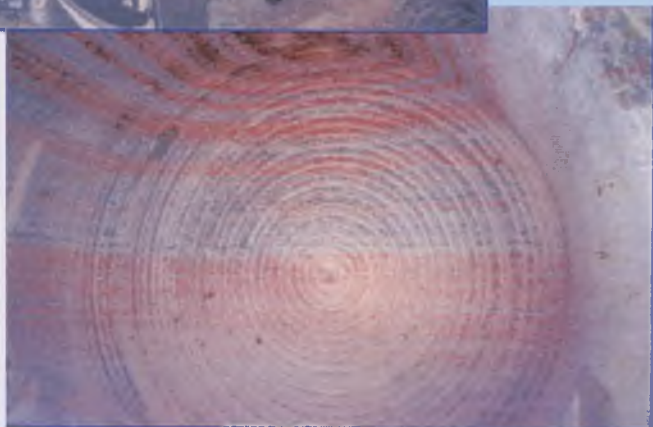


**А. А. Кологривко**

# **ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ**



**Министерство образования Республики Беларусь**  
**Белорусский национальный технический университет**

**А.А. Кологривко**

## **ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ**

Учебное пособие

Рекомендовано учебно-методическим объединением  
высших учебных заведений Республики Беларусь  
по образованию в области горнодобывающей промышленности

**М и н с к 2006**

УДК 622.34+622.1(075:8)

ББК 33.141я73

К61

Рецензенты:

генеральный директор Белорусского научно-исследовательского и проектно-конструкторского института горной и химической промышленности ОАО «Белгорхимпром», доктор технических наук, профессор *А.Д. Смычник*;  
и.о. председателя Белорусской горной академии, доктор технических наук, профессор *В.С. Войтенко*

**Кологривко, А.А.**

К61 Подземные горные работы: учеб. пособ./ А.А. Кологривко. – Мн.: БНТУ, 2006. – 94 с.

ISBN 985-479-541-1.

В учебном пособии рассмотрены горно-геологические условия залегания месторождений полезных ископаемых, запасы и стадии их разработки. Изложены схемы вскрытия, подготовки и системы разработки пластовых и рудных месторождений подземным способом. Описана технология ведения подготовительных и очистных работ. Приведены сведения о сдвигении горных пород и охране зданий и сооружений. Конкретизированы основные вопросы разработки Старобинского месторождений калийных солей.

Учебное пособие предназначено для студентов специальности 1-51 02 01 «Разработка месторождений полезных ископаемых» дневной и заочной форм обучения, а также может быть полезно студентам специальности 1-36 10 01 «Горные машины и оборудование».

УДК 622.34+622.1 (075.8)  
ББК 33.141я73

ISBN 985-479-541-1

© Кологривко А.А., 2006  
© БНТУ, 2006

## ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время разработка полезных ископаемых ведется открытым, подземным, в том числе геотехнологическим, подводным способами, где наибольшее распространение получили открытый и подземный. С переходом на более глубокие горизонты открытый способ становится все менее выгодным или невозможным в связи с большей глубиной залегания месторождений. Таким образом, подземная разработка занимает важное место в обеспечении государства полезными ископаемыми. В Республике Беларусь подземным способом разрабатываются калийные соли на Старобинском месторождении.

По сходству технологического процесса добычи месторождения полезных ископаемых можно выделить в следующие группы: рудные и нерудные месторождения, месторождения угля и горючих сланцев, месторождения нефти и газа, месторождения торфа, россыпные месторождения.

Условия залегания месторождений, физико-механические свойства полезного ископаемого и пустых пород определяют существенные различия методов добычи между этими группами и сходство внутри групп независимо от их вида. Например, схожесть технологии добычи калийных руд на Старобинском месторождении и пластовых пологопадающих угольных месторождений, а технология добычи рудного и россыпного золота имеет значительно больше отличий, чем разработка железной руды и апатитов.

В связи с этим, учебное пособие методически построено следующим образом: вначале комплексно рассмотрена технология подземной разработки пластовых месторождений, а затем, в широком понимании, – рудных. При рассмотрении вопросов разработки пластовых месторождений конкретизируются основные вопросы разработки калийных пластов на Старобинском месторождении. Вопросы рассмотрены в четкой последовательности ведения подземных горных работ. Такое построение позволит обеспечить активное освоение материала учебного пособия и подготовить студента к дальнейшему изучению профилирующих дисциплин специальности.

Цель учебного пособия – закрепить и углубить знания, полученные студентом на лекционных и практических занятиях при изучении дисциплины «Подземные горные работы».

# 1. СРАВНИТЕЛЬНАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ОТКРЫТОГО И ПОДЗЕМНОГО СПОСОБОВ РАЗРАБОТКИ

**Открытый способ разработки месторождений полезных ископаемых по сравнению с подземным способом характеризуется следующими особенностями:**

- возможностью применения мощных, высокопроизводительных машин и механизмов с любым видом привода, что обеспечивает высокий уровень комплексной механизации и автоматизации ведения горных работ, высокую производительность труда и меньшую себестоимость добычи полезного ископаемого;

- отсутствием стесненных условий работы, достаточное количество света и воздуха, что обеспечивает высокую безопасность, комфортность, лучшие санитарно-гигиенические условия, и большую производительность труда рабочих;

- возможностью широкого применения селективной выемки, что обеспечивает более полное извлечение полезного ископаемого из недр;

- удельные капитальные затраты и сроки строительства карьера меньше чем рудника или шахты такой же мощности;

- производственную мощность карьера можно увеличивать в более короткие сроки, чем рудника или шахты.

**Однако интенсивное применение открытой разработки сдерживается следующими существенными обстоятельствами, из-за которых подземный способ является предпочтительнее:**

- большая глубина залегания месторождений или сравнительно небольшая мощность залежей, вследствие чего приходится перерабатывать большие объемы вскрышных пород, в несколько раз превышающие объемы добычи полезного ископаемого;

- зависимость от климатических условий, что создает большие трудности при работе в районах с суровыми климатическими условиями, особенно в зимний период, где выпадает много осадков, а также в районах с постоянно меняющимся климатом;

- нарушение значительных площадей земли, в том числе сельскохозяйственных угодий, загрязнение атмосферы и гидросферы, что отрицательно влияет на изменение регионального микроклимата и водного режима, а в последствие на рекультивацию земель, и других способов устранения отрицательного влияния на окружающую сре-

ду, расходуются большие материальные средства и трудовые ресурсы.

Подземную разработку месторождений полезных ископаемых ведут горные предприятия – шахты и рудники, в пределах отведенных для них частях месторождений.

**Шахта** – производственная единица горного предприятия, предназначенная для подземной разработки полезного ископаемого (преимущественно горючего – угли, сланцы, битума) в пределах отведенной для нее части месторождения (шахтного поля).

**Шахтное поле** – месторождение или его часть, отводимая одной шахте для разработки полезного ископаемого.

В случае разработки (преимущественно подземным способом) руд, горно-химического сырья, строительных материалов пользуются понятием «рудник». И в случае разработки месторождения рудником обычно пользуются понятием «рудничное поле».

**Рудник** – горное предприятие, предназначенное преимущественно для подземной разработки полезного ископаемого (руд, горно-химического сырья, строительных материалов) в пределах отведенной для нее части месторождения (рудничного поля).

## 2. ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

**Полезное ископаемое** – природное минеральное образование органического или неорганического происхождения, которое может с достаточным экономическим эффектом использоваться человеком.

Полезные ископаемые добываются из недр, вод и на поверхности Земли.

**Под добычей (добыванием) полезного ископаемого** понимают извлечение его из недр с целью его использования.

**Под недрами** понимают верхнюю часть земной коры, в пределах которой при современном уровне развития техники и технологии возможна добыча полезных ископаемых. В более широком смысле недра – глубины земли, простирающиеся от ее поверхности до центра и включающие земную кору, мантию и ядро.

**Месторождение полезного ископаемого** – природное скопление полезного ископаемого. Месторождение считается промышленным,

если разработка его в данных экономических и географических условиях, при современном уровне техники и технологии целесообразна.

По физическому состоянию различают полезные ископаемые твердые (уголь, руды металлов, горно-химическое и строительное сырье и др.), жидкие (нефть, минеральные воды и др.) и газообразные (горючие газы).

Классификация месторождений полезных ископаемых основывается на важнейших природных свойствах и направлениях использования минерального сырья. Они разделяются следующим образом:

- горючие полезные ископаемые (уголь, сланцы, битумы);
- руды черных металлов (железо, марганец, хром, титан, ванадий);
- руды цветных металлов (алюминий, магний, никель, кобальт, медь, свинец, цинк, олово, вольфрам, молибден, висмут, сурьма, ртуть);
- руды благородных металлов (золото, серебро, платина);
- руды радиоактивных металлов (радий, уран, торий);
- руды редких и рассеянных элементов (литий, цезий, рубидий, бериллий, иттрий, скандий, германий, рений, таллий, галлий, кадмий, индий, селен, теллур);
- руды химической промышленности (соли, фосфориты, апатиты, сера, полевой шпат);
- руды индустриального сырья (барит, флюорит, асбест, тальк, графит, пьезо- и оптические минералы, слюда, кварц, корунд, наждак);
- флюсы и огнеупоры для металлургической промышленности (известняк, доломит, магнезит, глина);
- природные строительные материалы (бутовый, блочный и облицовочный камни, гравий, песок, известняк, глина, гипс, туф, ангидрит);
- алмазы и камнесамоцветное сырье (алмаз, сапфир, рубин, alexandrit, изумруд, аквамарин, турмалин, кварц, хризолит, гранит, пироп, алмадин, циркон, агат, оникс, бирюза, лазурит, лунный и солнечный камни, орлец, яшма, гагат, янтарь).

## 2.1. Форма и геометрические параметры залежи полезного ископаемого

Залежь полезного ископаемого представляет собой тело с промышленным содержанием полезных компонентов, размещенное в массиве горных пород и ограниченное поверхностями раздела с вмещающими породами.

Поверхности раздела (контакты) могут быть действительными или условными. **Действительными поверхностями раздела** залежи, или поверхностями контакта с вмещающими породами, являются, например, поверхности стратиграфических напластований, поверхности магматических внедрений или поверхности разрывных нарушений. **Условные поверхности раздела** устанавливаются для вкрапленных руд и россыпных месторождений, когда орудинение не имеет четких границ и содержание полезного компонента в руде по краям залежи постепенно уменьшается. Для таких залежей на основании данных опробований проводят условные поверхности раздела залежи по точкам с заданным бортовым содержанием полезного компонента в руде.

**По своей форме залежи подразделяют** на пластовые и пластообразные, столбообразные, линзообразные, жильные, изометрические, сложные.

Пластовые и пластообразные залежи ограничены двумя приблизительно параллельными поверхностями и занимают значительную площадь. Пластообразная залежь отличается от пластовой менее выдержанной формой и мощностью. Для нее характерна прерывистость орудинения, наличие резких утонений и раздувов, выклинивание одних рудных тел по простиранию и появлению других на том же рудоносном горизонте.

Столбообразные залежи имеют значительную протяженность по глубине и небольшие размеры в поперечном сечении. Разновидностью столбообразных залежей являются трубообразные залежи «трубки».

Линзообразные залежи в сечении представляют собой форму линз, мощность которых в центральной части достигает сотни метров.

Жильные залежи сформировались в результате заполнения минеральным веществом трещин в горных породах. Жилы по морфоло-



гическому признаку делят на простые и сложные. Простая жила представляет собой одиночное тело пластообразной формы, имеющее четкий контакт с вмещающими породами. Сложные жилы имеют разнообразное строение и их называют линзообразными, если утолщения чередуются с утонениями или даже выклиниваниями; сетчатыми, если они состоят из большого числа сближенных тонких жил и прожилков, пересекающихся в разных направлениях; ветвящимися, если слагающие их ветви в отличие от сетчатых, не пересекаются и располагаются в одном направлении (то сближаются и соединяются, то удаляются одна от другой).

Изометрические залежи одинаково развиты во всех трех направлениях в пространстве. К их числу относятся штокообразные и гнездообразные залежи; карманы, погреба и другие мелкие тела. Часто они имеют неправильную форму, но все три их измерения в пространстве резко не отличаются. Штоки отличаются от гнезд большими размерами, достигаемые сотен метров. Размеры гнезд малы – до нескольких метров.

Сложные формы залежей имеют изменчивую форму. Они часто нарушены сбросами, сдвигами, бывают изогнуты, перемяты, раздроблены и т.п.

Представление о форме залежи и ее положении в недрах получают путем обобщения и изображения на планах, разрезах и других графиках результатов наблюдений (измерений) в естественных и искусственных обнажениях элементов залегания.

Элементы залегания залежи – совокупность линейных и угловых величин, замеренные в определенных точках, по которым можно представить форму и пространственное положение залежи и дать ее изображение.

Для наглядности описания элементов залегания залежи рассмотрим пластовую залежь (пласт) (рис. 1). К элементам залегания которой относятся: простирание, падение, угол падения, угол простирания, мощность, глубина залегания. Элементы залегания определяются в конкретной точке «а» с координатами  $X, Y, Z$ .

Горные породы, в которых залегает залежь (пласт), называют боковыми (вмещающими) породами. Горные породы, лежащие непосредственно над пластом, называют кровлей пласта. Горные породы, лежащие непосредственно под пластом, называют почвой пласта. У крутых пластов почву часто называют лежащим боком, а

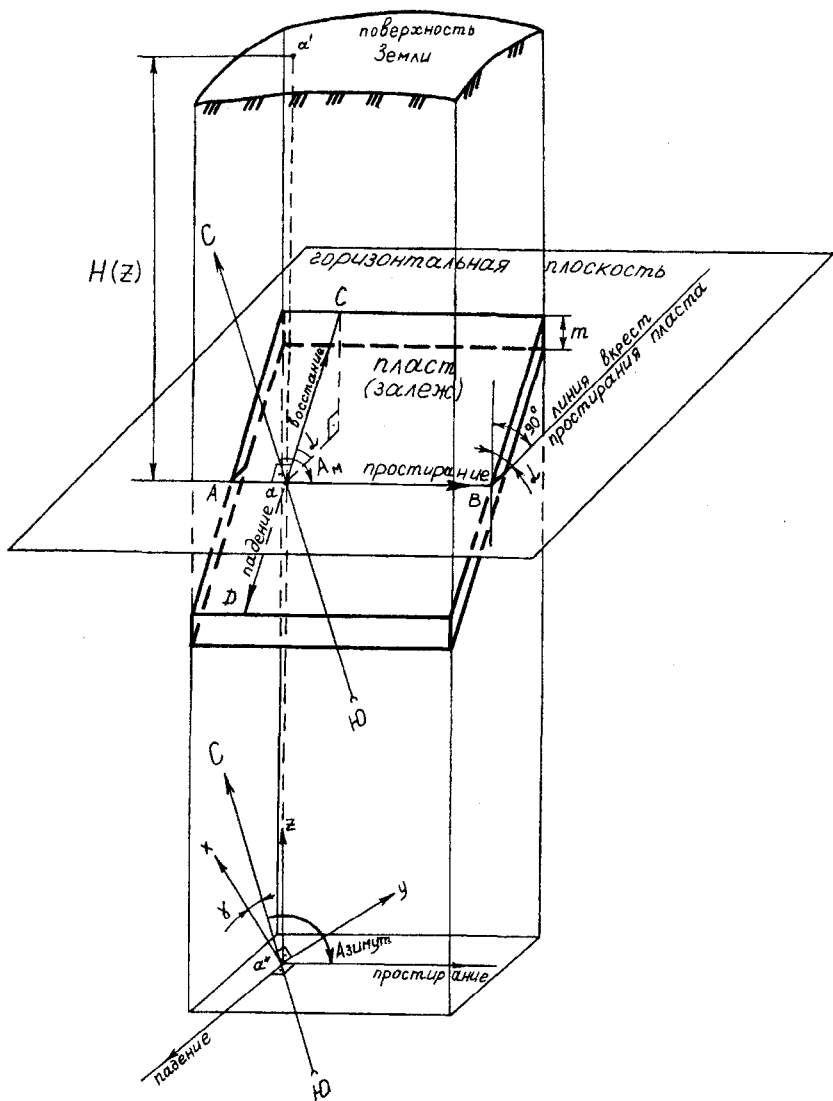


Рис. 1. Элементы залегания пластовой залежи (пласта)

кровлю – висячим боком.

Пластом принято называть геологическое тело, сложенное однородной осадочной породой, ограниченное двумя приблизительно параллельными поверхностями и занимающее значительную площадь.

Пласт имеет три измерения: длину, ширину и толщину, которые называют соответственно его простиранием, падением и мощностью.

Направление линии простирания АВ называется простиранием пласта, которое определяется углом простирания (им может быть дирекционный угол  $\alpha$ , азимут истинный А, или магнитный  $A_M$ ).

Нанесение на план или карту измеренных линий по их азимутам выполняют с учетом магнитного склонения  $\delta$  и сближения меридианов  $\gamma$ , т.е. по дирекционным углам  $\alpha$ , которые определяются (рис. 2)

$$\alpha = A_M + (\pm \delta) - (\pm \gamma), \text{ градус,} \quad (1)$$

где  $A_M$  – магнитный азимут линии, градус;

$\delta$  – склонение магнитной стрелки («+» – если восточное склонение, «-» – если западное), градус;

$\gamma$  – сближение меридианов («+» – если восточное сближение, «-» – если западное), градус;

$(\pm \delta) - (\pm \gamma)$  – поправка направлений, градус.

Линией падения CD называют линию перпендикулярную к линии простирания, лежащую в ее плоскости и направленную в сторону наибольшего уклона пласта.

Направление линии падения называется падением пласта.

Направление, противоположное падению пласта, называется восстанием. Линию, перпендикулярную к линии простирания пласта и лежащую в горизонтальной плоскости, называют линией вкрест простирания.

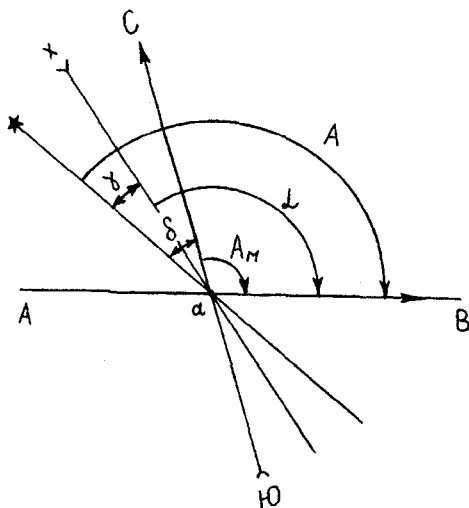


Рис. 2. Связь между истинным азимутом  $A$ , дирекционным углом  $\alpha$ , магнитным азимутом  $A_m$ .  $AB$  – направление измеренной линии

Итак, простирание пласта определяется углом простирания, который отсчитывается по ходу часовой стрелки до линии простирания (в данном случае). Поэтому в определенных случаях, отсчитывая угол простирания по ходу часовой стрелки, простирание может получиться в одну или другую сторону. Для исключения такой неопределенности и получения однозначного направления простирания в горной практике установлено: за направление линии простирания принимают такое направление, относительно которого падение пласта будет справа, а восстание, соответственно, слева.

Углом падения  $\alpha$  называется вертикальный угол, составленный линией падения с горизонтальной плоскостью. Угол падения изменяется от  $0$  до  $90^\circ$ .

По углу падения рудные залежи (в том числе в форме пласта) разделяют на:

- пологие (или пологопадающие) ( $\alpha$  до  $25^\circ$ , в том числе горизонтальные с  $\alpha$  до  $3^\circ$ );
- наклонные ( $\alpha$  от  $25$  до  $45^\circ$ );
- крутые (или крутопадающие) ( $\alpha$  от  $45$  до  $90^\circ$ ).

Угловые пласты по углу падения разделяют на:

- пологие ( $\alpha$  до  $18^\circ$ );
- наклонные ( $\alpha$  от  $18$  до  $35^\circ$ );
- крутонаклонные ( $\alpha$  от  $35$  до  $55^\circ$ );
- крутые ( $\alpha$  от  $55$  до  $90^\circ$ ).

**Мощностью пласта  $m$**  называется расстояние по нормали между кровлей и почвой пласта. Такую мощность еще называют нормальной (или истинной) (рис. 3).

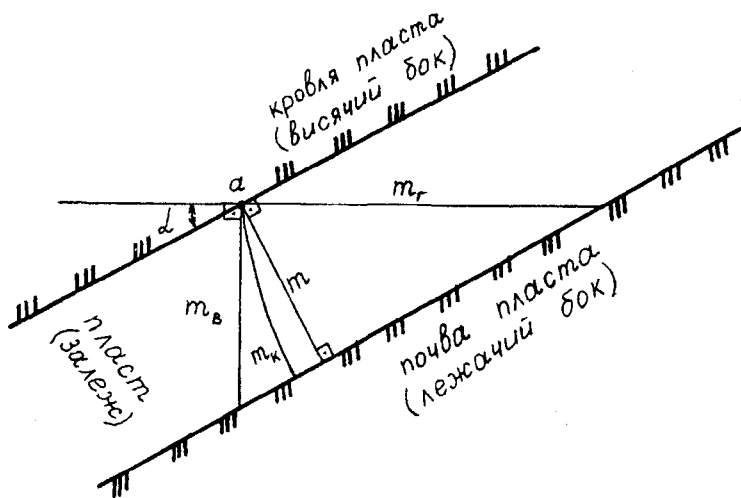


Рис. 3. Мощности пластовой залежи (пласта)

Кроме этой мощности различают следующие:

- горизонтальную мощность  $m_r$  – кратчайшее расстояние в горизонтальной плоскости между кровлей и почвой пласта;
- вертикальную мощность  $m_v$  – расстояние по вертикали между кровлей и почвой пласта;
- кажущуюся (видимую) мощность  $m_k$  – расстояние между кровлей и почвой пласта, измеренное по данному направлению;
- среднюю мощность  $m_{cp}$  – частное от деления объема пласта на его площадь.

Для пластов с непостоянной мощностью указывают крайние пределы ее колебаний.

Мощность пласта в разных его точках различна. При определении мощности залегания ее относят к точкам кровли (на рис. 3 это точка «а»).

По мощности различают следующие группы рудных залежей (в том числе в форме пласта):

- весьма тонкие ( $m$  менее 0,7 м);
- тонкие ( $m$  от 0,7 до 2 м);
- средней мощности ( $m$  от 2 до 5 м);
- мощные ( $m$  от 5 до 20 м);
- весьма мощные ( $m$  более 20 м).

