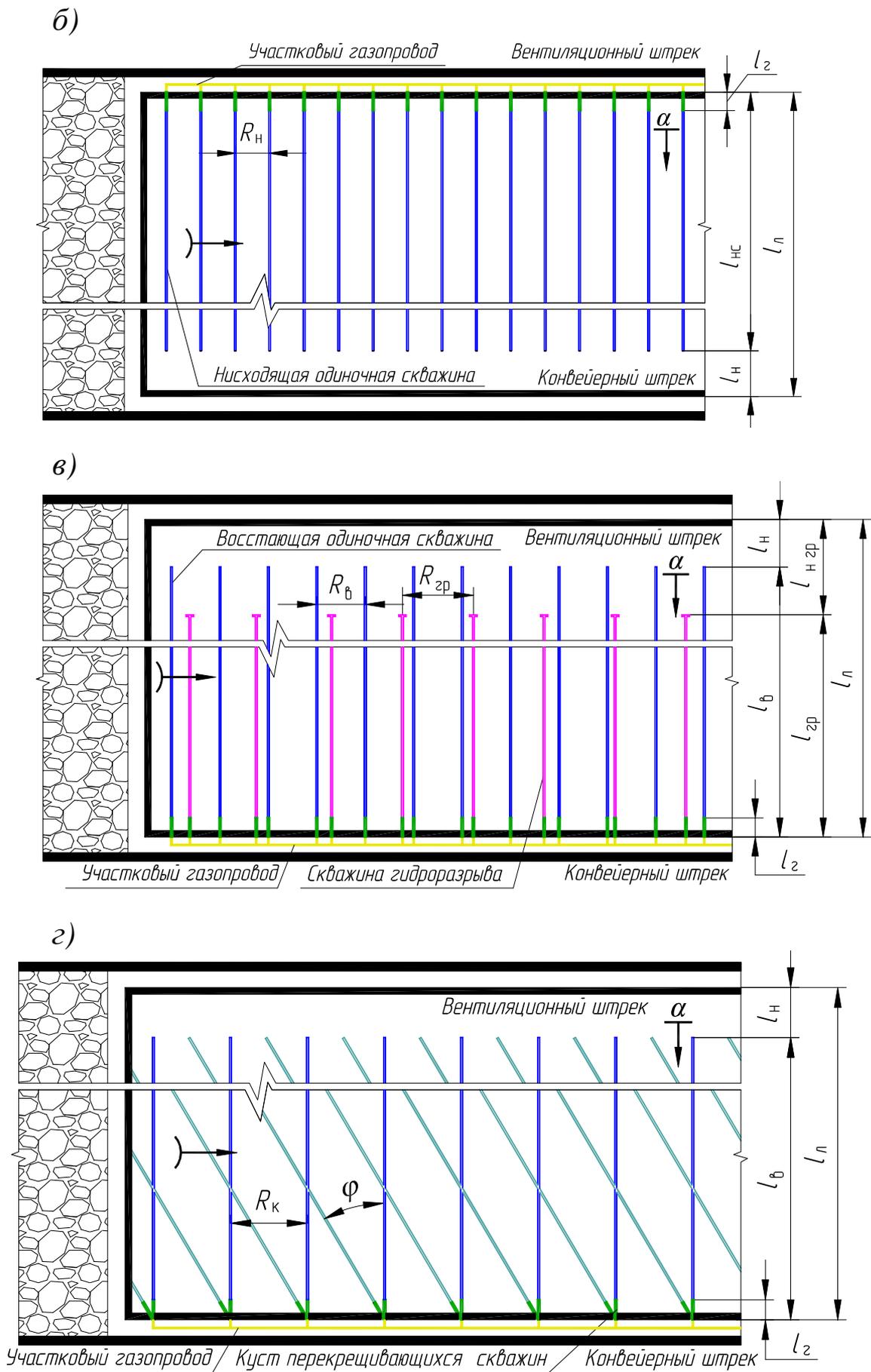
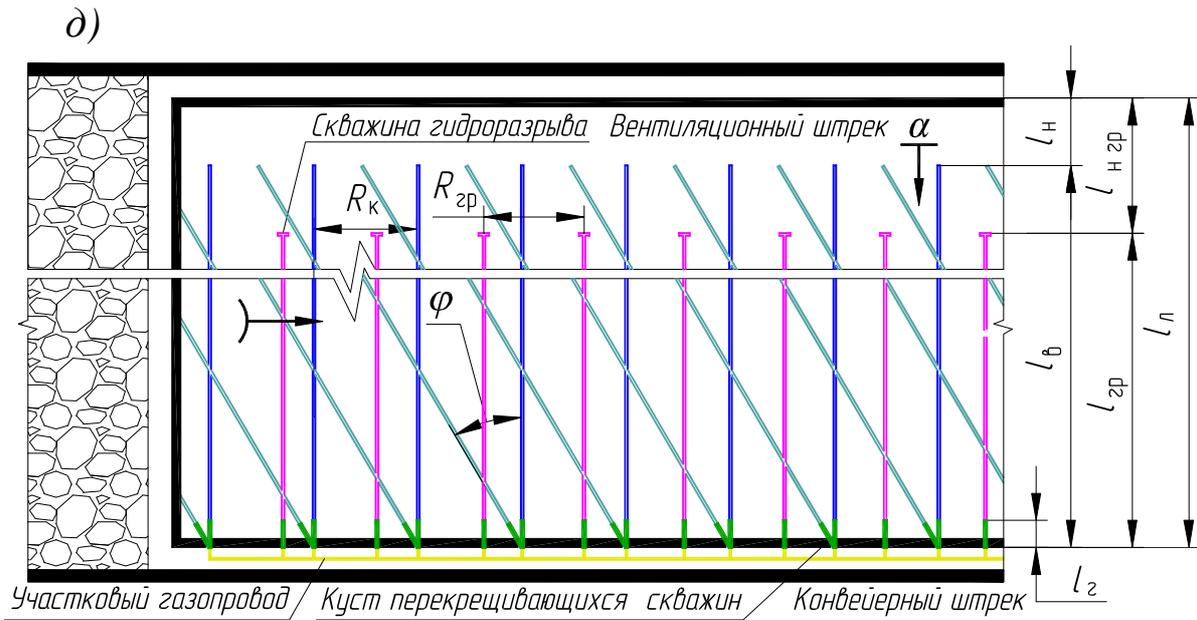


Рис. 9.9. Схемы пластовой дегазации выемочного столба



Продолжение рис. 9.9



Продолжение рис. 9.9:

*а* – восстающие параллельно-одиночные скважины; *б* – нисходящие параллельно-одиночные скважины; *в* – восстающие параллельно-одиночные скважины в зоне предварительного гидроразрыва; *г* – перекрещивающиеся скважины; *д* – перекрещивающиеся скважины в зоне предварительного гидроразрыва

При проектировании технологической схемы дегазации выемочного столба определяют следующие основные параметры:

- длину скважин  $l_i$ , м;
- расстояние между дегазационными скважинами (кустами скважин)  $R_i$  ( $R_k$ ), м;
- расстояние между скважинами гидроразрыва  $R_{гр}$ , м;
- число скважин в выемочном столбе  $N_i$ , шт.;
- суммарную длину скважин  $L_{сд}$ , м.

Для схем дегазации выработанного пространства определяют следующие основные параметры:

- длину скважин  $Z_i$ , м;
- расстояние между дегазационными скважинами (кустами скважин)  $P_i$  ( $P_k$ ), м;
- угол между скважинами, пробуренными над куполом обрушения и плоскостью пласта  $\theta$ , град;
- число скважин на выемочный столб  $U_i$ , шт.;
- число участков перфорированных труб в оставляемом в завале трубопроводе,  $U_{пт}$ , шт.;
- суммарную длину скважин  $Y_{сд}$ , м.

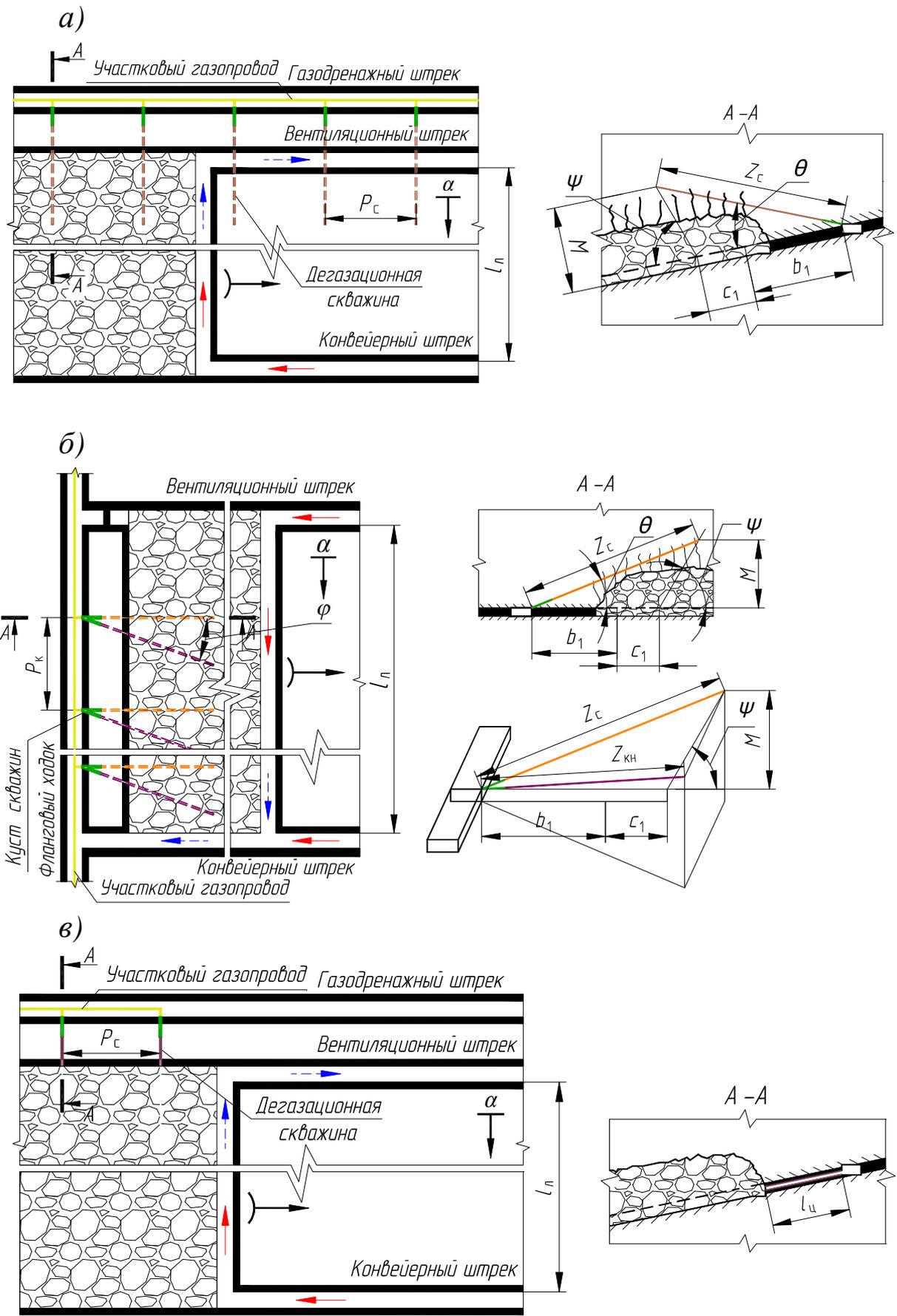
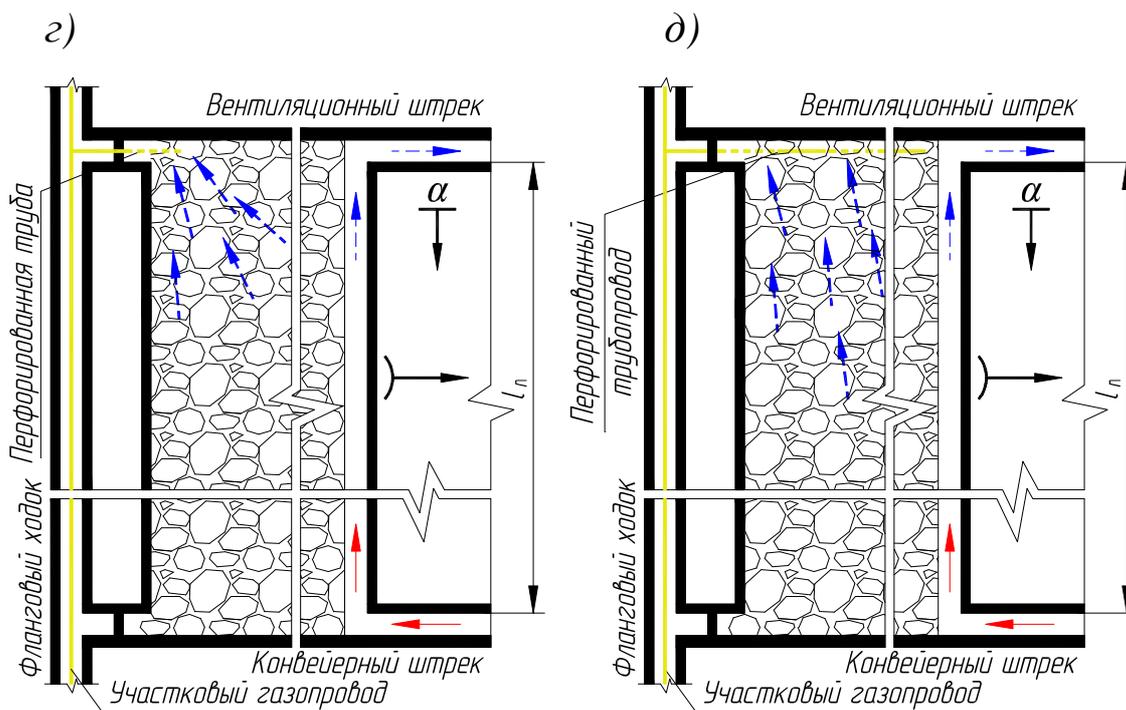


Рис. 9.10. Схемы дегазации выработанного пространства из подземных выработок



Продолжение рис. 9.10:

*а – скважины пробурены над целиком угля; б – скважины пробурены из фланговой выработки при отработке пологих или наклонных пластов; в – скважины пробурены в межлавном целике из параллельной выработки; г – перфорированные трубы заводят за перемычки вблизи монтажной камеры; д – перфорированные трубы подключаются к газопроводу, оставляемому в завале*

#### 9.4. Предотвращение горных ударов

Горные удары представляют собой серьёзную опасность в некоторых условиях разработки. Наиболее подвержены ударам мощные пласты с труднообрушаемой кровлей. Известно, что вероятность их возникновения увеличивается с повышением глубины горных работ. Критическая глубина удароопасности в настоящее время превышена на большинстве шахт.

Причины возникновения горных ударов рассматривались при изучении темы 3 «Основы геомеханики» данного пособия. Прогноз и предотвращение горных ударов регламентируются инструкцией [15]. Способы предотвращения горных ударов, согласно этой инструкции, подразделяются на региональные и локальные. Региональный способ (защитная выемка) также упоминался в разделе 3. Предварительное разупрочнение труднообрушаемой кровли (раздел 9.1) тоже является одним из способов предотвращения горных ударов. Поэтому в данном разделе изложена сущность наиболее

распространённых локальных способов – гидрообработки и бурения разгрузочных скважин.

Важнейшее требование по безопасности на удароопасных пластах – ведение горных работ только после приведения массива в неудароопасное состояние. Для этого необходимо выполнять прогноз с периодичностью, установленной инструкцией [15], и в случае прогноза «ОПАСНО» выполнять профилактические мероприятия.

При гидрообработке уголь становится более пластичным, его прочность снижается. При этом значительно увеличивается способность угольного массива воспринимать повышенные напряжения без быстротечного хрупкого разрушения, т. е. снижается вероятность горного удара. Наиболее универсальные модификации гидрообработки – глубинное увлажнение и гидрорыхление.

Глубинное увлажнение применяется для предварительной обработки участков выемочного столба, которые попадают в ЗПГД (рис. 9.11). Нагнетание воды производят в скважины, параллельные забою, пробуренные из выработок, оконтуривающих выемочный столб. Скважины бурят диаметром 76 мм или более.

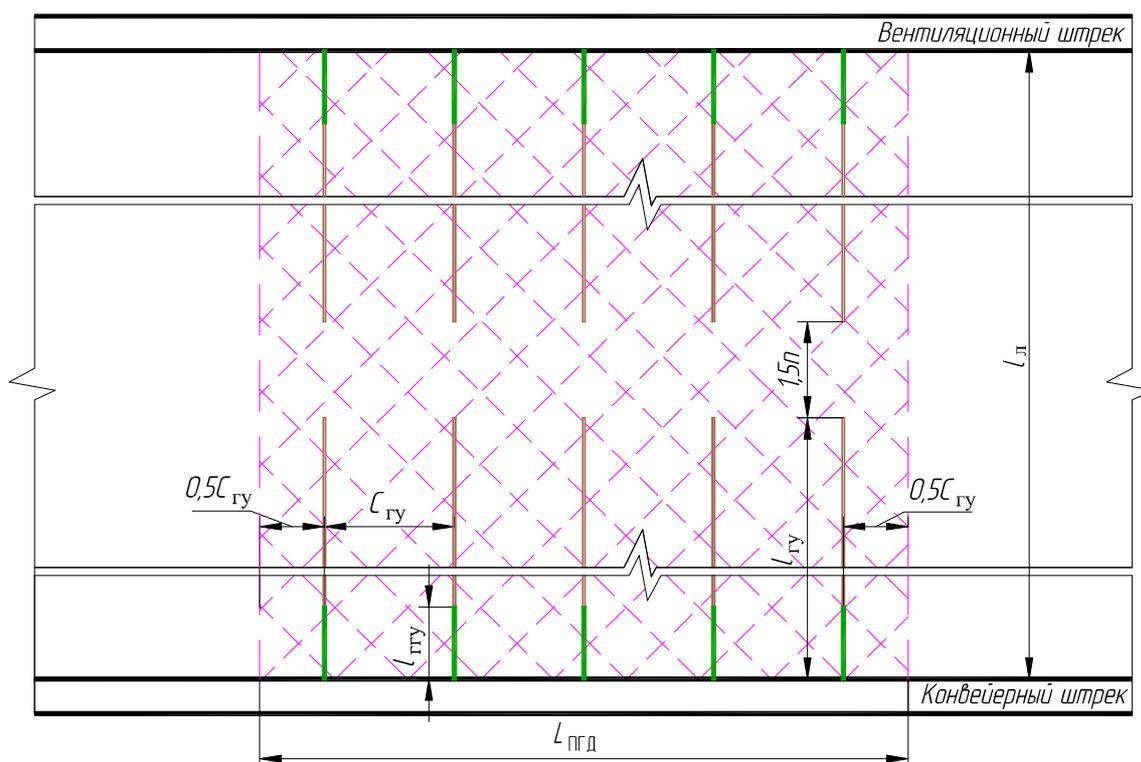


Рис. 9.11. Схема бурения скважин глубинного увлажнения

Участок скважин, на котором происходит нагнетание воды, должен находиться за пределами зоны опорного давления с опере-

жением  $L_{оп}$ . Пробуренные скважины герметизируют гидрозатворами или цементируют. Основные параметры данного способа:

- расстояние между скважинами  $C_{гг}$ , м;
- длина скважины глубинного увлажнения  $l_{гг}$ , м;
- глубина герметизации скважины  $l_{ггг}$ , м;
- нормативный объём воды для закачки в скважину  $V$ , м<sup>3</sup>;
- темп нагнетания воды в пласт  $Q$ , м<sup>3</sup>/ч.

При гидрорыхлении скважины бурятся из очистного забоя параллельно линии его подвигания (рис. 9.12). Данный локальный способ предотвращения горных ударов может оперативно быть применен в случае прогноза «ОПАСНО». Скважины бурят в пласт, как правило, в краевых частях. Длина участка должна быть не менее  $0,5L$  (где  $L$  – ширина зоны опорного давления). Основные параметры аналогичны представленным выше, но определяются по другой методике.

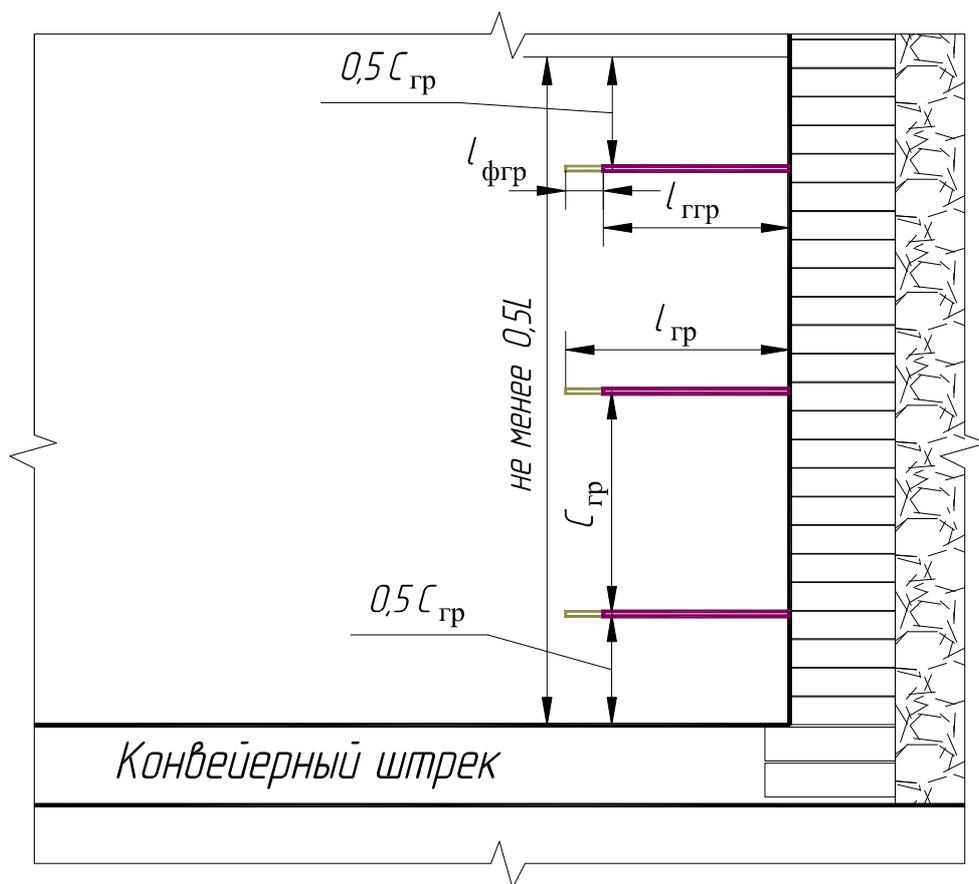


Рис. 9.12. Схема бурения скважин гидрорыхления

При бурении разгрузочных скважин происходит разгрузка краевой части пласта, максимум опорного давления смещается

вглубь массива. Это также снижает вероятность горного удара. Параметрами этого способа являются расстояние между скважинами и длина скважин (зависит от ширины защитной зоны  $n$ ). Примеры технологических схем с использованием разгрузочных скважин представлены на рис. 9.13 и 9.14.

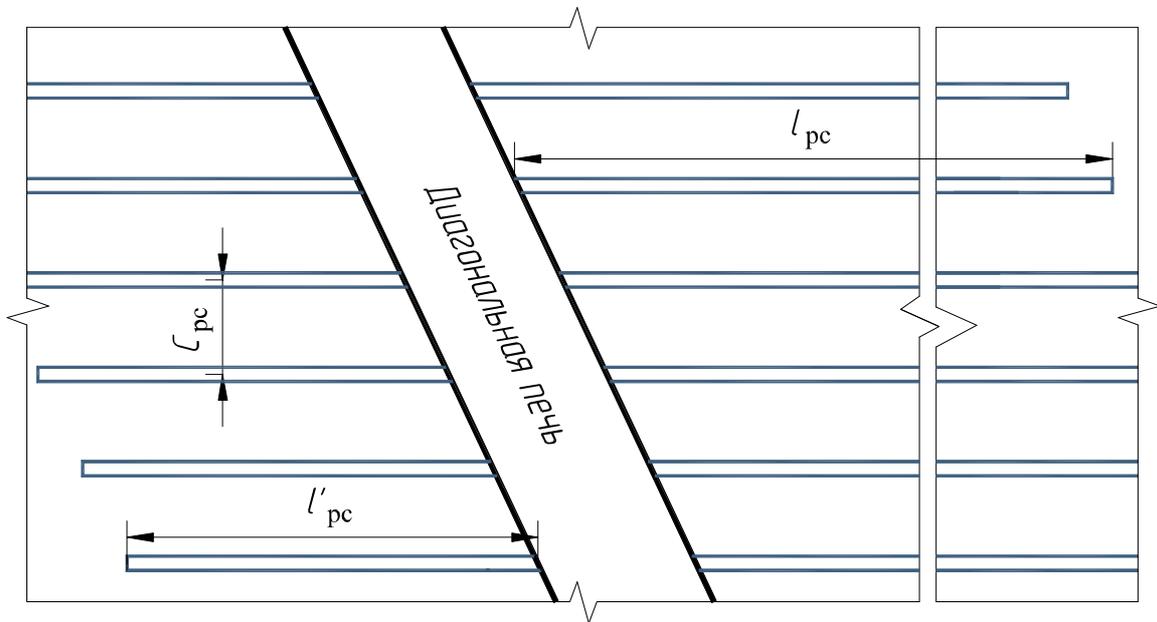


Рис. 9.13. Схема бурения разгрузочных скважин из передовой выработки

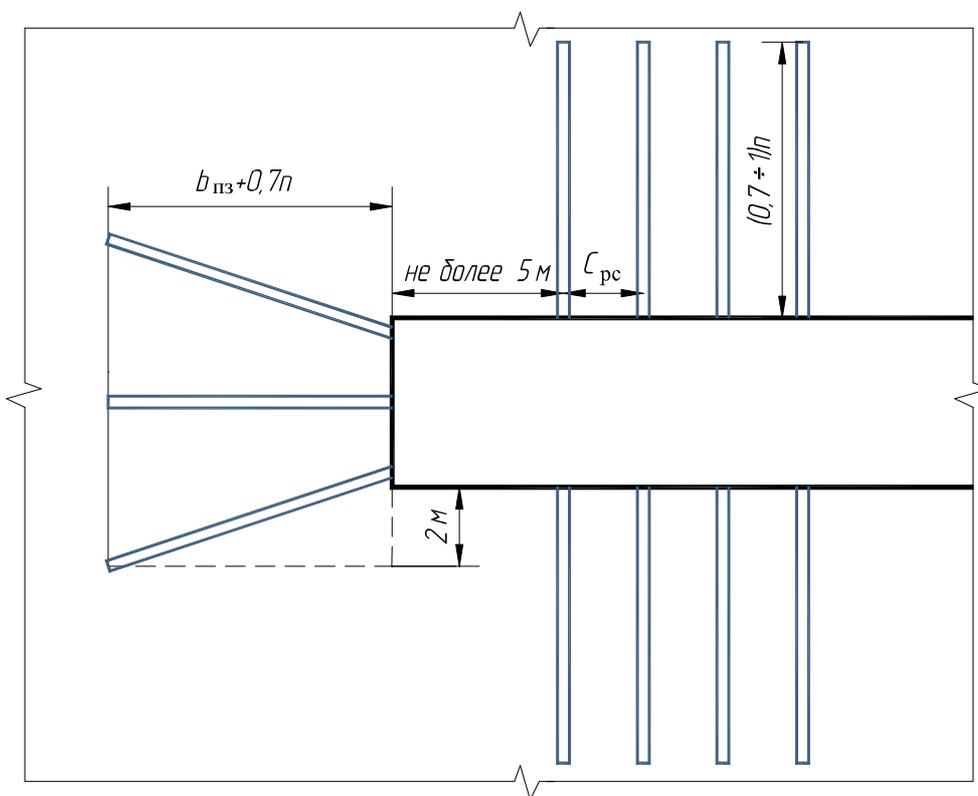


Рис. 9.14. Схема бурения разгрузочных скважин при поведении выработки

## 9.5. Предотвращение внезапных выбросов угля и газа

Внезапные выбросы угля и газа представляют собой серьёзную опасность в условиях высокой газоносности пластов. Чаще всего выбросы происходят в подготовительных забоях, однако зафиксированы случаи возникновения этих явлений и при ведении очистных работ. Известно, что вероятность их возникновения увеличивается с повышением глубины горных работ и увеличением газоносности. Критическая глубина выбросоопасности, например для условий Кузбасса, составляет от 150 до 500 м. В настоящее время для ряда шахт внезапные выбросы представляют серьёзную проблему, решение которой требует привлечения дополнительных производственных ресурсов. Поэтому грамотное планирование горных работ в условиях выбросоопасности является важным и актуальным навыком для горного инженера.

Механизм возникновения внезапных выбросов рассматривался при изучении темы 3 «Основы геомеханики» данного пособия. Из механизма формирования выброса можно определить три основных принципа борьбы с этим явлением:

- повышение газопроницаемости пласта (подработка, надработка, дегазация);
- дренаж (бурение опережающих скважин, гидровымывание полостей, гидроотжим пласта, образование разгрузочных пазов);
- повышение пластичности угля и блокирование в нём метана водой (низконапорное увлажнение, гидрорыхление).

Все эти принципы и соответствующие им способы нашли отражение в нормативном документе, регламентирующем выполнение мероприятий по прогнозу и предотвращению внезапных выбросов [16]. Способы предотвращения внезапных выбросов, согласно этой инструкции, подразделяются на региональные и локальные. Наиболее эффективными и безопасными являются региональные способы (защитная выемка, дегазация). Важнейшее требование по безопасности на выбросоопасных пластах – ведение горных работ только после приведения массива в неопасное состояние. Для этого необходимо выполнять прогноз с периодичностью, установленной инструкцией [16], и в случае прогноза «ОПАСНО» выполнять профилактические мероприятия.

Существует несколько локальных способов предотвращения внезапных выбросов. Каждый из них имеет свою область примене-

ния, достоинства и недостатки. Наиболее безопасными считаются способы, предполагающие применение воды. Вода под давлением блокирует метан в мельчайших угольных порах, что снижает или исключает вероятность загазирования выработки при выполнении способа. Технологические схемы данных способов относительно простые (бурение 2-3 скважин), а расчёты подразумевают определение параметров нагнетания воды.

На рис. 9.15 рассматривается другой локальный способ – бурение опережающих скважин. Он является относительно универсальным, довольно широко и успешно применяется при проведении горных выработок. Опережающие скважины необходимо бурить по наиболее перемятой (выбросоопасной) пачке пласта. Скважины располагаются рядами в виде веера по наслению пачки в сечении выработки и за её контуром.

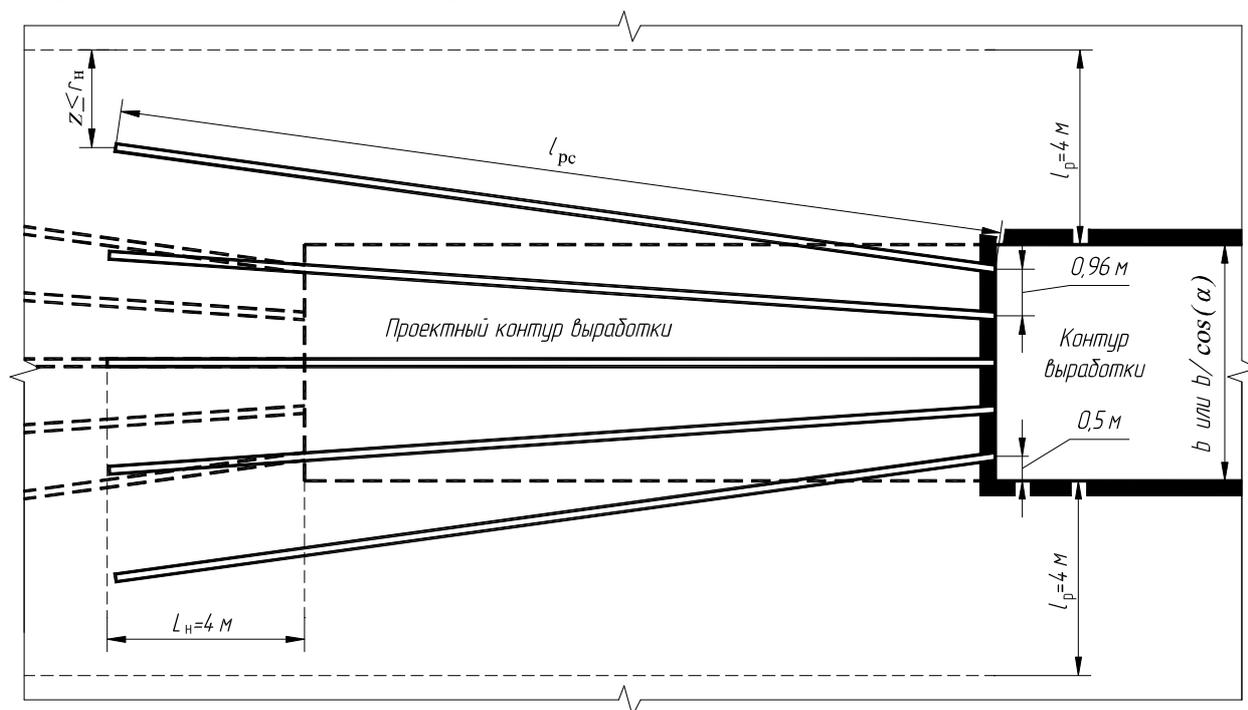


Рис. 9.15. Схема расположения разгрузочных скважин в виде веера (вид в плоскости напластования)

Параметрами способа являются:

- диаметр скважин  $d_{ск}$ , мм;
- размер области эффективного влияния скважин  $r_{н}$  и  $r_{к}$ , м;
- число вееров скважин  $n_{в}$ ;
- число скважин в веере  $n_{ск}$ ;
- расстояние между устьями скважин  $S$ , м;
- длина скважин  $l_{ск}$ , м.

Перед бурением забой выработки затягивается или ограждается предохранительным щитом вплотную к забою. Рамы крепи прочно расклиниваются в массиве и между собой для удержания ограждения забоя в случае развязывания внезапного выброса при бурении скважины. С этой целью в неустойчивом массиве раму крепи следует закреплять анкерами в борта выработки.

При бурении скважин рекомендуется применять поэтапное бурение. Оно заключается в первоначальном бурении скважин малого диаметра с последующим их разбуриванием до проектного диаметра. Начальный диаметр скважин составляет от 45 мм до 60÷80 мм, а затем они разбуриваются до 130÷250 мм.

## **9.6. Предотвращение самовозгорания угля**

Отработка пластов самовозгорающегося угля сопряжена с опасностью возникновения эндогенных пожаров. Пожар – крайне опасное явление, которое влечёт за собой немедленную остановку горных работ, изоляцию опасного участка и выполнение комплекса мероприятий по тушению пожара. Характерное место возникновения пожара – выработанное пространство. Это обуславливает значительные трудности при его ликвидации.

Вопросы, связанные с отработкой пожароопасных пластов (профилактика, обнаружение, ликвидация), регламентируются рядом специальных нормативных документов.

Все пласты по склонности к самовозгоранию разделены на три категории: не склонные, склонные и весьма склонные. Большинство мощных пластов являются склонными и весьма склонными к самовозгоранию. Возникновение пожара обусловлено совокупным взаимодействием многих факторов. Основными из них являются следующие: склонность угля к самовозгоранию, величина и характер концентрированных скоплений угля в выработанном пространстве (потери и целики), величина и продолжительность притока воздуха и содержание в нём кислорода, тепло- и массообмена между угольным скоплением и фильтрующимся через него воздухом. Исключая или изменяя один из них, можно затормозить процесс самовозгорания угля, что и предусматривается противопожарной профилактикой. Профилактика включает в себя технологические решения по применению схем отработки выемочных полей, снижающих веро-

ятность возникновения пожара, и непосредственно мероприятия по снижению самонагревания угля.

Технологические решения заключаются в следующем.

1. Применение конкретных вариантов системы разработки, допущенных на пожароопасных пластах. Пологие пласты мощностью до 4,5 м, как правило, отрабатываются длинными столбами по простиранию, механизированными комплексами без разделения на слои с оставлением межлавных целиков не менее 20 м. Уклонные поля отрабатывают, как правило, в восходящем порядке. В случае отработки столбов по простиранию в нисходящем порядке по бесцеликовой схеме необходимо предусматривать через два столба оставление барьерных столбов с последующей их отработкой.

2. Скорость подвигания очистных забоев на пластах, отнесенных к категории склонных к самовозгоранию, должна быть не менее 60 м/мес, а на весьма склонных к самовозгоранию – не менее 90 м/мес.

3. Изначально должна рассматриваться возможность применения возвратноточной схемы проветривания выемочного участка.

Описанные выше технологические аспекты частично снижают пожароопасность, но не ликвидируют её основные источники – концентрированные скопления угля и угольной пыли в выработанном пространстве. Профилактические мероприятия, выполняемые при отработке выемочного столба, направлены на снижение сорбционной способности угля к кислороду воздуха. Это достигается применением специальных веществ – антипирогенов, которые тормозят процесс самовозгорания угля. Считается, что процесс окисления (а значит самонагревания) угля невозможно полностью остановить в шахтных условиях. Его можно только замедлить. Безопасной считается ситуация, когда тепло экзотермической реакции при окислении угля рассеивается в окружающую среду и температура скопления угля не отличается от естественной для конкретной глубины. В процессе самонагревания угля до его возгорания наблюдаются три стадии:

- разогревание;
- выпаривание влаги;
- интенсивное окисление.

Первые две стадии являются инкубационным периодом, продолжительность которого составляет 60–80 % времени, необходи-

мого для развития процесса окисления от естественной температуры угля до его возгорания.

Самовозгорание угля – это физико-химический процесс, приводящий к возгоранию скопления угля вследствие того, что выделение тепла превышает теплоотдачу в окружающую среду.

По принципу действия антипирогены подразделяются на вещества, оказывающие механическое, химическое и химико-механическое действие на уголь.

К антипирогенам, оказывающим механическое действие, относятся вещества, образующие на поверхности угля защитные пленки: тальк, инертная пыль, мел, молотый известняк, жидкое стекло, каучук, латекс, полиакриламид, высыхающие масла, смола и др. Защитное действие пленкообразующих антипирогенов зависит от стадии развития процесса самовозгорания угля.

К антипирогенам, оказывающим химическое действие, относятся:

- вещества, вступающие в реакцию с углем в адсорбционном слое (перекись водорода, марганцевокислый калий, хромовокислый калий и др.);

- вещества, разлагающиеся при низких температурах с выделением газообразных продуктов (бикарбонат натрия, углекислый аммоний, щавелевокислый аммоний, мочевины, тиомочевина и др.);

- вещества, разлагающиеся при повышенных и высоких температурах с выделением новых продуктов (хлористый аммоний, хлористый кальций, хлористый натрий, углекислый аммоний и др.).

При разложении карбонатные соединения выделяют углекислый газ и аммиак, которые тормозят реакцию окисления за счёт снижения содержания кислорода в рудничном воздухе и уменьшения сорбирующей способности угля. Кроме того, они вступают в реакцию с углем и уменьшают число активных функциональных групп, что приводит к торможению процесса окисления.

Ингибирующее действие хлоридов основано: при низких температурах на снижении скорости теплоотдачи, а при повышенных – на их разложении с выделением соляной кислоты.

К антипирогенам, оказывающим химико-механическое действие на уголь, относятся следующие: водная суспензия гашёной извести, инертная пыль, поверхностно-активные вещества и др. Механизм их действия основан на снижении активности и величины

сорбирующей поверхности за счёт образования защитных предохранительных пленок.

Мероприятия по снижению пожароопасности можно разделить на обработку краевых частей пласта и обработку выработанного пространства

Обработки водными растворами антипирогенов краевых частей пластов угля и целиков производится путём нагнетания этих растворов в предварительно пробуренные шпуровые скважины. Основными параметрами способа являются [17]:

- длина шпуров (скважин)  $l_{\text{шп}} (l_{\text{скв}})$ , м;
- расстояние между шпурами (скважинами)  $R_{\text{шп}} (R_{\text{скв}})$ , м;
- число шпуров (скважин)  $n_{\text{шп}} (n_{\text{скв}})$ ;
- количество сухого антипирогена  $Q_{\text{ан}}$ , л;
- продолжительность нагнетания водного раствора антипирогена в шпур  $t$ , мин.

Диаметр шпуров, как правило, принимается 42 мм. Длина всех шпуров будет определяться исходя из зоны повышенной трещиноватости, которая принимается равной расстоянию до максимума опорного давления.

Радиус увлажнения  $r_y$  составляет 1,5÷2,0 м. Чем больше длина шпура, тем меньше радиус увлажнения. Глубина герметизации шпуров должна быть не менее радиуса увлажнения.

Схема расположения шпуров (рис. 9.16) может быть однорядная (при высоте обрабатываемых краевых частей  $h_y$  менее  $2r_y$ ) или двухрядная в шахматном порядке (при  $h_y \geq 2r_y$ ).

Обработка выработанного пространства осуществляется водными аэрозолями антипирогенов или подачей азота.

Подачу азота рекомендуется применять для источников опасности в виде массовой концентрации угля на протяжении всего (или большей части) отрабатываемого столба (например, обрушаемые в выработанное пространство пропластки мощностью более 0,4 м, потери угля в кровле над выемочными штреками и др.) В остальных случаях можно применять обработку водными растворами антипирогена.

В процессе движения аэрозоля частицы раствора антипирогена оседают и смачивают уголь в выработанном пространстве, что снижает его способность к окислению. Кроме того, повышение влажности угля способствует увеличению продолжительности стадии выпаривания влаги и предупреждению аккумуляции тепла.

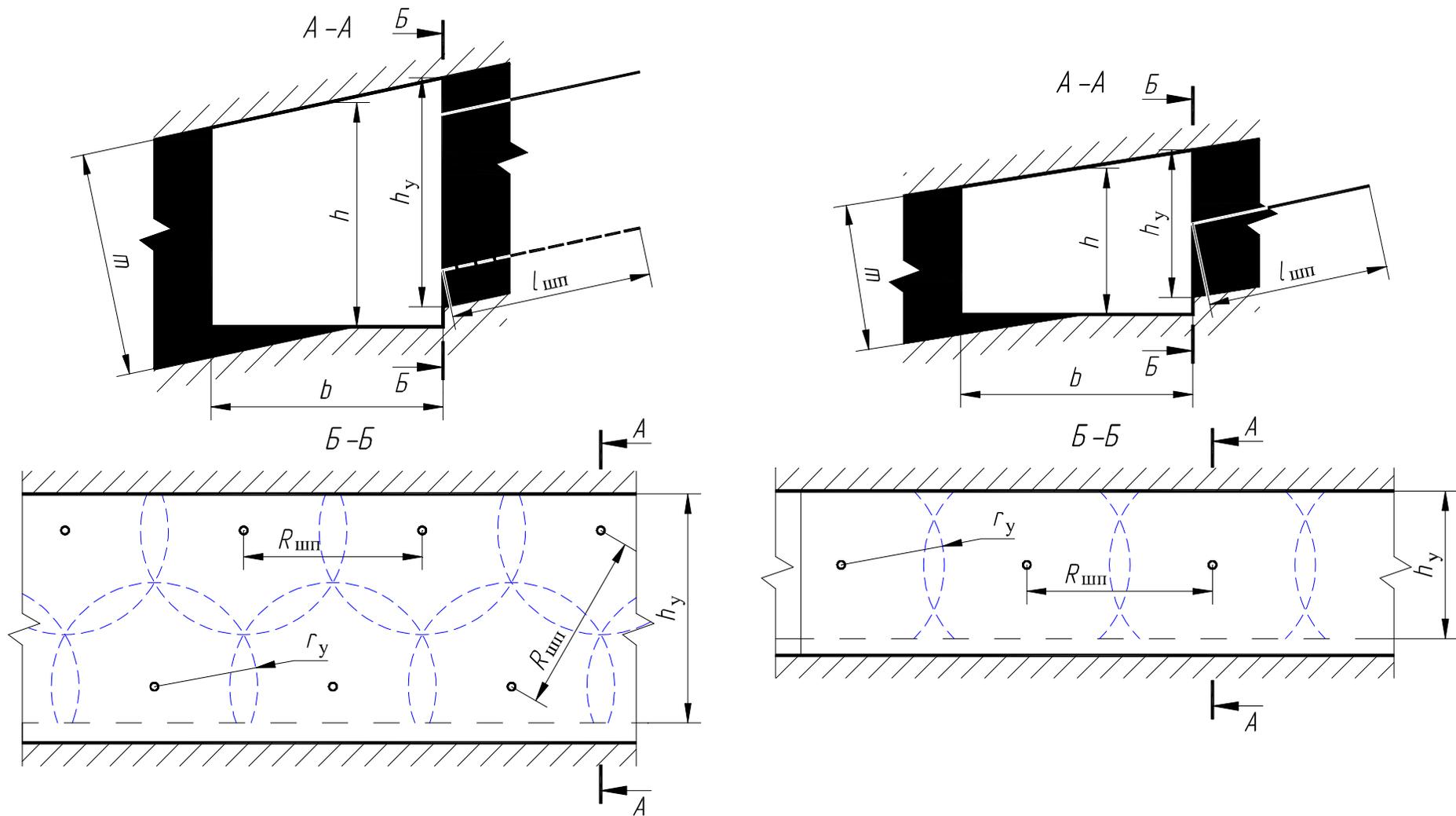


Рис. 9.16. Схемы расположения шпуров обработки целиков угля водными растворами антипирогенов:  
 а – двухрядная в шахматном порядке; б – однорядная

Подача водных растворов в виде аэрозолей производится в потоке утечек воздуха в выработанное пространство на уровне вентиляционного и конвейерного штреков (рис. 9.17). Для обработки концентрированных потерь угля при переходе геологического нарушения при возвратном проветривании подача производится с конвейерного штрека.

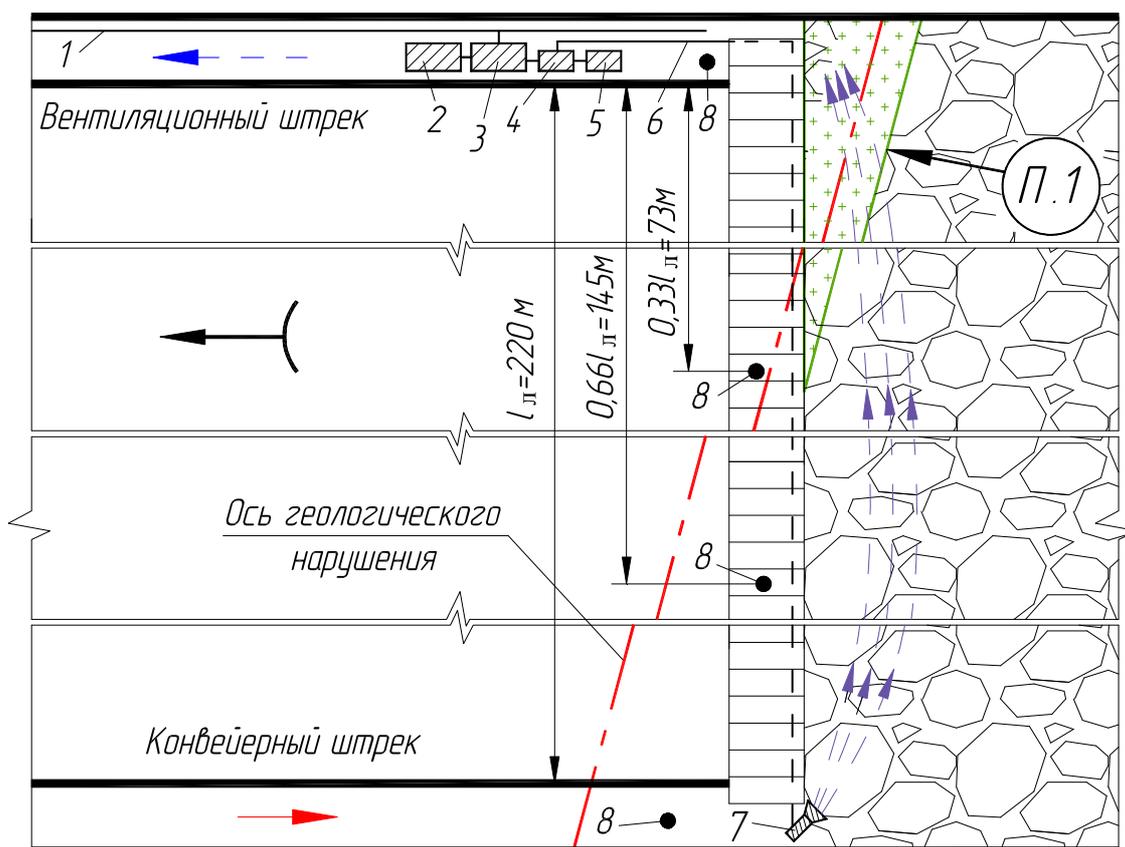


Рис. 9.17. Пример схемы обработки выработанного пространства аэрозолем антипирогена для нейтрализации источника:

1 – противопожарно-оросительный трубопровод; 2 – емкость с антипирогеном; 3 – дозаторное устройство; 4 – высоконапорный насос; 5 – электродвигатель; 6 – высоконапорный шланг; 7 – кольцевой ороситель ОКВ-7; 8 – места замера влагосодержания воздуха; П.1 – потери угля при переходе геологического нарушения

Азотная установка располагается на поверхности. Азот для обработки выработанного пространства подается в виде инертной пены. Инертная пена вырабатывается пеногенераторами ГПА-1, установленными в непосредственной близости от выработанного пространства (рис. 9.18). Подача инертной пены непосредственно в выработанное пространство производится через перфорированную тру-

бу. Основным параметром способа является необходимый расход азота для нагнетания.