Угольные пласты по мощности разделяются на:

- весьма тонкие ( $m$  менее 0,7 м);
- тонкие ( $m$  от 0,71 до 1,2 м);
- средней мощности ( $m$  от 1,21 до 3,5 м);
- мощные ( $m$  более 3,5 м).

Различают пласты простого и сложного строения (рис. 4). Пласт простого строения имеет однородное строение (т.е. состоит только из полезного ископаемого). В пласте сложного строения полезное ископаемое разделяется на отдельные слои (пачки) прослойками породы.

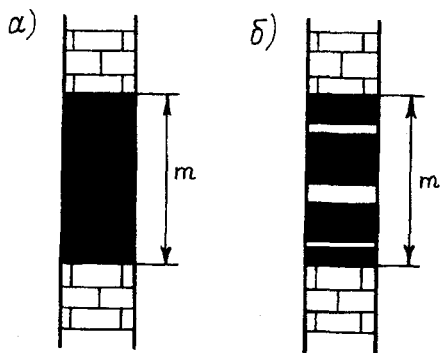


Рис. 4. Схемы строения пластов: а – простое строение; б – сложное строение

Мощность пластов сложного строения различают по следующим основным ее технологическим видам: полная, полезная, вынимаемая. Мощность пласта вместе с находящимися в нем прослойками породы называют полной мощностью. Полезная мощность пласта равна его полной мощности за вычетом суммы мощностей всех про-

слойков породы. Суммарную мощность пачек полезного ископаемого и прослойков породы, фактически вынимаемых при разработке, называют **вынимаемой (рабочей, эксплуатационной) мощностью** пласта.

Группа пластов, залегающих совместно в порядке их генетического образования, чередующихся с вмещающими пустыми породами и объединяющихся по единому геологическому признаку (чаще всего – по возрасту), представляют собой **свиту** пластов. Одна или несколько свит составляют **продуктивную толщу**.

**Глубиной залегания Н** называется расстояние по вертикали от земной поверхности до кровли пласта.

Если месторождение крутопадающее, то глубину указывают по вертикали от поверхности до верхней и нижней границ месторождения.

Большинство залежей (в том числе пластовых) имеют непостоянную мощность и угол падения к горизонтальной плоскости. Это объясняется тем, что в ходе диагенеза и метаморфизма в недрах возникали тектонические движения, которые и привели к изменению первоначальной формы залежи. Изменения в залегании слоистой толщи горных пород называют **тектоническими нарушениями (или дислокациями)** (рис. 5).

**Тектонические нарушения разделяют на:** пликативные (складчатые) и дизъюнктивные (разрывные).

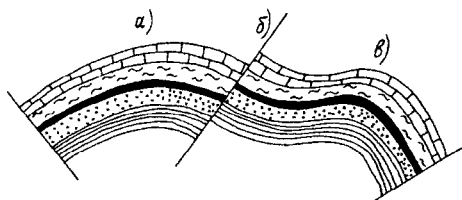


Рис. 5. Тектонические нарушения:

- а – пликативное;
- б – дизъюнктивное;
- в – флексура

**Пликативным** называется нарушение в залегании слоистых, осадочных или эффузивных горных пород, при которых образуются волнообразные изгибы без разрыва их слоистости, возникшие в ре-

зультате пластической деформации горных пород. К основным пликативным нарушениям можно отнести складки.

**Дизъюнктивным** называется нарушение в залегании горных пород, перемещение отдельных частей которых сопровождалось разрывом сплошности пород. К основным дизъюнктивным нарушениям можно отнести: сброс, взброс, сдвиг, пересдвиг, а также трещиноватость.

Кроме пликативных и дизъюнктивных нарушений нередко наблюдаются формы нарушений, которые по своему характеру являются переходными от пликативных к дизъюнктивным. Такие нарушения называют **флексурами**. Они могут проявляться и как самостоятельные формы.

Широко распространенной формой пликативного нарушения является **складка** (рис. 6) – разнообразные по форме изгибы слоев пород (присущие слоистым породам). К геометрическим параметрам складки относятся ее элементы залегания – азимут или дирекционный угол простирания; угол падения крыльев, шарнира (оси) складки и осевой плоскости; угол складки (рис. 6а) и размеры – длина, ширина, высота, амплитуда (рис. 6б).

**Крылья складки** ( $ABB_1A_1, DCC_1D_1$ ) – боковые части, поверхность которых близка к плоскости.

**Замок складки** ( $BGCC_1G_1B_1$ ) – криволинейная часть поверхности, по которой происходит постепенный переход от одного крыла к другому.

Пространство, заключенное внутри складки, называется **ядром складки**.

**Шарнир складки** ( $EE_1$ ) – линия пересечения плоскостей крыльев складки.

**Угол складки** ( $BEC, B_1E_1C_1$ ) – двугранный угол между плоскостями крыльев складки.

**Осевая плоскость** ( $EE_1F_1F$ ) – плоскость, проходящая через биссектрисы углов и шарнир складки. Осевая плоскость (биссекторная плоскость) проходит внутри складки через точки, равноудаленные от обоих крыльев.

**Ось складки** ( $GG_1$ ) – линия пересечения осевой плоскости с замком складки.

По направлению падения крыльев относительно шарнира различают складки антиклинальные и синклинальные.



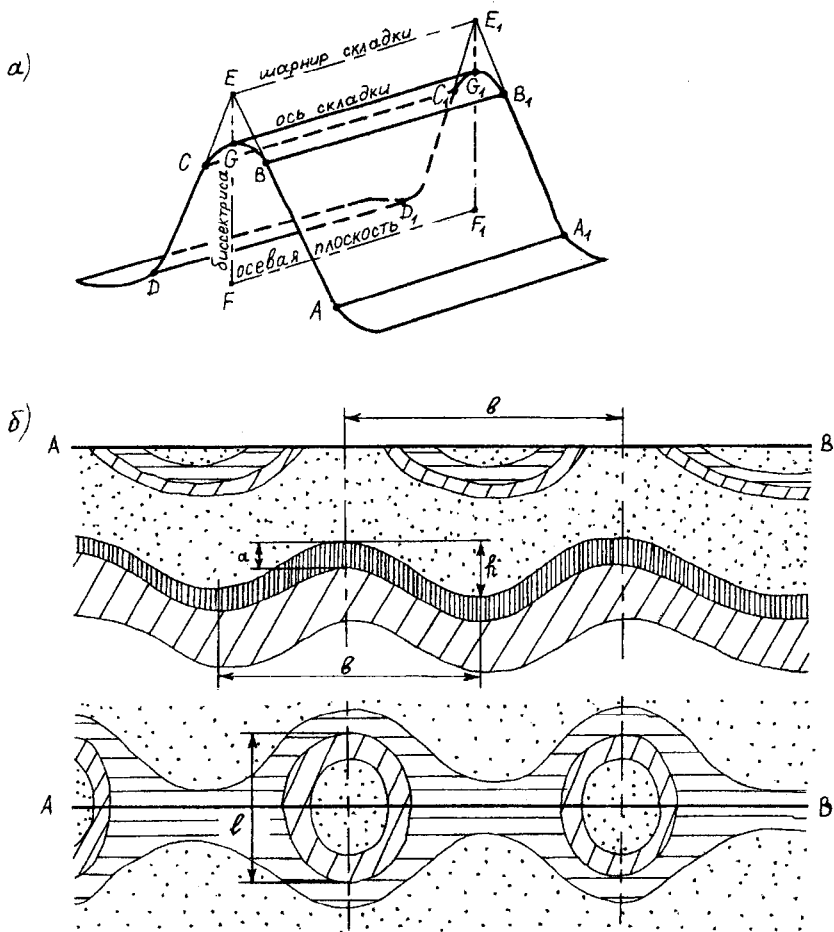


Рис. 6. Складка: а – элементы залегания складки; б – размеры складок

**Антиклинальной складкой** (рис. 6а) называют изгиб слоев горных пород, обращенный замковой частью вверх. Падение крыльев и осевой плоскости направлено от шарнира складки. У антиклинальных складок породы в ядре имеют более древнее происхождение, чем породы на периферии.

**Синклиальной складкой** называют изгиб слоев горных пород, обращенный замковой частью вниз. Падение крыльев и осевой

плоскости направлено в сторону шарнира складки. У синклинальных складок породы в ядре являются более молодыми, чем породы на периферии.

У антиклинальной складки замковая часть называется седлом, у синклинальной – мульдой.

Длиной складки  $l$  называется расстояние вдоль оси складки между контурами одного и того же стратиграфического горизонта на противоположных концах складки.

Шириной (горизонтальным размахом) складки  $b$  называется расстояние между срединными частями крыльев складки, измеренное по одному и тому же слою, или расстояние между осевыми линиями двух соседних антиклиналей или синклиналей.

Антиклинальные и синклинальные формы складок, у которых длина складки в 2 – 5 раз больше ее ширины, называются соответственно брахиантиклиналь и брахисинклиналь.

Высотой (вертикальным размахом) складки  $h$  называется расстояние по вертикали между замком антиклинали и замком смежной с ней синклинали, определяемое по одному и тому же слою.

Амплитудой складки  $a$  называется кратчайшее расстояние между касательными плоскостями к верхнему и нижнему замкам одного и того же слоя двух соседних складок, измеряемое по осевой плоскости складки.

Теперь перейдем к рассмотрению дизъюнктивных нарушений.

В результате тектонических движений в земной коре возникают напряжения, которые при превышении предела прочности пород приводили к нарушению сплошности и образованию в них разрывов. Разрывы сплошности пород проявляются вначале в виде трещин скола или отрыва. При дальнейшем действии сил трещины, на концах которых обычно концентрируются напряжения, объединялись и перерастали в разрывные нарушения. Таким образом, для дизъюнктивного нарушения характерно наличие поверхности (трещины смещения), по которой произошли разрыв и последующее перемещение блоков. Эта поверхность называется сместителем. (рис. 7).

У разрывных нарушений с наклонным (рис. 7а) и горизонтальным сместителем различают висячее и лежачее крыло. Блок пород, прилегающий к сместителю со стороны его висячего

бока, т.е. находящийся над сместителем, называют **висячим крылом**, а прилегающий к сместителю со стороны его лежачего бока, т.е. находящийся под сместителем, — **лежачим крылом**.

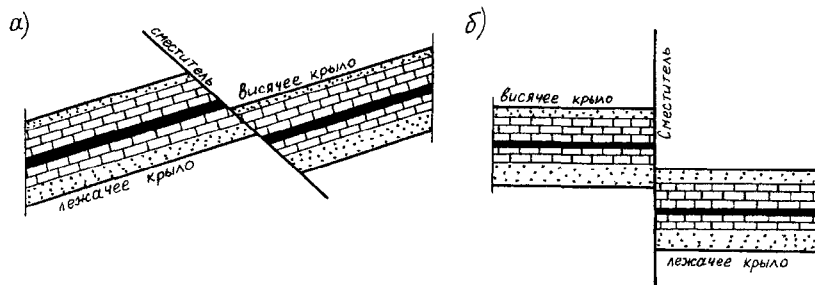


Рис. 7. Вертикальный разрез разрывного нарушения: а – с наклонным сместителем; б – с вертикальным сместителем

У разрывных нарушений с вертикальным сместителем (рис. 7б) также различают висячее и лежащее крыло. Относительно приподнятое крыло называют **висячим**, а относительно опущенное – **лежачим**.

Линии пересечений плоскостей лежачего и висячего крыльев с плоскостью сместителя называют **линиями скрещения (обреза) залежи** (рис. 8).

При большой мощности залежи нужно различать линию обреза по кровле и линию обреза по почве для каждого крыла в отдельности. Таким образом, крылья, сместитель и их линии пересечения являются основными элементами смещения.

К основным геометрическим параметрам разрывного нарушения относятся линейные параметры (амплитуды  $OO_1$ ; координаты точки наблюдения  $O$ ) и угловые (углы простирания и падения крыльев залежи  $\alpha_p, \delta_p$ ; углы простирания и падения сместителя  $\alpha_Q, \delta_Q$ ; угол дизъюнктивы  $V$ ; угол вектора условного перемещения  $\beta$ ).

Расстояние между двумя бывшими ранее смежными точками ( $OO_1$ ) называют **амплитудой**.

**Углом дизъюнктива  $V$**  называется линейный угол двугранного угла между плоскостями лежачего или висячего крыла и смесителем.

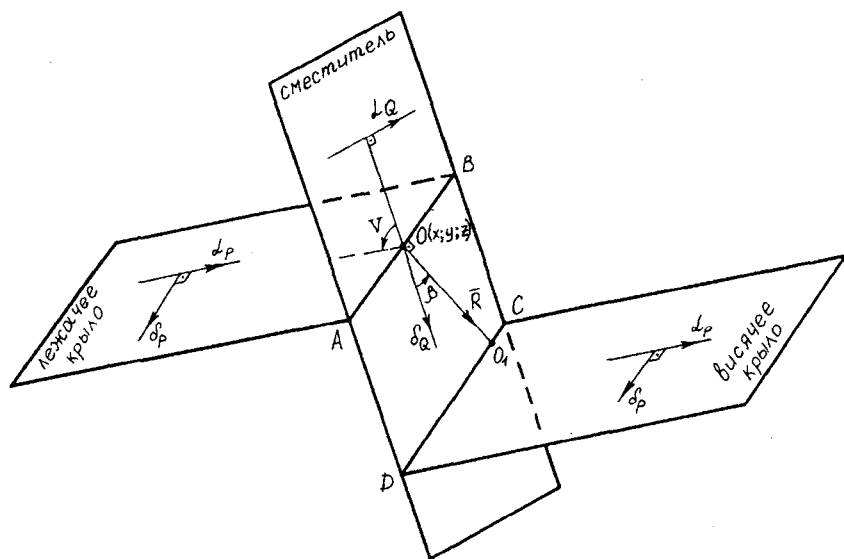


Рис. 8. Схема основных геометрических параметров разрывного нарушения. АВ, CD – линии скрещения залежи

Важным показателем перемещения той или иной части разрывного нарушения является вектор условного перемещения  $\vec{R}$ , характеризующийся величиной перемещения ( $OO_1$ ) и направлением перемещения ( $\beta$ ). Вектор  $\vec{R}$  расположен в плоскости смесителя и направлен от данной точки  $O$  линии обреза лежачего крыла к точке  $O_1$  линии обреза висячего крыла по кратчайшему расстоянию между ними. Величину угла  $\beta$  принято отсчитывать от линии падения плоскости смесителя против хода часовой стрелки до направления вектора  $\vec{R}$ .

В зависимости от значения угла  $\beta$  выделяют следующие основные типы смещений (нарушений):

- сброс – смещение висячего крыла вниз (по отношению к лежащему) по направлению падения сместителя ( $\beta = 0^\circ$ );
- взброс – смещение висячего крыла вверх (по отношению к лежащему) по направлению восстания плоскости сместителя ( $\beta = 180^\circ$ );
- сдвиг – смещение висячего крыла (по отношению к лежащему) по направлению простирания сместителя ( $\beta = 90^\circ$ );
- пересдвиг – смещение висячего крыла (по отношению к лежащему) по направлению, противоположному простиранию сместителя ( $\beta = 270^\circ$ ).

К одним из разновидностей дизъюнктивных нарушений относится **трещиноватость** – разрывы сплошности горных пород на блоки (отдельности) совокупностью разрывных плоскостей определенного направления (трещинами) без значительного относительного перемещения по ним блоков.

## 2.2. Классификация запасов полезных ископаемых

Запасы полезных ископаемых подсчитывают по наличию их в недрах без учета потерь при добыче, обогащении и переработке. Состав и свойства полезных ископаемых определяют в их природном состоянии.

Запасы природных строительных материалов выражают в кубических метрах. Запасы руд благородных металлов выражают в килограммах. Запасы других руд и горючих полезных ископаемых выражают в тоннах (для руд черных металлов, кроме их количества по массе, указывают также и среднее содержание в них металла; для руд цветных металлов, кроме запасов руд подсчитывают и запасы металла в тоннах).

Все запасы полезного ископаемого в пределах выявленной части месторождения называются **геологическими  $Z_{геол}$**  (рис. 9).

Их классифицируют по трем признакам: пригодности к промышленному освоению, степени изученности, готовности к промышленному освоению.

По пригодности к промышленному освоению геологические запасы делят на: балансовые и забалансовые.

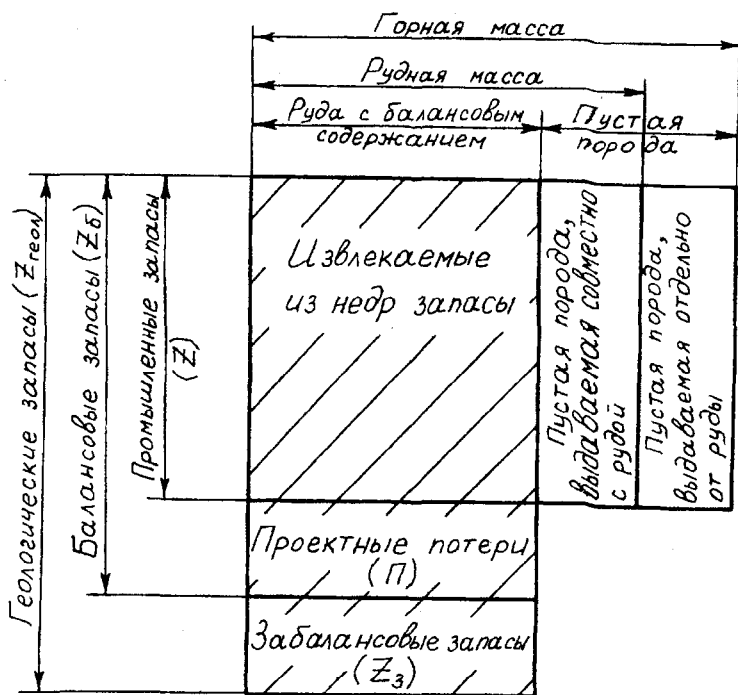


Рис. 9. Схема разделения запасов полезных ископаемых

По степени изученности месторождений (т.е. разведанности месторождения, качества сырья и горнотехнических условий разработки) запасы полезных ископаемых разделяют на: разведанные – категории А, В, С<sub>1</sub> и предварительно оцененные – категория С<sub>2</sub>.

По готовности к промышленному освоению запасы месторождений разделяют на: вскрытые, подготовленные, готовые к выемке.

**Балансовые запасы  $Z_b$**  – запасы, разработка которых экономически целесообразна при существующем уровне техники и технологии (т.е. это запасы удовлетворяющие требованиям кондиций).

**Забалансовые запасы  $Z_z$**  – запасы, разработка которых в настоящее время экономически нецелесообразна вследствие малого

количества, малой мощности, низкого содержания ценных компонентов, особой сложности условий эксплуатации, необходимости применения очень сложных процессов обогащения, но которые в дальнейшем могут быть объектом промышленного освоения (т.е. это запасы не удовлетворяющие требованиям кондиций).

Итак, разграничение балансовых и забалансовых запасов осуществляется на основе кондиций.

**Кондиции** на полезное ископаемое – комплекс требований к количеству и качеству полезного ископаемого, отражающих техническую возможность и экономическую целесообразность промышленного его использования в течение определенного периода (минимальное количество полезного ископаемого в недрах, пригодное для промышленного его использования; бортовые и минимальное промышленное содержание полезных компонентов; максимальное допустимое содержание вредных компонентов в полезном ископаемом, минимальная мощность залежи и т. п.).

Кондиции для подсчета запасов разрабатываются применительно к отдельным месторождениям полезных ископаемых (или для групп месторождений с аналогичными условиями) самими предприятиями или соответствующими научно-исследовательскими организациями. Определение кондиций является весьма сложным вопросом, и правильное решение его возможно только при совместном участии высококвалифицированных геологов, горняков, обогатителей, экономистов.

В процессе разработки полезных ископаемых часть балансовых запасов не может быть разработана и соответственно остается в недрах, т.е. теряется.

**Потерями полезного ископаемого** называется часть балансовых запасов, безвозвратно оставленная или не извлеченная из недр при разработке месторождения, добытая и отправленная в породные отвалы, оставленная в местах складирования, погрузки и т. д.

Потери, предусматриваемые проектом, называются **проектными потерями П**. Они делятся на: общешахтные и эксплуатационные.

К **общешахтным потерям** относят потери в предохранительных (охранных) и барьерных целиках.

К **эксплуатационным потерям** относят потери связанные с технологией ведения горных работ. К ним относят также потери по геологическим и гидрогеологическим причинам.

Величина потерь оценивается в процентах или выражается в виде коэффициента потерь.

**Промышленными запасами  $Z$**  называется часть балансовых запасов, которая извлекается на поверхность при полной отработке месторождения. Т. е. промышленные запасы получают путем исключения из балансовых запасов проектных потерь.

Кроме полезного ископаемого при разработке извлекают и пустые породы. Часть из них выдается на поверхности отдельно от полезного ископаемого, а часть смешивается с ним в процессе выемки. Выдаваемое на поверхность полезное ископаемое с примешанной пустой породой называют **рудной массой**, а совокупность рудной массы и пустых пород, выдаваемых отдельно от руды – **горной массой**.

Примешивание породы к полезному ископаемому и происходящее в результате этого снижение качества добытого полезного ископаемого по сравнению с природным называют **разубоживанием**.

Количество полезного ископаемого, добываемого из месторождения, оценивается **коэффициентом извлечения  $C$** , который показывает какую часть балансовых запасов выдают на поверхность. Его можно рассчитать из величины проектных потерь, которые предусматриваются к безвозвратному оставлению в недрах при полной отработке запасов

$$C = \frac{Z}{Z_6}, \text{ д. ед.} \quad (2)$$

или

$$C = 1 - 0,01 \cdot П, \text{ д. ед.} \quad (3)$$

При разработке одиночного пласта промышленные запасы шахтного поля, имеющие форму правильного прямоугольника, можно ориентировочно подсчитать по формуле

$$Z = S \cdot H \cdot m_{\text{ср}} \cdot \rho_{\text{ср}} \cdot C, \text{ т,} \quad (4)$$

где  $S, H$  – размеры шахтного поля соответственно по простиранию и падению, м;

$m_{\text{ср}}$  – средняя мощность пласта, м;

$\rho_{\text{ср}}$  – средняя плотность полезного ископаемого, т/м<sup>3</sup>.