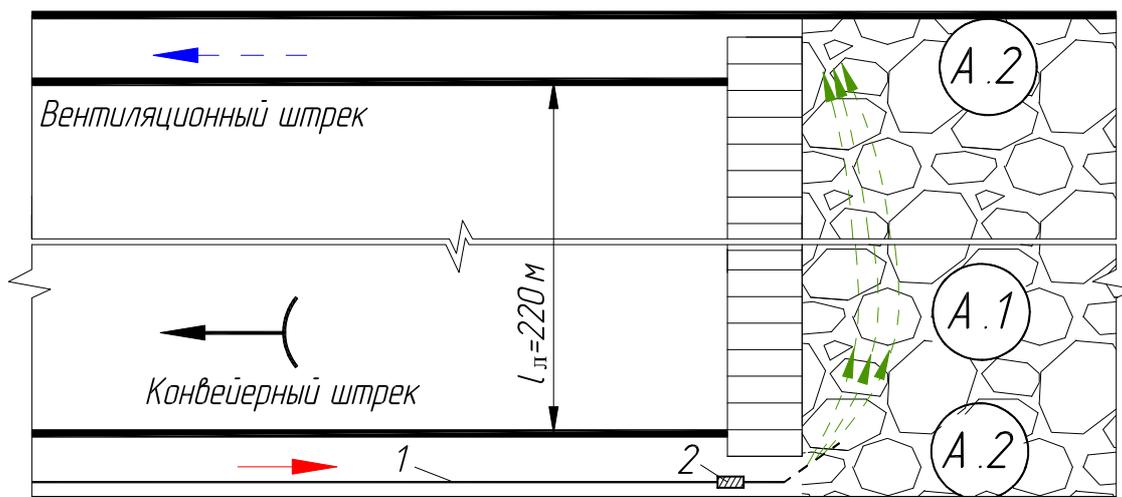


Рис. 9.18. Схема обработки выработанного пространства азотом для нейтрализации источника:

1 – азотный трубопровод; 2 – пеногенератор ГПА-1; А.1 – нерабочие пласты и пропластки в непосредственной кровле разрабатываемых пластов, обрушающиеся в выработанное пространство; А.2 – потери угля в кровле штреков при отработке мощных пластов, когда мощность пласта значительно превышает высоту штрека

### Примеры контрольных вопросов

1. Что понимают под управлением состоянием массива?
2. Перечислите свойства массива, которыми можно управлять.
3. В чём сущность управления кровлей?
4. Какая технология упрочнения неустойчивого массива наиболее распространена в настоящее время?
5. Что такое коэффициент дегазации?
6. Какие способы предотвращения горных ударов вы знаете?
7. Назовите основные принципы борьбы с внезапными выбросами угля и газа.
8. Что такое антипирогены?

## ТЕМА № 10. ВСКРЫТИЕ, ПОДГОТОВКА И СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Цель занятия: изучение схем вскрытия, подготовки и систем разработки рудных месторождений.

Разработка рудных месторождений подземным способом состоит из трёх стадий: вскрытия; подготовки и массовой добычи руды.

### 10.1. Вскрытие рудных месторождений

Вскрытием месторождения или его части называют проведение вскрывающих выработок, открывающих доступ с поверхности земли к рудному телу и обеспечивающих возможность проведения подготовительных выработок. Различают способ вскрытия и схему вскрытия.

*Способ вскрытия* характеризуется типом, числом и назначением шахтных стволов и штолен. По наиболее распространённой классификации способы вскрытия принято делить по типу вскрывающих выработок на 2 класса:

1. Рудоподъёмными стволами:

а) вертикальные: скиповые, клетевые;

б) наклонные: прямые, ломанные (зигзагообразные), спиральные.

2. Рудовыдачными штольнями.

*Схема вскрытия* – размещение в рудничном поле различных по назначению и очередности проведения вскрывающих выработок. Схемы вскрытия могут быть:

– одноступенчатые (простые), когда месторождение вскрывается на всю глубину основным рудоподъёмным стволом;

– двухступенчатые и более (комбинированные), если нижняя часть месторождения вскрывается дополнительными рудоподъёмными выработками – слепыми стволами. Таким образом, признаком ступенчатого вскрытия является наличие слепых рудоподъёмных стволов.

Одноступенчатое вскрытие применяется на крупных месторождениях со сравнительно выдержанными условиями залегания до глубины 1200÷1500 м. Двухступенчатые и более вскрытия применяются в двух случаях:

– для вскрытия нижних горизонтов рудных тел с углом падения меньше 50÷60°, чтобы уменьшить длину квершлагов;

– при разработке жильных месторождений с невыдержанными элементами залегания, когда трудно, с достаточной достоверностью оценивать запасы месторождения на глубину больше чем на 50÷100 м.

Число ступеней может быть 3÷4 и более.

Вскрытие глубокозалегающих рудных тел обычно производят очередями, то есть с поверхности вскрывают и отрабатывают верхнюю часть месторождения (первая очередь вскрытия), а затем последовательно (по необходимости) углубляют ствол и отрабатывают нижние части месторождения (во вторую, третью и т. д.).

*Шаг вскрытия* – глубина, на которую вскрывают месторождение соответственно во вторую и последующие очереди. Он должен быть кратным числу этажей (обычно целесообразно вскрывать сразу по несколько этажей, соответствующих расстоянию между концентрационными горизонтами).

При хорошей разведанности месторождения глубина первой очереди может достигать до 900÷1200 м и более, а шаг вскрытия от 200÷500 м и более.

Главным достоинством вскрытия очередями является значительное уменьшение первоначальных капитальных затрат, т. е. снижение количества «замороженных» денежных средств.

На рудниках наиболее распространены способы вскрытия со скиповым и клетевым подъёмом руды. Вертикальные стволы со скиповым подъёмом применяются, как правило, на рудниках с производственной мощностью до 5÷7 млн. т в год, а с клетевым подъёмом на рудниках с годовой производственной мощностью 300÷700 тыс. т в год на больших глубинах и 1÷1,5 млн.т. в год на небольших глубинах (до 200÷300 м).

Достоинства скипового подъёма по сравнению с клетевым:

– более высокая производительность подъёма (в 5÷7 раз) при той же площади поперечного сечения ствола (при 2-х клетях – 4 скипа);

– скорость подъёма скипа может достигать 20÷22 м/с, а клетки не более 12 м/с, что обеспечивает более высокую производительность ствола;

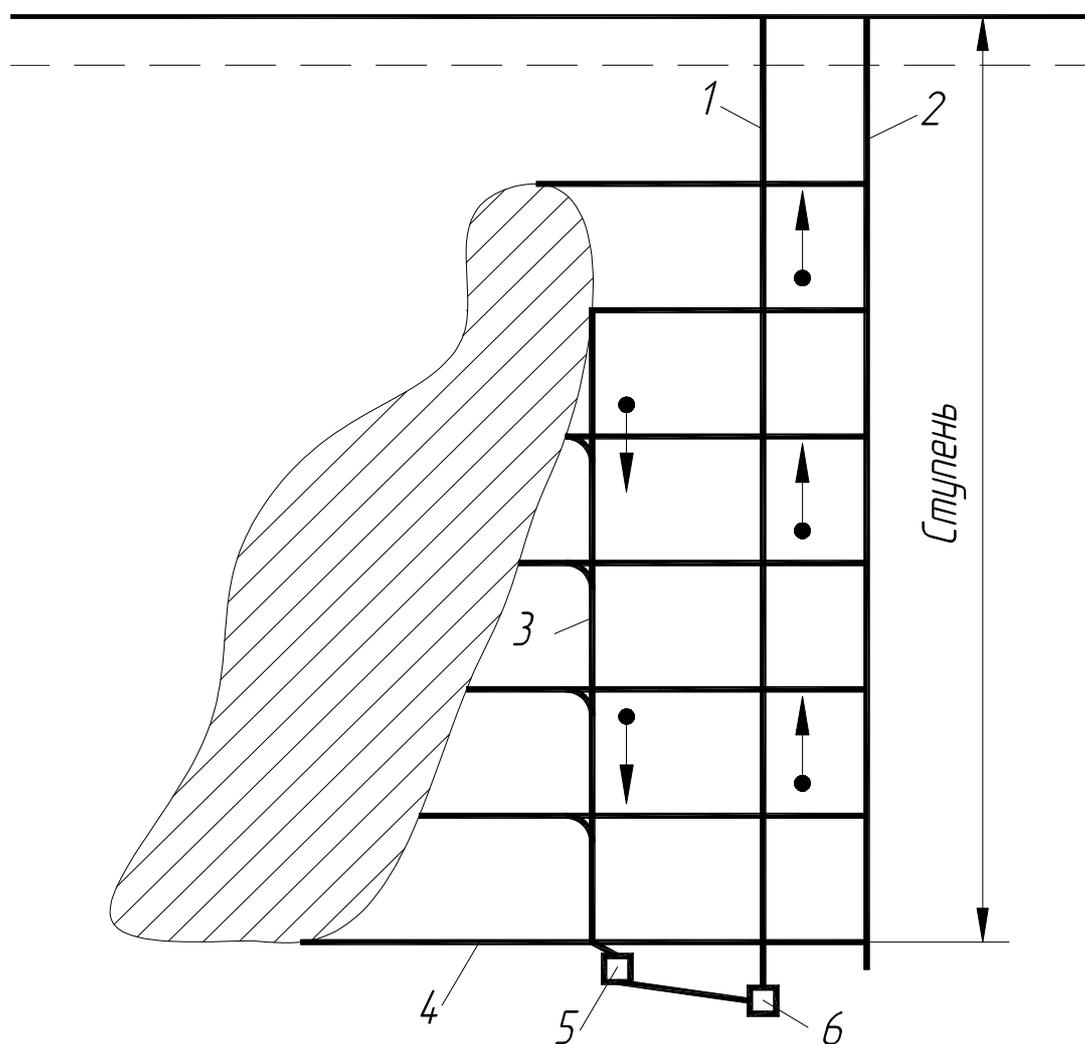
– более благоприятные условия для полной механизации и автоматизации работы подъёма.

Недостатки:

– большой объём околоствольных выработок;

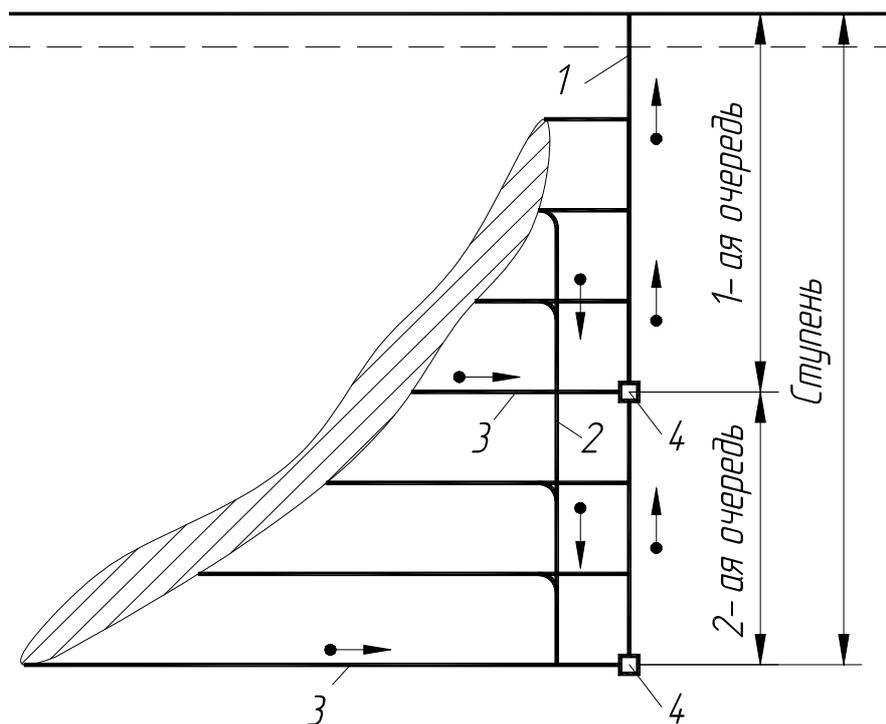
- необходимость сооружения дробильной установки при размере куска более 400 мм;
- увеличение глубины ствола и высоты копра в связи с наличием бункеров на поверхности и под землей;
- высокая запыленность воздуха в стволе при загрузке и разгрузке скипов.

Примеры схем вскрытия вертикальными рудоподъёмными стволами представлены на рис. 10.1–10.3, а на рис. 10.4–10.9 показано комбинированное вскрытие. Далее приведены варианты вскрытия с использованием спирального ствола (рис. 10.10) и штолен (рис. 10.11).



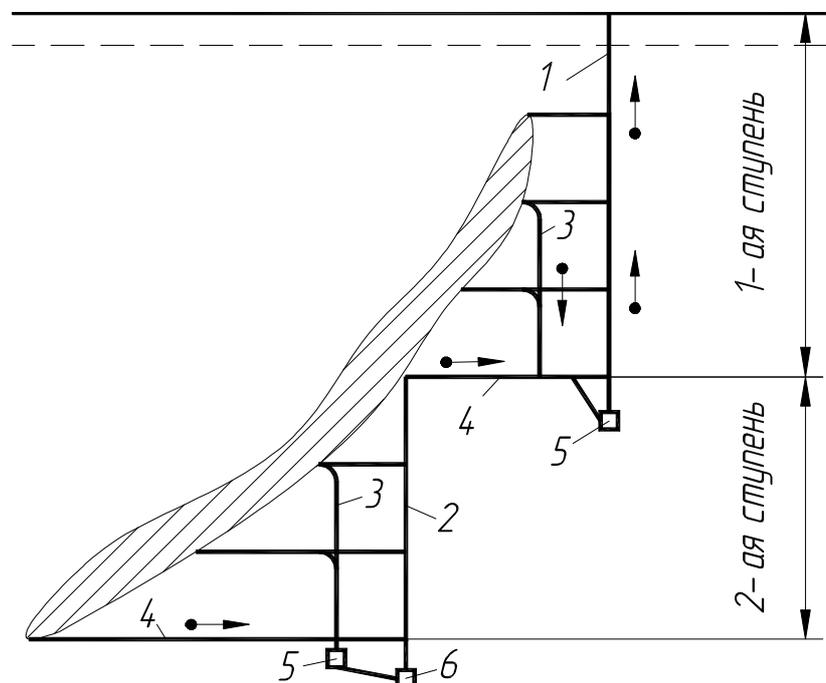
*Рис. 10.1. Одноступенчатая схема вскрытия вертикальными стволами в одну очередь:*

*1 – вертикальный скиповый ствол; 2 – вспомогательный клетевой ствол; 3 – капитальный рудоспуск; 4 – концентрационный горизонт; 5 – подземный дробильный комплекс; 6 – дозаторы скипового ствола*



*Рис. 10.2. Одноступенчатая схема вскрытия вертикальными стволами в две очереди:*

*1 – вертикальный скиповый ствол; 2 – капитальный рудоспуск; 3 – концентрационный горизонт; 4 – подземный дробильный комплекс*



*Рис. 10.3. Двухступенчатая схема вскрытия вертикальными стволами и слепым стволом:*

*1 – вертикальный скиповый ствол; 2 – вертикальный слепой ствол; 3 – капитальный рудоспуск; 4 – концентрационный горизонт; 5 – подземный дробильный комплекс; 6 – дозаторы скипового ствола*

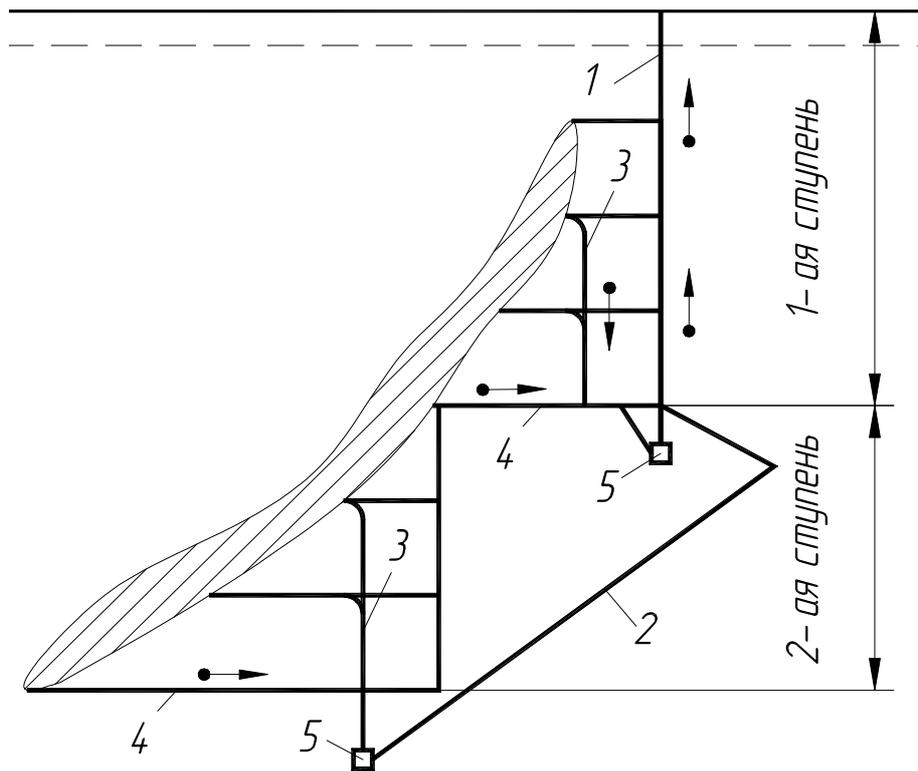


Рис. 10.4. Двухступенчатая комбинированная схема вскрытия вертикальными стволами и наклонным слепым стволом:

1 – вертикальный рудоподъемный ствол; 2 – наклонный слепой рудоподъемный ствол; 3 – капитальный рудоспуск; 4 – концентрационный горизонт; 5 – дозаторы скипового ствола

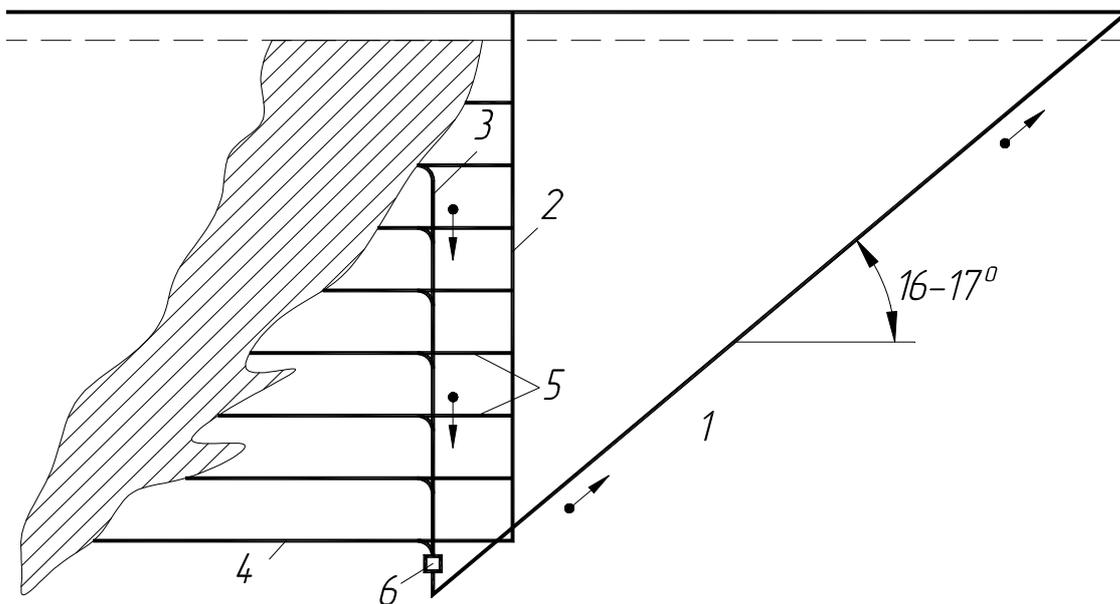
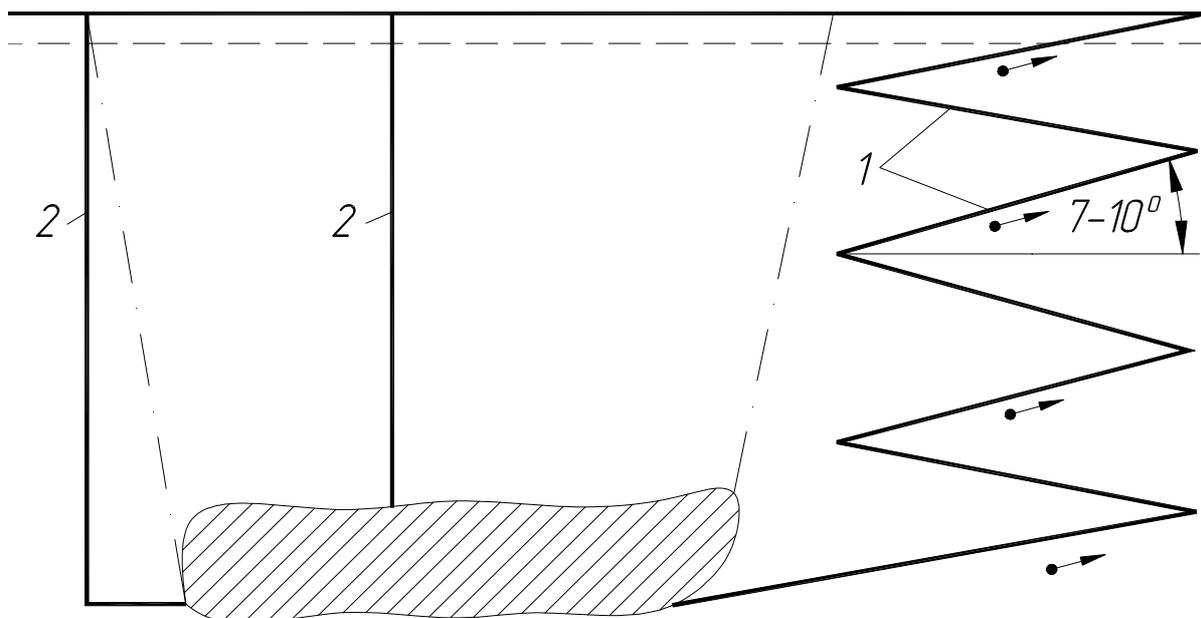


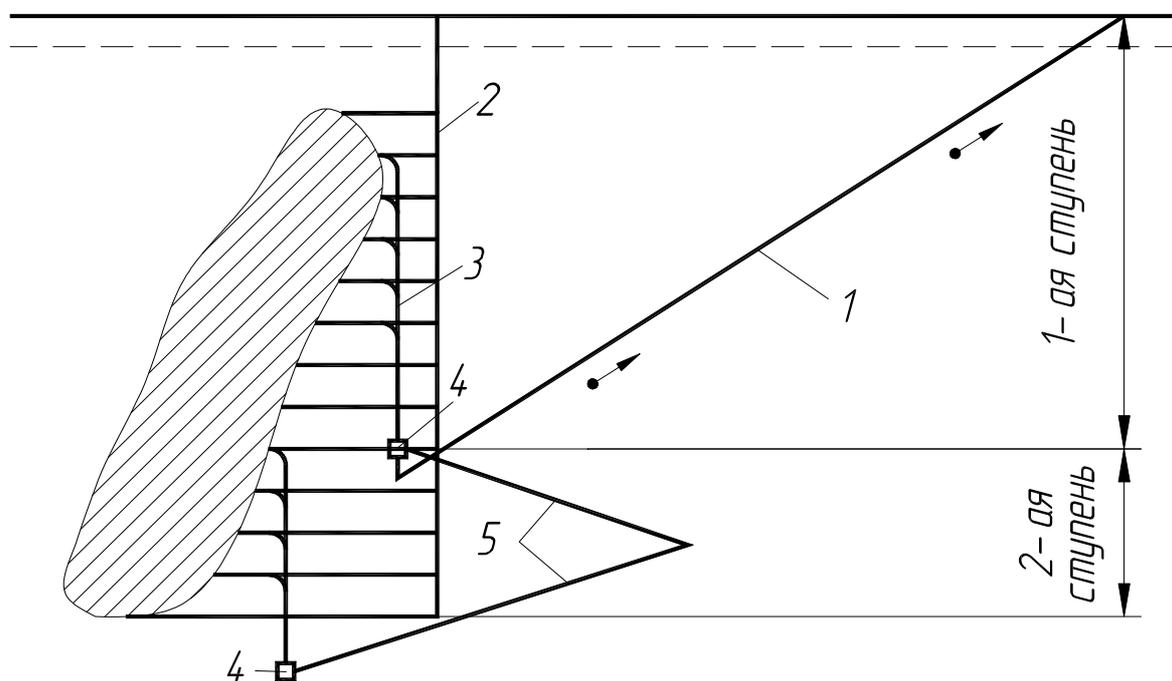
Рис. 10.5. Одноступенчатая комбинированная схема вскрытия прямыми наклонным и клетевым стволом ( $A_2 = 3$  млн. т/год):

1 – наклонный рудоподъемный ствол; 2 – вспомогательный клетевой ствол; 3 – капитальный рудоспуск; 4 – концентрационный горизонт; 5 – квершлаг; 6 – подземный дробильный комплекс



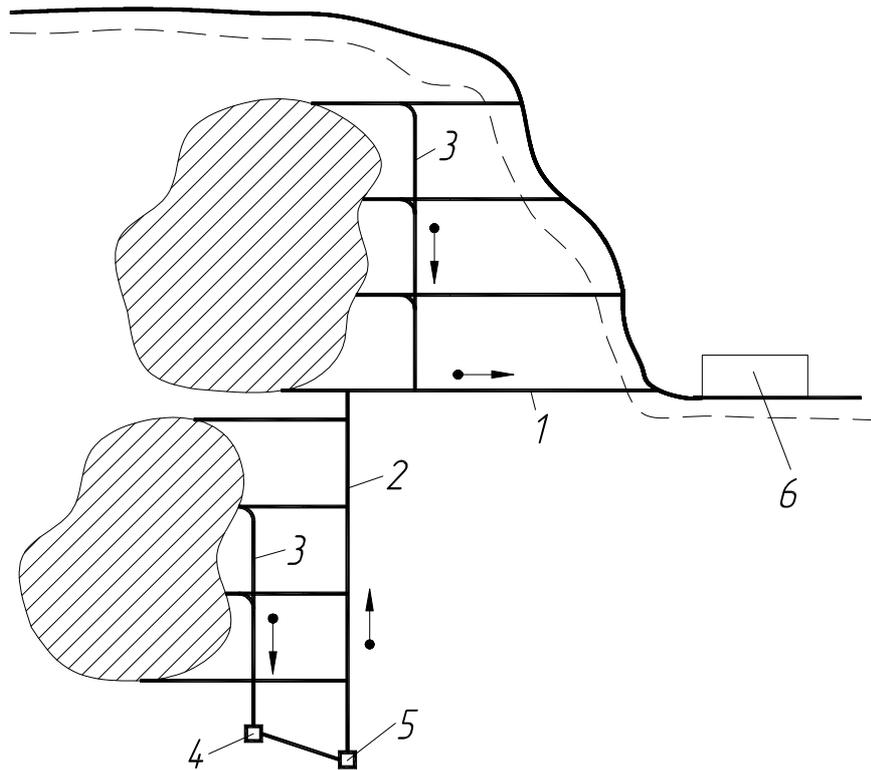
*Рис. 10.6. Одноступенчатая комбинированная схема вскрытия зигзагообразным наклонным и клетевыми стволами:*

*1 – зигзагообразный рудоподъемный ствол; 2 – клетевой вспомогательный ствол*



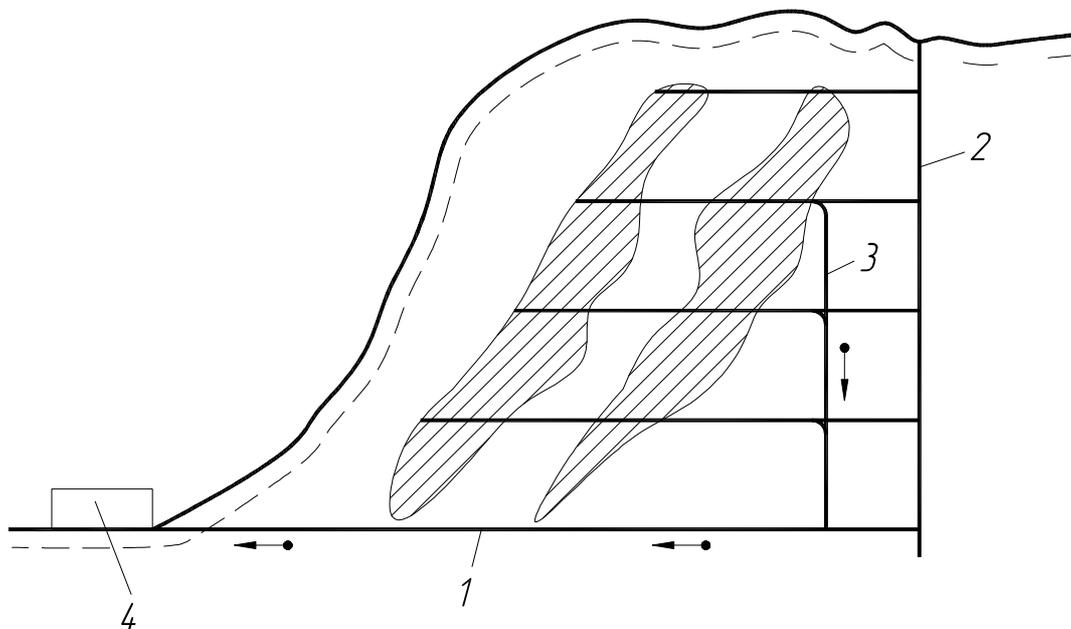
*Рис. 10.7. Двухступенчатая комбинированная схема вскрытия с рудоподъемным стволом с поверхности, слепым зигзагообразным стволом на глубоких горизонтах и клетевым стволом*

*1 – наклонный рудоподъемный ствол; 2 – вспомогательный клетевой ствол; 3 – капитальный рудоспуск; 4 – подземный дробильный комплекс; 5 – зигзагообразный рудоподъемный ствол*



*Рис. 10.8. Двухступенчатая комбинированная схема вскрытия штольней и слепым рудоподъемным стволом:*

*1 – рудовыдачная капитальная штольня; 2 – слепой рудоподъемный ствол; 3 – капитальный рудоспуск; 4 – подземный дробильный комплекс; 5 – дозаторы; 6 – обогатительная фабрика*



*Рис. 10.9. Одноступенчатая комбинированная схема вскрытия капитальной штольней и вспомогательным стволом:*

*1 – рудовыдачная капитальная штольня; 2 – вспомогательный вертикальный ствол; 3 – капитальный рудоспуск; 4 – обогатительная фабрика*

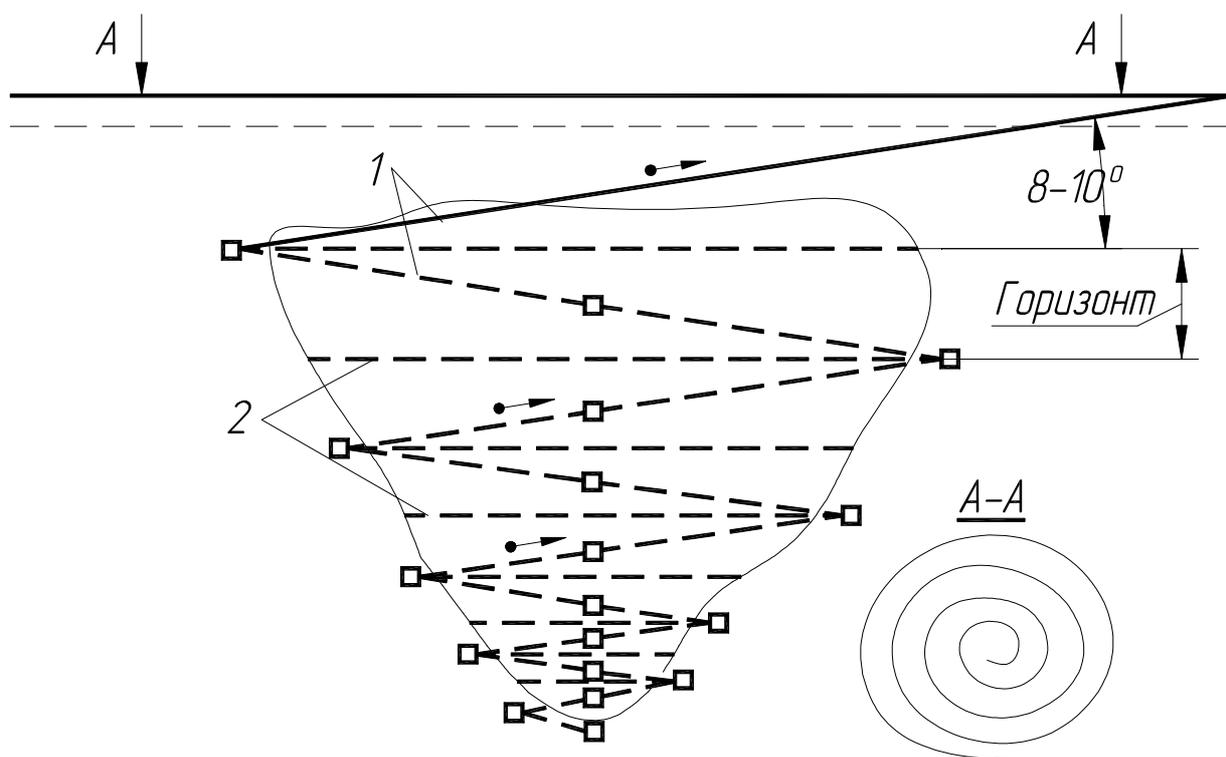


Рис. 10.10. Одноступенчатая схема вскрытия спиральными наклонными стволами:

1 – спиральный рудоподъемный ствол; 2 – квершлаги

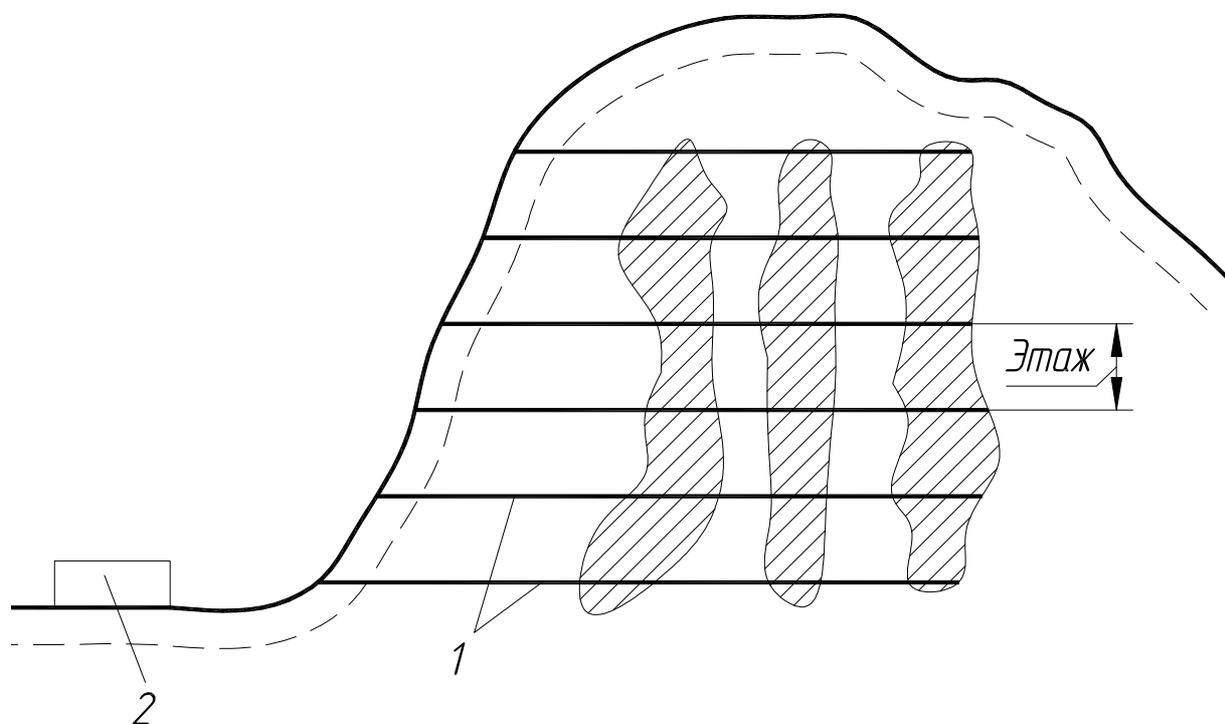


Рис. 10.11. Одноступенчатая схема вскрытия этажными штольнями:

1 – этажные штольни (верхняя – вентиляционная, нижняя – транспортная); 2 – обогащительная фабрика

## 10.2. Подготовка рудных месторождений на транспортном горизонте

К подготовительным работам приступают после вскрытия месторождения, к ним относят проведение рудных, полевых штреков и ортов на транспортном горизонте. Взаимное расположение названных выработок относительно залежи называют схемой подготовки.

Схемы подготовки транспортных горизонтов можно разделить на два класса:

1 класс – схемы подготовки с этажной разработкой для крутых и наклонных залежей (рис. 10.12);

2 класс – схемы подготовки с безэтажной разработкой для пологих и горизонтальных залежей (рис. 10.13).

Выбор схемы подготовки транспортного горизонта определяется, главным образом, мощностью залежи и интенсивностью транспортировки руды.

Маломощные наклонные и крутые залежи подготавливаются рудным штреком, проводимым по простиранию залежи (рис. 10.1, а). Схема транспорта – тупиковая.

В аналогичных горно-геологических условиях, но при большей годовой производственной мощности рудника, для увеличения интенсивности откатки залежь подготавливают комбинированно (полевым, рудным штреком и ортами) (рис. 10.12, б) с кольцевой схемой транспорта.

Наклонные и крутые залежи средней мощности и мощные подготавливают полевыми штреками и ортами. В зависимости от интенсивности транспорта схема может быть тупиковая (рис. 10.12, в), либо кольцевая (рис. 10.12, г).

Горизонтальные и пологие залежи подготавливают сетью полевых и рудных штреков (рис. 10.13), делящих залежь на панели и блоки. В подстилающих рудное тело породах проводятся выработки основного транспортного горизонта, соединяемые системой рудоспусков и восстающих с выработками, проведёнными по рудной залежи.

После проведения подготовительных выработок транспортного горизонта приступают к проведению выработок, необходимых при применении системы разработки для конкретных условий.

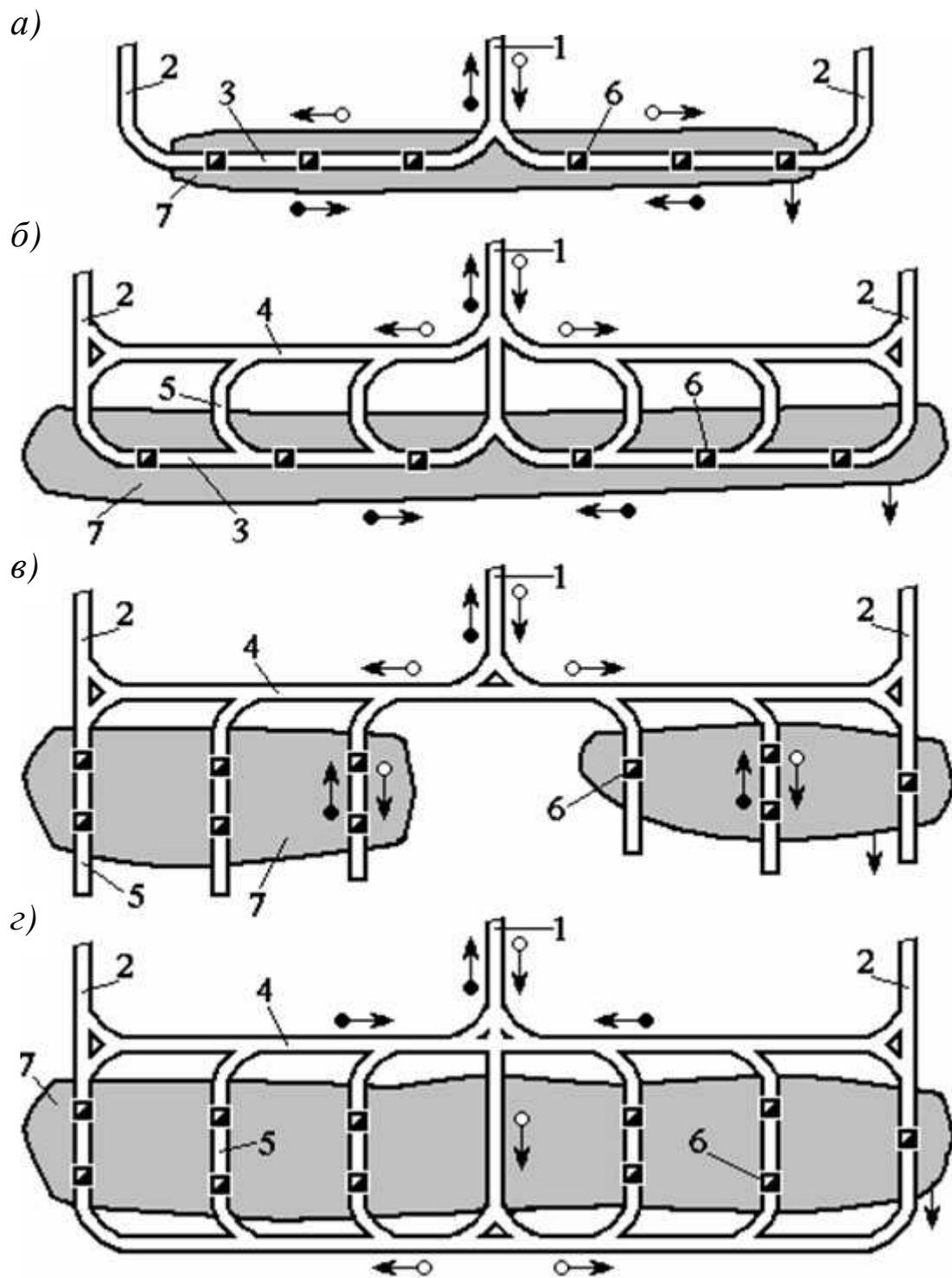


Рис. 10.12. Подготовка транспортных горизонтов при этажной разработке:  
 а – штрековая рудня с тупиковой схемой транспорта; б – штреково-комбинированная с кольцевой схемой транспорта; в – ортовая с тупиковой схемой транспорта; г – ортовая с кольцевой схемой транспорта;  
 1 – главный квершлаг; 2 – вентиляционный квершлаг; 3 – рудный штрек; 4 – полевой штрек; 5 – орт; 6 – рудоспуск; 7 – рудное тело; ○→ – направление движения порожнего транспорта; ●→ – направление гружёного транспорта

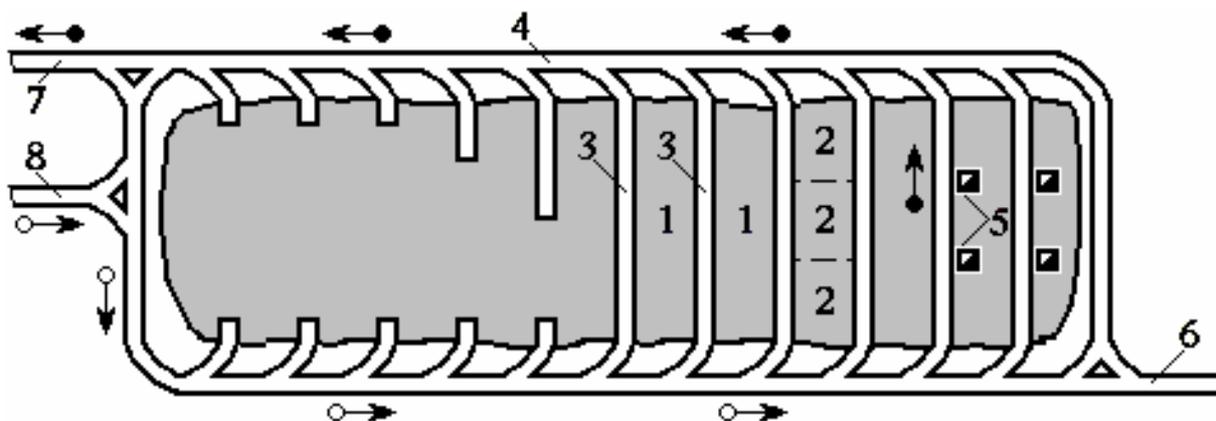


Рис. 10.13. Подготовка пологой залежи с безэтажной разработкой:

1 – панель; 2 – блок; 3 – панельный транспортный штрек; 4 – полевой транспортный штрек; 5 – блоковый рудоспуск; 6 – вентиляционный штрек; 7 – грузовой штрек; 8 – порожняковый штрек

### 10.3. Системы разработки рудных месторождений

*Сплошная система* разработки (рис. 10.14) относится к классу систем разработки с естественным поддержанием очистного пространства. При такой системе разработки рудное тело в границах панели отрабатывается сплошным забоем по всей её ширине (без деления на камеры) с механизированной доставкой руды по открытому пространству. Поддержание кровли осуществляется постоянными целиками (как правило неизвлекаемыми) двух типов – ленточными (по границам панелей) и столбообразными (внутри панелей).

Данный вариант системы разработки применяется при разработке пологих и наклонных залежей с устойчивой рудой и вмещающими породами. Минимальная мощность залежи предопределяется возможностью свободного перемещения по очистному пространству людей и оборудования и составляет 1,5 м при скреперной доставке и 3÷3,5 м при доставке с самоходным оборудованием. Максимальная мощность залежи также зависит от бурового оборудования (до 7÷8 м выемка сплошная, а при большей мощности – с разделением на наклонные или горизонтальные слои), но предопределяется возможностями самоходных кареток для осмотра кровли и достигает 20÷25 м. Ценность руд обычно невысокая, так как потери в целиках значительны.

Угол падения залежи не превышает 7÷8°, что позволяет применять на бурении и доставке самоходное оборудование. При больших углах падения, но не более 20÷30° и при мощности залежи

не более 3÷4 м, используют переносное буровое оборудование и скреперную доставку.

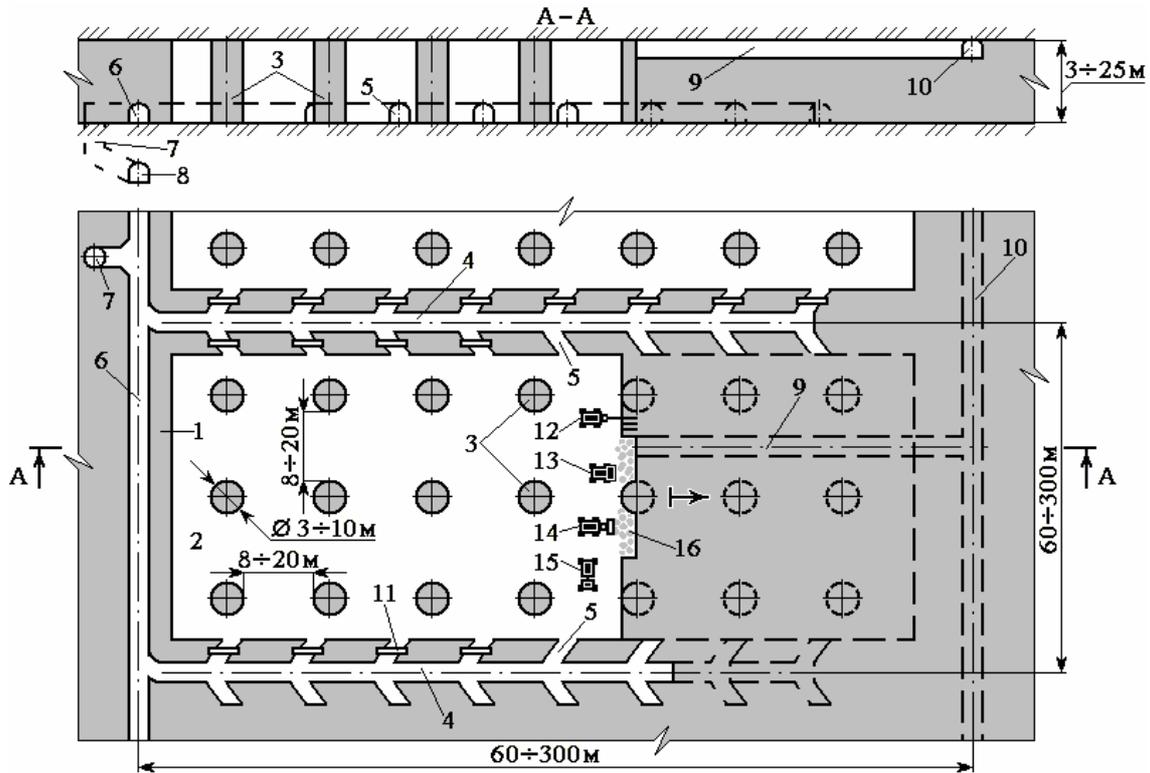


Рис. 10.14. Сплошная система разработки  
(вариант с самоходным оборудованием):

1 – ленточный целик; 2 – очистное пространство; 3 – столбообразные целики; 4 – панельный штрек; 5 – сбойка; 6 – панельный транспортный штрек; 7 – рудоспуск; 8 – основной транспортный штрек; 9, 10 – вентиляционные штреки; 11 – вентиляционная перемычка; 12 – буровая каретка; 13 – машина для оборки и крепления кровли; 14 – погрузочно-доставочная машина; 15 – самоходный вагон; 16 – навал отбитой руды

Ширина и длина панелей при скреперной доставке равняется 60÷80 м, а при доставке самоходным оборудованием доходит до 150÷300 м. Ширина панельных целиков колеблется от 10÷15 м до 30÷50 м при большей глубине разработки. Опорные целики, как правило, круглые. Их располагают регулярно или, если возможно, нерегулярно (на участках с бедной рудой). Расстояние между опорными целиками составляет 8÷20 м, а поперечный размер их 3÷6 м при мощности залежи до 12÷15 м и 8÷10 м – при большей мощности.