Произведение средней мощности пласта на среднюю плотность полезного ископаемого называется **производительностью пласта**  $p$

$$p = m_{\text{ср}} \cdot \rho_{\text{ср}}, \text{ т/м}^2. \quad (5)$$

**Срок существования горного предприятия**  $T$  – время, в течение которого будут извлекаться промышленные запасы

$$T = \frac{Z}{A}, \text{ год}, \quad (6)$$

где  $A$  – производственная мощность горного предприятия, т/год.

**Производственная мощность горного предприятия**  $A$  – максимально возможная в реальных условиях добыча полезного ископаемого установленного качества в единицу времени (сутки, год), определяемая исходя из условий производства в рассматриваемом периоде на основе наиболее полного использования оборудования, рационального режима работы, эффективной технологии и организации производства при соблюдении требований безопасности и правил технической эксплуатации.

Производственная мощность не является величиной постоянной. Под влиянием изменения горно-геологических условий, технологического прогресса, возможной реконструкции она может меняться во времени.

Теперь перейдем к рассмотрению геологических запасов по степени изученности (категории  $A$ ,  $B$ ,  $C_1$  и  $C_2$ ).

**Категория  $A$**  – запасы, детально разведанные с помощью скважин и горных выработок; имеются все данные о качестве полезного ископаемого.

**Категория  $B$**  – запасы, разведанные с помощью разведочных выработок; выявлены основные особенности залегания и качества полезного ископаемого без точного оконтуривания участков с кондиционными и некондиционными запасами.

**Категория  $C_1$**  – запасы, определенные на основании более редкой сети буровых скважин или разведочных выработок и экстраполяции по геологическим и геофизическим данным; условия, определяющие ведение эксплуатационных работ, выяснены в общих чертах.

**Категория С<sub>2</sub>** – запасы, предварительно оцененные по геологическим данным; контур категории принят по данным примыкающих разведанных участков.

При проектировании горного предприятия для определения перспектив их развития наряду с запасами категорий А, В, С<sub>1</sub> и С<sub>2</sub> учитывают прогнозные ресурсы категорий Р<sub>1</sub>, Р<sub>2</sub> и Р<sub>3</sub>.

Составление проектов и финансирование строительства и реконструкции горных предприятий разрешается при определенном соотношении запасов различных категорий и групп месторождений по степени сложности – 1, 2, 3, 4.

Планомерная и эффективная разработка месторождения возможна при условии строгой увязки во времени и в пространстве вскрытия, подготовки и очистной выемки и при обеспеченности горного предприятия достаточными запасами вскрытого, подготовленного и готового к выемке полезного ископаемого. В связи с этим запасы классифицируют по готовности к промышленному освоению.

**Вскрытые запасы** – промышленные запасы месторождения или его части, находящиеся выше горизонта подсечки капитальными вскрывающими выработками, из которых намечается проведение подготовительных горных выработок.

**Подготовленные запасы** – часть вскрытых запасов на участках, в которых пройдены все подготовительные горные выработки, предусмотренные проектом принятой системы разработки и дающие возможность начать проведение нарезных выработок.

**Готовые к выемке** – часть подготовленных запасов на участках, в которых пройдены все нарезные выработки и устранены различные причины, которые могут задержать начало очистной выемки.

При текущем учете промышленных запасов действующего горного предприятия они подразделяются еще и по степени возможности вовлечения их в добычу на активные и неактивные запасы.

**К активным** относятся не только готовые к выемке запасы, но и та часть промышленных запасов, которые готовы для перевода их в более высокие категории, например, от вскрытых к подготовленным или от подготовленных к готовым к выемке запасам.

**К неактивным** относят те части различных категорий промышленных запасов, которые в ближайшее время не могут быть вынутыми или подготовленными без выполнения специальных работ.

Это запасы во временных целиках, временно заваленные, временно затопленные и т.п.

Наличие достаточного количества вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов необходимо для того, чтобы:

- по мере отработки одних выемочных участков месторождения своевременно и планомерно развивать добычу на других участках в количестве и с качеством, установленными проектом;
- иметь резервные выемочные участки на случай временного прекращения работ по вскрытию и подготовке или необходимости увеличения размера добычи, установленного проектом;
- иметь запас времени для эксплуатационной разведки частей месторождения, вводимых в эксплуатацию.

### **2.3. Характеристика Старобинского месторождения калийных солей**

В настоящее время на Старобинском месторождении калийных солей работы ведут четыре рудоуправления 1РУ, 2РУ, 3РУ, 4РУ РУП «ПО «Беларуськалий» (рис. 10). В состав рудоуправления входит рудник и обогатительная фабрика. Ведется строительство Краснослободского рудника. Переработка руд на хлористый калий осуществляется на 1РУ, 2РУ, 3РУ флотационным методом, на 4РУ – галургическим.

Старобинское месторождение калийных солей площадью около 350км<sup>2</sup> расположено в пределах Солигорского, Любанского и Слуцкого районов Минской области Республики Беларусь. В геологическом строении месторождения принимают участие осадочные комплексы палеозойских, мезозойских и кайнозойских отложений. Собственно соленосная толща приурочена к фаменскому ярусу верхнедевонской формации палеозойских отложений. Кровля толщи залегает на глубине 300-600м. Мощность толщи в центре месторождения составляет 550-880м, а на периферии выклинивается до нуля. Калийная залежь в соляной толще простирается в направлении, близком к широтному, падение пластов – северо-восточное (угол падения до 6°). Залежь состоит из четырех калийных горизонтов – с первого по четвертый (сверху вниз).

Первый горизонт расположен в основном в центре месторождения. Кровля его залегает на глубине 350-620м. Мощность горизонта

2-7 м. Содержание КСl составляет 19%, а нерастворимый остаток НО – 19-21%. В настоящее время ведутся работы по изысканию рациональных технологических схем отработки горизонта и технических решений по разработке специального очистного оборудования.

Второй горизонт мощностью 1-4,4м залегает на глубине 370-700м. Содержание КСl составляет 27-32%, а нерастворимый остаток НО – 3-8%. Горизонт представлен двумя (верхним и нижним) слоями сильвинита и одним (средним) слоем каменной соли (галита). Строение разрабатываемого калийного пласта представлено на рис.11. Мощность пласта 2,1-2,8м. В пределах шахтных полей действующих рудников горизонт в значительной степени разработан.

Третий горизонт распространен по всей площади месторождения и включает три пласта: верхний сильвинитовый (с включением карналлита), средний глинисто-карналлитовый, нижний сильвинитовый. Мощность верхнего пласта 1-4,5м, среднего 4,5-17м, нижнего 7-8м. Нижний пласт – промышленный. Он состоит из шести (снизу вверх) сильвинитовых слоев, разделенных пластами каменной соли. Пласты включают прослойки галопелитов, мощность которых возрастает в направлении к кровле пласта в восточной и северо-восточной частях. Слой VI включает гнезда карналлита и глинисто-карналлитовых отложений. В разработке находятся слои II, III, и IV суммарной мощностью 4-4,8м. Содержание КСl составляет 21-24% (в сильвинитовых слоях 26,9-48,8%), нерастворимый остаток НО – 2-10%. Местами V и VI слои сильвинита замещены галитом и карналлитом. Низкий пласт залегает на глубине 350-1200м. Глубина разработки составляет 585-800м. Галеопелитовые прослойки в пределах третьего калийного горизонта имеют мощность от долей миллиметра до 100мм. Суммарная их мощность достигает 0,6м.

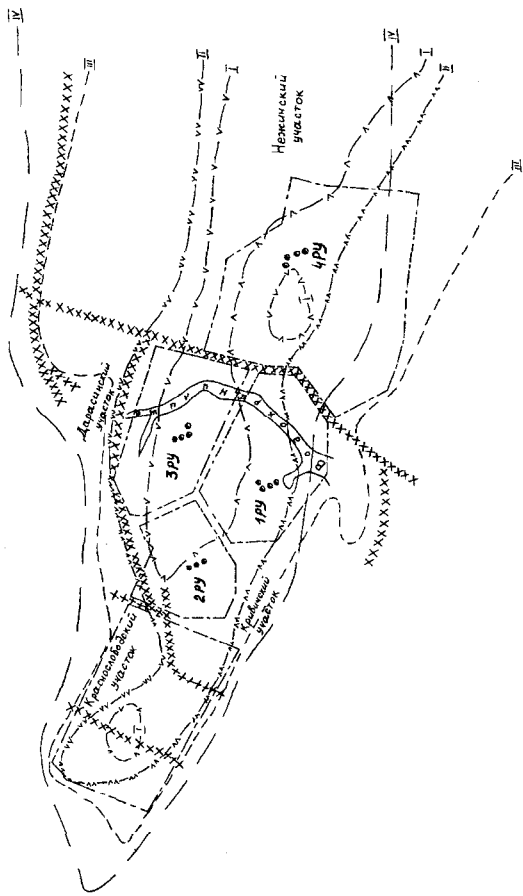


Рис. 10. Схема Старобинского месторождения калийных солей:

- границы шахтных полей;
- v- граница I калийного горизонта;
- vv- граница II калийного горизонта;
- - - граница III калийного горизонта;
- - - граница IV калийного горизонта;
- стволы рудников;
- xxxx тектонические нарушения

Горизонт	Пласт	Разрез	Наименование слоев	Мощность, м	Содержание компонентов, %				
					KCl	НО			
II	Второй калийный		Кровля						
			Верхний сylvинитовый	0,72-0,95	36,4-38,7	3,9-5,1			
			Средний галитовый	0,47-0,79	3,2-4,0	4,4-11,4			
			Нижний сylvинитовый	0,87-1,05	36,6-41,2	3,9-4,7			
III	Третий калийный		Кровля						
			VI	0,17-0,30					
			V-VI	0,60-0,80					
			V	0,15-0,30					
			IV-V	0,60-0,75					
			IV	0,80-1,40	31,5-32,5	5,8-6,6			
			III-IV	1,15-1,30	2,6-2,8	4,6-11,5			
			III	0,80-0,90	36,1-37,5	4,8-5,2			
			II-III	0,60-0,65	6,3-6,6	3,2-10,1			
			II	0,65-0,70	46,1-45,6	2,5-2,6			
			I-II	0,60-0,70					
	I	0,18-0,20							
			1		2		3		4

Рис. 11. Строение промышленных калийных пластов Старобинского месторождения: 1 – сylvинит, 2 – галит (каменная соль), 3– карналлит, 4 – глина

В настоящее время на ПРУ организована добыча и переработка каменной соли. Пласт каменной соли в районе опытного участка располагается на глубине 420-480 м и представлен чередованием слоев каменной соли и глин. Общая мощность разрабатываемого пласта 5,89 м. Содержание NaCl в пласте изменяется от 90,2 до 99,46%, нерастворимого остатка НО – от 0,27 до 7,38%.

Характерными геологическими нарушениями калийных пластов Старобинского месторождения являются тектонические трещины и мульды. К ним приурочены газодинамические явления. Они происходят в виде внезапных и искусственно инициированных выбросов соли и газа, обрушений пород кровли, сопровождающихся газовыделениями, и отжимом призабойной части пород, сопровождающихся звуковыми эффектами, разрушением и выносом разрушенной породы в горную выработку.

К трещинам часто приурочены скопления природных газов. Они являются естественными путями фильтрации газов при нарушении геомеханического равновесия в процессе ведения горных работ.

Старобинское месторождение обрамлено крупными тектоническими зонами, которым сопутствуют более мелкие дизъюнктивные нарушения, и разбито на блоки с различной амплитудой смещения. Большинство тектонических трещин локализуется в краевых частях шахтных полей в непосредственной близости от тектонических нарушений. Интенсивность появления трещин возникает в значительной степени по мере приближения к разрывным нарушениям. Трещины имеют протяженность от десятков до нескольких сотен метров. Ширина трещин изменяется в пределах 1-5 см.

Внезапные и искусственно инициированные выбросы соли и газа происходят только при вскрытии горными выработками локальных геологических нарушений в виде мульд, встречающихся при ведении горных работ на Третьем калийном горизонте. Они имеют относительно небольшие размеры в плане – 20-35 м. Горизонтальное сечение мульд имеет форму близкую к эллипсу или кругу, а вертикальное сечение дает воронкообразную форму. Углы падения слоев соляных пород изменяются от пологих (не более 5-6°) – в краевых частях мульды до крутых (30-80°) – вблизи ее центра. Для большинства мульд характерно наличие ядра, представляющего собой сферическое или изометрическое образование из перемятых и перемешанных пород. Обломки соляных пород в ядре представлены ка-

менной солью и карналлитом, заполняющий материал – галопелиты. Размеры обломков изменяются от 0,1 до 1 м. В области мульды отмечаются системы концентрических и радиальных трещин, заполненных галитом, сильвином и карналлитом, увеличивается количество разноориентированных прожилок. В пределах мульд всегда наблюдаются признаки выщелачивания и замещения сильвинитов, карналлитов и каменной соли, которые фиксируются по уменьшению мощности слоев, их «выклиниванию», изменению химического и минерального состава пород. В различной степени эти процессы проявляются в большинстве слоев сильвинита, карналлита и каменной соли.

Мульды образовались в результате воздействия на породы Третьего горизонта агрессивных вод рассолов, недонасыщенных по тем или иным компонентам. Такое воздействие приводит к формированию зон измененных пород, которые характеризуются набором соответствующих признаков. Наиболее ярко эти признаки проявляются в центральных частях мульд, на периферии они сглаживаются из-за естественной эволюции состава водных растворов.

Плотность калийных солей колеблется в пределах 1,8-2,4 т/м<sup>3</sup>. Коэффициент крепости  $f$  соляных пород Старобинского месторождения 2-4. Естественная влажность сильвинитов и каменной соли составляет 0,3 и 0,4%, влажность галитовых прослоев в 30-40 раз выше. Газоносность пород Старобинского месторождения по горючим газам относительно невелика и не превышает 0,4 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>. Калийная пыль, образуемая при ведении горных работ, инертна и не представляет опасности с точки зрения ее воспламенения.

### **3. ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

#### **3.1. Стадии разработки месторождений**

Извлечение полезных ископаемых подземным способом предполагает три основные стадии:

- вскрытие запасов шахтного поля;
- подготовка запасов (или их части) к отработке;
- очистная выемка подготовленных запасов.



Совокупность работ по вскрытию, подготовке месторождения и очистной выемке называют **подземной разработкой полезных ископаемых**.

**Вскрытием** называют обеспечение доступа с поверхности земли к месторождению (или его части) путем проведения горных выработок для создания условий подготовки полезного ископаемого к выемке.

Горные выработки, проводимые для вскрытия, называют **вскрывающими**. Их делят на главные (которые проводят с поверхности земли) и вспомогательные (которые не имеют непосредственного выхода на поверхность и служат для вскрытия пласта от главных вскрывающих выработок).

К главным вскрывающим выработкам относят: вертикальные и наклонные стволы, штольни, шурфы, скважины большого диаметра.

К вспомогательным вскрывающим выработкам относят: квершлагги, слепые стволы, гезенки, в исключительных случаях – бремсберги и уклоны.

**Подготовкой** называют проведение горных выработок после вскрытия, обеспечивающих условия для ведения очистной выемки.

Горные выработки, проводимые для подготовки, называют **подготовительными**. К ним относят: штреки, орты, бремсберги, уклоны, ходки, промежуточные квершлагги, промежуточные гезенки.

**Очистной выемкой** называют комплекс работ по извлечению полезного ископаемого в очистном забое (лаве, камере, полосе, раскосе).

Период ведения очистных работ на горном предприятии называют **эксплуатацией месторождения**.

**Технологическая схема горного предприятия** включает в себя вскрытие, подготовку, очистную выемку, транспортирование и подъем на поверхность полезного ископаемого, проветривание горных выработок и поверхностный комплекс.

### **3.2. Сдвигание вмещающих пород и земной поверхности. Предохранительные целики.**

Горные выработки и пустоты, образовавшиеся после выемки полезного ископаемого, заполняются со временем обрушающимися породами, в результате чего масса пород над месторождением мо-

жет деформироваться и оседать. Этот процесс называется сдвижением горных пород. Сдвигение вызывает плавное оседание земной поверхности, без разрыва ее сплошности, либо резкое, со значительными смещениями и обрушениями – провалами.

Процесс сдвижения горных пород, достигая земной поверхности, деформирует ее и находящиеся на ней здания и сооружения. Рассмотрим основные параметры, которые характеризуют процесс сдвижения земной поверхности (рис. 12).

При выемке части пласта  $a b c$  в процесс сдвижения горных пород достигает поверхности земли, вызывая ее деформацию. Часть земной поверхности АГБВ, подвергаясь этим деформациям (сдвигениям) называется мульдой сдвижения.

В мульде сдвижения выделяют два главных сечения, проходящих через точку максимального оседания  $O$  по простиранию  $AB$  и падению  $BГ$  пласта (в данном случае падение условное, поскольку пласт залегает горизонтально). В этих сечениях размеры мульды сдвижения определяют с помощью углов: граничных  $\delta_0, \beta_0, \gamma_0$ ; сдвижения  $\delta, \beta, \gamma$ ; разрывов  $\delta', \beta', \gamma'$ ; максимального оседания  $\Theta$ ; полных сдвижений  $\psi_1, \psi_2, \psi_3$ ; сдвижения в наносах  $\phi_0, \phi, \phi'$ .

При  $D_1 \gg H$  (разрез  $A-B$ ), в главном сечении мульды сдвижения образуется плоское дно без возрастания максимального оседания при дальнейшем увеличении размеров  $D_1$ . Такой случай подработки называют полной подработкой земной поверхности.

При  $D_2 < H$  (разрез  $B-Г$ ), в главном сечении мульды сдвижения образуется вогнутое (криволикое) дно с возрастанием максимального оседания при дальнейшем увеличении  $D_2$ . Такой случай подработки называют неполной подработкой.

При увеличении угла наклона пласта, точка  $O$  смещается в сторону его падения.

Глубина, при которой и ниже горизонта которой горные работы не вызывают в сооружениях деформаций более допустимых, называется безопасной глубиной разработки  $H_6$ . Она определяется в зависимости от величины допустимой деформации для охраняемого сооружения.

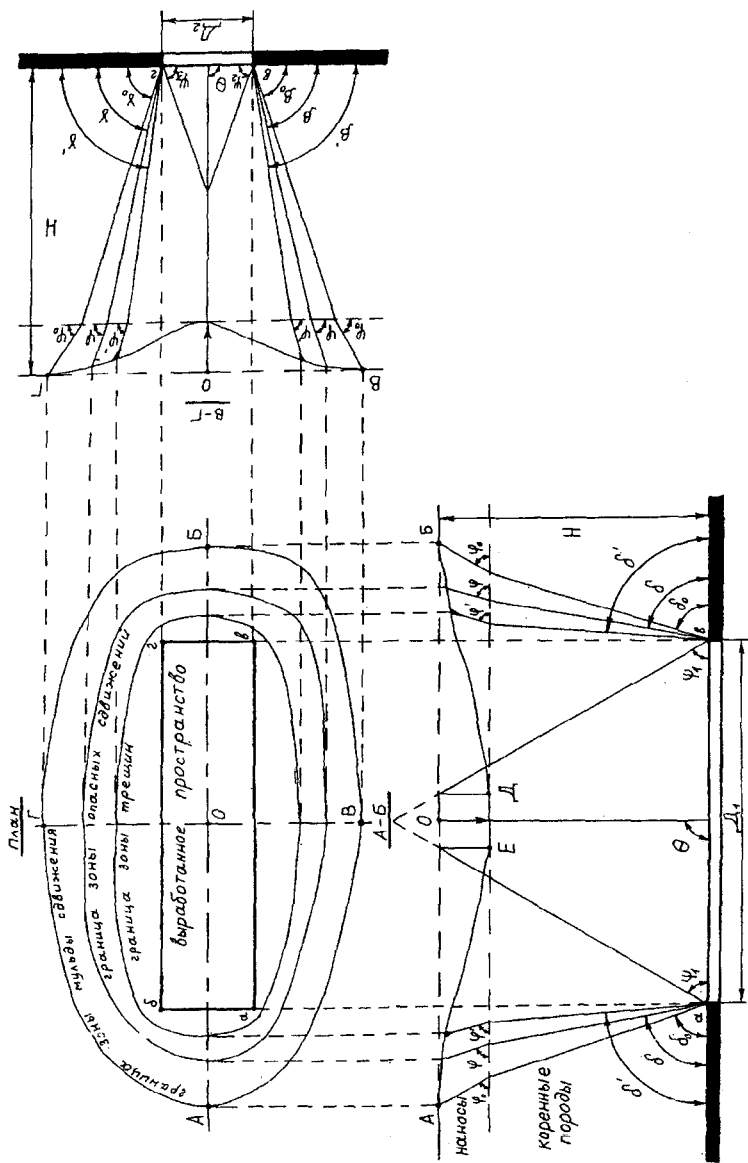


Рис. 12. Схема сдвижения горных пород при горизонтальном залегании пласта

Если для охраняемого сооружения в качестве допустимой приняты:

- горизонтальные деформации, то

$$H_6 = K_\varepsilon \cdot \frac{m}{[\varepsilon_d]}, \text{ м}; \quad (7)$$

- если наклоны, то

$$H_6 = K_i \cdot \frac{m}{[i_d]}, \text{ м}, \quad (8)$$

где  $m$  – вынимаемая мощность пласта, м;

$[\varepsilon_d]$ ,  $[i_d]$  – допустимые величины соответственно горизонтальных деформаций и наклонов;

$K_\varepsilon$ ,  $K_i$  – коэффициенты, определяемые для каждого вида охраняемого сооружения в соответствии с «Правилами охраны».

Безопасная глубина откладывается от охраняемого объекта вниз по вертикали. Разработка пласта ниже горизонта безопасной глубины может производиться без специальных мер охраны сооружений на поверхности.

Разработка пласта выше горизонта безопасной глубины вызывает необходимость принятия мер, обеспечивающих их сохранность. К основной мере охраны относят оставление предохранительного целика под охраняемый объект. Рассмотрим последовательность его построения (рис. 13).

На нижнюю часть листа чертежной бумаги наносят выкопировку из пласта контура АЕDC охраняемой площади, линии координатной сетки и направление падения пласта.