Отбойка руды при сплошной системе разработки шпуровая, сопровождающаяся наименьшей сейсмикой. Глубина шпуров – от 2 до 5 м. Обычно шпуры бурят с помощью буровых установок и лишь при отсутствии их и мощности залежи до 2,5÷3 м – ручными и ко-

лонковыми перфораторами. Заряжают шпуры с самоходных кареток, используемых для осмотра кровли.

Доставка руды из очистного пространства до рудоспусков или откаточных выработок производится самоходным оборудованием. При длине доставки до 200 м используются самоходные погрузочно-доставочные машины, а при больших расстояниях доставки – погрузочные машины в комплексе с дизельными автосамосвалами. В последнем случае возможно транспортирование руды в тех же автосамосвалах и даже вывоз руды на поверхность по наклонным стволам, если глубина залегания рудных тел не превышает 100÷150 м.

Скреперная доставка используется только в маломощных залежах или при небольших обособленных рудных телах, когда не окупаются расходы на проведение соответствующих выработок для самоходного оборудования.

Осмотр кровли и оборка заколов производится со специальных самоходных кареток, оборудованных площадками для подъёма рабочих под кровлю на высоту до 15÷25 м. При необходимости отдельные участки кровли усиливаются анкерной крепью.

Проветривание очистного пространства осуществляется от общешахтной струи. Свежая струя воздуха направляется из штреков через ближайšie к забою сбойки в очистное пространство. Остальные сбойки перекрывают вентиляционными перемычками. Загрязнённый воздух отводится по вентиляционной выработке, пройденной у кровли по середине ширины панели.

К достоинствам данной системы разработки относятся: одновременное проведение подготовительных выработок и очистной выемки; независимое ведение подготовительных работ и очистной выемки одновременно в нескольких панелях; применение высокопроизводительного самоходного оборудования; высокая производительность труда рабочих.

Недостатком являются: значительные потери руды, нередко превышающие 25÷35 %; необходимость регулярных наблюдений за состоянием кровли.

*Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород* относятся к классу систем разработки, когда очистное пространство не поддерживается. Характерным для всех вариантов систем разработки является то, что при массовой отбойке руды прямо на неё самообрушаются или принудительно обрушаются вмещающие поро-

ды, а выпуск руды производится непосредственно под налегающими обрушенными породами сразу на всю высоту этажа самотёком или с помощью специальных побудителей.

Сущность подготовки запасов к выемке заключается в том, что рудное тело по падению делят на этажи. Высота этажа составляет 70÷80 м. По простиранию этаж делят откаточными ортами на блоки длиной 27÷30 м и шириной, равной горизонтальной мощности рудного тела.

Отбиваемая в блоке руда увеличивается в объёме вследствие разрыхления, поэтому в некоторых случаях, перед массовой отбойкой руды в блоке предварительно образуют полость – компенсационное пространство.

Основными системами этажного принудительного обрушения являются системы с компенсационными камерами и со сплошной выемкой (выемка «в зажиме»). В первом случае – вынимают компенсационное пространство, занимающее около одной трети блока, после чего взрывают оставшуюся часть блока за один приём. Во втором случае блок – отрабатывается частями по длине.

Вариант этажного принудительного обрушения на вертикальные компенсационные камеры приведён на рис. 10.15, а. Вдоль блока на всю высоту этажа устраивают компенсационное пространство *1* путём взрывания нисходящих параллельно, сближенных скважин на отрезной восстающей. Основная часть блока обрушивается нисходящими пучками скважин *4* (длиной 50 м), а потолочная – пучками восходящих скважин *2* (длиной до 20 м).

Скважины диаметром 105 мм бурят станками пневмоударного бурения из ортов *3*. Над выпускными траншеями образуют подсечную камеру *5* взрыванием восходящих веерообразных скважин, пробуриваемых из орта *6*. Руду отбивают на компенсационную камеру с одной стороны. В откаточный орт руду выпускают с помощью вибрационных установок ВДПУ-4ТМ.

С понижением глубины ведения горных работ снижается устойчивость руды и вмещающих пород, поэтому компенсационные камеры сооружают более устойчивой формы – эллипсоидной, либо компенсационная камера не проводится вообще, и отбойку применяют в зажатой среде. Вариант отбойки в зажиме приведён на рис. 10.15, б. Он отличается от предыдущего тем, что глубокие скважины пробуриваются из буровых заходов *10*, проводимых из

буровых ортов 3. Отбойку ведут секциями толщиной 13,5 м на один ряд выпускных отверстий.

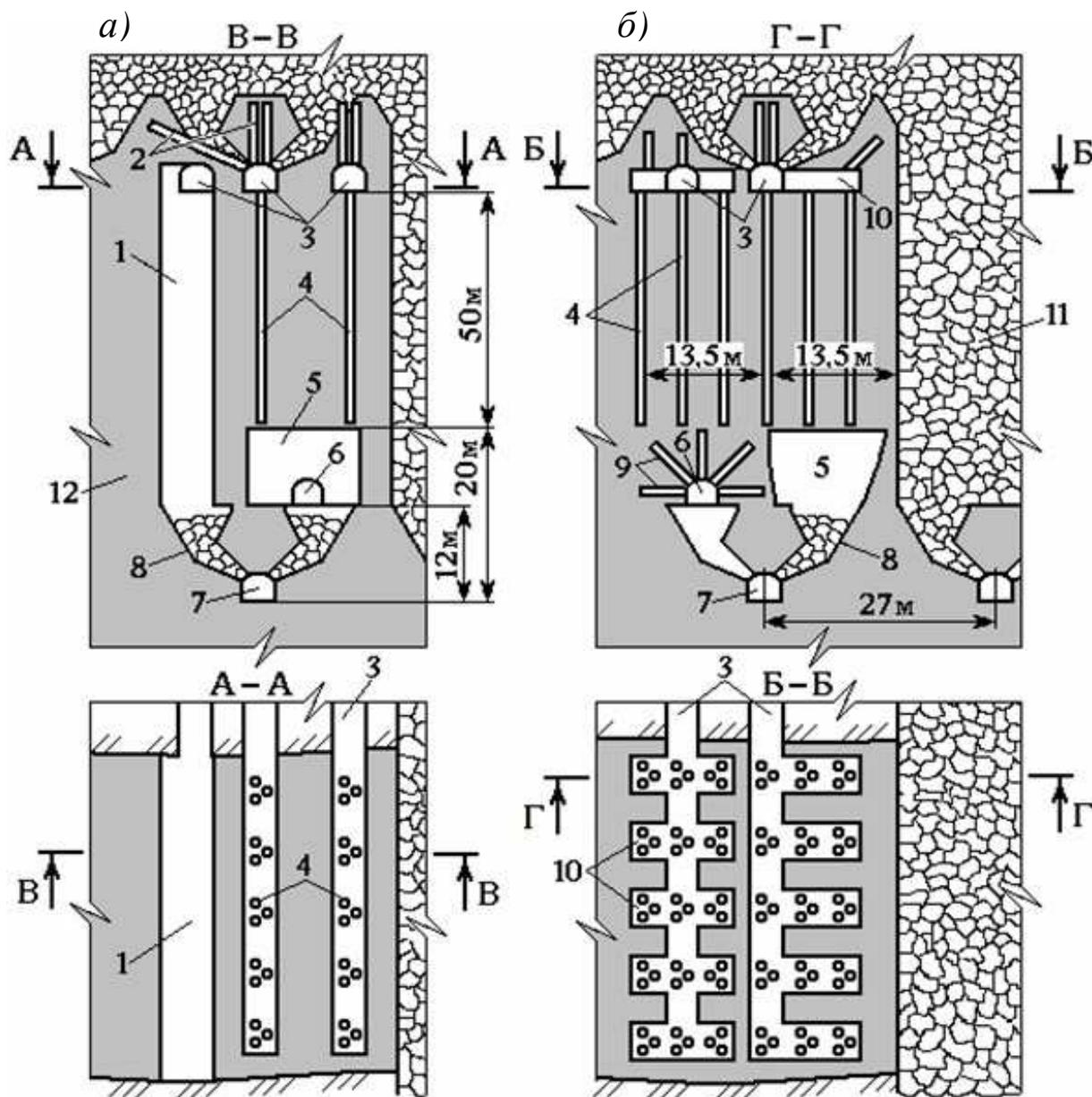


Рис. 10.15. Система разработки этажного принудительного обрушения:  
 а – с отбойкой на вертикальную компенсационную камеру; б – в зажатой среде; 1 – компенсационное пространство; 2,9 – восходящие скважины; 3 – буровой орт; 4 – глубокие нисходящие скважины; 5 – подсечное пространство; 6 – буровой орт; 7 – откаточный орт; 8 – выпускная воронка; 10 – буровая заходка; 11 – обрушенные породы; 12 – рудное тело

Система разработки с этажным принудительным обрушением и торцевым выпуском руды является еще одной разновидностью систем с обрушением руды и вмещающих пород (рис. 10.16) выпуском руды. Условия применения системы: мощность залежи – не менее 8÷10 м; угол падения – не менее 70÷75°; при мощности более

30÷40 м угол падения может быть любой. При этой системе разработки производится сплошная выемка со скважинной отбойкой руды в зажиме и выпуском её непосредственно под налегающими обрушенными породами через торец доставочной выработки. Отбойка осуществляется на всю высоту этажа. Временный целик (козырёк) над доставочной выработкой погашается по мере выпуска руды.

Подготовка блока заключается в проведении буровых и доставочных выработок, разделке из восстающего отрезной щели на фланге блока и обрушении на неё налегающих пород. Затем на образовавшийся зажимающий материал производят последовательную отбойку вертикальных слоёв руды. Скважины располагают веерами. Параметры системы разработки: высота этажа – 50÷60 м, а на пологих месторождениях она ограничивается мощностью полезного ископаемого; длина блока – не менее 50 м; диаметр скважин – 100÷150 м.

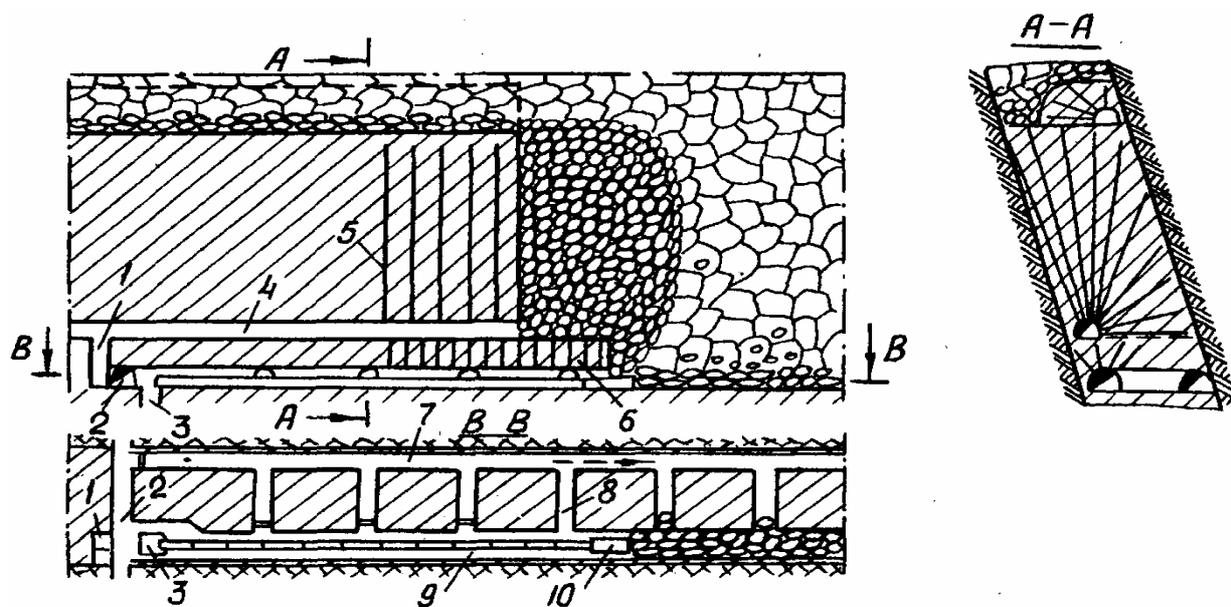


Рис. 10.16. Система разработки с этажным принудительным обрушением с торцевым выпуском руды:

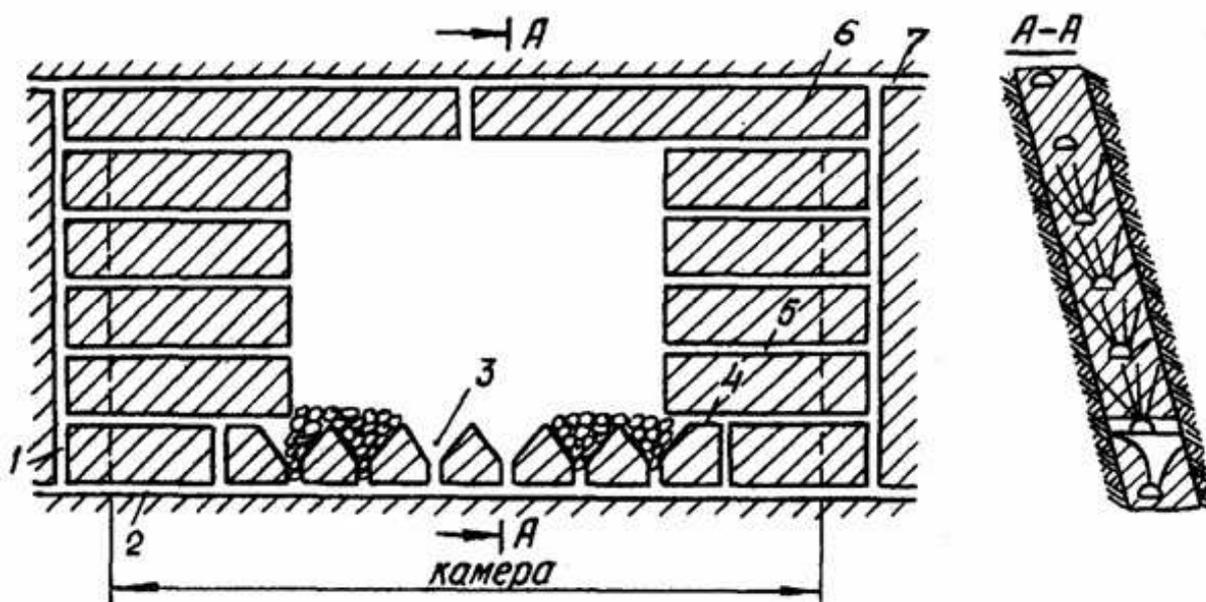
1 – ходок; 2 – орт; 3 – рудоспуск; 4 – буровой штрек; 5 – скважины для отбойки руды; 6 – предохранительный козырёк; 7 – вентиляционный штрек; 8 – вентиляционные сбойки; 9 – виброконвейер; 10 – вибротитатель

Этажное принудительное обрушение имеет следующие преимущества: устраняется необходимость выемки камер; снижается на 20÷30 % объём подготовительно-нарезных выработок; работы по подготовке, разбуриванию, обрушению и выпуску руды производятся в каждом блоке подряд, без перерывов; работы более одно-

типны в связи с отсутствием стадии камерной выемки; более интенсивное дробление руды, меньший выход негабарита, отсутствие работ по образованию выпускных и подсечных выработок.

В целом, системы разработки этажного принудительного обрушения относительно дешевые, обеспечивают высокую производительность труда, отсутствуют работы по креплению очистного пространства, но выпуск руды под обрушенными породами связан с повышенными потерями и разубоживанием руды.

*Система разработки подэтажными штреками* (рис. 10.17) применяется при разработке крутых рудных залежей мощностью более 5 м. Она относится к системам с естественным поддержанием очистного пространства. При мощности рудного тела более 15÷20 м камеры располагают вкрест простирания. В этом случае от откаточного штрека под камерой проходят откаточный орт. Эта разновидность называется системой разработки подэтажными ортами.



*Рис. 10.17. Система разработки подэтажными штреками:*

1 – восстающий; 2 – откаточный штрек; 3 – воронка; 4 – штрек горизонта подсечки; 5 – подэтажные штреки; 6 – потолочина; 7 – вентиляционный штрек

Подготовка блока включает проведение этажного откаточного штрека и блоковых восстающих, располагаемых в межблоковых целиках. От восстающих, на высоте 6÷8 м от откаточного штрека, проходят штрек горизонта подсечки. В верхней части рудоспуски разделяют в воронки. В каждом подэтаже, высота которого равна

8÷12 м, проводят подэтажные штреки. Под вентиляционным штреком оставляют 5÷8 метровую потолочину, погашаемую после обработки камеры. В центре камеры проводят разрезной восстающий, который затем разделявают в отрезную щель на всю мощность рудного тела. Руду в подэтажах отбивают вертикальными слоями толщиной 1,5÷2,0 м. Для этой цели, из подэтажного штрека бурят скважины, располагаемые веером. Отбитая руда поступает в воронки, откуда через рудоспуски грузится в вагонетки.

Достоинством системы является высокая производительность и безопасные условия труда. Недостаток – большой объём взрывных работ.

*Система разработки с магазинированием руды* (рис. 10.18) подразумевает поддержание выработанного пространства рудными целиками, а также замагазинированной рудой. Руда используется в качестве рабочей платформы. Эта система применяется при крутом падении (не менее 55÷60°) и мощности жильных месторождений от 0,5÷1,0 до 3÷5 м, в отдельных случаях более 5÷10 м, с устойчивыми рудами, не склонными к слёживанию и самовозгоранию.

Отбойка чередуется с частичным выпуском руды. Полный выпуск производится после окончания отбойки руды в блоке. Применяются различные варианты системы разработки: с отбойкой шпурами из магазина, с отбойкой глубокими скважинами из восстающих и др.

Очистная выемка в блоке длиной от 30 до 60÷100 м состоит из трёх стадий: подсечки магазина и образования в его основании воронок; отбойки руды до уровня подштрекового целика и магазинирования её; выпуска руды и выемки подэтажных и межкамерных целиков.

Основные достоинства системы: небольшой объём подготовительно-нарезных работ, высокая эффективность буровзрывных работ, минимальный объём работ по креплению и доставке руды; высокая производительность труда и низкая себестоимость.

Недостатки: невозможность выдачи руды по сортам; возможность несчастных случаев при внезапном оседании отбитой руды; потери руды при наличии ответвлений от рудного тела; при недостаточно устойчивых породах происходит значительное разубоживание руды.

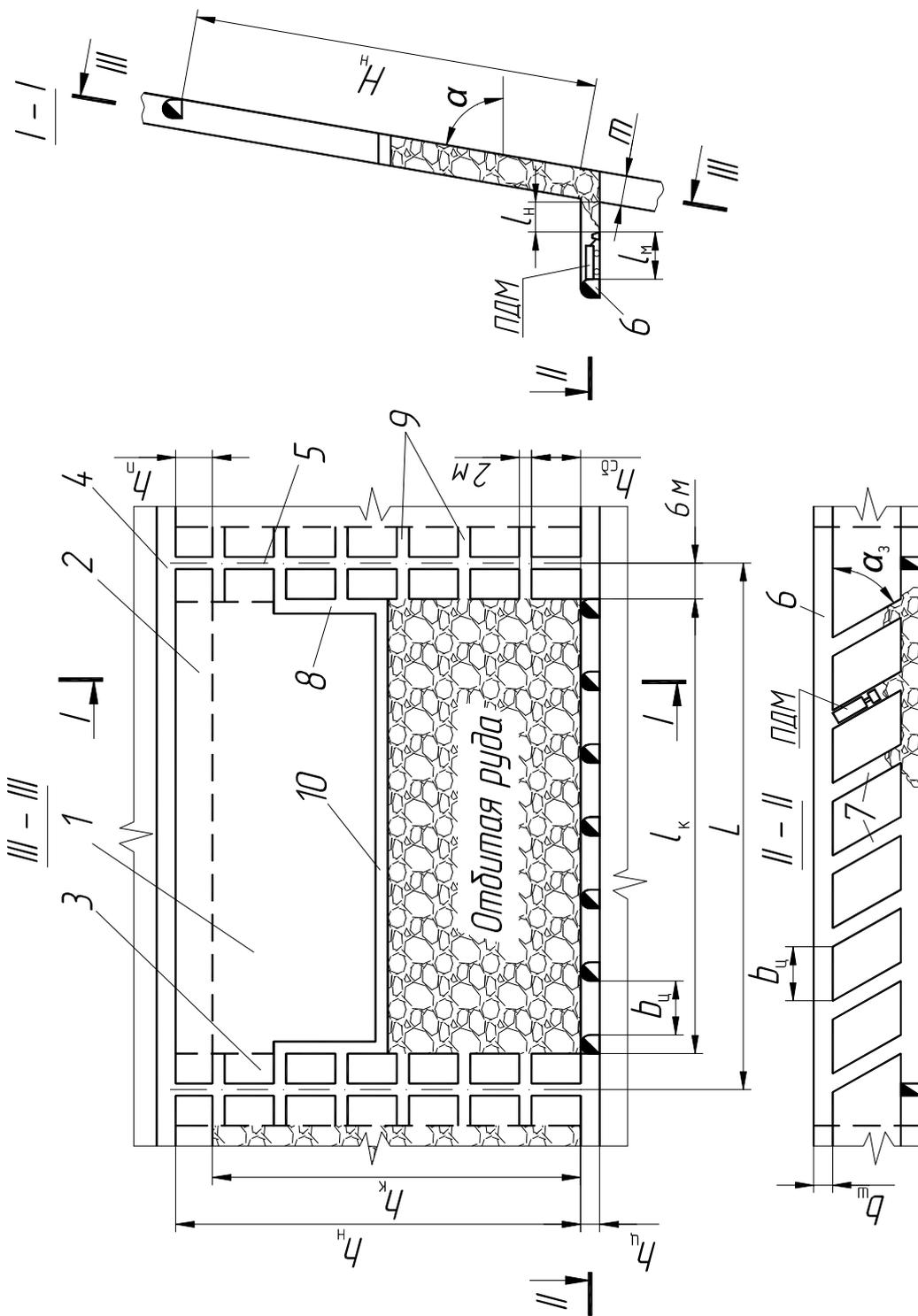


Рис. 10.18. Система разработки с magazинированием руды:

1 – камера; 2 – потолочина; 3 – межблоковая цепь; 4 – вентиляционный штрек; 5 – блоковый восстающий; 6 – доставочный штрек; 7 – погрузочный заезд; 8 – вертикальные сбойки; 9 – горизонтальные сбойки; 10 – очистной забой

Система разработки горизонтальными слоями с закладкой (рис. 10.19) относится к классу систем разработки с искусственным поддержанием очистного пространства, при которой запасы руды вынимаются горизонтальными слоями поочерёдно, в направлении снизу вверх, с закладкой каждого слоя сразу после его отработки. Закладка служит для поддержания боков очистного пространства, а поверхность её является платформой для размещения оборудования и нахождения рабочих, занятых очистной выемкой. В качестве закладочного материала используются твердеющие смеси, песок, дроблёные породы, хвосты обогатительного производства, золошлаковые отходы и т. д.