Сверху строят вертикальные геологические разрезы I–I (вкrest простирания) и II–II (по простиранию), проходящие через центр O охраняемой площади. От точек O' и O'' этих разрезов откладывают размеры охраняемой площади и получают точки C'(A), D'(E), A''(E''), C''(D''). Кроме того, от поверхности земли вниз по вертикали откладывают вычисленное значение  $H_6$  и получают горизонт безопасной глубины.

Для построения контура целика сначала на разрезе I–I из точек C'(A) и D'(E) проводят линии под углом  $\phi$  к горизонту в пределах наносов и, далее, в пределах коренных пород – до почвы пласта соответственно под углами сдвижения  $\gamma$  и  $\beta$  и получают точки 4'(1'),

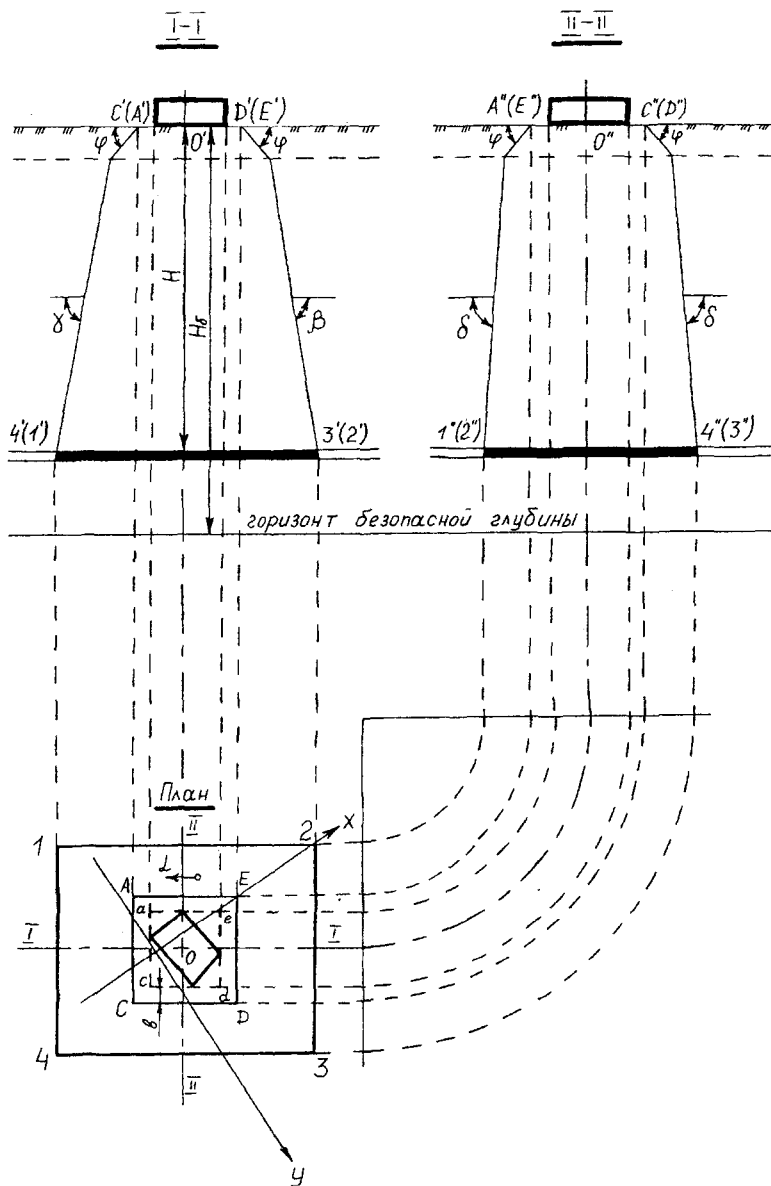


Рис. 13. Построение предохранительного целика под здание

3'(2') на нижней и верхней границах целика (в данном случае нижняя и верхняя границы условные, поскольку пласт залегает горизонтально).

Аналогичным образом на разрезе II–II из точек А"(Е") и С"(D") в пределах наносов проводят линии под углом  $\phi$  к горизонту и, далее, по коренным породам – под углом сдвижения  $\delta$ .

Проецируя верхнюю и нижнюю границы целика с разреза I–I на разрез II–II, получают размеры целика 1"(2") и 4"(3") по простиранию пласта соответственно в верхней и нижней его границах. Затем известным из начертательной геометрии способом строят контур 1234 целика в плане. Охране подлежит часть целика, расположенная выше горизонта безопасной глубины.

### **3.3. Вскрытие и подготовка месторождений**

#### **3.3.1. Деление шахтных полей на части**

Границами шахтного поля являются условные поверхности, ограничивающие его по простиранию и падению. Шахтные поля могут иметь самую разнообразную конфигурацию (при невыдержанных элементах залегания пласта, при крупных геологических нарушениях, при наличии соседних шахтных полей и т.п.) и наиболее распространенную – прямоугольную вытянутую по простиранию (при выдержанных элементах залегания пласта). Длина шахтного поля по простиранию достигает 20 км, по падению 5 км, а наиболее распространенные соответственно 6-7 км и 2-3 км.

Для обеспечения рациональной и экономически эффективной отработки запасов шахтное поле делят (раскраивают) на более мелкие части. Они должны иметь приблизительно одинаковые геометрические размеры, приблизительно одинаковую продолжительность отработки, одинаковые функциональные особенности. Это позволяет придать системный и последовательный характер отработки запасов шахтного поля. В конечном счете оно должно способствовать уменьшению объемов проведения и поддержания горных выработок, повышению безопасности работ и снижению затрат на вскрытие и подготовку шахтного поля.

Шахтные поля делят на горизонты и блоки (рис. 14), а также на горизонты и крылья (рис. 15).

**Горизонтом** называют часть шахтного поля, ограниченную по простираению границами шахтного поля, а по падению и восстанию соответственно верхней и нижней границами шахтного поля или горизонтальными разделяющими плоскостями (например, границами смежных горизонтов).

**Блоком** называется часть шахтного поля имеющая отдельные стволы для поступающей и исходящих струй воздуха для самостоятельного секционного проветривания, спуска-подъема людей, оборудования и материалов.

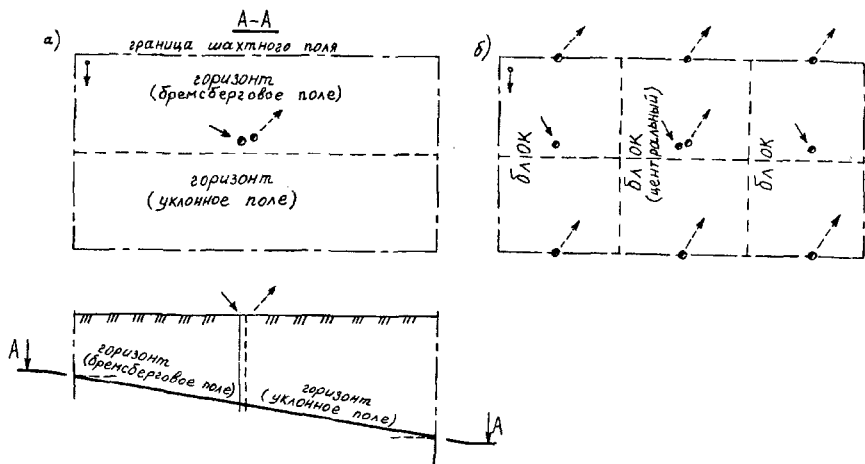


Рис. 14. Деление шахтного поля на горизонты (а) и блоки (б)

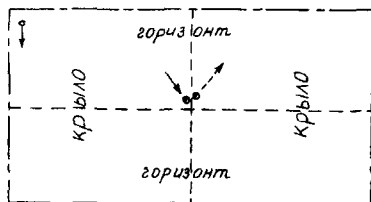


Рис. 15. Деление шахтного поля на горизонты и крылья

**Крылом** называется часть шахтного поля, ограниченная по восстановлению и падению границами шахтного поля, а по простиранию— границей шахтного поля и вертикальной плоскостью, проведенной вкрест простирания пласта и проходящей через главные вскрывающие выработки.

Горизонты делят на более мелкие части: этажи, панели, длинные столбы по простиранию, падению, восстановлению пласта (рис. 16). Панели в свою очередь делят на ярусы. Этажи и ярусы можно делить на подэтажи и подъярусы. Возможны и другие варианты деления горизонтов на конкретном месторождении.

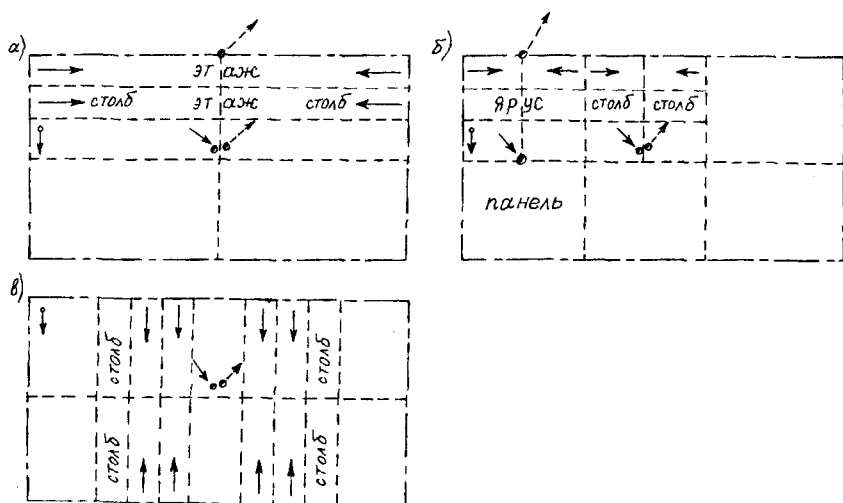


Рис. 16. Деление горизонтов на: этажи (а); панели (б); длинные столбы вытянутые по падению или восстановлению (в); длинные столбы вытянутые по простиранию (а)



### 3.3.2. Способы и схемы вскрытия шахтных полей.

#### Вскрытие шахтных полей Старобинского месторождения

Каждая шахта (рудник) по условиям безопасности должна иметь не менее двух отдельных выходов на поверхность. Для большинства горных предприятий выходами на поверхность служат стволы.

**Ствол** – подземная вертикальная или наклонная горная выработка, имеющая непосредственный выход на поверхность и предназначенная для подъема полезного ископаемого и пустой породы, спуска и подъема людей, различных грузов, вентиляции, электрообеспечения, водоотлива и других технических целей.

Шахтные (рудничные) поля вскрывают различными способами в зависимости от геологических, горнотехнических и экономических факторов.

**Способ вскрытия** – совокупность вскрывающих выработок в шахтном поле относительно элементов залегания пласта с учетом их функционального назначения.

Способы вскрытия делятся на группы:

- способ вскрытия вертикальными стволами;
- способ вскрытия наклонными стволами;
- штольневой способ вскрытия;
- комбинированный способ вскрытия.

Вскрытие вертикальными стволами является наиболее универсальным и распространенным (рис. 17) в отличие от наклонных (рис. 18).

**Квершлаг** – подземная горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность, пройденная по вмещающим породам вкрест простирания месторождения от ствола и предназначенная для обслуживания подземных горных работ (транспортирования полезного ископаемого и пустой породы, перемещения рабочих, водоотлива, прокладки электрических кабелей и других технических целей).

**Штрек** – подземная горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и проведенная по простиранию полезного ископаемого (при наклонном его залегании) или в любом направлении (при горизонтальном его залегании).

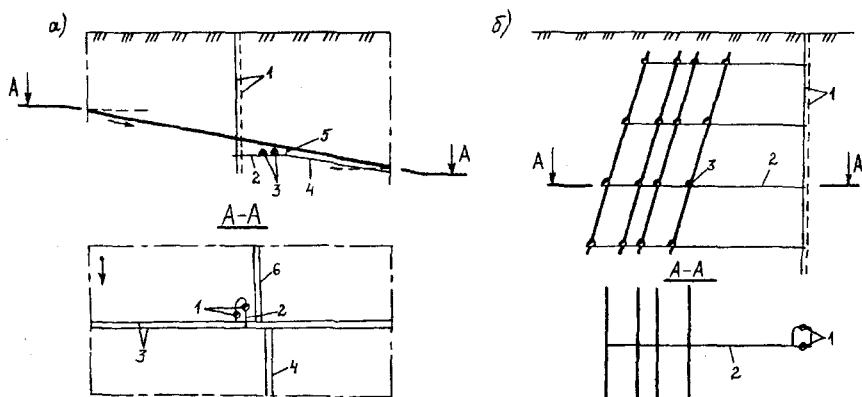


Рис. 17. Вскрытие пластов вертикальными стволами; а – пологий пласт, б – крутые пласты; 1 – стволы, 2 – квершлаг, 3 – откаточные штреки, 4 – уклон (полевой), 5 – гезенк (восстающий), 6 – бремсберг (рудный, пластовый)

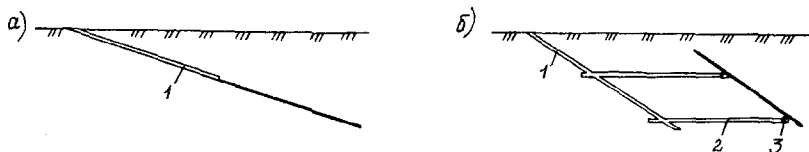


Рис. 18. Вскрытие пластов наклонными стволами: а – без вспомогательной вскрывающей выработки, б – с вспомогательной вскрывающей выработкой; 1 – ствол, 2 – квершлаг, 3 – откаточный штрек (полевой)

**Бремсберг** – подземная наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и предназначенная для спуска грузов с верхних горизонтов на нижние.

**Уклон** – подземная наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и предназначенная для подъема грузов с нижних горизонтов на верхние.

**Гезенк** – подземная вертикальная или наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность, проводимая по восстанию и предназначенная для спуска полезного ископаемого, породы, подъема и спуска материалов, перемещения людей с одного горизонта на другой и проветривания. Для рудных

месторождений пользуются понятием **восстающий**. Выработка, проведенная по пустым породам называется **полевой**, а в рудном теле (или по пласту) – **рудной (или пластовой)**.

Выбор способа вскрытия вертикальными или наклонными стволами производится на основании экономического расчета.

Вскрытие наклонными стволами дает особенно хорошие результаты при углах падения пласта меньше  $15^\circ$ . В этом случае подъем по наклонному стволу производят конвейерами, что при небольшой глубине разработки дешевле, чем подъем по вертикальному стволу.

При сложном рельефе местности (гористая или сильно пересеченная) пласт вскрывают штольной (рис. 19).

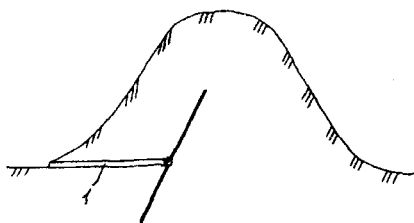


Рис. 19. Штольной способ вскрытия:  
1 – штольня

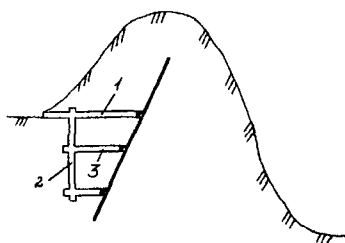


Рис. 20. Комбинированный способ вскрытия: 1 – штольня, 2 – слепой ствол, 3 – квершлаг

**Штольня** – подземная горизонтальная горная выработка, имеющая непосредственный выход на поверхность, проведенная на местности со сложным рельефом и предназначенная для обслуживания подземных горных работ.

При комбинированных способах вскрытия применяют разнотипные вскрывающие выработки, например, штольню и слепой ствол в сочетании с квершлагом (рис. 20).

**Слепой ствол** – подземная вертикальная или наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и предназначенная для тех же целей, что и ствол.

Графическим изображением способа вскрытия является **схема вскрытия** (см. рис. 17). Она представляется в виде проекций горных

выработок на вертикальную и горизонтальную (или наклонную параллельную пласту) плоскости. На вертикальную плоскость, проводимую вкрест простирания месторождения, проектируют пласты, а также главные и вспомогательные вскрывающие выработки (вертикальная схема вскрытия). На горизонтальную плоскость проектируют выработки транспортного горизонта включая стволы и околовствольные двory, а также пластовые и полевые выработки, проведенные между транспортным и вентиляционным горизонтами (горизонтальная схема вскрытия).

Схема вскрытия включает и выработки вентиляционного горизонта, которые также проектируются на вертикальную и горизонтальную (или наклонную) плоскости.

По месту расположения стволов относительно границ шахтного поля на горизонтальной плоскости различают следующие основные схемы вскрытия: с центральными стволами (рис. 21а), с центрально-отнесенными стволами (рис. 21б), с секционными стволами (рис. 21в) и комбинированными.

**Схема вскрытия** – пространственное расположение вскрывающих выработок относительно границ шахтного поля.

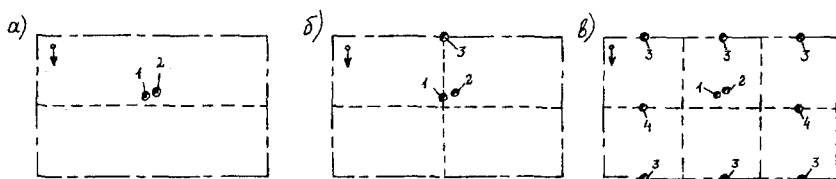


Рис. 21. Основные схемы расположения стволов в шахтном поле: 1 – главный ствол, 2 – вспомогательный ствол, 3 – воздухопадающий ствол, 4 – воздухоотводящий ствол

Центральное расположение стволов является наиболее распространенным и применяется при различном угле залегания пластов, имеющих различную форму или тектоническую структуру. Стволы располагаются примерно посередине линии простирания шахтного поля и имеют чаще всего на поверхности общую промплощадку.

При центрально-отнесенном расположении стволов главный и вспомогательный стволы расположены примерно в центре шахтного поля, а воздухоотводящий – у верхней границы шахтного поля на одной линии по падению с главным стволом. Все стволы находятся примерно посередине линии простираения шахтного поля. Центрально-отнесенное расположение стволов характерно для отработки бремсберговой части шахтного поля. При переходе горных работ в уклонную часть шахтного поля из-за затруднений с проветриванием проводят у нижней границы шахтного поля еще один воздухоотводящий ствол. Данная схема характерна для негоризонтального залегания пластов. При этой схеме промплощадки стволов разбросаны на поверхности.

Секционное расположение стволов применяют при строительстве мощных шахт (рудников), ведущих разработку на больших глубинах, имеющих большие размеры шахтных полей и большую газообильность. В этом случае шахтное поле делят на ряд блоков с самостоятельным проветриванием. Каждый блок имеет отдельные стволы для поступающей и исходящей струи воздуха.

Комбинированное расположение применяют на шахтах (рудниках) со сложной схемой вентиляции, а также в случаях, когда в процессе реконструкции и строительства новых горизонтов проходят новые стволы. Оно предполагает сочетание нескольких схем расположения стволов.

При вскрытии стволы проводят на заранее установленную глубину до откаточного горизонта, где проводят ряд протяженных выработок и камер. Совокупность горных выработок, образующих главный подземный транспортный узел шахты (рудника) и зоны размещения некоторых общественных производственных служб (камеры ожидания, водосборник, медпункт, насосная, электростанция и др.), называется **околоствольным двором**.

В зависимости от назначения стволы могут быть: главными, вспомогательными и вентиляционными. Главный ствол служит для подъема полезного ископаемого и породы на поверхности; вспомогательный – используют для спуска и подъема людей, машин, материалов; вентиляционный – предназначен для подачи свежего воздуха (воздухопадающий) или выдачи загрязненного (воздухоотводящий).

Эффективность работы горного предприятия во многом зависит от места заложения главного ствола в пределах шахтного поля. Под местом заложения главного ствола понимают точку, от которой начинают его проведение. При выборе места заложения главного ствола по существу решается вопрос о месте выдачи полезного ископаемого и породы на поверхность.

При правильной (т.е. прямоугольной и выдержанной по мощности) форме шахтного поля рациональное место для закладки главного ствола по простиранию будет находиться в середине шахтного поля (рис. 22). При сравнении двух вариантов видно, что работа по перевозке грузов при положении I ствола в 2 раза меньше, чем при положении II, поэтому ствол целесообразно заложить в середине шахтного поля.

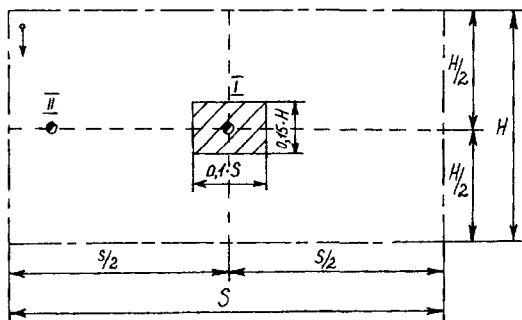


Рис. 22. Место заложения главного ствола при правильной форме шахтного поля

Теоретические основы решения этой задачи разработаны академиком Л.Д. Шевяковым: сумма всех транспортируемых грузов справа от главного ствола, сложенная с перевозимым грузом, должна быть больше суммы грузов, свозимых слева от ствола, а сумма грузов слева от главного ствола, сложенная с тем же грузом, должна быть больше суммы грузов справа от ствола.

$$\begin{aligned} \sum q_{\text{пр}} + q_{\text{п}} &> \sum q_{\text{лев}}; \\ \sum q_{\text{лев}} + q_{\text{п}} &> \sum q_{\text{пр}}, \end{aligned} \quad (9)$$

где  $\sum q_{\text{пр}}, \sum q_{\text{лев}}$  – суммы грузов, расположенных соответственно справа и слева от ствола;

$q_{\text{п}}$  – перевозимый груз.

В случае если  $q_{\text{п}} \rightarrow 0$ , тогда оба неравенства превращаются в равенство

$$\sum q_{\text{пр}} = \sum q_{\text{лев}}, \quad (10)$$

т.е. при непрерывно распределенных запасах в шахтном поле рациональное место заложения ствола находится на линии, равноделящей запасы шахтного поля.

При наличии в расчетном месте заложения ствола плывуна под наносами или других неблагоприятных факторов (например, неровностей поверхности, жилых помещений и т.п.), его целесообразно перенести в другое место с более благоприятными условиями. Перенос места заложения ствола на небольшое расстояние существенного влияния на экономические факторы не оказывает. Таким образом, рациональным местом заложения ствола является не точка, а некоторая область в виде прямоугольника со сторонами  $0,1 \cdot S$  и  $0,15 \cdot H$ . Кроме того, необходимо стремиться, чтобы стволы располагались в устойчивых породах. Нельзя проводить стволы через геологические нарушения.

Шахтные поля рудников Старобинского месторождения калийных солей вскрыты вертикальными стволами (см. рис. 10). Диаметр стволов 7,0 м в свету.

Шахтное поле рудника 1РУ вскрыто четырьмя вертикальными стволами, расположенными в центре шахтного поля. Ствол №1 глубиной 683,5 м оборудован скиповым и клетевым подъемами и вскрывает Третий калийный горизонт (горизонт – 430м) на глубине 585,9м (отметка – 431,5м). Ствол №2 глубиной 503,0 м также оборудован скиповым и клетевым подъемами и вскрывает Второй калийный горизонт (горизонт – 264м) на глубине 419,0м (отметка – 264,0м). Ствол №3 глубиной 600,0м является вентиляционным для обоих рабочих горизонтов, оборудован двухклетевым подъемом и лестничным отделением. Ствол №4 является добавочным вентиляционным для обоих рабочих горизонтов, оборудован клетевым подъемом.

Шахтное поле рудника 2РУ вскрыто тремя вертикальными стволами, расположенными в центре шахтного поля. Ствол №1 глубиной 528,5м оборудован скиповым и клетевым подъемами, вскрывает Второй калийный горизонт (горизонт – 290м) на глубине 462,1м (отметка – 286,6м). Ствол №2 глубиной 690,6 м оборудован также скиповым и клетевым подъемами, вскрывает Третий калийный горизонт (горизонт – 445м) на глубине 621,8м (отметка – 443,8м). Ствол №3 глубиной 635,0м является вентиляционным для обоих горизонтов, оборудован двухклетевым подъемом и лестничным отделением.

Шахтное поле рудника 3РУ вскрыто четырьмя вертикальными стволами, расположенными в центре шахтного поля. Ствол №1 глубиной 623,8м оборудован скиповым и клетевым подъемами, вскрывает Второй калийный горизонт (горизонт – 420м) на глубине 584,9м (отметка – 420,6м). Ствол №2 глубиной 822,3м вскрывает Третий калийный горизонт (горизонт – 620м) на глубине 784,0м (отметка – 619,8м), оборудован скиповым и клетевым подъемами. Ствол №3 глубиной 792,9м вскрывает Второй и Третий калийные горизонты, является вентиляционным для обоих горизонтов, оборудован двухклетевым подъемом с лестничным отделением. Ствол №4 грузовой и оборудован скиповым подъемом.

Шахтное поле рудника 4РУ вскрыто четырьмя вертикальными стволами, расположенными в центре шахтного поля. Ствол №1 служит для спуска крупно-габаритных грузов и оборудования. Ствол №2 двухклетевой и служит для для спуска-подъема людей и материалов на Второй (горизонт – 440м) и Третий (горизонт – 670м) рабочие горизонты. Ствол №3 вскрывает Второй калийный горизонт на отметке – 440,0м и оборудован двумя скиповыми подъемами. Ствол №4 вскрывает Третий калийный горизонт на отметке – 670,0м и оборудован двумя скиповыми подъемами.

### **3.3.3. Проведение и крепление вертикальных стволов**

В практике проведения вертикальных стволов горнодобывающих предприятий в основном применяют круглую форму поперечного сечения, которое типизировано по диаметру (от 4 до 9м в свету через каждые 0,5м). Ствол состоит из устья, основной части и зумпфа, расположенных на разных участках по глубине.



**Проведение ствола** – это комплекс работ по разрушению породы в забое, погружке и выдаче ее на поверхность и возведению постоянной крепи.

Под технологической схемой проведения ствола понимают взаимосвязь во времени и в пространстве выполнения основных проходческих процессов (выемка породы и возведения постоянной крепи) и армирования ствола.

Различают три технологические схемы проведения стволов: последовательная, параллельная, совмещенная.

В настоящее время совмещенную схему применяют при строительстве стволов на большинстве горных предприятиях. Она обеспечивает стабильные достаточно высокие средние скорости проведения 65 – 80 м/мес.

Совмещенная схема проведения стволов характеризуется последовательным (рис. 23а, б) или частичным совмещением (рис. 23в) выполнения работ по выемке породы и возведению постоянной крепи на одном небольшом по высоте призабойном участке. Временная крепь отсутствует.

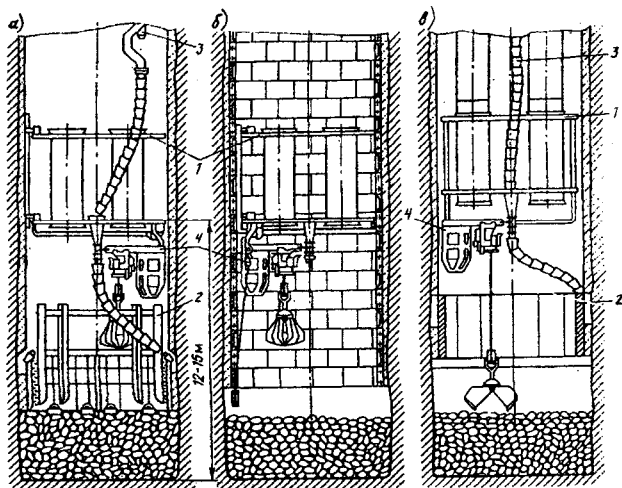


Рис. 23. Совмещенная схема проведения стволов: а – последовательное выполнение работ по возведению крепи из монолитного бетона, б – последовательное выполнение работ по возведению крепи из тубингов, в – частичное совмещение работ; 1 – подвесной полок, 2 – призабойная опалубка, 3 – бетонопровод, 4 – погрузочная машина

Высокие технико-экономические показатели проведения стволов обеспечиваются при применении комплексной механизации всех основных процессов проходческого цикла. В комплексах имеется оборудование для механизации бурения шпуров, погрузки породы, возведения крепи с полной технологической увязкой с остальными процессами (подъемом, водоотливом, вентиляцией и пр.).

Комплексы разработаны для стволов трех групп:

- неглубоких – не более 300м (комплексы КБ-1, ОСК);
- средней глубины – 300-700м (комплексы КС-2у, 2КС - 2у);
- глубоких и сверхглубоких – соответственно 700 - 1200м и более 1200м (комплексы КС-1м/6,2, КС-8, КС-9, КС-10, КШО, ДШП-1).

Для каждой группы стволов по глубине и диаметру подобрано соответствующее оборудование, эксплуатация которого в конкретных условиях обеспечивает максимальную производительность труда при минимальных капиталовложениях.

**Горная крепь (шахтная крепь, рудничная крепь)** – это искусственное сооружение, возведенное в подземных горных выработках для предотвращения обрушений окружающих пород, сохранения необходимых форм и размеров поперечного сечения выработок, а также для управления горным давлением.

**Горное давление** – силовое воздействие на контур или крепь выработки со стороны горных пород.

Крепь вертикальных выработок не должна иметь нарушений, что обеспечивается необходимым запасом ее прочности. Существуют различные методики расчета величины горного давления на крепь стволов. Одни основаны на теории расчета подпорных стен (методы строительной механики), другие – эмпирические. Рассмотрим упрощенный метод, основанный на теории расчета подпорных стен, который дает общее представление и принцип расчета горного давления на вертикальные стволы.

Если ствол пересекает разнородные по своим механическим свойствам породы и они не устойчивы на всем протяжении, то максимальное горное давление будет наблюдаться в нижней части ствола и определяться

$$q_H = \rho_{cp} \cdot g \cdot H \cdot \operatorname{tg}^2 \left( \frac{90^\circ - \varphi_{cp}}{2} \right), \text{ Па,} \quad (11)$$

где  $\rho_{cp} = \frac{h_1 \cdot \rho_1 + h_2 \cdot \rho_2 + h_3 \cdot \rho_3 + \dots + h_{n-1} \cdot \rho_{n-1} + h_n \cdot \rho_n}{h_1 + h_2 + h_3 + \dots + h_{n-1} + h_n}$  —

средневзвешенное значение плотности пород (здесь  $h_1, h_2, h_3, h_{n-1}, h_n$  — мощности слоев пород 1, 2, 3, n-1, n;  $\rho_1, \rho_2, \rho_3, \rho_{n-1}, \rho_n$  — плотности пород соответствующие слоям), кг/м<sup>3</sup>;

$$\varphi_{cp} = \frac{h_1 \cdot \varphi_1 + h_2 \cdot \varphi_2 + h_3 \cdot \varphi_3 + \dots + h_{n-1} \cdot \varphi_{n-1} + h_n \cdot \varphi_n}{h_1 + h_2 + h_3 + \dots + h_{n-1} + h_n}$$
 —

средневзвешенное значение угла внутреннего трения (здесь  $\varphi_1, \varphi_2, \varphi_3, \varphi_{n-1}, \varphi_n$  — углы внутреннего трения пород, соответствующие слоям 1, 2, 3, n-1, n), градус;

$g$  — ускорение силы тяжести, Н/кг;

$H = h_1 + h_2 + h_3 + \dots + h_{n-1} + h_n$  — общая мощность неустойчивых слоев породы, м.

В большинстве случаев стволы сооружают в сложных горно-геологических условиях, при этом применяют комбинированные (многослойные) крепи. Многослойная крепь представляет собой сочетание двух или нескольких обычных видов крепи, работающих совместно и обладающих достоинствами каждой из них. Наиболее распространенной конструкцией многослойных крепей является двухслойная бетонно-тюбинговая (рис. 24). Вначале ствол проходят на величину заходки 20-25м и крепят монолитным бетоном, а затем заходку крепят тюбингами.

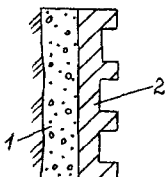


Рис. 24. Двухслойная бетонно-тюбинговая крепь: 1 — бетон, 2 — чугунный тюбинг

Нередко стволы приходится сооружать в водоносных, плавучих породах. В этих случаях применяют специальные способы проведения стволов. Одним из распространенных способов является способ замораживания, применяемый и при строительстве стволов на Старобинском месторождении калийных солей.

Сущность способа при проведении вертикальных стволов заключается в том, что до начала проходческих работ по контуру будущей выработки (рис. 25а) бурят систему скважин, оборудованных замораживающими колонками, принципиальная конструкция которых показана на рис. 25б. Через замораживающие колонки с помощью насосов прокачивают хладоноситель, охлажденный до отрицательных температур.

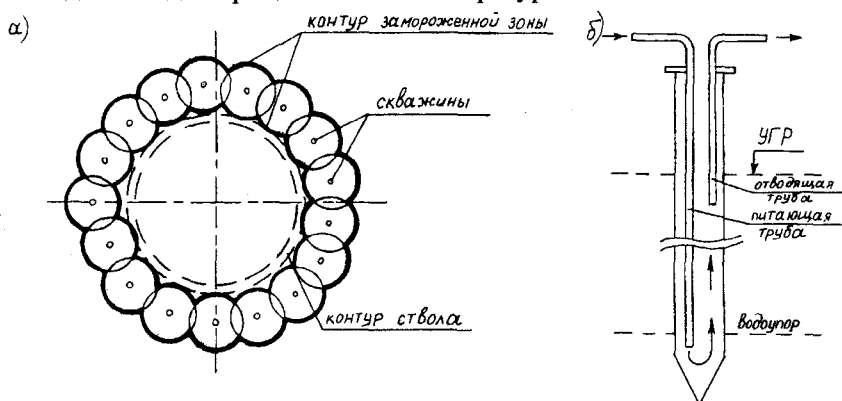


Рис. 25. Схема искусственного замораживания горных пород вокруг ствола

В результате постоянной циркуляции хладоносителя в замораживающих колонках вода, находящаяся в горных породах, замерзает и вокруг каждой колонки постепенно образуются ледопородные цилиндры, которые в дальнейшем смыкаются в единое ледопородное ограждение. Замороженные породы резко изменяют свои первоначальные физико-механические свойства (прочность, сцепление, и т.д.), что позволяет после достижения ледопородным ограждением проектных размеров приступить к проходческим работам. Ледопородное ограждение в этом случае выполняет роль временной водонепроницаемой ограждающей крепи, обеспечивающей безопасные условия производства проходческих работ.

Для замораживания горных пород применяют жидкие хладагенты. В качестве основного хладагента применяют жидкий азот, температура испарения которого при атмосферном давлении составляет  $-195,7^{\circ}\text{C}$ .

Ледопородное ограждение поддерживают в замороженном состоянии до тех пор, пока не будет закончено проведение ствола. После этого производят оттаивание замороженных пород естественным или искусственным способом.

**В соответствии с «Правилами безопасности при разработке подземным способом соляных месторождений Республики Беларусь» (§ 167) скорость движения струи воздуха в стволах не должна превышать следующих норм:**

- в стволах, по которым производятся спуск и подъем людей и грузов, – 14 м/с;
- в вентиляционных стволах, не оборудованных подъемами, – 15 м/с, а в вентиляционных каналах – 25 м/с.

Примечания:

1. В стволах, где скорость воздушной струи достигает 15 м/с, допускается устройство лестничных отделений. Пользоваться ими разрешается при ремонте ствола с доведением скорости воздуха до 8 м/с и в аварийных случаях.
2. В стволах, по которым производится спуск и подъем людей, должны выполняться мероприятия по предупреждению неблагоприятного воздействия на людей воздушной струи.
3. Скорость движения воздуха 14 м/с в стволах при спуске и подъеме людей устанавливается при условии выполнения дополнительных мероприятий, согласованных с Госпроматомнадзором Республики Беларусь, направленных на обеспечение комфортных и безопасных условий для трудящихся в камерах ожидания околоствольных дворов и клетях, а также при условии снижения скорости воздушной струи при проведении осмотра и ремонта стволов.

### 3.3.4. Подготовка шахтного поля.

#### Подготовка шахтных полей Старобинского месторождения

Итак, после того, как вскрывающими выработками обеспечен доступ к полезному ископаемому, необходимо разделить вскрытое шахтное поле на более мелкие части, т.е. подготовить его к отработке.

Различают этажную, панельную, погоризонтную и комбинированную схемы подготовки (рис. 26). Такое название они получили в связи с характерным делением шахтного поля на части.

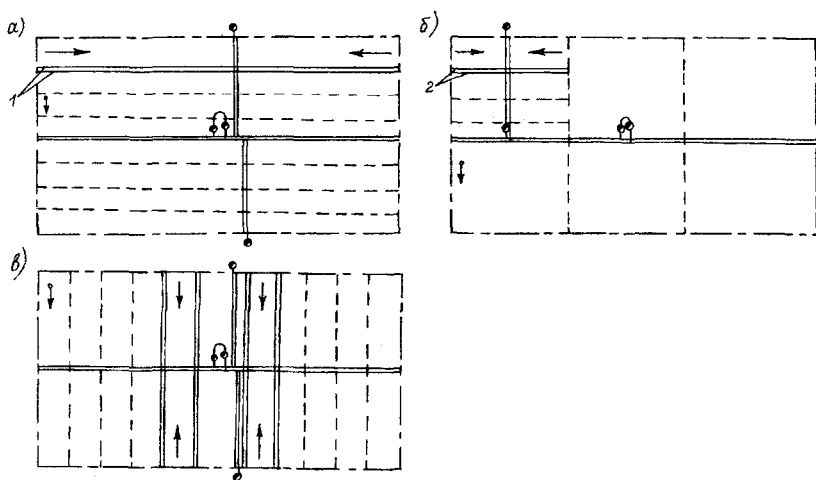


Рис. 26. Схемы подготовки шахтных полей: а — этажный, б — панельный, в — погоризонтный; 1, 2, 3 — соответственно этажные (или ярусные), погоризонтные подготовительные штреки

Для правильного выбора схемы подготовки необходимо учитывать конкретные горно-геологические и горно-технические условия.

Этажную схему подготовки целесообразно применять при углах падения пласта более  $25^\circ$ , в некоторых случаях — для пологих и наклонных пластов; при вскрытии наклонными стволами.

Панельную схему подготовки применяют при разработке пластов с углами падения до  $25^\circ$  при любой их мощности. Схема позволяет при полной конвейеризации создавать крупные предприятия с большой производственной мощностью.

Погоризонтную схему подготовки применяют преимущественно при угле падения пластов до  $10^\circ$  и высокой их газообильности.

На Старобинском месторождении применяют панельную подготовку шахтных полей.

Подготовка эксплуатационных горизонтов осуществляется системой главных и панельных штреков, проходимых по пласту. Крылья шахтного поля подготовлены главными конвейерными, транспортными и вентиляционными штреками. От выработки главных направлений отходят панельные транспортные и вентиляционные штреки. перпендикулярно к ним находятся очистные панели.

Ниже дадим описание подготовки шахтного поля рудника 1РУ.

Шахтное поле рудника 1РУ на всех рабочих горизонтах подготовлено горизонтальными горными выработками главных направлений, пройденных от центра к флангам для обратного порядка отработки.

На I горизонте ( $-200\text{м}$ ) – Главное Северное направление.

На II горизонте ( $-264\text{м}$ ) – Главное Северное и Главное Юго-восточное направление.

На пласте каменной соли ( $-305\text{м}$ ) – Главное Северное направление.

На III горизонте ( $-430\text{ м}$ ) – Главное Северное, Главное Южное и Главное Юго-восточное направления.

С учетом горно-геологических, технологических и экономических факторов применен рудный способ подготовки шахтного поля. Выработки околоствольных дворов находятся во вмещающих породах, что обусловлено технологическими причинами.

Выработки главных направлений представляют собой сгруппированные, расположенные параллельно друг другу однотипные выработки – транспортные и вентиляционные. На каждом главном направлении пройдено по 3 транспортных выработки (4 на Юго-востоке III горизонта) и по 1-2 вентиляционных. Выработки соединяются сбойками через каждые 200-250м.

Отработка шахтного поля осуществляется по панельной схеме, при которой от главных транспортных выработок перпендикулярно к ним проходятся параллельные конвейерные, транспортные, вентиляционные и вспомогательные выработки с интервалами, зависящими от ширины панелей. Панели односторонние и двухсторонние. В первом случае панельные выработки сгруппированы у границ со смежной панелью со стороны массива. В условиях доработки участков шахтного поля применяются двухсторонние панели (на II горизонте – 1 северо-западная), когда панельные выработки расположены по центру панели. Направление отработки панелей – обратное (от границ шахтного поля).

Длина панелей определяется размерами шахтного поля и составляет 1800-3500м. Ширина устанавливается в зависимости от применяемой системы разработки (системы разработки рассмотрены в пункте 3.4.3): при камерной системе 300-500м, при столбовой – 270-370м (в зависимости от расположения столба и глубины разработки).

Панельные выработки представлены конвейерным, транспортным (одним или двумя), вентиляционным и вспомогательными выработками (закладочными, объездными), а также камеры различного назначения (камеры приводных и натяжных станций ленточных конвейеров, камеры для установки электрооборудования, камеры разворота самоходного транспорта и др.).

На горизонте –430м подготовительные выработки в основном проводятся комбайновыми комплексами ПК-8МА и Урал-61 (проведение горных выработок рассмотрено в пункте 3.3.5.). Сечение этих выработок имеет арочную или прямоугольно-сводчатую форму. Размеры выработки: ширина 3,0м, высота 3,0м.

При использовании на проходческих работах комбайновых комплексов Урал-10А при камерной системе разработки размеры подготовительных выработок следующие: ширина 4,1-4,3м, высота 2,4-3,0м.



### 3.3.5. Проведение и крепление горизонтальных выработок

Горизонтальные выработки в большинстве случаев используются в качестве подготовительных. Наибольшее распространение получили прямоугольно-сводчатая, трапециевидная и арочная формы (рис. 27).

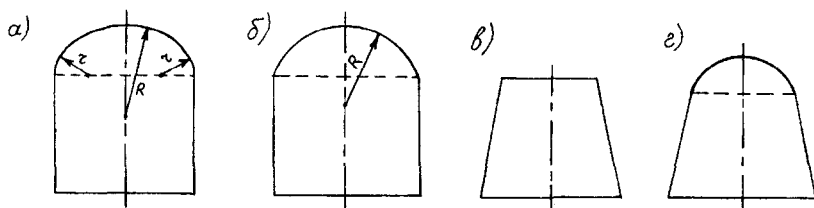


Рис. 27. Формы поперечного сечения горизонтальных выработок: а – прямоугольно-сводчатая с коробовым сводом, б – прямоугольно-сводчатая с полуциркульным сводом, в – трапециевидная, г – арочная

Размеры поперечного сечения выработки определяют на основе габаритов располагаемого в ней оборудования, способом передвижения людей и количеством подаваемого для проветривания воздуха. Минимальные зазоры между крепью и оборудованием определены правилами безопасности.

В соответствии с «Правилами безопасности при разработке подземным способом соляных месторождений Республики Беларусь» (§307, 308), работа самоходных машин разрешается в выработках, ширина которых превышает габаритный размер по ширине не менее, чем на 400мм (по 200мм с каждой стороны), а на закруглениях – не менее, чем на 300мм с внешней стороны. При отсутствии кабины расстояние от сидения до наиболее выступающей части кровли (крепей) должно быть не менее 1,3м.

При работе самоходной машины в выработке шириной по низу менее 3,8м запрещается присутствие людей в пределах маршрута движения машины. При этом все возможные входы на трассу движения самоходной машины должны быть оборудованы световым табло «Проход воспрещен» или освещенным запрещающим знаком.

Проход людей разрешается только с конечных пунктов маршрута по согласованию с машинистом самоходной машины; при этом машина останавливается, движение ее возобновляется лишь после получения сигнала об отсутствии людей по трассе движения машины.

**В соответствии с «Правилами безопасности при разработке подземным способом соляных месторождений Республики Беларусь» (§250, 262, 263)** откатка рудничными контактными и аккумуляторными электровозами в исполнении РН допускается во всех выработках рудников, не опасных по газу, а в рудниках, опасных по газу – по главным откаточным выработкам со свежей струей воздуха.

Во всех остальных выработках со свежей струей воздуха на рудниках, опасных по газу, разрешается применение аккумуляторных электровозов с уровнем взрывозащиты РП.