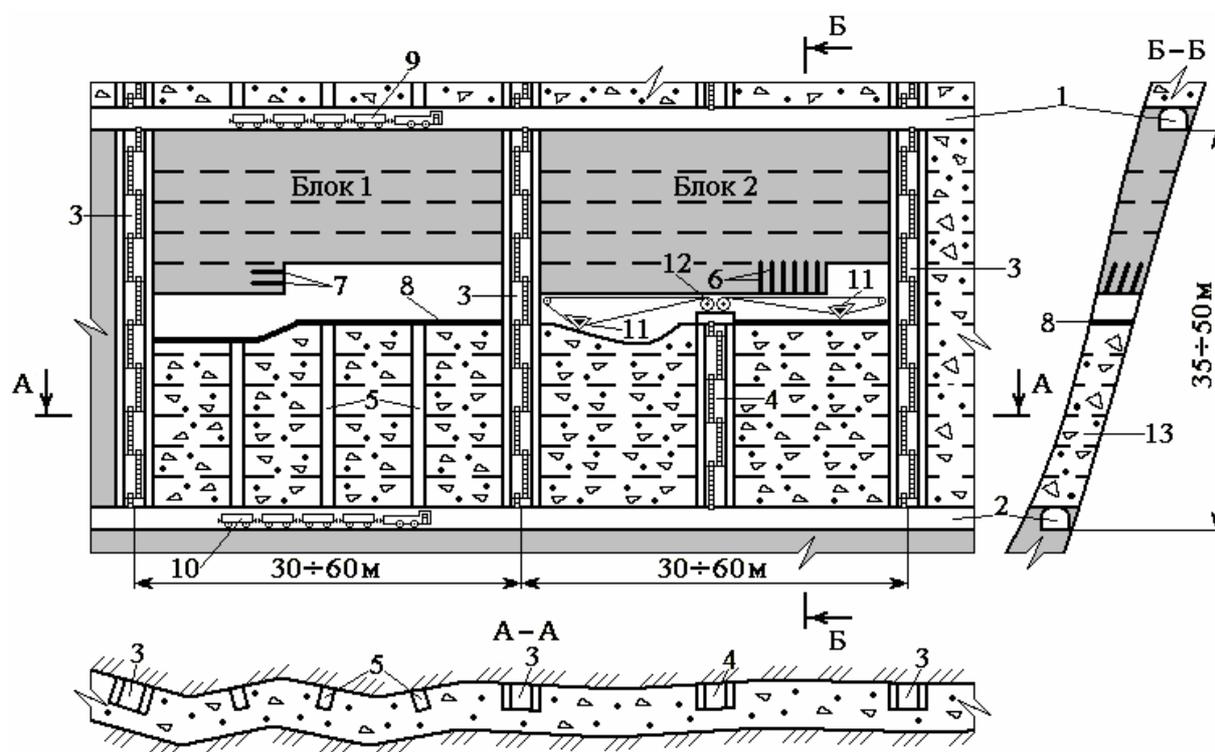


Рис. 10.19. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой:

1 – вентиляционный штрек; 2 – откаточный штрек; 3 – блоковый восстающий; 4 – центральный рудоспускной восстающий; 5 – рудоспускной восстающий; 6,7 – шпур; 8 – настил; 9 – состав с закладочным материалом; 10 – состав с рудой; 11 – скрепер; 12 – скреперная лебёдка; 13 – закладочный массив

Условия применения системы разработки горизонтальными слоями с закладкой разнообразны. Мощность и угол падения залежей могут быть практически любыми, хотя чаще всего эта система применяется при разработке крутых жил или месторождений большой мощности. Руда устойчивая или средней устойчивости. В последнем случае на участках с недостаточно устойчивой рудой,

кровля вынимаемого слоя, под которой работают люди, поддерживается стоечной или рамной крепью (временной или постоянной, остающейся затем в закладке). Руда должна быть ценная, чтобы покрывались затраты на закладку. При непостоянных элементах залегания рудных тел, наличии тектонических нарушений обеспечивается селективная выемка руды. Эту систему можно применять в условиях пожароопасных месторождений и при необходимости сохранения поверхности над месторождением.

Для подготовки выемочных участков по простиранию рудного тела проводят этажные вентиляционный 1 и откаточный 2 штреки. Этажные штреки через 30÷60 м соединяют блоковыми восстающими 3 с тремя отделениями. Таким образом, получают несколько оконтуренных очистных блоков.

В рассматриваемом варианте представлены 2 блока. Блок 1 имеет невыдержанные элементы залегания, блок 2 – более или менее постоянные. Очистные работы в блоках начинают с отработки первого над откаточным штреком слоя руды или на 2÷3 м выше. Горизонтальные 7 или вертикальные шпуров 6 (глубиной 1,2÷1,5 м) бурят ручными перфораторами.

В цикл очистной выемки блока 1 входят: обустройство слоя горизонтальными шпурами 7; зарядание и взрывание шпуровых зарядов; проветривание забоя; сбрасывание руды в рудоспуски 5; уборка настила 8 на участке закладочных работ; возведение рудоспусков 5; возведение закладочного массива 13; установка снятого настила 8. Производительность блока – низкая.

В блоке 2, в левом крыле, ведутся работы по укладке скрепером 11 закладочного материала, а в правом – выемка слоя руды, уборка отбитой руды скрепером. В этом случае имеет место совмещение операций технологического цикла, в результате чего повышается производительность блока. Закладочный материал поступает самотёком по блоковым восстающим с вентиляционного горизонта.

Погрузка отбитой и перепущенной руды на уровне откаточного штрека производится в составы, для этого в местах сопряжений рудоспусков с откаточным штреком устраивают выпускные люки.

Проветривание блока производится струёй свежего воздуха, поступающей с откаточного горизонта по ходовому отделению центрального восстающего 4, либо через рудоспуски 5. Загрязнённый воздух отводится через блоковые восстающие на вентиляционный горизонт.

К достоинствам этой системы разработки относят следующие: возможность отработки месторождений с нарушениями различного вида (ветвящимися, с резко меняющимися элементами залегания); минимальные эксплуатационные потери; возможность одновременной отработки нескольких этажей; предохранение поверхности от обрушения.

Недостатками являются: низкая производительность труда; довольно большой расход лесных материалов; повышенная опасность работ при недостаточно устойчивых породах; сравнительно большие потери богатой рудной мелочи в закладочном материале при недостаточно тщательном настиле.

### **Примеры контрольных вопросов**

1. Назовите способы вскрытия рудных месторождений.
2. Какие типы наклонных стволов вы знаете?
3. Что называют шагом вскрытия?
4. Поясните сущность штрековой рудной подготовки с тупиковой схемой транспорта.
5. К какому классу относится сплошная система разработки?
6. Поясните сущность системы этажного принудительного обрушения торцевым выпуском.
7. В каких системах разработки происходит естественное поддержание очистного пространства?
8. Что используют в качестве закладочного материала?

## ТЕМА № 11. ОСНОВНЫЕ ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКЕ РУДЫ

Цель занятия: изучение основных сведений о производственных процессах при очистной выемке руды.

В представлении, приближенном к идеальному, все процессы, входящие в технологию подземной разработки рудных месторождений, возможно классифицировать на основные – в которых объектом труда является руда (рудная масса) и вспомогательные технологические процессы – обеспечивающие нормальное функционирование основных процессов.

Как правило, при подземной разработке рудных месторождений выделяются 4 основных производственных процесса (рис. 11.1):

- отбойка руды (рудной массы);
- доставка руды (рудной массы);
- вторичное дробление негабаритных кусков руды (рудной массы);
- поддержание очистного пространства.

### *Отбойка руды (рудной массы)*

Это первый основной технологический процесс, включающий отделение руды (рудной массы от массива) с одновременным её дроблением.

Способ отбойки зависит от крепости руды и вмещающих пород, массивности рудной залежи, порядка отработки залежи, геомеханической ситуации и т. д.

Доминирующее положение занимает взрывная отбойка, подразделяющаяся на шпуровую, скважинную и минную. Преимуществами взрывной отбойки является её применяемость при отбойке руды (рудной массы) любой крепости. Для бурения шпуров и скважин используются переносные и тяжелые (самоходные) установки на пневмоколёсном, рельсовом и гусеничном ходах.

Для отбойки мягких руд используется механическая отбойка с помощью проходческо-добычных комбайнов, механизированных очистных комплексов, камнерезных машин, самоходных машин с отбойным молотком или гидроударником.

Суммарная составляющая искусственно подсечённого массива с созданием дополнительной поверхности обнажения и воздействием горного давления в ограниченных объёмах используется для так называемого самообрушения руды.

Другие возможные способы отбойки, например, гидравлический – с помощью высоконапорной струи воды, а также способы разупрочнения массива под воздействием генераторов высоких электрочастот, лазера и т. д., не вышли из экспериментальной стадии.

### ***Доставка руды (рудной массы)***

Доставкой называют перемещение руды (рудной массы) от места отбойки до средств транспорта в пределах очистного блока. Способы доставки классифицируются по виду энергии, с помощью которой происходит перемещение руды (рудной массы) в процессе очистной выемки. Используются следующие способы доставки руды (рудной массы): самотечная доставка (перемещение под действием собственного веса по очистному пространству, рудоспускам); механизированная (перемещение скреперными установками, самоходными машинами, питателями и конвейерами); взрыводоставка (перемещение руды (рудной массы) по очистному пространству к выпускным выработкам энергией взрыва при отбойке); гидравлическая (руда (рудная масса) смывается водой по почве выработок).

Как правило, названные способы доставки каждый в отдельности не применяются, а используются последовательно сначала один, а затем другой. Так, например, по очистному пространству и выпускным выработкам используется самотечная доставка, а затем по доставочным выработкам – механизированная доставка до пунктов погрузки в средства транспорта.

### ***Вторичное дробление негабаритных кусков руды (рудной массы)***

Вторичным дроблением называют дополнительное дробление крупных кусков руды (рудной массы), затрудняющих её выпуск, погрузку и дальнейшую транспортировку.

Основным способом дробления негабаритных кусков является взрывной (накладными или шпуровыми зарядами). Безвзрывные способы вторичного дробления имеют ограниченное применение из-за необходимости установки крупногабаритного оборудования, например, дробилок.

Как процесс, вторичное дробление негабаритных кусков руды (рудной массы) в технологической цепи рудной шахты может отсутствовать. Это зависит от качества ведения взрывных работ при отбойке руды и, следовательно, выхода негабаритных кусков.

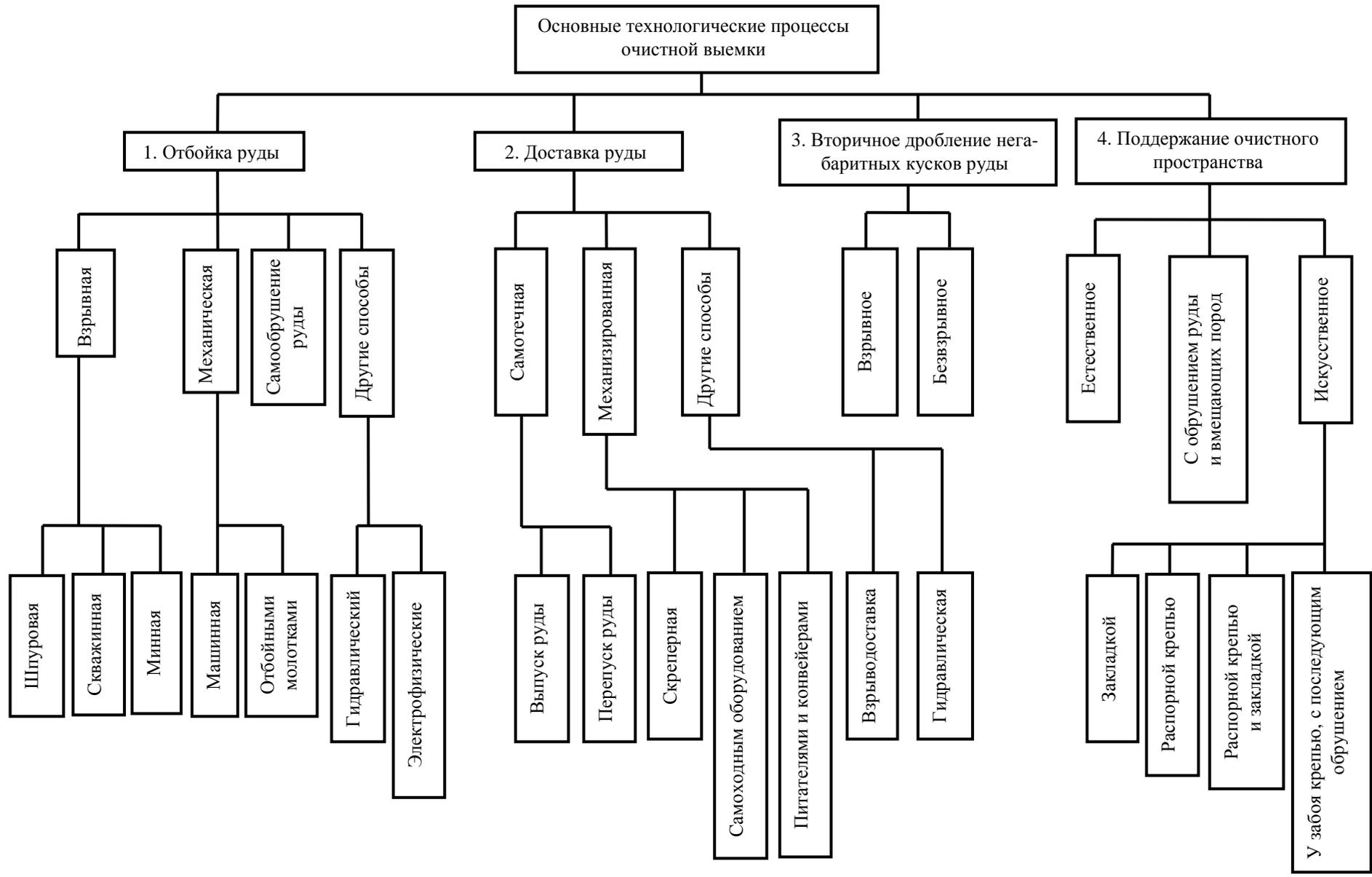


Рис. 11.1. Основные технологические процессы очистной выемки руды

## Поддержание очистного пространства

Этот процесс представляет собой совокупность мероприятий по предупреждению вредных последствий проявления горного давления в очистных выработках в целях обеспечения необходимых безопасных условий работы (рис. 11.2).

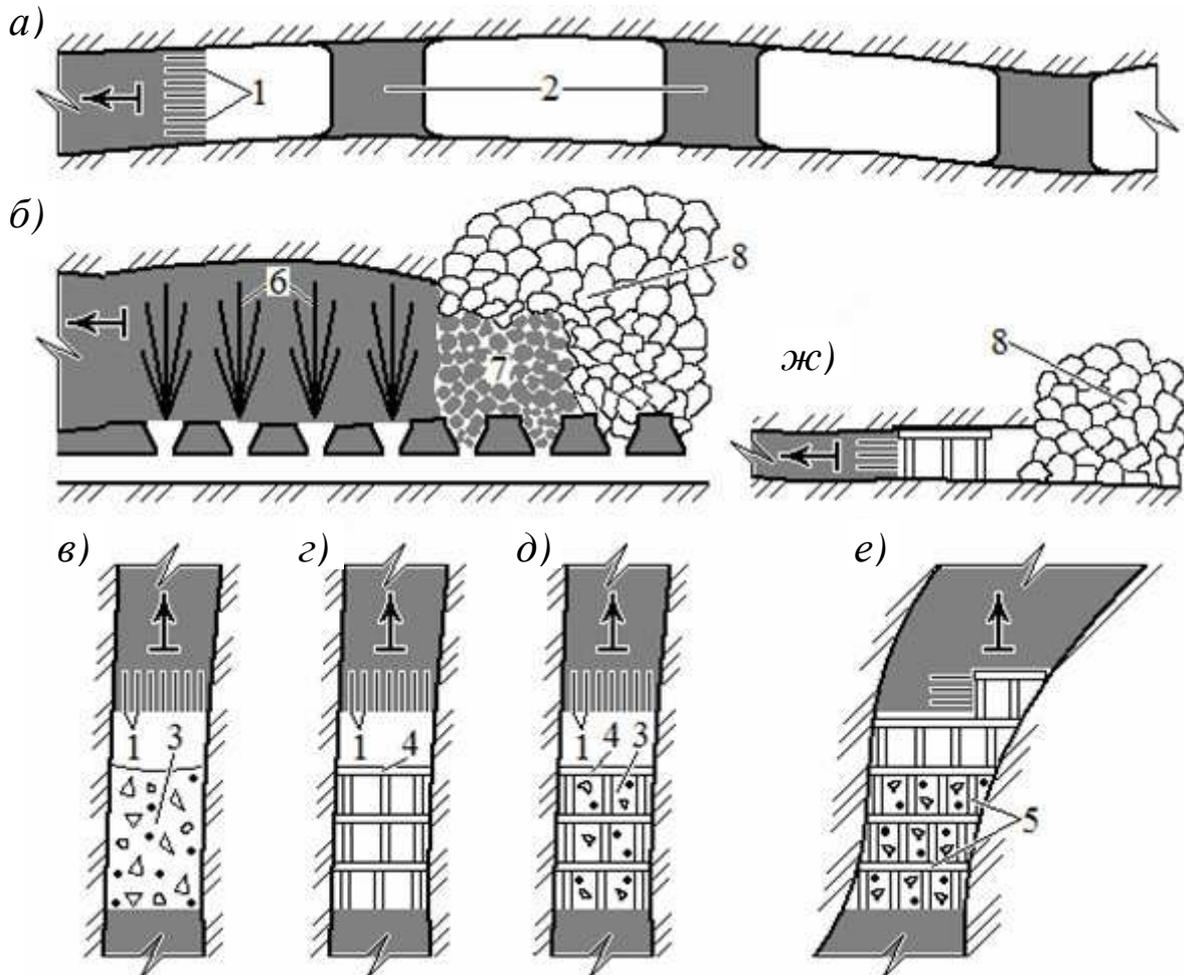


Рис. 11.2. Способы поддержания очистного пространства:

а – естественное поддержание; б – обрушением руды и вмещающих пород; в – искусственное поддержание закладкой; г – крепью; д – крепью и закладкой; е – усиленной крепью и закладкой; ж – искусственное поддержание очистного пространства у забоя крепью с последующим обрушением пород; 1 – шпуровые заряды ВВ; 2 – опорный целик; 3 – закладка; 4 – крепь; 5 – усиленная крепь; 6 – скважинные заряды; 7 – отбитая руда; 8 – обрушенные породы

Поддержание очистного пространства разделяют на три класса:

- 1-й класс – с естественным поддержанием очистного пространства;
- 2-й класс – с обрушением руды и вмещающих пород;

- 3-й класс – с искусственным поддержанием очистного пространства.

Естественное поддержание очистного пространства осуществляется за счёт естественной устойчивости руд и боковых пород, а также устойчивости оставляемых участков руды в очистном пространстве – целиков (рис. 11.2, а).

Обрушение руды и вмещающих пород (рис. 11.1, б) используется в случаях, когда поддерживать очистное пространство невозможно или нецелесообразно. Обрушение вмещающих пород на предварительно отбитую руду обеспечивают созданием необходимых обнажений или принудительным обрушением скважинными или минными зарядами взрывчатого вещества.

Искусственное поддержание очистного пространства осуществляется путём замещения извлекаемого объёма руды пустыми породами, креплением или закладкой, способными воспринимать горное давление (рис. 11.1, в, г, д, е, ж).

### **Примеры контрольных вопросов**

1. Назовите основные производственные процессы при очистной выемке руды.

2. Назовите возможные способы отбойки руды. Какой из них занимает доминирующее положение?

3. Дайте определение понятию «доставка руды».

4. Какие средства механизации могут применяться при доставке руды?

5. Как производят вторичное дробление руды?

6. На какие классы разделяют поддержание очистного пространства?

7. Какой процесс может отсутствовать в технологической цепи очистной выемки руды?

8. Назовите виды взрывной отбойки.

## ТЕМА № 12. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СПОСОБЫ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Цель занятия: изучение современных физико-химических способов добычи полезных ископаемых.

### 12.1. Подземное растворение полезных ископаемых

Подземное растворение солей является наиболее древним из геотехнологических способов разработки месторождений полезных ископаемых. Еще в Древнем Китае в первом тысячелетии до нашей эры для добычи соляных растворов осуществлялось бурение скважин глубиной до 900 м диаметром 12÷15 см. В настоящее время подземному растворению подвергают каменную и калийную соли, а также бишофит и борсолевые руды [9].

*Подземное растворение* – способ добычи полезных ископаемых через скважины путём перевода в водный раствор одного или нескольких компонентов в недрах. Одновременно с добычей при подземном растворении осуществляются обогащение, очистка (для поваренной соли) и избирательное извлечение (для калийных солей).

Сущность способа подземного растворения заключается в следующем. Толщу пород пересекают скважиной, которую обсаживают колонной труб. По водоподающей колонне в скважину поступает пресная вода, которая растворяет соль. Под давлением растворяющей жидкости образовавшийся рассол поднимают на поверхность по рассолоподъемной колонне труб.

Горнодобывающие предприятия, осуществляющие добычу соли способом подземного растворения, называют *рассолопромыслами*.

Отработку залежи ведут камерами через добычные скважины. Подачу воды в камеры и откачку рассола осуществляют насосной станцией с контрольно-распределительным пунктом. Конструкция скважины определяется исходя из особенностей геологического строения залежи, гидрогеологических условий, физико-механических характеристик пород и других условий. Скважины подземного растворения оборудуются направляющим устройством, кондуктором, промежуточными обсадными, эксплуатационными и технологическими свободновисящими колоннами. Диаметр эксплуатационной колонны составляет до 325 мм, технологической водоподающей – до 219 мм, а рассолоподъемной – до 146 мм.

*Схемы вскрытия* при подземном растворении могут быть с вертикальными, наклонными и наклонно-горизонтальными скважинами.

*Системы разработки* могут быть с индивидуальными и взаимодействующими скважинами.

При подземном растворении солей возможны следующие способы управления процессом: *прямоточные, противоточные, гидроврубные, послойного растворения.*

Различают схемы неуправляемого и управляемого подземного растворения. При *неуправляемом подземном растворении* применяют противоточный способ, когда нагнетание растворителя осуществляется по затрубному пространству, а выдавливание образующегося рассола – через центральную колонну. При *управляемом подземном растворении* применяют прямоточный способ, когда изменяется схема подачи агентов.

К управляемым схемам подземного растворения относят *гидроврубные и послойного растворения.*

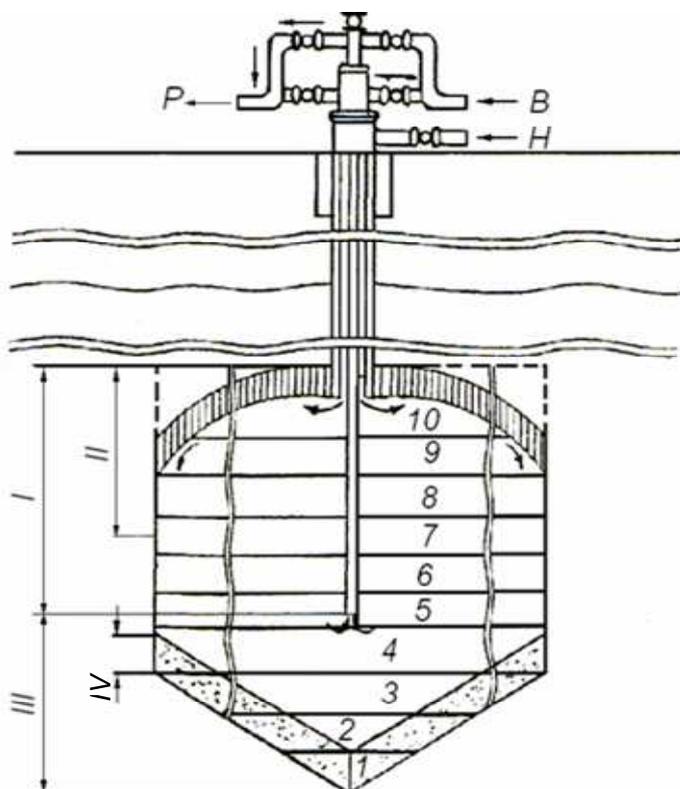
*Гидровруб* – это горная выработка, создаваемая искусственным путём в нижней части соляного пласта и имеющая форму горизонтального кольца. Сущность способа заключается в следующем. В скважину опускают три трубы. Нерастворитель подают в пространство между третьей и второй от стенки скважины трубами, растворитель – между первой и второй, рассол поднимается по центральной трубе. После образования вруба нерастворитель убирают и начинают процесс интенсивной отработки залежи снизу вверх.