Высота подвески контактного провода должна быть не менее 1,8м от головки рельса при перевозке людей по выработкам или при наличии отдельных выработок (отделений) для передвижения людей. На посадочных и погрузочно-разгрузочных площадках, а также в местах пересечения выработок, по которым перевозятся люди, с теми выработками, где имеется контактный провод, высота подвески должна быть не менее 2м.

В околоствольном дворе на участке передвижения людей до места посадки в вагонетки высота подвески контактного провода должна быть не менее 2,2м, а в остальных выработках околоствольного двора – не менее 2м от уровня головки рельса.

В местах подвески расстояние от контактного провода до верхняка крепи должно быть не менее 0,2м. Расстояние от токоприемника электровоза до крепи выработки должно быть не менее 0,2м.

**В соответствии с «Правилами безопасности при разработке подземным способом соляных месторождений Республики Беларусь» (§52, 53, 54)** минимальные поперечные сечения выработок в свету устанавливаются:

а) для главных конвейерных, транспортных и вентиляционных выработок, а также выработок, предназначенных для механизирован-

ной перевозки людей  $6,0\text{ м}^2$  при высоте не менее  $2,0\text{ м}$  от почвы до крепи или размещенного в выработке оборудования;

б) для участковых конвейерных, транспортных, вентиляционных, вспомогательных выработок, бремсбергов –  $6\text{ м}^2$  при высоте не менее  $1,8\text{ м}$  от почвы до крепи или размещенного в выработке оборудования;

в) для вентиляционных восстающих сбоек и других выработок  $1,5\text{ м}^2$ .

Все горизонтальные выработки, по которым производится транспортирование грузов, должны иметь на прямолинейных участках расстояния (зазоры) между крепью или между размещенным в выработках оборудованием и трубопроводами и наиболее выступающей кромкой габарита подвижного состава не менее  $0,7\text{ м}$  (свободный проход для людей), а с другой стороны – не менее  $0,2\text{ м}$ . Указанная ширина свободного прохода для людей должна быть выдержана по высоте выработки не менее  $1,8\text{ м}$ .

В выработках с доставкой ленточными конвейерами ширина прохода должна быть не менее: с одной стороны  $0,7\text{ м}$ , с другой стороны  $0,4\text{ м}$ . В местах установки приводных и натяжных станций зазор должен быть не менее  $1,0\text{ м}$  с обеих сторон.

Расстояние от верхней плоскости ленты конвейера до верхняка или кровли выработки должно быть не менее  $0,5\text{ м}$ , а натяжных и приводных головок – не менее  $0,6\text{ м}$ .

Свободные проходы для людей на всем протяжении выработок должны устраиваться с одной и той же стороны.

Ширина междупутья (расстояние между осями двух параллельных прямых путей) должна быть такой, чтобы зазор между встречными электровозами (вагонетками) по наиболее выступающей кромке габарита электровоза (вагонетки) был не менее  $0,2\text{ м}$ . Указанные в настоящем параграфе зазоры должны быть выдержаны также и на закруглениях.

Почва выработки со стороны свободного прохода для людей должна быть выровнена или на ней должен быть уложен настил.

В местах установки дверей и перемычек (вентиляционных, противопожарных и др.) свободный зазор между габаритом подвижного состава и стенкой дверного проема (косяка) должен быть не менее  $0,5\text{ м}$ . При наличии специальных дверей для прохода людей шириной не менее  $0,5\text{ м}$  величина зазора между габаритом подвижного

состава и косяком, со стороны свободного прохода, может быть уменьшена до 0,2м.

При применении в выработках самоходного транспорта с ДВС зазоры между наиболее выступающей частью транспортного средства и стенкой (крепью) выработок или размещенным в выработке оборудованием должны составлять не менее 1,2м со стороны прохода людей и не менее 0,3м с противоположной стороны. При устройстве пешеходной дорожки высотой 0,3м и шириной 0,8м или при устройстве ниш через 25м зазоры с обеих сторон выработки могут составлять не менее, чем по 0,3м. Ниши должны устраиваться высотой не менее 1,8м, шириной не менее 1,2м, глубиной не менее 0,7м.

В двухпутевых выработках в местах, где производится сцепка и расцепка вагонеток, маневровые работы у капитальных погрузочных и разгрузочных пунктов (бункеров, рудоспусков, породоспусков), а также в однопутевых околоствольных выработках клетевых стволов (грузовая и порожняковая ветви) расстояние от крепи или размещаемого в выработках оборудования и трубопроводов до наиболее выступающей кромки габарита подвижного состава должно быть не менее 0,7м с обеих сторон выработки. Не допускается устройство в двухпутевых выработках проходов для людей между путями.

**В соответствии с «Правилами безопасности при разработке подземным способом соляных месторождений Республики Беларусь» (§167) скорость движения струи воздуха в подготовительных выработках в проходке должна быть не ниже 0,15м/с. Скорость движения струи не должна превышать следующих норм: в квершлагах, вентиляционных и главных откаточных штреках, капитальных бремсбергах и уклонах – 8м/с; в подготовительных выработках – 4м/с; в остальных выработках – 6м/с; в воздушных мостах (кроссингах) и главных вентиляционных штреках – 10м/с.**

Наиболее распространенными способами проходки являются комбайновый и буровзрывной (БВР).

Проходческий комбайн представляет собой горную машину, которая своим исполнительным органом разрушает и отделяет горную массу от массива и транспортирует ее с помощью конвейера в ваго-

нетки, магистральный конвейер или самоходный вагон. Проходческие комбайны позволяют механизировать основные процессы: выемку, погрузку и транспортирование горной массы. Их комплектуют средствами пылеподавления, вентилятором местного проветривания, ленточным перегружателем.

По сравнению с БВР способом проведения выработки производительность труда возрастает в среднем в 1,5-2 раза, скорость проведения в 2-2,5 раза, а стоимость проведения снижается на 30-50%.

По способу обработки забоя исполнительным органом различают комбайны избирательного действия (на Старобинском месторождении 4ПП-2С), которые обрабатывают забой последовательно слоями или заходами и бурового (роторного) действия (на Старобинском месторождении ПК-8МА, «Урал-10КС», «Урал-61»), когда обрабатывают сразу всю площадь забоя.

На калийных рудниках применяются два типа комплексов оборудования для проведения подготовительных выработок (рис. 28):

- «комбайн + самоходный вагон»;
- «комбайн + бункер-перегрузатель + самоходный вагон».

При работе по схеме «а» после заполнения самоходного вагона (5ВС-15М) и до его возвращения комбайн вынужден простаивать, причем тем больше, чем больше длина доставки. Поэтому комплексы в таком составе используют в начальной стадии проведения выработки на укороченном расстоянии доставки, а также при проведении ниш, сбоек и других выработок, проведение которых характеризуется небольшим расстоянием доставки и повышенными требованиями к маневренности оборудования.

При увеличении расстояния доставки (схема «б») в состав комплекса вводят бункер-перегрузатель (БП-3А). После очередного заполнения вагона и ухода его на разгрузку бункер-перегрузатель принимает руду от комбайна и накапливает ее в количестве, соответствующем емкости вагона. Когда самоходный вагон возвращается, бункер-перегрузатель быстро загружает его и цикл повторяется. В этой схеме до определенного расстояния доставки полностью устранены простои комбайна в ожидании вагона.

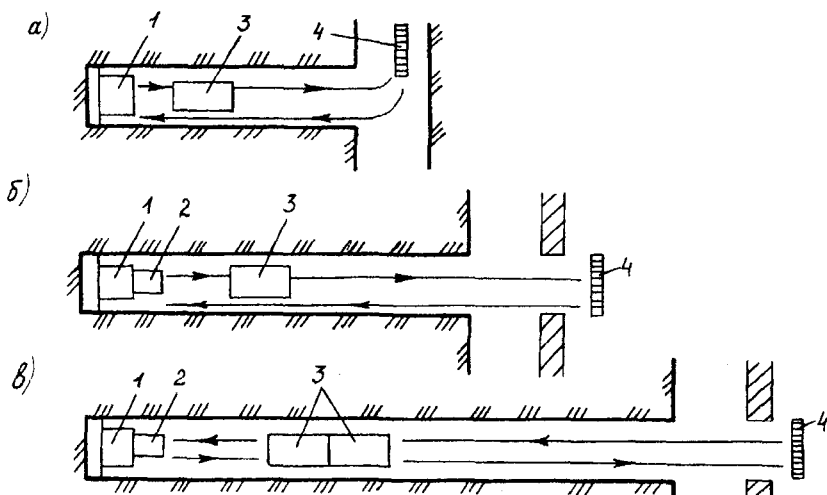


Рис. 28. Схемы работы проходческих комплексов: а – на укороченном расстоянии доставки с прямой загрузкой, б – на оптимальном расстоянии доставки с использованием бункера-перегрузателя, в – с увеличенным расстоянием доставки и перегрузкой из вагона в вагон; 1 – комбайн, 2 – бункер-перегрузатель, 3 – самоходный вагон, 4 – пункт разгрузки вагона

Используя в составе комплекса два вагона, которые передают руду друг другу в середине расстояния доставки (схема «в»), можно в 1,5-2 раза увеличить предельное расстояние доставки в узких выработках. Недостатком этой схемы является уменьшение емкости на 25-30% при перегрузке из вагона в вагон из-за недостаточной высоты заполнения кузова.

Если ширина выработки позволяет двум вагонам разминуться, то они могут работать независимо.

Разгрузка руды осуществляется в рудоспуск, на ленточный конвейер, на скребковый конвейер. Чаще всего магистральным транспортом в рассматриваемых схемах является ленточный конвейер, но его приемная способность ниже производительности самоходного вагона. Чтобы сократить время разгрузки до минимального перед ленточным устанавливают короткий скребковый, способный работать под завалом. Это позволяет загружать вагон максимально бы-

стро, а пока самоходный вагон совершает очередную ходку, скребковый конвейер передает руду на ленточный.

С помощью БВР выработки проводят при  $f > 4$ . Основными операциями являются: бурение, зарядание шпуров, взрывание, проветривание, уборка породы и крепление выработки (при необходимости). Эти операции составляют один проходческий цикл.

Горизонтальные выработки крепят деревянной крепью, металлической, бетонной, железобетонной, анкерной, каменной, комбинированной.

На Старобинском месторождении наибольшее распространение получила анкерная крепь. Используются винтовые анкера и металлические клинораспорные ЭС-85П («Эстонсланец») (рис. 29). Длина анкера  $l_a$  для винтового анкера от 900 до 1800мм (через каждые 300мм), для ЭС-85П от 900 до 2000мм (через каждые 100мм).

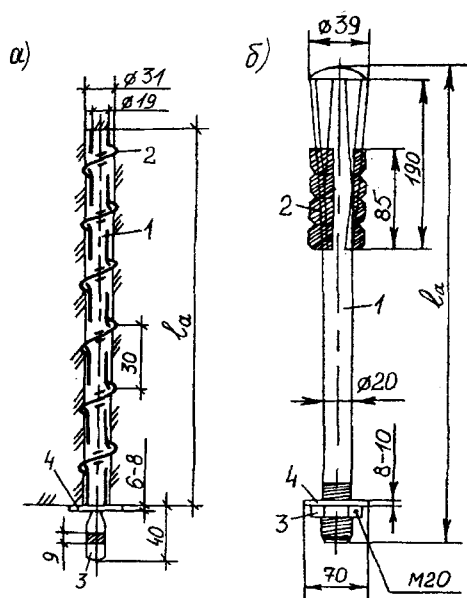


Рис. 29. Конструкции анкерной крепи (размеры указаны в мм): а – винтовой анкер, б – металлический клинораспорный анкер ЭС-85П

Горное давление на крепь в горизонтальных выработках формируется за счет веса той части породы, расположенной в кровле или боках выработки, которая испытывает неупругие деформации.

Профессор Протодяконов М.М. экспериментальным путем установил, что над выработкой образуется свод, и теоретически доказал, что свод очерчен по параболе. На крепь оказывает давление своим весом только порода, находящаяся внутри этого свода. Его Протодяконов М.М. назвал сводом естественного равновесия (рис.30).

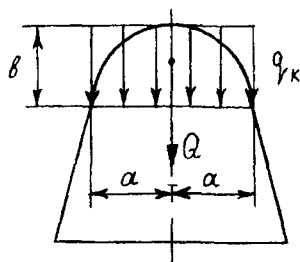


Рис. 30. Схема к расчету горного давления при неустойчивой кровле и устойчивых боках в выработках трапециевидной формы

Рассмотрим упрощенный метод расчета горного давления на кровлю выработки, основанный на положениях и представлениях строительной механики.

Интенсивность нормативного давления со стороны кровли  $q_k$  определяется по формуле

$$q_k = b \cdot \rho \cdot g, \text{ Па}, \quad (12)$$

где  $b = \frac{a}{\text{tg}\varphi}$  – высота свода естественного равновесия (здесь  $a$  – по-

лупролет выработки по кровле в черне, м;

$\varphi$  – угол внутреннего трения пород кровли, градус), м;

$\rho$  – плотность вмещающих пород кровли,  $\text{кг/м}^3$ ;

$g = 9,81$  – ускорение силы тяжести,  $\text{Н/кг}$ .

Величина горного давления на единицу длины выработки  $Q$  определяется по формуле

$$Q = \frac{4}{3} \cdot \frac{a^2}{\text{tg}\varphi} \cdot \rho \cdot g \cdot L, \text{ Па}, \quad (13)$$

где  $L$  – единица длины выработки, м.



### 3.3.6. Проветривание забоев

В большинстве случаев проветривание забоев (или тупиковых выработок) осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания (ВМП).

В зависимости от условий проведения выработок применяются следующие способы проветривания забоев: нагнетательный, всасывающий, комбинированный.

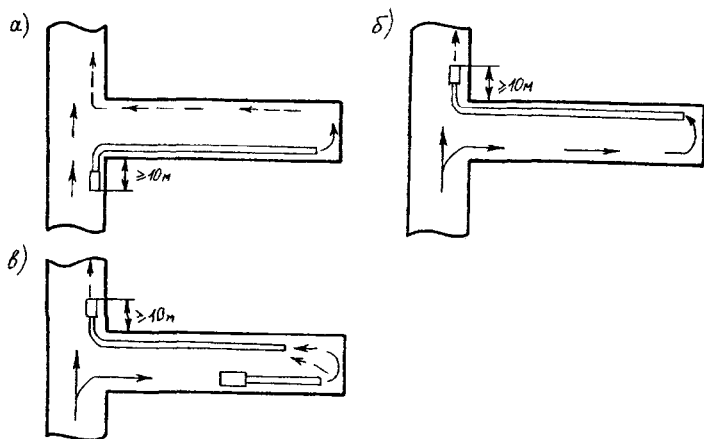


Рис. 31. Способы проветривания забоев

Наиболее распространенным является нагнетательный способ проветривания (рис. 31а). Только этот способ допускается в шахтах и рудниках, опасных по газу и пыли. Свежий воздух подается по вентиляционному трубопроводу (как правило гибкому), прокладываемому по выработке, а загрязненный удаляется непосредственно по выработке.

Достоинство нагнетательного способа: свежий воздух подается непосредственно в рабочую зону. Недостаток: по всей длине выработки находится несвежая струя. С учетом этого недостатка, данный способ наиболее целесообразен в выработках длиной до 300м.

При всасывающем способе проветривания (рис. 31б) вся выработка, за исключением ее призабойной части, свободна от вредных

газов и пыли. Способ применяется в шахтах и рудниках не опасных по газу и пыли. Эффективность проветривания выработки зависит от расстояния между концом всасывающего трубопровода и забоем, т.е. чем ближе трубопровод расположен к забою, тем быстрее проветривается выработка. Наилучшее проветривание обеспечивается в том случае, если конец трубопровода находится на удалении от забоя всего на 2-3 м. Но на практике его можно расположить не ближе 6-8 м. И по мере увеличения этого расстояния в призабойной части образуется застойная (плохо проветриваемая) зона и продолжительность проветривания выработки резко возрастает.

Достоинство всасывающего способа: несвежий воздух отводится из призабойного пространства по трубопроводу, а по всей длине выработки движется свежая струя. Недостаток: трудно выдерживать малое расстояние от конца трубопровода до забоя.

Как правило при этом способе проветривания применяется жесткий трубопровод.

Комбинированный способ проветривания (рис. 31в) чаще применяют при скоростной проходке. Способ применения в шахтах и рудниках не опасных по газу и пыли. В нем сочетаются достоинства нагнетательного способа (активное перемешивание газов в призабойной зоне) и всасывающего (ограниченный объем проветривания). При комбинированном способе проветривания используется один или два вентилятора. В случае использования одного вентилятора, он работает вначале на всасывание, а после удаления высококонцентрированного газового облака из забоя по трубопроводу в исходящую струю вентилятор переключается на нагнетание. При использовании двух вентиляторов основной вентилятор устанавливается вблизи устья выработки и работает на всасывание. Второй вентилятор (вспомогательный) снабжается коротким нагнетательным трубопроводом и устанавливается в выработке вблизи забоя. Подача нагнетательного вентилятора должна быть на 20-30% меньше количества воздуха, которое поступает во всасывающий трубопровод. Для предотвращения распространения газового облака в сторону устья иногда в выработке на расстоянии 30-50 м от забоя устанавливается перемычка. В этом случае подача нагнетательного вентилятора может быть на 10% меньше количества воздуха, поступающего во всасывающий трубопровод.

**В соответствии с «Правилами безопасности при разработке подземным способом соляных месторождений Республики Беларусь» (§163, 178) рудники при разработке соляных месторождений подразделяются на газовые, в которых выделяется метан, водород, сероводород, и негазовые.**

К рудникам, опасным по газу, относятся такие, в которых хотя бы на одном пласте (залежи) обнаружен метан, водород, сероводород.

Рудники, в которых обнаружен метан, водород или сероводород, должны переводиться на газовый режим.

Проветривание проводимых выработок и их забоев должно обеспечить содержание кислорода в воздухе выработок, в которых находятся или могут находиться люди, не менее 20% (по объему), углекислого газа на рабочих местах не более 0,5%, метана – не более 1,0% (по объему). Температура воздуха не должна превышать 26°С. При температуре свыше 26°С должны приниматься специальные меры по ее снижению или улучшению микроклимата на рабочих местах (в Республике Беларусь эти меры согласовываются с Проматомнадзором Республики Беларусь). Разжижение газообразных продуктов взрыва и удаление их из забоя должна происходить не более чем за 30 мин после взрывания зарядов.

**В соответствии с «Правилами безопасности при разработке подземным способом соляных месторождений Республики Беларусь» (§220, 222) забои подготовительных выработок во время нахождения в них людей должны непрерывно проветриваться за счет общерудничной депрессии вентиляторами местного проветривания.**

Расстояние от конца вентиляционных труб до забоя при буровзрывном способе отбойки руды не должно превышать 110м, при механизированном – 20м.

Установка вентиляторов местного проветривания в подготовительных забоях должна производиться по проекту, утвержденному главным инженером рудника. При этом производительность вентилятора местного проветривания не должна превышать 70% количества воздуха, подаваемого к его всасу за счет общерудничной депрессии; вентилятор местного проветривания должен устанавли-

ваться на свежей струе воздуха на расстоянии 110 м от исходящей струи с таким расчетом, чтобы воздух из исходящей струи не мог вновь засасываться вентилятором.

Расчет количества воздуха, необходимого для проветривания выработок при комбайновом способе отбойки руды на Старобинском месторождении определяется по следующим факторам: взрывоопасные и природные ядовитые газы, температура воздуха, минимальная допустимая скорость движения воздуха, наибольшему количеству людей в смене.

Вентилятор подбирают по производительности и напору. В настоящее время изготавливаются в основном регулируемые вентиляторы, что позволяют уменьшать их напор в начальной стадии проведения выработки с целью экономии энергии. Для проветривания выработок применяются электрические осевые вентиляторы местного проветривания ВМ-3М, ВМ-4М, ВМ-5М, ВМ-6М, ВМ-8М, ВМ-12М (цифра означает размер входного и выходного патрубков в дециметрах). Подача вентилятора регулируется с помощью направляющего аппарата с резиновыми профилированными лопатками, которые поворачиваются специальным механизмом на угол от  $+45^\circ$  до  $-50^\circ$ . Взрывоопасное исполнение двигателей этих вентиляторов позволяет применять их в шахтах и рудниках опасных по газу и пыли. Вентиляторы ВМП-3М, ВМП-4М, ВМП-5М, ВМП-6М (с пневматическим приводом) предназначены для проветривания тупиковых выработок в шахтах и рудниках опасных по внезапным выбросам и сульфурным выделениям. Подача вентиляторов этого типа регулируется с помощью сопел, подающих сжатый воздух на лопатки пневматического привода.

В связи с малым весом и хорошей транспортабельностью широко применяются гибкие трубопроводы типа МУ (из хлопчатобумажной ткани чефир с двухсторонним покрытием из негорючей резины) диаметром 0,4; 0,5; 0,6; 0,8 и 1,0 м. Жесткие трубы выполняются из металла и синтетических материалов.

### 3.4. Очистные работы

Очистные работы включают процессы: очистную выемку полезного ископаемого, крепление очистного забоя и управление кровлей.

Под очистной выемкой следует понимать совокупность производственных процессов (отбойку, погрузку, доставку полезного ископаемого), выполняемых в определенной последовательности в пространстве и времени и направленных на получение готовой продукции.

Очистную выемку ведут в длинных очистных забоях – лавах и коротких – камерах. В лавах очистную выемку осуществляют очистными комбайнами (входящих в состав механизированных комплексов) или стругами, в камерах – проходческими (проходческо-очистными) комбайнами.

#### 3.4.1. Технология очистных работ в лавах

Рассмотрим технологию очистных работ в лавах с использованием механизированных комплексов с узкозахватными комбайнами, а затем с использованием стругов.

Сущность технологии очистных работ в лаве заключается в том, что выемочный участок (столб) подготавливается с двух сторон подготовительными штреками – конвейерным 1 и вентиляционным 2 (рис. 32). Поперек столба проводится нарезная выработка соединяющая два штрека. При дальнейшей выемке эта выработка называется лавой 3. В лаве монтируется комплекс оборудования состоящий из очистного комбайна 4 (см. рис. 33), забойного скребкового конвейера 5, механизированной крепи 6, крепи сопряжения 7, насосной станции 8 (если есть необходимость откачки воды), а также гидро- и электрооборудования. Комбайн, перемещаясь по раме забойного конвейера от конвейерного штрека к вентиляционному (и наоборот), отделяет от массива узкую полосу до 1м (при узкозахватной выемке) полезного ископаемого 9 равную ширине исполнительного органа комбайна – шнека 10 (если исполнительный орган имеет ширину захвата более 1 м, то выемка называется широкозахватной, которая применяется крайне редко и вытесняется узкозахватной выемкой). Шнек дробит полосу полезного ископае-

мого на куски и грузит погрузочным устройством на забойный конвейер 5. С последнего, в пункте 11 полезное ископаемое перегружается на ленточный конвейер 12 и далее транспортируется по конвейерному штреку.

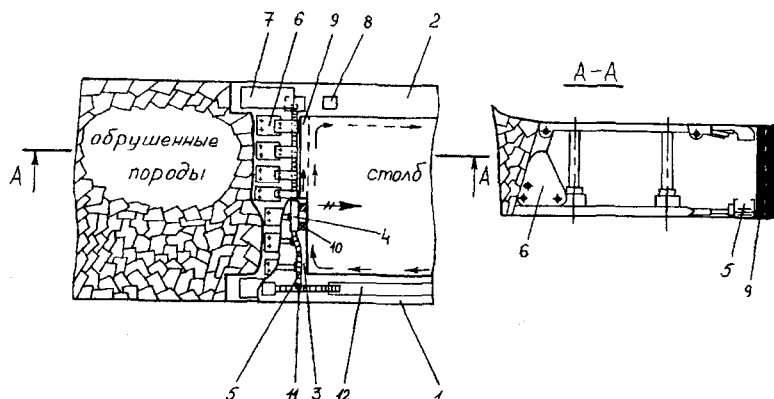


Рис. 32 Принципиальная схема очистных работ в лаве

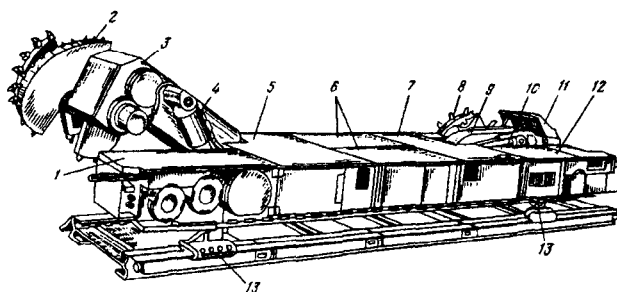


Рис. 33 Очистной комбайн: 1 – механизм подачи; 2 – левый шнек; 3 – левый редуктор поворота; 4 – левый домкрат; 5 – левый редуктор; 6 – электродвигатель; 7 – правый редуктор; 8 – правый шнек; 9 – правый редуктор поворота; 10 – правый домкрат; 11 – погрузочный щиток; 12 – электроблок; 13 – опорные лыжи

По мере выемки полос забойный конвейер должен периодически передвигаться к забою. Для механизации передвижки и обеспечения минимальной площади незакрепленного рабочего пространства

лавы вслед за проходом комбайна забойные конвейеры делают изгибающимися. Изгиб конвейера допускает его передвижку в лаве по частям. Применяют также передвигающиеся одновременно по всему фронту забоя скребковые конвейеры. Шаг передвижки забойного конвейера зависит от ширины захвата комбайна. Перемещение комбайна вдоль забоя осуществляют в большинстве случаев по челноковой схеме (в обоих направлениях).

На калийных рудниках наибольшее распространение получили следующие очистные комбайны: ЭВ-200/230-ЛН, Электра 340-Сол, Айкхофф СЛ-300НЕ, ЭДВ-300/760-Л, КГС-800С/2БП, Электра 700-Сол, Айкхофф СЛ-300, ЭДВ-300/760-Л-230-СВ, Айкхофф СЛ-500С, Айкхофф ЭСА-150Л.

Выемка полезного ископаемого сопровождается обнажением пород кровли. Для создания безопасных условий труда и эксплуатации горного оборудования для поддержания очистного забоя используют механизированные крепи.

**Механизированными крепями** называют самопередвигающиеся крепи, предназначенные для поддержания кровли и ограждения рабочего пространства лавы от обрушения горных пород, управления горным давлением, передвижки забойного конвейера.

В зависимости от соотношения функций защиты рабочего пространства и характера взаимодействия с породами кровли механизированные крепи делят на четыре типа: оградительные (рис. 34а), поддерживающие (рис. 34б), оградительно-поддерживающие (рис. 34в), поддерживающе-оградительные (рис. 34г).

По характеру взаимодействия с кровлей очистного забоя при передвижке секций механизированные крепи делают передвигаемые без потери контакта с кровлей и с потерей контакта.

Крепь сопряжения служит для предотвращения обрушения пород на сопряжении очистного забоя с прилегающими к нему штреками.

Теперь перейдем к рассмотрению вопроса об обрушении вмещающих пород. По сравнению с капитальными и подготовительными, очистные выработки имеют ряд особенностей, среди которых можно выделить: непрерывное движение забоя, обуславливающее постоянное изменение поля напряжений вокруг выработки; меньшее время эксплуатации. Общая картина процессов, происходящих

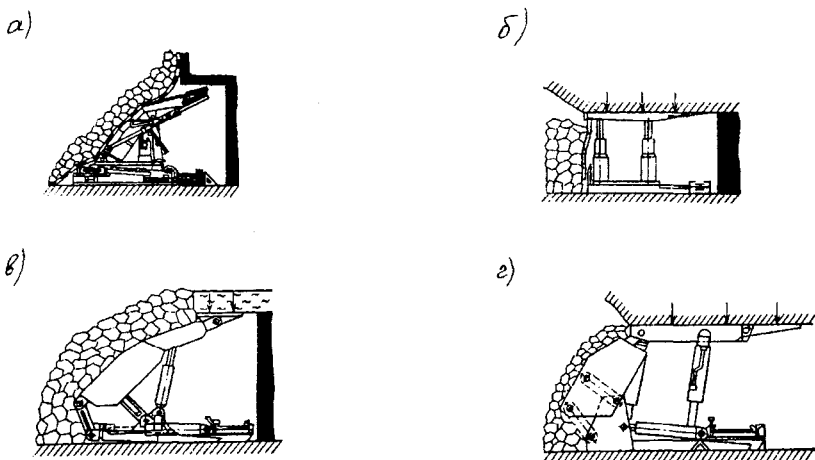


Рис. 34. Типы передвижных механизированных крепей

в массиве горных пород вокруг очистной выработки, заключается в изменении поля напряжений и, как следствие этого, в деформировании окружающих пород. В первую очередь на контуре выработанного пространства и в окружающем массиве пород происходят упругие смещения. Вслед за упругими смещениями пород кровли и стенок развиваются неупругие деформации и происходят локальные разрушения. Этому способствует развитие в окружающем массиве зон концентрации как сжимающих, так и растягивающих напряжений. В процессе деформирования вовлекаются большие объемы пород, а вследствие этого неоднородность низких порядков, по поверхностям которых массив наиболее ослаблен. В результате этого в очистных выработках развиваются процессы обрушения покрывающих пород.

В зависимости от способности отдельных слоев породы кровли (почвы) к самообрушению (пучению), а также от расположения их по отношению к пласту различают ложную, непосредственную и основную кровлю, а также непосредственную и основную почву.

В условиях очистных работ наиболее распространенная гипотеза определения горного давления является гипотеза консольной плиты (рис. 35). Эта гипотеза предполагает поддержание слоистых пород



над рабочим пространством главным образом за счет связи с неподработанными породами.

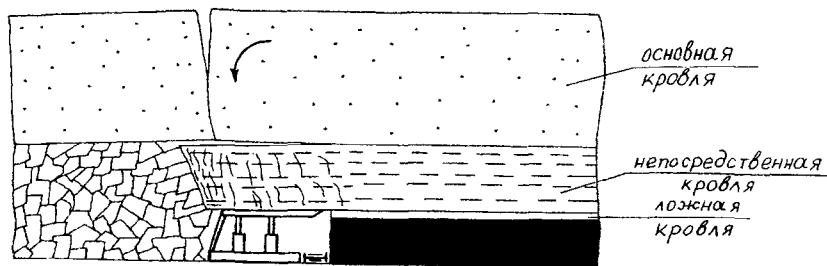


Рис. 35. Схема к гипотезе консольной плиты

Горное давление делят на первичное и вторичное. Первичное связано с породами непосредственной кровли и действуют на крепь в пределах рабочего пространства очистных забоев, вторичное создается основной кровлей и передается за пределы обнажения на породный массив, или закладку, или на обрушенные породы непосредственной кровли, на которые ложится основная кровля. Гипотеза предполагает, что непосредственная кровля над рабочим пространством поддерживается главным образом за счет связи с неподработанным массивом и как бы представляет собой консоль. Наименьшее давление на крепь наблюдается у основания консоли, где она опускается незначительно. По мере удаления от забоя и приближения к свободному концу консоли смещение ее увеличивается, давление возрастает.

При очистной выемке кровлю периодически обрушают, передвигая механизированную крепь, чтобы сохранить консоль и тем самым снизить горное давление. По мере дальнейшего подвигания забоя давление снова возрастает и картина повторяется.

Расстояние, через которое происходит обрушение кровли называют **шагом обрушения**. При неустойчивой кровле шаг обрушения составляет 1-2м, при устойчивой – до 10м.

Для предотвращения значительных деформаций и обрушений пород, обеспечения безопасности труда и создания нормальных условий для осуществления очистных работ в лавах осуществляют

комплекс технических мероприятий по управлению кровлей. Наиболее распространенными являются способы управления кровлей полным или частичным обрушением, а также полной или частичной закладкой выработанного пространства.

Технология управления кровлей способом обрушения пород заключается в обрушении (посадке) непосредственной кровли за пределами призабойного пространства. Посадка производится периодически через расстояния, равные шагу самопроизвольного обрушения непосредственной кровли. При использовании механизированной крепи посадки кровли происходит обычно после каждой передвижки крепи.

Область применения данного способа ограничивается разрыхляемостью непосредственной кровли и ее мощностью.

Управление кровлей полной закладкой предусматривает заполнение выработанного пространства закладочным материалом, который доставляется с поверхности или же готовится в подземных условиях. Закладочный материал, заполнивший выработанное пространство, образует закладочный массив.

**Струговая очистная выемка** – способ узкозахватной выемки, при которой разрушение полезного ископаемого осуществляется путем отбойки от массива тонких стружек толщиной до 10-12см на всю длину очистного забоя при высоких скоростях движения исполнительного органа (струга) струговой установки (или стругового аппарата).

Струговая установка работает в комплексе с механизированными крепями.

Наиболее эффективное и перспективное направление струговой выемки – создание струговых аппаратов, в которых совмещены в единое целое струг (один или несколько), системы приводов, средства доставки полезного ископаемого вдоль очистного забоя и механизированная крепь на основе автоматического и динамического управления оборудованием.

Одним из новейших струговых агрегатов является «Континиум Лонгуолл Майнер» (КЛМ). В конструкции КЛМ в отличие от традиционных струговых установок для осуществления процесса разрушения забоя, погрузки на конвейер и транспортировки полезного ископаемого из лавы применяется только одна замкнутая в горизонтальной плоскости цепь. На ней закреплены скребки. Одни из них

обеспечивают перемещение полезного ископаемого по ставу конвейера, а другие одновременно с этим являются базой для выемочных головок. Выемочные головки агрегата по контуру цепи разделены на две группы. В то время как одна группа головок производит резание забоя, другая находится в решетчатом ставе конвейера и перемещается в обратном по отношению к первой группе направлении. Эти достигается непрерывная выемка и доставка полезного ископаемого из лавы без реверсирования движения тягового органа.

Стандартная группа состоит из пяти выемочных головок (рис.36). Первая по направлению резания забоя выемочная головка группы оснащена резцами, работающими в режиме блокированного резания. Последующие резцы расширяют вруб. На последней выемочной головке группы установлены два резца: один разрушает пласт в зоне контакта с почвой, другой – в зоне контакта с кровлей.

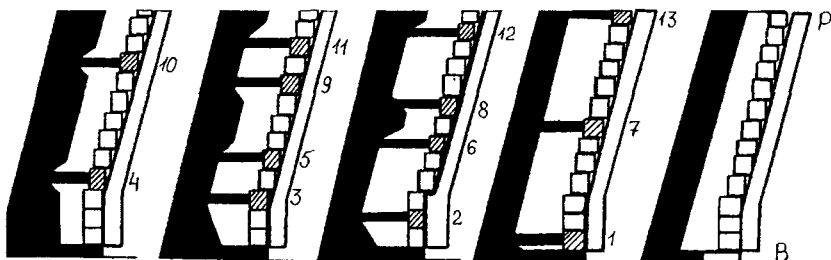


Рис. 36. Схема разрушения забоя струговым агрегатом КЛМ

### 3.4.2. Технология очистных работ в коротких забоях

Коротким забоем считают очистной забой длиной до 16м. При подвигании такой забой оставляет за собой выемочную камеру. Благодаря небольшой длине забоя процессы выемки полезного ископаемого, крепления и управления кровлей сконцентрированы в ограниченном пространстве. При разработке пластов с устойчивыми кровлями отсутствует необходимость в управлении кровлей, так как основную нагрузку от вышележащих пород воспринимают целики полезного ископаемого, оставляемые между выемочными ка-

мерами. Однако это связано с повышенными потерями полезных ископаемых в недрах.

Выемку в коротких забоях ведут проходческо-добычными комбайнами или буровзрывным способом. На калийных рудниках для ведения добычных работ применяют следующие комбайны: ПК-8М, Урал-10КС.

Короткими очистными забоями разрабатывают пласты калийных руд, горючих сланцев, угля.

На рис. 28 показаны схемы работы проходческо-добычных комплексов в камерах.

### 3.4.3. Системы разработки пластовых месторождений

В качестве классификационного признака при разработке пластовых месторождений принята очередность ведения подготовительных и очистных работ.

Системой разработки принято называть определенный порядок ведения подготовительных и очистных работ в пределах участка шахтного поля, увязанный в пространстве и времени.

Система разработки должна обеспечивать: безопасность ведения очистных работ, их экономичность и высокую производительность труда, охрану недр, охрану окружающей среды.

При применении длинных очистных забоев различают столбовую и сплошную системы разработки.

При применении коротких очистных забоев различают камерную и камерно-столбовую системы разработки.

При применении двух и более систем разработки различают комбинированные системы разработки.

**Столбовая система разработки** предполагает разделение в пространстве и во времени очистных и подготовительных работ. При столбовой системе все подготовительные выработки в выемочном поле проводят до начала очистной выемки. Столб отрабатывается в обратном порядке.

Столбовая система применяется при любых углах падения пластов. Она дает наиболее высокие показатели на пластах мощностью от 1,21 до 3,5м и хорошие показатели при разработке пластов мощностью от 0,71 до 1,2м. При меньшей мощности пласта подготовительные выработки проводят с подрывкой боковых пород, что уве-

личивает стоимость проведения выработок, поэтому в этом случае выгодно применять сплошную систему разработки (которая рассмотрена ниже). При разработке мощных пластов (свыше 3,5м) затруднена работа вблизи забоя, поэтому целесообразнее переходить на слоевую выемку.

Основным способом управления горным давлением в лаве является полное обрушение, реже используют полную закладку выработанного пространства.

При столбовой системе применяют возвратноточную (в большинстве случаях), так и прямоточную схему проветривания выемочного участка. Возвратноточная схема характеризуется тем, что направление движения исходящей струи воздуха противоположно направлению движения свежей. При прямоточной схеме – свежая и исходящая струя имеет одно направление.

Столбы могут располагаться длинной стороной по линии простирания пласта (до 2000м): система разработки длинными столбами по простиранию; по падению (восстанию): система разработки длинными столбами по падению (восстанию).

Столбы могут иметь и небольшие размеры – 20-30 м: система разработки короткими столбами по простиранию, падению (восстанию).

В зависимости от числа одновременно работающих лав различают варианты столбовых систем: одиночными и спаренными лавами.

К моменту отработки столба требуется своевременно подготовить новый столб, не допуская запаздывания в подготовке и не создавая излишних опережений (рис. 37). Запаздывание приводит к несвоевременному вводу в работу новых очистных забоев и, следовательно к снижению добычи. Излишнее опережение вызывает преждевременные расходы денежных средств на поддержание пройденных, но еще не используемых выработок.

Положение очистного забоя в обрабатываемом столбе, при котором необходимо начать подготовку нового столба

$$x = T_{\text{оч}} \cdot v_{\text{оч}}, \text{ м}, \quad (14)$$

где  $T_{\text{оч}}$  – время отработки оставшейся части столба длиной  $x$ , м;

$v_{\text{оч}}$  – скорость подвигания очистного забоя, м/мес.

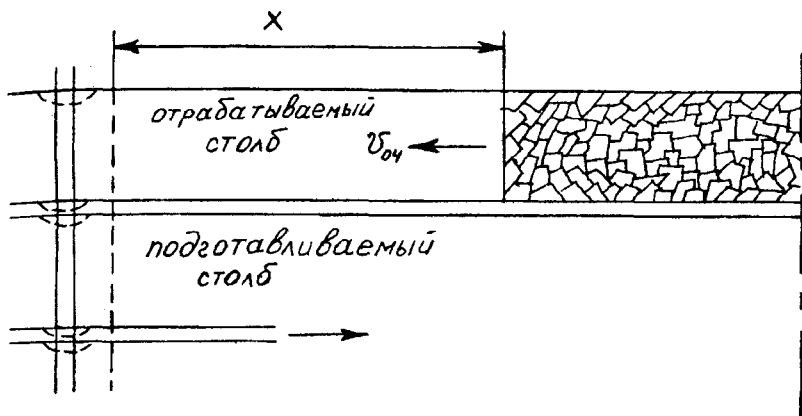


Рис. 37 Схема соотношения подготовительных и очистных забоев

На Старобинском месторождении калийных солей в зависимости от конкретных горно-геологических и горнотехнических условий применяются различные варианты столбовой системы разработки с валовой и селективной выемкой пласта с разделением и без разделения его на слои, с общей и раздельной подготовкой лав.

На рис. 38 представлена принципиальная технологическая схема и параметры валовой выемки Второго пласта и слоев II, II-III, и III Третьего пласта.

Подготовка столба (панели) ведется в следующей последовательности. В первую очередь проводятся панельный конвейерный штрек 1, конвейерный 2 и вентиляционный 3 штреки лавы. При этом для проветривания вентиляционного штрека нарезаются вспомогательные выработки 4, которые используются в дальнейшем для проходки разгружающего 5 и транспортного 6 штреков лавы. Проветривание подготовительных и очистных забоев осуществляется следующим образом. Свежая струя воздуха поступает по панельному конвейерному штреку, транспортному и конвейерному штрекам лавы, а исходящая струя воздуха уходит по вентиляционному штреку лавы, который в процессе подготовки панели изолируется от свежей струи вентиляционными перемычками 7.

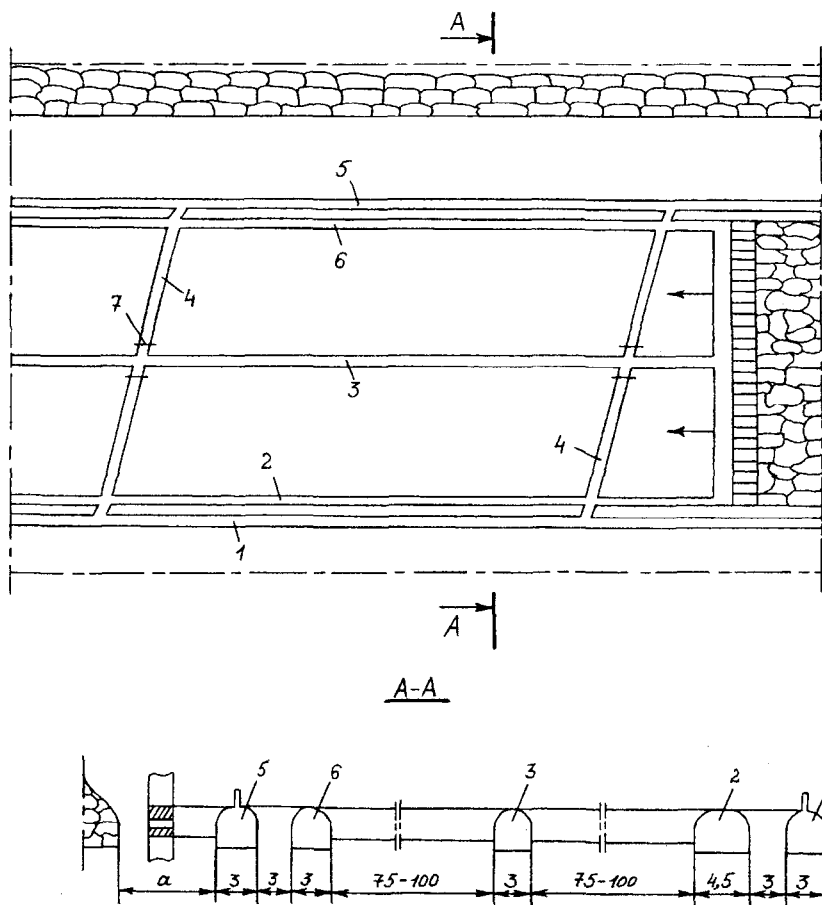


Рис. 38. Принципиальная технологическая схема валовой выемки пластов в условиях Старобинского месторождения: а – межстолбовой (межпанельный) целик

В описанной схеме предполагается работ двух комбайнов, хотя возможна схема однокомбайновой лавы без центрального вентиляционного штрека.

**Сплошная система разработки** предполагает одновременное ведение очистных и подготовительных работ в выемочном поле и в одном направлении. Забои подготовительных выработок незначи-

тельно опережают в пространстве очистные забои. Ее использование требует строго соответствия между скоростями подвигания очистного и подготовительного забоев.

Сплошная система применяется при разработке пластов мощностью до 2м, в основном на тонких с любым углом падения.

Аналогично столбовым системам, забой при сплошной системе может подвигаться по линии простирания или падения (восстания).

Основные преимущества столбовых систем разработки по сравнению со сплошными:

- забои подготовительных и очистных выработок разобщены, что устраняет взаимную помеху при работе в этих выработках;
- проведение подготовительных выработок дает ценные разведочные данные для очистных работ;
- погашение подготовительных выработок по мере подвигания очистных забоев позволяет извлекать крепь погашаемых штреков, что очень важно при металлической крепи;
- возможность предварительной дегазации обрабатываемого столба через скважины, пробуренные из подготовительных выработок.