Ряд недостатков, присущих способу гидровруба, был устранён в *способе послойного (ступенчатого) растворения*. Принципиальная схема послойной выемки камер при подземном растворении солей приведена на рис. 12.1. Здесь В – вода; Р – раствор; Н – нерастворитель; I – активная зона; II – зона формирования рассола; III – зона консервации; IV – зона закладки;  $1 \div 10$  – слои (ступени).

Сущность способа заключается в отработке соляной залежи снизу вверх отдельными горизонтальными слоями (ступенями). Высота слоя составляет  $5 \div 15$  м, а диаметр – 100 м.

После образования гидровруба на первой ступени водоподающую колонну труб поднимают до отметки верхней границы второй ступени, а рассолоподъёмную – на высоту, обеспечивающую возможность получения чистых рассолов. При этом систематически подают жидкий нерастворитель.

Кровлю каждого слоя изолируют слоем нерастворителя и за его уровнем ведут систематический контроль. Это позволяет извлекать из каждого слоя заранее заданное расчётное количество соли и управлять процессом формообразования камер.



*Рис. 12.1. Принципиальная схема послойной выемки камер при подземном растворении солей*

В камере выделяют четыре зоны: активную, формирования рассола, консервации, закладки.

Активная зона (I) охватывает верхние 2/3 камеры, в ней происходит интенсивное движение жидкости. Зона формирования рассола (II), в которой растворитель насыщается солью, находится в верхней половине камеры и является частью активной зоны. Зона консервации (III) охватывает нижнюю 1/3 камеры и включает зону закладки (IV), расположенную в самой нижней части камеры.

Способ послойной выемки получил наибольшее распространение и в настоящее время является основным при эксплуатации рассолодобычных скважин. При этом способе извлечение составляет более 20 %, производительность скважины достигает  $70 \div 100 \text{ м}^3/\text{ч}$ , и появляется возможность отрабатывать залежи соли с содержанием до 30 % нерастворимых включений и управлять процессом формирования камер. Глубина разработки колеблется от  $200 \div 300$  до 2500 м.

Способ подземного растворения солей получил широкое распространение в мировой горнодобывающей промышленности. Основная часть добычи каменной соли для содовой, хлорной, пищевой и других отраслей промышленности обеспечивается именно этим способом, благодаря относительной простоте организации добычи и высоким экономическим показателям. Так, производительность труда при подземном растворении в 4 раза выше, а удельные капитальные затраты в 7 раз ниже, чем при шахтном способе добычи.

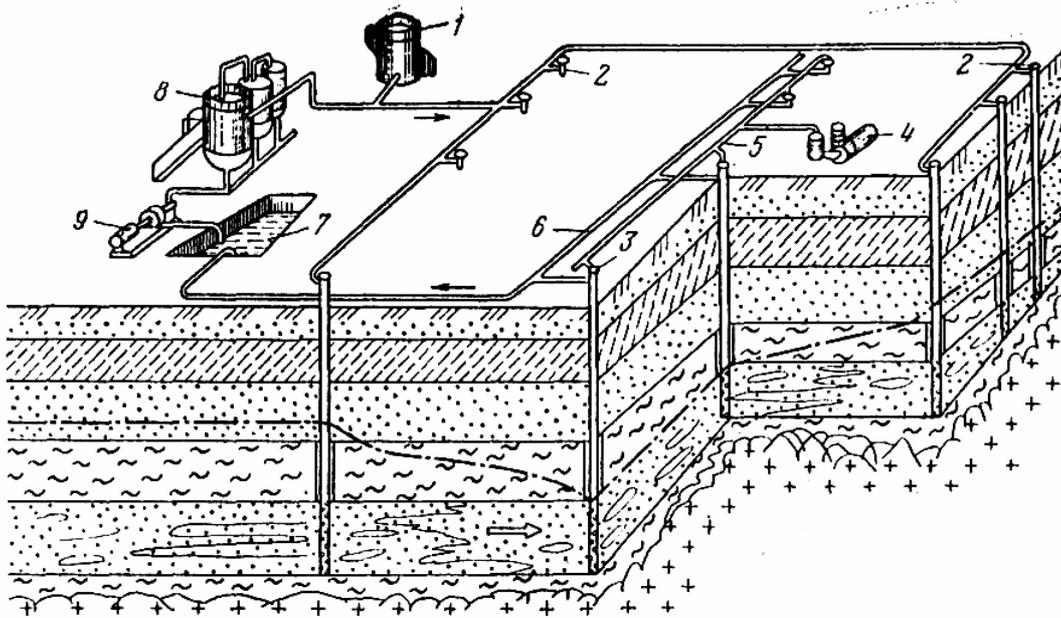
## **12.2. Подземное выщелачивание полезных ископаемых**

Использование метода подземного выщелачивания (ПВ) для добычи цветных металлов известно с XVI века. О целесообразности выщелачивания меди из рудников Урала писал М. В. Ломоносов. Первый патент на подземное выщелачивание золота в России был выдан в 1886 году. Промышленное применение выщелачивания медных руд в США начато в 1919 году, в России – с 1939 года. С конца пятидесятых годов XX века метод начал применяться для добычи урановых руд. В настоящее время подземное и кучное выщелачивание металлов применяется на многих предприятиях США, Португалии, Австралии, Мексики, Японии, России.

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

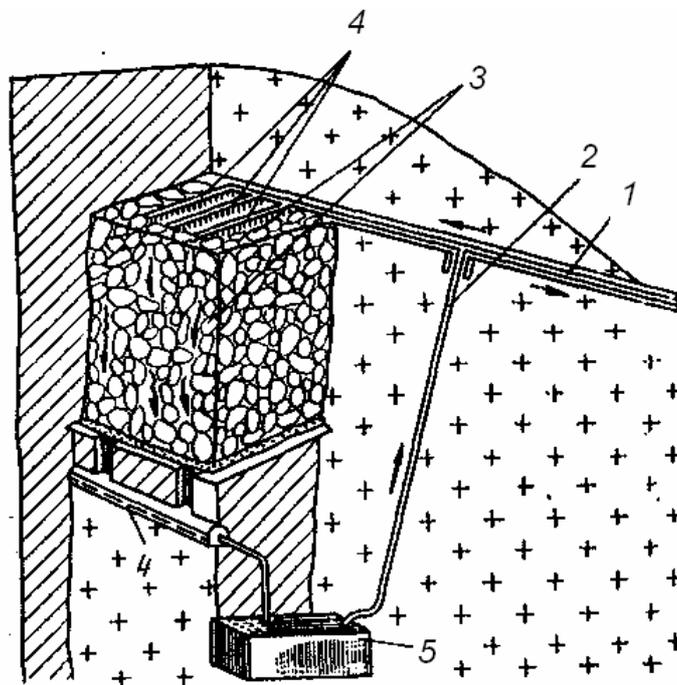
Подземное выщелачивание, в зависимости от геотехнологических свойств обрабатываемых месторождений, осуществляется через скважины, пробуренные с поверхности к рудам, обладающим естественной фильтрацией (рис. 12.2), путём обычной шахтной подготовки месторождения с отработкой отдельных блоков руды системами с выщелачиванием (рис. 12.3) или их различными сочетаниями, то есть шахтная подготовка месторождения и скважинное выщелачивание.

Широкое применение ПВ нашло в золотодобывающей промышленности, на месторождениях, как правило, со сложным строением, расположенных вдали от освоенных промышленных районов и в неблагоприятных климатических условиях и поэтому большей частью отнесенных к забалансовым.



*Рис. 12.2. Схема отработки пластового месторождения выщелачиванием через скважины:*

*1 – узел приготовления раствора; 2 – нагнетательная скважина; 3 – дренажная скважина; 4 – компрессор; 5 – воздухопровод для эрлифта; 6 – коллектор для продуктивного раствора; 7 – отстойник; 8 – установка для переработки раствора; 9 – насос*



*Рис. 12.3. Схема подземного выщелачивания с использованием горных выработок:*

*1 – трубопровод для рабочих агентов; 2 – трубопровод для подъёма продуктивного раствора; 3 – взорванный блок руды; 4 – трубопровод для орошения рудного массива; 5 – общий раствороприёмник*

Одним из основных препятствий на пути развития метода выщелачивания является низкая скорость растворения, обусловленная нахождением металлов в труднорастворимых соединениях. В связи с этим большое внимание уделяется разработке способов интенсификации процесса. Наметились два основных направления исследований – *применение бактерий и наложение на выщелачиваемый массив различных полей*. К ним относятся подогрев растворителя или предварительный обжиг руды под землей, наложение электрического тока, высокочастотного электромагнитного поля, воздействие ультразвука и вибрации, а также бактериальное воздействие. Анализ различных способов интенсификации выщелачивания показывает, что все они ускоряют процесс и повышают степень извлечения полезного компонента в несколько раз.

Бактерии, способствующие выщелачиванию полезных компонентов из руд, называются хемолитотрофами – «пожирателями камня». Энергию они получают за счёт окисления неорганических веществ. Автотрофные микроорганизмы получают углерод из углекислого газа атмосферы. Палочковидная бактерия и другие относятся к ацидофилам – «любящим кислоту». Свою энергию эти бактерии получают за счёт окисления либо железа, либо серы (ион двухвалентного железа при участии бактерий превращается в ион трёхвалентного железа – окисная формула) и образуют серную кислоту, а из нерастворимых сульфидов меди с помощью бактерий образуется хорошо растворимая сернокислая медь.

Принято считать, что бактериальное выщелачивание бывает прямым и косвенным. К первому относится действие ферментов микроорганизмов на компоненты минералов, которые могут быть окислены. При косвенном выщелачивании, например при переводе железа из двух- в трёхвалентное, получают окислитель, способный взаимодействовать с другими металлами, чем ускоряется процесс выщелачивания.

Бактериальное выщелачивание используют для добычи меди (рис. 12.4) и урана, но известно, что бактерии разрушают и другие сульфидсодержащие минералы, например сфалерит, галенит. Их интересно использовать при кучном и подземном выщелачивании никеля, кобальта.

Микробиологические процессы очень чувствительны к погоде, химическому составу руды, концентрации кислоты и поэтому в настоящее время еще не могут использоваться в промышленности, но в

будущем с их помощью можно будет эксплуатировать геотехнологическими методами многие ныне неэффективные для разработки месторождения полезных ископаемых.

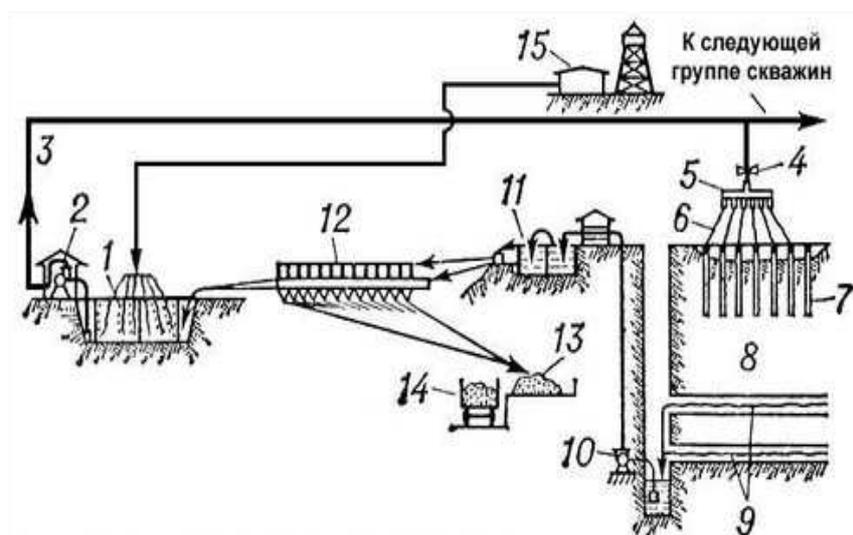


Рис. 12.4. Схема подземного бактериального выщелачивания медной руды:

1 – прудок для выращивания и регенерации бактерий; 2 – насосная для перекачки бактериального раствора к руде; 3 – трубопровод; 4 – задвижка; 5 – коллектор; 6 – полиэтиленовый шланг; 7 – скважина для орошения рудного тела бактериальным раствором; 8 – орошаемый участок рудной залежи; 9 – горизонтальные горные выработки для сбора бактериального раствора, обогащенного медью; 10 – насос; 11 – отстойник для насыщенных медью растворов; 12 – цементационная ванна для получения порошкообразной меди; 13 – сушка цементной меди; 14 – транспортировка меди потребителям; 15 – компрессорная для обогащения бактериального раствора кислородом

При окислении сульфидных руд превращению подвергаются неорганические вещества и прежде всего сульфидная сера. Тионовые бактерии способны развиваться в кислых средах. Палочковидные бактерии играют при окислении сульфидных руд двойную роль, окисляя сульфиды и образуя при окислении закисного железа окись сернокислого железа  $Fe_2(SO_4)_3$  – сильный химический окислитель сульфидов.

Образовавшееся в процессе химической реакции сернокислое закисное железо  $FeSO_4$  окисляется в процессе реакции до сернокислого окисного железа  $Fe_2(SO_4)_3$ . Разница между химическим и микробиологическим процессами заключается в том, что основной выщелачивающий агент  $Fe_2(SO_4)_3$  при химическом выщелачивании нужно вводить извне, а при выщелачивании с помощью бактерий он

легко регенерируется из серноокислого закисного железа. Кроме того, бактерии быстро окисляют сульфидные минералы, ускоряя тем самым выщелачивание меди из руд.

Из окисленных руд медь легко извлекается при химическом выщелачивании растворами серной кислоты. Из сульфидных минералов медь может быть извлечена только после их окисления. Многими исследователями (М. В. Ивановым, Н. Н. Ляликовой и др.) было показано, что халькопирит (главный медьсодержащий минерал), наиболее трудноокисляемый сульфид для выщелачивания, при воздействии палочковидных бактерий резко увеличивает скорость процесса окисления, что позволяет за 12 дней выщелочить 72 % меди против 5 % за 24 дня, полученных в контрольном опыте без бактерий. По данным Т. Рассела, в присутствии палочковидных бактерий из халькозина  $Cu_2S$  выщелочено в 3 раза, а в присутствии еще и серноокислого закисного железа в 6 раз больше меди, чем в контрольном опыте.

Простота аппаратуры для бактериального выщелачивания, возможность быстрого размножения бактерий, особенно при возвращении в процесс отработанных растворов, содержащих живые организмы, открывает возможность не только резко снизить себестоимость получения ценных полезных ископаемых, но и значительно увеличить сырьевые ресурсы за счёт использования бедных, забалансовых и потерянных (например, в целиках) руд в месторождениях, отвалов из отходов обогащения, пыли, шлаков. В перспективе бактериальное выщелачивание открывает возможности создания полностью автоматизированных предприятий по получению металлов из забалансовых и потерянных руд непосредственно из недр Земли, минуя сложные горно-обоганительные комплексы.

Есть основания полагать, что биотехнология найдёт применение и при разработке угля. Ископаемый уголь является природным концентратом органических соединений, которые могут участвовать в биохимических процессах под воздействием микроорганизмов с получением «подвижной» массы. Органическая масса угля при этом выполняет двойную роль: во-первых, является средством питания для микроорганизмов, во-вторых, уголь претерпевает химические превращения под воздействием продуктов жизнедеятельности микробов. Оба эти процесса идут одновременно.

Образующиеся под воздействием микробов продукты сами по себе очень активные, проникают по микротрещинам внутрь частиц

угля, способствуют его разложению и образованию суспензии. Этот процесс можно регулировать путём подбора соответствующих микроорганизмов. Установлено, что путём воздействия таких суспензий на бурые угли Канско-Ачинского бассейна можно получать заменитель природного гумусного слоя (почвы), который можно использовать для рекультивации поверхности Земли.

### **12.3. Подземная выплавка полезных ископаемых**

Основными объектами промышленного освоения способа подземной выплавки полезных ископаемых являются месторождения самородной серы. Серу добывают различными способами, но наиболее универсальным является способ подземной выплавки, которым можно разрабатывать до 50 % промышленных запасов серных месторождений, залегающих на глубинах от 120 до 600 м и более. При этом коэффициент извлечения достигает 40 %.

*Способ подземной выплавки серы (ПВС) (метод Фраша) был предложен в 1890 году применительно к месторождениям Мексиканского залива и начал использоваться с 1894 года в штате Луизиана в США.*

В бывшем СССР метод подземной выплавки серы начали применять с 1968 года при разработке месторождений Предкарпатья, и Гаурдакского месторождения. На территории современной России разрабатывается Водинское месторождение самородной серы в Среднем Поволжье.

*В технологической структуре комплекса подземной выплавки серы выделяют следующие основные звенья: участок водоснабжения; участок водоподготовки; участок подготовки горячей воды и пара; компрессорная; контрольно-распределительная станция; добычной комплекс; склад серы; вспомогательные участки.*

Различают четыре геотехнологических способа получения серы из самородных руд:

- выплавка горячей водой;
- возгонка или экстракция;
- выплавка за счёт сжигания части серы;
- выплавка токами высокой частоты.

Широко применяют только подземную выплавку серы горячей водой, на которую приходится 83 % всей добычи геотехнологиче-



В нижней части водоподающей колонны имеется перфорация, которая с помощью разделительного пакера 6 делится на верхнюю – водяную 7 и нижнюю – серную 8.

Горячая вода поступает через верхнюю перфорацию в сероносную залежь, разогревает её и расплавляет серу. Расплавленная сера, более тяжелая, чем вода, стекает к скважине и скапливается в нижней части скважины, проникая через нижнюю перфорацию в серную колонну. Высоту подъёма расплавленной серы по скважине определяет гидростатическое давление у почвы залежи. Воздушная колонна должна быть опущена ниже верхнего уровня серы в серной колонне. Подачей по одноймровой трубе сжатого воздуха расплавленная сера эмульгируется и выдаётся на поверхность в промежулке между трёх- и одноймровой трубами.

Так как степень прогрева отдельных колонн различна, для компенсации температурных колебаний в устье скважины между отдельными трубопроводами установлены сальниковые компенсаторы 9.

Расплавленная сера, выходящая из скважины, направляется через отстойные резервуары (сепараторы) в фильтры для очистки и далее на склад готовой продукции. Для предотвращения остывания серы все трубопроводы и бассейны постоянно обогреваются.

В результате непрерывной закачки горячей воды в массив возрастает пластовое давление. Для его регулирования и управления технологическим процессом добычи серы сооружают водоотливные скважины. Очень важным является экономия теплоносителя, так как затраты на его приготовление составляют более половины общих расходов.

Область применения способа подземной выплавки постоянно расширяется. Ведутся научно-практические изыскания по добыче этим способом ртути, битумов, высоковязкой нефти и других полезных ископаемых. Совершенствование подземной выплавки осуществляется за счёт изменения температуры теплоносителя, добавления в его состав поверхностно-активных веществ и др.

#### **12.4. Скважинная гидродобыча полезных ископаемых**

*Скважинная гидродобыча (СГД)* – метод подземной добычи твёрдых полезных ископаемых, основанный на приведении полезного ископаемого на месте залегания в подвижное состояние путём

гидромеханического воздействия и выдачи его в виде гидросмеси на поверхность.

Способ скважинной гидродобычи предложен советским инженером В. Г. Вишняковым в 1935 году. Он использовался при разработке фосфоритов и песков для стекольной промышленности в 60-х годах в Польше и россыпного золота в 70-х годах в Канаде. В СССР и России скважинную гидродобычу тоже применяли при добыче фосфоритов, а также крупнозернистых песков, залегающих под слоем многолетней мерзлоты в районе нефтяных месторождений Тюменской области для создания промышленных площадок буровых установок.

Перспективными для этого метода являются все легкодиспергируемые, пористые, рыхлые и слабосвязные залежи полезных ископаемых, к которым относят: месторождения торфа, фосфорит- и марганецсодержащие отложения, россыпные месторождения золота, олова, янтаря, алмазов, титана, осадочные месторождения редких и радиоактивных руд, мягкие бокситовые руды, битуминозные песчаники, угли, горючие сланцы и т. п.

Основными технологическими процессами при скважинной гидродобыче являются: вскрытие месторождения с помощью скважин, гидравлическое разрушение (размыв) полезного ископаемого напорной струёй воды (в осушенном или затопленном очистном пространстве), дезинтеграция и перевод в забое разрушенной массы в гидросмесь, транспортирование (самотечное или напорное) гидросмеси от забоя до пульпоприемной скважины (выработки), подъём гидросмеси на поверхность, обогащение, складирование хвостов обогащения, осветление оборотной воды и водоснабжение, управление горным давлением. Принципиальная технологическая схема скважинной гидродобычи приведена на рис. 12.6.

Скважинную гидродобычу можно применять как самостоятельный способ геотехнологической разработки, так и в комбинации с последующим подземным выщелачиванием при разработке песчано-глинистых и глинистых отложений.

В соответствии с технологической схемой, приведённой на рис. 12.6, на предприятии выделяют три участка: I – участок скважинной гидродобычи; II – участок повторной обработки целиков выщелачиванием; III – участок обогащения.

На участке повторной обработки целиков выщелачиванием используют те же скважины, что и на участке скважинной гидродобычи, но одни из них являются скважинами подачи растворителя 1, а другие – скважинами откачки раствора для сорбции 2.

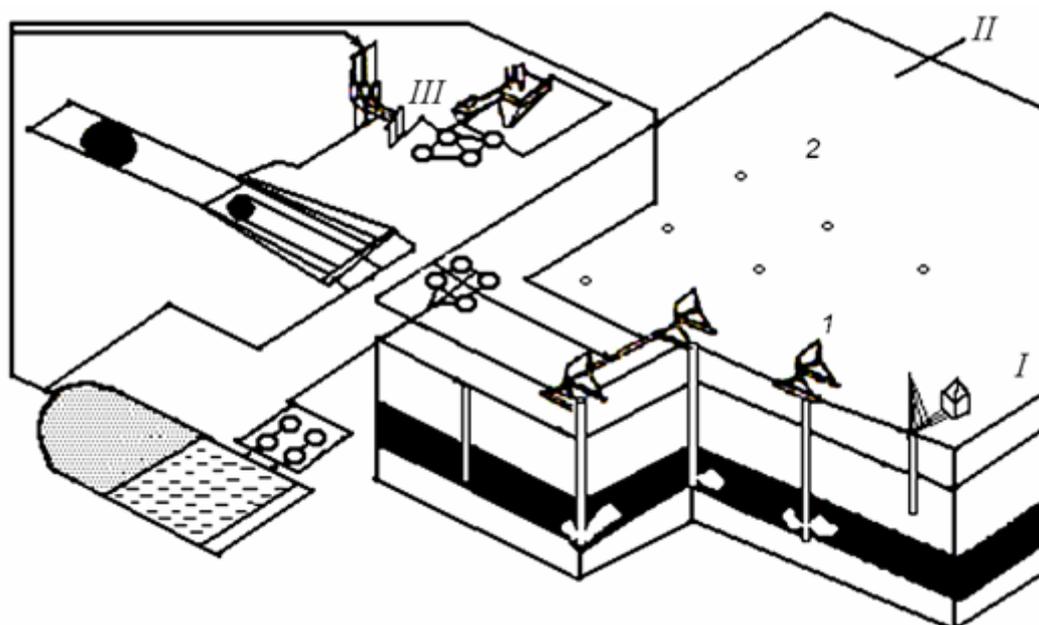


Рис. 12.6. Принципиальная технологическая схема скважинной гидродобычи

Основной инструмент для разрушения полезного ископаемого – напорная вода. Обычно это гидромониторная струя воды. Интенсификация разрушения достигается воздействием вибрации, взрыва, химическим или микробиологическим воздействием. Выдача полезного ископаемого на поверхность осуществляется эрлифтом, гидроэлеватором, погружными насосами или их комбинацией.

## 12.5. Подземная газификация угля

*Подземная газификация угля (ПГУ)* – это термохимический процесс преобразования залегающего в недрах твёрдого топлива в газообразное состояние. Выведенный на поверхность газ (генераторный) может быть использован в энергетических и химико-технологических целях.

Идея подземной газификации угля (ПГУ) принадлежит Д. И. Менделееву, который еще в 1888 году написал: «Настанет, вероятно, со временем даже такая эпоха, что угля из земли вынимать не будут, и там, в земле, его сумеют превращать в горючие газы и

их по трубам будут распределять на далекие расстояния». Им же сформулирован *основной принцип ПГУ*: «Пробурив к пласту несколько отверстий, одно из них должно назначать для введения, даже вдувания воздуха, другое для выхода, даже вытягивания (например, инжектором) горючих газов, которые затем легко провести даже на далекие расстояния к печам».

Участок угольного пласта, на котором ведётся газификация, – подземный газогенератор. Газогенератор условно можно разделить на пять зон (рис. 12.7).

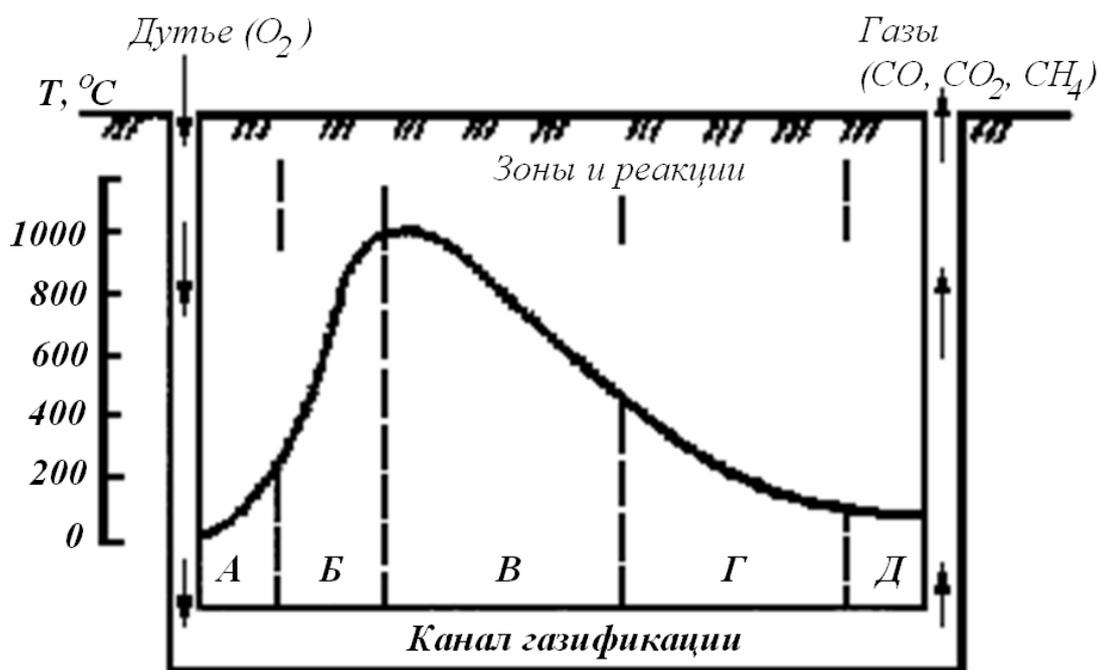
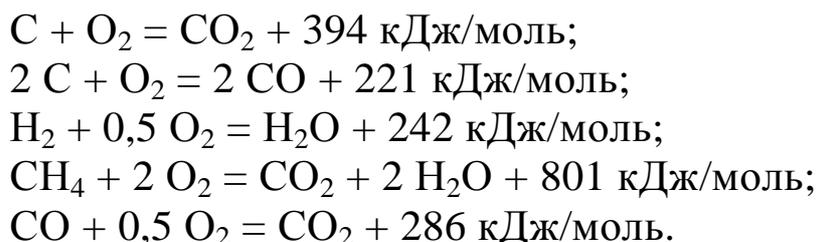


Рис. 12.7. Изменение температуры процессов и характера химических реакций по длине канала газификации и зонам: нагрева пласта (А), окисления (Б), восстановления (В), конверсии (Г), сушки газов и пласта (Д)

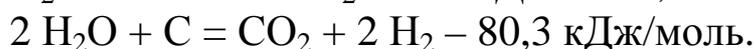
В основе процесса ПГУ лежат химические реакции взаимодействия кислорода с углеродом, водородом и метаном:



Эти реакции характерны для участка Б – зоны горения. Они проходят со значительным выделением теплоты, которая расходу-

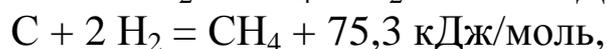
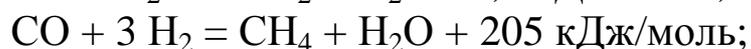
ется на нагревание газов и угольного пласта до температур 1000÷1500 °С и подогрев участка *A* до температур 250÷300 °С, обеспечивающих сушку угля и его воспламенение. На этом участке активно образуются оксиды СО и СО<sub>2</sub>, а из пласта поступают метан СН<sub>4</sub> и пары воды.

В зоне восстановления (участок *B*) с углем реагирует в основном не кислород дутья, а газы, поступающие из зоны окисления, поэтому для участка *B* характерны реакции восстановления СО<sub>2</sub> и водяного пара:



Эти реакции значительно повышают теплоту сгорания газа (с 4÷5 до 10÷11 кДж/м<sup>3</sup>), но благодаря их эндотермическому характеру, снижают температуру газа в зоне до средних значений 700÷800 °С и на его границах – до 500÷600 °С.

На участке *Г* идут реакции конверсии СО, образования метана:



а также процессы термического разложения угля с выделением СО и СО<sub>2</sub>. За счёт потерь СО и поступления из пласта паров воды теплота сгорания газов снова резко снижается.

Полученное за счёт экзогенного характера реакций небольшое количество теплоты не может компенсировать теплотопери в пласт и вмещающие породы, а также расходы на термическое разложение угля, поэтому температура газов и пород на участке *Г* составляет только 120÷150 °С.

На участке *Д* в связи с теплотерями в окружающий массив и расходами на сушку угля и газов температура еще более снижается – до 100÷110 °С.

Технологическая последовательность выполняемых работ состоит во вскрытии пласта скважинами или капитальными выработками, осушении залежи, повышении проницаемости угля, подготовке каналов газификации, образовании и управлении огневым забоем.

При скважинной технологии угольные пласты отрабатывают отдельными (рис. 12.8, а) и взаимодействующими (рис. 12.8, б) вертикальными (или наклонными) скважинами. Вторая схема газификации применяется на пологих, наклонных и крутых пластах.

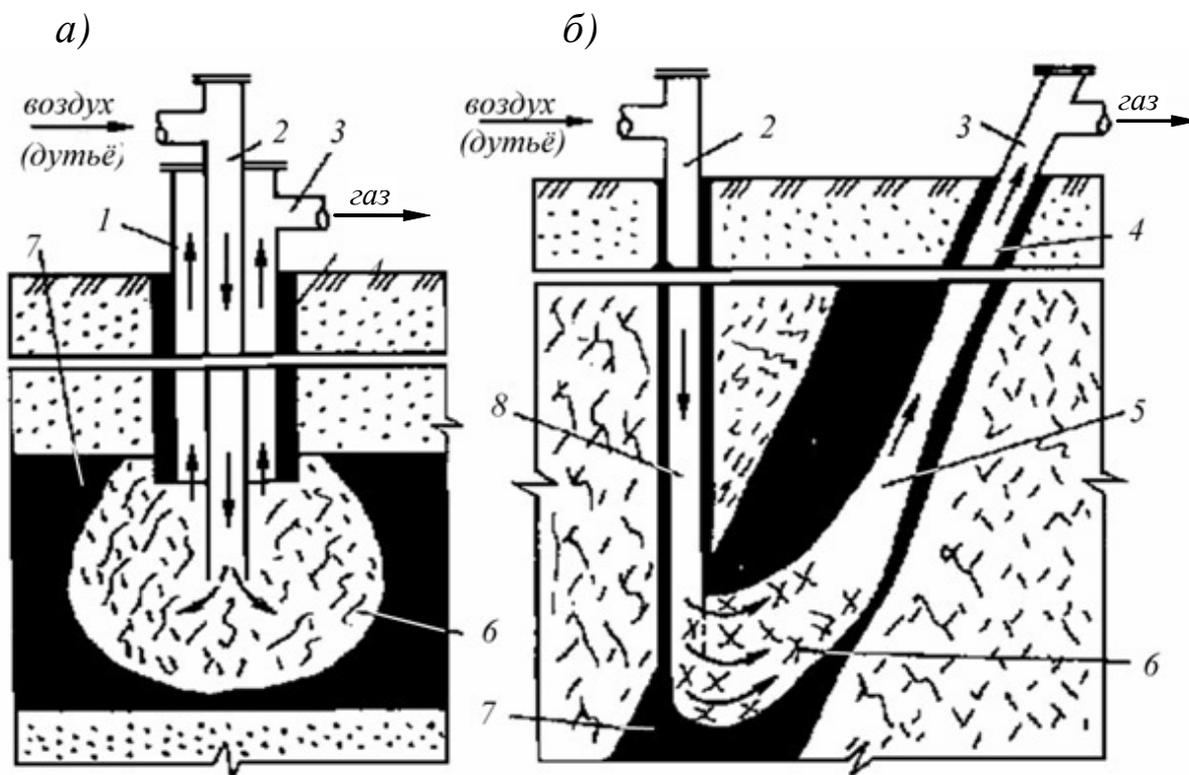


Рис. 12.8. Схемы подземной бесшахтной (скважинной) газификации угля отдельными скважинами (а) и взаимодействующими скважинами на крутом падении (б):

1 – обсадная колонна; 2 – колонна для подачи воздуха (дутьевая); 3 – колонна для выдачи газа; 4 – затрубная цементация; 5 – канал газификации; 6 – выгазованное пространство; 7 – угольный пласт; 8 – вертикальная дутьевая скважина

В зависимости от проницаемости угля выделяют две группы: фильтрационную и с газификацией в канале. Первая характеризуется образованием каналов газификации фильтрационной сбойкой скважин прожигом в угольном пласте. Для этого и остальных способов создания каналов газификации используют противоточную схему, когда очаг горения перемещается навстречу потоку окислителя (дутья), или прямоточную, когда очаг и воздух движутся в одном направлении (рис. 12.9). Длину канала газификации рекомендуется принимать не более 75–100 м, так как при повышении длины канала более этих величин снижается качество газа.

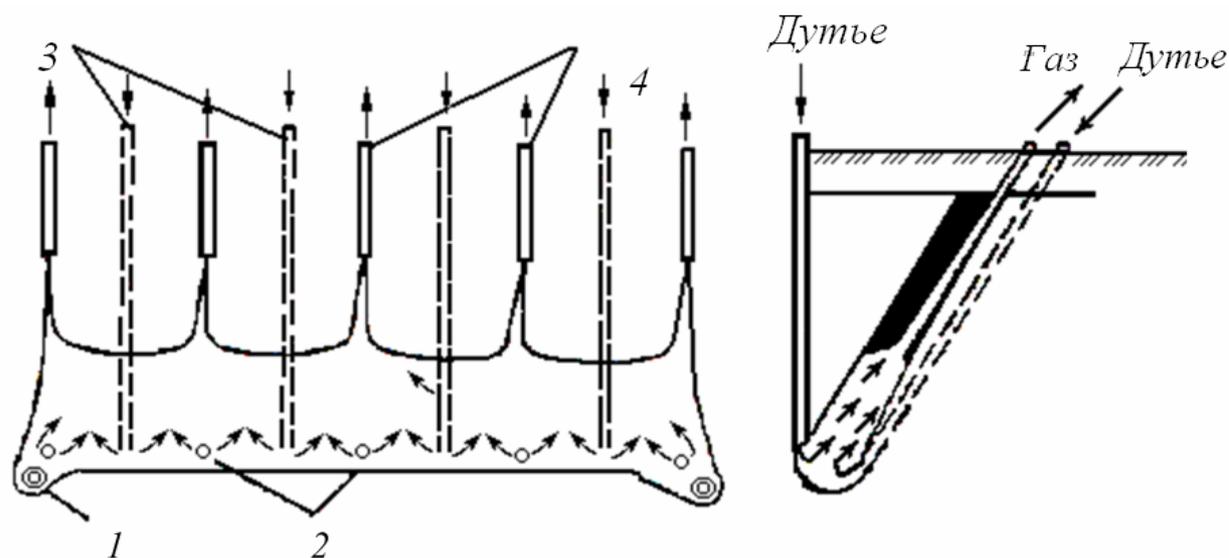


Рис. 12.9. Принципиальная схема газогенератора на угольных пластах:

1 – вертикальные дутьевые скважины; 2 – водоотливные скважины;  
3 – наклонные дутьевые скважины; 4 – наклонные газоотводящие скважины

Прямоточная схема характерна для первичного розжига пласта, который осуществляется с помощью жидкого высококалорийного топлива, газовых горелок, электронагревателей, пиррофорных материалов и др. В связи с ограниченным распространением угольных пластов с высокой проницаемостью подземная газификация угля с фильтрацией в ненарушенном массиве применяется редко.

Гидравлический разрыв угольного пласта обеспечивает широкий фронт работ, как по падению, так и по простиранию залежи. Главным недостатком этого способа является трудность управления параметрами и ориентацией трещин гидроразрыва.

Электросбойка производится с помощью электродов, подведённых к пласту через скважины. При включении тока уголь прогревается, высушивается и разлагается до образования кокса, газопроницаемость которого во много раз выше. В дальнейшем такой коксовый канал расширяется огненной проработкой. Этот способ применим на дренированных и малообводнённых угольных пластах сравнительно неглубокого залегания.

Подземная газификация угля в Кузбассе производилась на Южно-Абинской станции «Подземгаз». Станция была введена в эксплуатацию на участке Киселевско-Прокопьевского месторождения в 1955 году и работала до 1995 года. В границах горного отвода

станции имелось 23 пласта мощностью 2 м и более с углами падения до 70 °С. Площадь станции 173 га. Проектная мощность станции составляла 500 млн м<sup>3</sup> газа в год. Фактическая производительность за весь период эксплуатации была несколько меньше.

Подготовка к генерации газа производилась следующим способом. Проходились воздухоподающие скважины в породах кровли пласта и обсаживались трубами. Затем у почвы пласта в створе с подающими скважинами проходили газоотводящие скважины. Воздухоподающая и газоотводящая скважины соединяются в зоне розжига пожара каналом газификации путём гидроразрыва (давление воды до 15 МПа). Затем в этот канал подаётся сжатый воздух высокого давления (3 МПа) с раскаленным коксом. В результате образуется подземный газогенератор, состоящий из 10÷15 пар скважин. Расстояние между парами скважин 10÷20 м. Все пары скважин соединялись по простиранию пласта каналом газификации путём подачи сжатого воздуха под давлением до 10,4 МПа. Для поддержания процесса горения по воздухоподающим скважинам подаётся сжатый воздух под давлением до 0,07 МПа. Температура газа в устье газоотводящей скважины составляет 150÷200 °С.

Продукты подземной газификации сначала попадают в скрубберы, где орошаются водой и охлаждаются до 20÷30 °С. Одновременно с охлаждением газа из него отделяются шлам, смолы, частично СО<sub>2</sub>. Охлаждённый и очищенный газ по системе трубопроводов подавался к потребителю. Газ использовался на 14 промышленных предприятиях города Киселевска. Вода, используемая для охлаждения и очистки газа, проходила систему очистки и использовалась повторно.

Основные факторы, влияющие на эффективность подземной газификации угля, могут быть объединены в следующие группы: горно-геологические условия залегания месторождения; количество воды, вовлечённое в процесс; минеральный состав угля; параметры дутья; сетка и расположение скважин.

В последнее время перспектива газификации стала заключаться в следующем. В мире функционирует более 150 предприятий по газификации угля с целью дальнейшего сжигания газа (энергетические нужды) и для получения из газа химических продуктов. В частности получаемый газ, является сырьём для производства ценного химического продукта – метанола (метилового спирта). В последние го-

ды метанол стал еще и энергетическим ресурсом, используемым в том числе для производства топлива. Следовательно, из угля можно производить синтетическое топливо: уголь → газификация → метанол → синтетический бензин. Таким образом, подземная газификация является первым этапом глубокой переработки угля, *без его извлечения на поверхность*, позволяющей получать химические продукты с высокой добавленной стоимостью.

## **12.6. Добыча полезных ископаемых из подземных минерализованных вод и промышленных стоков**

Гидроминеральные ресурсы природных и техногенных минерализованных вод, из которых технологически возможно и экономически целесообразно, а иногда и экологически необходимо извлекать полезные компоненты, называют «жидкая руда».

Классификация гидроминерального сырья предусматривает деление на подземные, поверхностные природные и техногенные воды.

Подземные воды обычно приурочены к вулканическим и горноскладчатым областям, артезианским бассейнам и межкристаллическим и погребенным рассолам. Воды горноскладчатых областей, как правило, бывают азотно-углекислые и азотные и содержат редкие элементы: литий, рубидий, цезий, а также бор, мышьяк в количествах соответственно 100, 5, 20, 1000 и 100 мг/л. Из этих вод, например в Италии (парогидротермы Тосканы), добывается ежегодно до 15 тыс. т различных веществ.

Рассолы артезианских бассейнов преимущественно относятся к хлоридному типу и характеризуются высоким содержанием йода, брома, лития, цезия, стронция, бора.

Поверхностные воды – это морские и озёрные рассолы, из них в промышленных условиях извлекают натрий, калий, хлор, магний и бром, бор и другие элементы. Ведутся исследования по извлечению урана, золота и других элементов.

Техногенные воды – это сточные воды нефтепромыслов, шахт, карьеров, рудников и обогатительных фабрик. В настоящее время нефтяные воды (хлоридного типа) используют для получения брома и йода. Сточные воды шахт и рудников составляют в год 17 млрд м<sup>3</sup> и имеют главным образом сульфатный и хлоридный состав с мине-

рализацией до 200 г/л и содержат самые разнообразные полезные элементы. Сточные воды гидротермальных установок содержат промышленные концентрации бора, лития, рубидия.

Добыча полезных ископаемых из вод складывается из бурения и оборудования добычных скважин, откачки вод, технологии извлечения из них полезных компонентов, сброса и захоронения или утилизации отработанных вод.

В переработке добытых вод используют следующие технологические схемы: галургическую схему переработки рассолов с многостадийной упаковкой; схему, включающую в себя осадительные методы, сорбцию, экстракцию и упаривание; схему селективного извлечения микрокомпонентов без извлечения основных минералов.

### **Примеры контрольных вопросов**

1. Назовите физико-химические способы добычи полезных ископаемых.
2. В чём сущность физико-химических способов добычи?
3. Какие полезные ископаемые добывают способом подземного растворения?
4. В каком способе используют бактерии?
5. В чём отличие скважинной гидродобычи от подземного растворения?
6. Какие способы выплавки серы вы знаете?
7. В чём сущность подземной газификации угля?
8. Какие полезные продукты можно производить из газа полученного при газификации угля?

## СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Городниченко В. И. Основы горного дела: учебник для вузов / В. И. Городниченко, А. П. Дмитриев. – Москва: Издательство «Горная книга» Моск. гос. горн. ун-та, 2008. – 464 с.
2. Егоров П. В. Основы горного дела: учеб. для вузов / П. В. Егоров, Е. А. Бобер, Ю. Н. Кузнецов и др. – Москва: Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2003. – 408 с.
3. Пучков Л. А. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых: учебник для вузов: в 2 т. / Л. А. Пучков, Ю. А. Жежелевский. – Москва: Издательство «Горная книга» Моск. гос. горн. ун-та, 2008. – Том 1. – 562 с.
4. Трубецкой К. Н. Основы горного дела: учебник / К. Н. Трубецкой, Ю. П. Галченко. – Москва: Академический проспект, 2010. – 231 с. + 32 с. цв. вкл.
5. Инструкция по предупреждению и тушению подземных эндогенных пожаров в шахтах Кузбасса. – Кемерово, 2007. – 72 с.
6. Правила безопасности в угольных шахтах (утв. приказом № 550 Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 19.11.2013).
7. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. – Ленинград: ВНИМИ, 1986. – 222 с.
8. Егоров П. В. Геомеханика: учеб. пособие. – 3-е изд., перераб. и доп. / П. В. Егоров, Г. Г. Штумпф, А. А. Ренев и др.; КузГТУ. – Кемерово, 2015. – 308 с.
9. Геотехнологические способы разработки полезных ископаемых: учеб. пособие. – 2-е изд., перераб. и доп. / П. В. Егоров, Ю. А. Шевелёв, М. С. Вагапов, Р. Р. Зайнулин; КузГТУ. – Кемерово, 2014. – 130 с.
10. Инструкция по выбору способа и параметров разупрочнения кровли на выемочных участках / М-во угольной пром-сти СССР. Всесоюз. ордена Трудового Красного Знамени НИИ горн. геомех. и маркшейд. дела. – Ленинград, 1991. – 102 с.
11. Методическое руководство по упрочнению неустойчивых горных пород нагнетанием полиуретанового состава. – Москва, 1985. – 29 с.
12. Временное руководство по упрочнению неустойчивого горного массива нагнетанием фенолформальдегидного состава на шахтах Кузбасса / КузНИУИ. – Прокопьевск, 1991. – 36 с.

13. Технологические схемы упрочнения неустойчивого горного массива нагнетанием фенолформальдегидного скрепляющего состава на шахтах Кузбасса. – Прокопьевск, 1991. – 36 с.

14. Инструкция по дегазации угольных шахт (Регистрационный № 22811 от 29 декабря 2011 г.).

15. Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам (РД 05-328-99).

16. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа (РД 05-350-00).

17. Руководство по применению способов торможения развития самонагревания угля в выработанных пространствах выемочных полей шахт. – Кемерово: ВостНИИ, 1986. – 60 с.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ .....	3
ТЕМА № 1. ФОРМЫ И ЭЛЕМЕНТЫ ЗАЛЕГАНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ. ЗАПАСЫ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ. ПОНЯТИЕ О ШАХТНОМ ПОЛЕ.....	5
1.1. Формы и элементы залегания полезных ископаемых.....	5
1.2. Запасы полезных ископаемых .....	8
1.3. Понятие о шахтном поле .....	10
ТЕМА № 2. ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ .....	17
ТЕМА № 3. ОСНОВЫ ГЕОМЕХАНИКИ.....	28
3.1. Естественное напряжённое состояние массивов .....	28
горных пород .....	28
3.2. Напряжённо-деформированное состояние массива пород вокруг одиночных выработок .....	33
3.3. Напряжённо-деформированное состояние пород вокруг взаимовлияющих выработок .....	36
3.4. Напряжённо-деформированное состояние массива пород вокруг очистной выработки .....	37
3.5. Сдвигание земной поверхности и массива горных пород при очистной выемке .....	41
3.6. Геомеханические процессы при надработке .....	43
и подработке пластов .....	43
ТЕМА № 4. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК .....	48
ТЕМА № 5. ВСКРЫТИЕ ПЛАСТОВ В ШАХТНОМ ПОЛЕ.....	56
ТЕМА № 6. ПОДГОТОВКА ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ .....	72
ТЕМА № 7. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	82
ТЕМА № 8. ТЕХНОЛОГИЯ ВЕДЕНИЯ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ В ДЛИННОМ ЗАБОЕ.....	97
ТЕМА № 9. ОСНОВЫ УПРАВЛЕНИЯ СОСТОЯНИЕМ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД.....	103
9.1. Разупрочнение кровли .....	103
9.2. Упрочнение горного массива.....	108
9.3. Дегазация.....	118
9.4. Предотвращение горных ударов .....	123
9.5. Предотвращение внезапных выбросов угля и газа .....	127
9.6. Предотвращение самовозгорания угля.....	129

ТЕМА № 10. ВСКРЫТИЕ, ПОДГОТОВКА И СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ .....	136
10.1. Вскрытие рудных месторождений .....	136
10.2. Подготовка рудных месторождений .....	144
на транспортном горизонте .....	144
10.3. Системы разработки рудных месторождений .....	146
ТЕМА № 11. ОСНОВНЫЕ ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКЕ РУДЫ .....	158
ТЕМА № 12. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СПОСОБЫ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....	163
12.1. Подземное растворение полезных ископаемых .....	163
12.2. Подземное выщелачивание полезных ископаемых .....	166
12.3. Подземная выплавка полезных ископаемых.....	171
12.4. Скважинная гидродобыча полезных ископаемых.....	173
12.5. Подземная газификация угля.....	175
12.6. Добыча полезных ископаемых из подземных минерализованных вод и промышленных стоков .....	181
СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ .....	183

Филимонов Константин Александрович  
Карасёв Вячеслав Анатольевич

## **ТЕХНОЛОГИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ**

**Учебное пособие**

Печатается в авторской редакции

Подписано в печать 25.12.2017. Формат 60×84/16  
Бумага офсетная. Гарнитура Times New Roman  
Уч.-изд. л. 11,6. Тираж 100 экз. Заказ

КузГТУ, 650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28

Издательский центр УИП КузГТУ, 650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4 «А»