Основные недостатки столбовых систем разработки по сравнению со сплошными:

- большой объем проведения подготовительных выработок до начала очистных работ, что увеличивает срок окупаемости капиталовложений;
- сложность проветривания длинных подготовительных выработок, что усложняет вентиляционную сеть рудника (шахты);
- необходимость поддержания подготовительных выработок до окончания очистных работ, что увеличивает эксплуатационные расходы.

Благодаря указанным выше преимуществам в настоящее время столбовая система является основной.

**Камерная система разработки** предполагает ведение очистных работ в камерах с оставлением между ними целиков. Расположение камер возможно под любым углом к линии простирания пласта в зависимости от схемы отработки шахтного поля и средств транспортирования. Систему применяют на пластах средней мощности с углом падения до  $10^\circ$ .

На Старобинском месторождении калийных солей применяются следующие варианты камерной системы: с оставлением податливых



целиков (рис. 39а), с оставлением жестких целиков (рис. 39б), с регулярным оставлением жестких и податливых целиков.

Вариант камерной системы разработки с оставлением податливых целиков предполагает такой характер деформирования очистной выработки, при котором обеспечивается ее безопасное состояние лишь в течение заданного периода времени. Этот вариант может применяться на большинстве участков месторождения, где имеется достаточная мощность водозащитной толщи.

Вариант камерной системы разработки с оставлением жестких целиков предусматривает оставление в выработанном пространстве целиков высокой несущей способности, в результате чего они не разрушаются под влиянием горного давления в зоне ведения очистных работ. Этот вариант может применяться на всех без исключения участках месторождения.

**Камерно-столбовая система разработки** предполагает подготовку осуществлять длинными столбами по простиранию, а столб разделять на камеры, между которыми оставляют целики. Систему применяют при устойчивых и средней устойчивости вмещающих породах с мощностью пластов от 1,5 до 3,0 м и углами падения до 15°.

К основному достоинству камерной и камерно-столбовой систем разработки относится возможность применения как для очистных работ, так и для проведения подготовительных выработок одного и того же комплекта оборудования. К основному недостатку следует отнести значительные потери полезного ископаемого в целиках.

**Комбинированная система разработки** предполагает сочетание характерных особенностей двух и более систем разработки.

Например, на Старобинском месторождении калийных слей комбинированную систему разработки применяют на третьем калийном пласте. Сущность ее состоит в последовательной выемке калийных слоев различными системами. При этом в первую очередь разрабатывают IV сильвинитовый слой с применением столбовой системы, а затем с некоторым отставанием во времени и пространстве II и III сильвинитовые слои и каменную соль II-III камерной системой. При комбинированной разработке пласта опережение работ в слоях должно быть не менее 150 м.

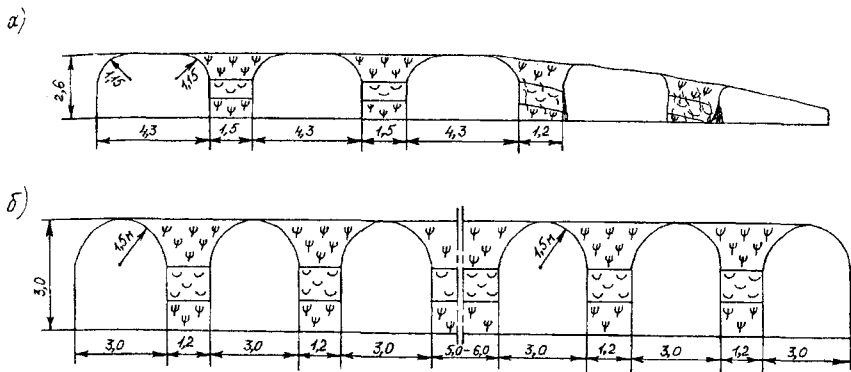


Рис. 39. Варианты камерной системы разработки: а – с оставлением податливых целиков, б – с оставлением жестких целиков

### 3.5. Календарный план отработки пласта

Чтобы обеспечить бесперебойное выполнение рудником (шахтой) установленного плана добычи полезного ископаемого, необходимо своевременно производить подготовку новых участков шахтного поля. Для этого необходимо знать, в какой последовательности должна вестись разработка каждого пласта во времени и в пространстве. Отсюда возникает необходимость составления календарных планов отработки пластов отработки пластов, представляющих собой графическое изображение порядка и последовательности выемки их в пределах шахтного поля или его части в определенные промежутки времени.

Обычно календарные планы составляют по годам на первые 10-20 лет разработки пласта, а свыше этого срока – на более крупные периоды времени (как правило через 5 лет), так как с развитием техники может измениться технология добычных работ, увеличиться мощность предприятия, а следовательно, изменятся исходные данные для построения календарных планов.

Порядок построения календарного плана производится в следующей последовательности:

- производится выбор и расчет параметров систем разработки и подготовки;

- обосновывается порядок отработки пласта (или пластов);
- вычерчивается в масштабе гипсометрический план шахтного поля в пределах его границ с изображением всех геологических нарушений;
- вычерчиваются на плане главные вскрывающие и подготовительные выработки как это принято в проекте;
- вычерчиваются на плане целики под охраняемые объекты;
- откладывают в том же масштабе, в каком вычерчен гипсометрический план, годовое подвигание очистных забоев в порядке и последовательности, принятым проектом при следующих условиях: в первый год после сдачи рудника (шахты) в эксплуатацию подвигание забоев составит 50% от принятого, во второй год – 75% от принятого. Это связано с тем, что в первый и второй годы после сдачи рудника (шахты) в эксплуатацию необходимо укомплектовать штат бригады рабочими, приобрести навыки и освоить технику работ в данных условиях.

## **4. ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

### **4.1. Особенности процесса сдвижения горных пород и охраны сооружений при разработке рудных месторождений**

Рудные месторождения характеризуются большим разнообразием физико-механических свойств и структурных особенностей горных пород, форм и элементов залегания залежи, а также применяемых систем разработки. Это обуславливает не только разнообразие, но и сложность характера процесса сдвижения горных пород, в связи с чем и охрана сооружений имеет свои особенности. Применение используемого для пластовых месторождений метода аналогий в условиях рудных месторождений далеко не всегда приводит к удовлетворительным результатам.

На рис. 40 рассмотрен характер сдвижения горных пород и земной поверхности при разработке крутой мощной рудной залежи на верхних горизонтах.

По особенностям процесса сдвижения и величинам его параметров рудные месторождения разделяются на три основных типа:

- I – со слоистым строением вмещающих пород и согласно залегающими с ними залежами;  
 II – с неслоистым строением вмещающих пород;  
 III – со слоистым строением вмещающих пород и несогласно залегающими с ними залежами.

На месторождениях I типа преобладающей формой сдвижения является прогиб отдельных слоев по нормам к напластованию. При разработке мощных залежей помимо прогибов напластований с образованием расслоений, трещин и разломов происходит обрушение пород.

На месторождениях II типа вмещающие породы разбиты различными системами трещин на структурные блоки, по которым и происходит сдвижение массива в виде сдвига, обрыва и обрушения. При наличии разрывного геологического нарушения сдвиг толщи массива происходит по плоскости сместителя, падающего в сторону разрабатываемой залежи под углом не менее угла внутреннего трения пород.

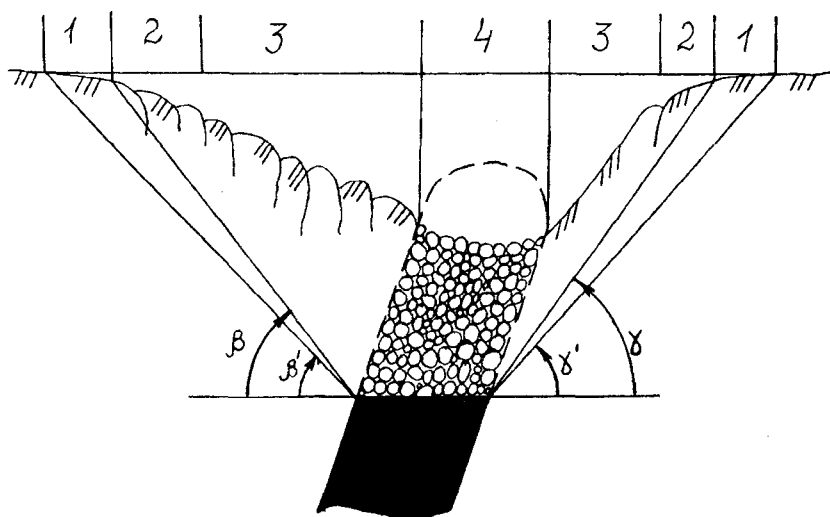


Рис. 40. Схема сдвижений горных пород при разработке верхних горизонтов мощных рудных тел: 1 – зона плавных сдвижений, 2 – зона трещин, 3 – зона террас, 4 – зона провалов.  $\beta$ ,  $\gamma$  – углы сдвижения;  $\beta'$ ,  $\gamma'$  – углы обрушения

На месторождениях III типа характер процесса сдвижения зависит от возможного расположения направлений и величин углов падения вмещающих пород и рудной залежи. К этой группе в основном относятся некоторые месторождений жильного типа.

Предохранительные целики для охраны сооружений применяют в крайних случаях, учитывая ограниченные размеры площадей залегания рудных залежей и сравнительно высокую ценность минерального сырья. Стволы размещают в лежащем боку рудных тел (в исключительных случаях в висячем или одновременно в лежащем и висячем).

Строительство зданий и сооружений на подработанных участках земной поверхности допускается только при наличии данных, подтверждающих полную их подработку после окончания общей продолжительности процесса сдвижения.

#### **4.2. Вскрытие и подготовка рудных месторождений**

При вскрытии рудных месторождений выделяют следующие способы вскрытия: вертикальными стволами, наклонными стволами, штольнями, комбинированным способом.

Первые три способа можно объединить в группу простых способов вскрытия.

Главные вскрывающие выработки могут проходить: по месторождению; по пустым породам со стороны лежащего либо висячего боков или флангов; по пустым породам и руде, пересекая рудное тело.

Простые схемы вскрытия:

- вскрытие вертикальным стволом по месторождению, лежащему боку, висячему боку и флангам;
- вскрытие наклонным стволом по месторождению, лежащему боку и флангам;
- вскрытие штольной по месторождению, лежащему боку, висячему боку.

Комбинированные схемы вскрытия:

- вскрытие вертикальным стволом с поверхности с переходом в вертикальный слепой ствол;
- вскрытие вертикальным стволом с поверхности с переходом в наклонный ствол;

- вскрытие наклонным стволом с поверхности с переходом в наклонные слепые стволы;
- вскрытие штольней с переходом в вертикальные слепые стволы;
- вскрытие штольней с переходом в наклонные слепые стволы.

При крутом и наклонном залегании месторождения подготовка шахтного поля к очистной выемке заключается в разделении его на этажи выработками основного горизонта – откаточными штреками и ортами, а также в разделении этажа на выемочные участки-блоки с помощью восстающих выработок.

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

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

### 4.3. Системы разработки рудных месторождений по М.И. Агошкову

В качестве классификационного признака (по М.И. Агошкову) принято состояние очистного пространства в период ведения очистной выемки. Выделяют VIII классов систем разработки.

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

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

В зависимости от способа ведения очистной выемки выделяют пять основных групп систем данного класса: потолкоуступные сис-

темы, системы со сплошной выемкой, камерно-столбовые системы, системы с подэтажной отбойкой, этажно-камерные системы.

**Ко II классу – систем с магазинированием руды** – отнесены системы, при которых очистное пространство по мере выемки рудного массива заполняется отбитой рудой, полностью выпускаемой только по окончании отработки блока (рис. 41.). Основным средством поддержания служат рудные целики, иногда распорная и анкерная крепь. Замагазинированная руда способствует поддержанию вмещающих пород между целиками, но роль ее как средства поддержания является вспомогательной.

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

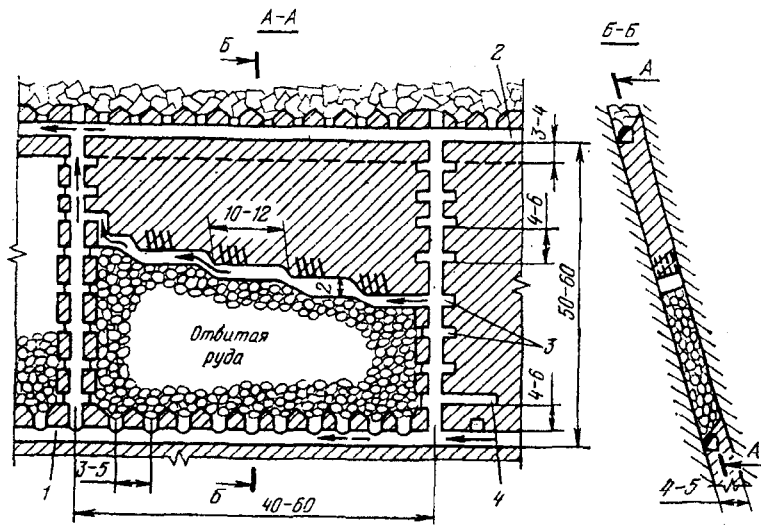


Рис. 41. Принципиальный вариант системы разработки с магазинированием руды: 1 – откаточный штрек, 2 – вентиляционный штрек, 3 – ходки, 4 – подсечной штрек

По способу отбойки руды системы разделяются на три группы: системы со шпуровой отбойкой из магазина, системы с отбойкой руды из специальных выработок, системы с отбойкой глубокими скважинами.

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

Системы с закладкой очистного пространства применяют в устойчивых рудах и как правило неустойчивых вмещающих породах (однако устойчивость боковых пород не влияет на применение систем с закладкой); при мощности рудных тел от нескольких сантиметров до 6м и более, и крутом падении рудных тел; при высокой ценности руды.

Группы систем разработки с закладкой очистного пространства отличаются друг от друга направлением очистной выемки, способом получения закладочного материала и формой очистного забоя. В зависимости от этих признаков различают основные группы: системы разработки горизонтальными слоями с закладкой, системы разработки наклонными слоями с закладкой, потолкоуступные системы разработки тонких жил с отдельной выемкой и закладкой, нисходящие системы послойной разработки с закладкой, системы разработки со сплошной выемкой руды и закладкой.

**К IV классу – систем с креплением очистного пространства** – отнесены системы, при которых в очистном пространстве вслед за выемкой регулярно возводится усиленная крепь, которая служит основным средством поддержания вмещающих пород и руды.

Системы с креплением очистного пространства применяются при разработке месторождений любой формы, и с любыми углами падения, мощностью до 4м. Вмещающие породы и руды не оказывают большого горного давления, но без крепи могут отслаиваться или обрушаться.

По виду крепи выделяют следующие группы систем с креплением очистного пространства: системы с усиленной распорной и станковой крепью, системы с каменной и комбинированной крепью.

**К V классу – систем с креплением и закладкой очистного пространства** – отнесены системы при которых очистное про-



странство регулярно поддерживается креплением и кроме того заполняется закладкой. Закладка и крепь в поддержании очистного пространства играют одинаковую роль.

Системы с креплением и закладкой очистного пространства применяют при слабых неустойчивых рудах и вмещающих породах, непостоянной форме, мощности и углах падения, при наличии крупных включений и прослоек пустых пород в руде, высокой ее ценности.

Группы систем с креплением и закладкой очистного пространства выделяют по направлению подвигания забоя и способ очистной выемки: системы разработки горизонтальными слоями по простиранию, системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками, сплошные системы разработки.

Из-за высокой стоимости ведения работ системы данного класса применяются в исключительных случаях и только при отработке богатых руд, полнота извлечения которых сможет окупить увеличенные расходы на очистную выемку.

Данный класс практически вытеснен другими системами разработки.

**К VI классу – систем с обрушением вмещающих пород** – отнесены системы, при которых очистное пространство по мере выемки заполняется обрушаемыми породами. Крепью поддерживается лишь призабойное рабочее пространство небольших размеров.

Системы с обрушением вмещающих пород применяют при склонности вмещающих пород к самообрушению.

По конструктивным признакам и условиям применения системы с обрушением вмещающих пород разделяют на две группы: системы слоевого обрушения (и как их разновидность – щитовые системы), столбовые системы.

**К VII классу – систем с обрушением руды и вмещающих пород** – отнесены системы, при которых вначале обрушается подсеченный снизу или сбоку массив руды, вслед за чем по мере выпуска обрушенной руды покрывающие ее пустые породы самообрушаются и заполняют выработанное пространство. Выпуск основной массы обрушенной руды под опускающимися в процессе выпуска пустыми породами – наиболее характерная черта систем разработки этого класса, определяющая условия их применения, конструктивные элементы и технико-экономические показатели.

Системы с обрушением вмещающих пород и руды делят на группы: системы поэтажного обрушения, системы этажного самообрушения, системы этажного принудительного обрушения.

**К VIII классу – комбинированных систем** – отнесены системы, при которых этаж или панель делится на регулярно чередующиеся и относительно близкие по размерам камеры и междукамерные целики, обрабатываемые последовательно в две стадии разными системами. Камеры обрабатывают в первую, а целики во вторую очередь по окончании выемки двух-трех (редко более) смежных камер.

Комбинированные системы нельзя рассматривать как случай совместного применения двух самостоятельных систем разработки, так как подготовка, нарезка и очистная выемка в камере и междукамерном целике, составляющих вместе выемочный блок, взаимосвязаны. Соотношение запасов руды в камерах и целиках колеблется в среднем от 1:1 до 2:1.

Комбинированные системы применяют при разработке мощных месторождений.

По способу выемки камер комбинированные системы можно разделить на четыре группы, отличающиеся по условиям применения: комбинированные системы с открытыми камерами; комбинированные системы с магазинированием руды; комбинированные системы с одновременной закладкой; комбинированные системы с последующей закладкой.

#### **4.4. Процессы очистной выемки**

Очистная выемка при любой системе разработки включает три основных процесса, взаимосвязанных между собой:

- отбойку руды;
- доставку руды;
- поддержание выработанного пространства.

Под отбойкой руды понимается отделение части руды от массива с одновременным дроблением ее на куски.

Отбойка руды производится с применением буровзрывных работ, механических средств и самообрушения. Выбор способа отбойки зависит от горно-геологических условий, физико-механических свойств руды и принятой системы разработки.

Различают три метода буровзрывной отбойки: шпурами, скважинами и камерными зарядами. Шпуровая отбойка применяется при мощности залежей до 6-10м, при невозможности одновременного взрывания больших зарядов из-за опасности нарушения рудных целиков или крепления. Скважинная отбойка получила широкое распространение при разработке мощных рудных тел и устойчивых рудах. Камерные заряды применяют при разработке мощных месторождений крепких руд при обрушении целиков и потолочин.

Механическая отбойка производится с помощью комбайнов, отбойных молотков и применяется при добыче мягких руд.

Самообрушение применяется крайне редко, так как при нем невозможно управлять качеством отбойки. Самообрушение происходит под давлением собственного веса руды и давления налегающих пород.

Под доставкой руды понимается перемещение отбитой руды в пределах выемочного участка – от места отбойки до места погрузки в основные транспортные средства (в отличие от транспортирования руды).

Различают два основных вида доставки: под действием силы тяжести и механизированную. Иногда доставку осуществляют силой взрыва, струей воды (гидравлическая доставка). Ценные полезные ископаемые во избежание потерь доставляют в плотно закрывающихся металлических сосудах – контейнерах.

Доставка под действием силы тяжести производится по очистному пространству, по настилам, рудоспускам, желобам, трубам. Минимальный угол наклона для движения руды составляют 30 - 65° в зависимости от размера кусков, наличия в руде пылеобразного и липкого материала, влажности руды, шероховатости и неровности поверхности, по которой происходит передвижение.

Механизированная доставка производится самоходными вагонами, погрузочно-доставочными машинами, конвейерами, скреперами.

Под поддержанием выработанного пространства понимаются мероприятия по управлению горным давлением применительно к очистному пространству. Т.е. это сохранение его устойчивости путем искусственного подпора боков и кровли очистного пространства целиками, закладочным материалом, отбитой рудой или крепью.

## Л и т е р а т у р а

1. Агошков, М.И., Борисов, С.С., Боярский, В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений: учеб. для техникумов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 424 с.
2. Анистратов, Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ: учебник для вузов. – М.: Недра, 1995. – 351с.
3. Горное дело./ Ю.А. Астафьев[и др.]. – М.: Недра, 1973. – 384 с.
4. Букринский, В.А. Геометрия недр: учебник для вузов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: МГГУ, 2002. – 549 с.
5. Васючков, Ю.Ф. Горное дело: учебник для техникумов. – М.: Недра, 1990. – 512 с.
6. Задачник по подземной разработке угольных месторождений: учебн. пособие для вузов / К.Ф. Сапицкий [и др.] – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1981. – 311 с.
7. Кашеев, В.Д. Технология разработки угольных месторождений.– М.: Недра, 1971. – 384 с.
8. Килячков, А.П. Технология горного производства: учебник для вузов. – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1992. – 415 с.
9. Кологривко, А.А. Механические процессы в пластовых и соляных месторождениях: метод. пособие. – Мн.: БГПА, 2002.–73 с.
10. Кологривко, А.А. Подземные горные работы: метод. пособие. – Мн.: БГПА, 2002. – 52 с.
11. Кологривко, А.А. Проведение и крепление подземных горных выработок: метод. пособие. В 3 ч. Ч.3.–Мн.: БГПА, 2001.– 111с.
12. Подземная разработка пластовых месторождений. Теоретические и методические основы проведения практических занятий: учеб. пособие./Под ред. Л.А. Пучкова. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: МГГУ, 2001. – 487 с.
13. Нормативные и методические документы по ведению горных работ на Старобинском месторождении калийных солей. – Солигорск-Минск: Изд-во Слуцкой укрупненной типографии, 1995. – 214 с.
14. Правила безопасности при разработке подземным способом соляных месторождений в Республике Беларусь. – Мн.: Изд-во Речицкой укрупненной типографии, 1994. – 337с.

15. Проскуряков, Н.М., Ковалев, О.В., Мещеряков, В.В. Управление газодинамическими процессами в пластах калийных руд. – М.: Недра, 1998. – 239 с.
16. Синанян, Р.Р. Маркшейдерское дело: учебник для вузов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 312 с.
17. Смычник, А.Д., Морев, А.Б. Технология и механизация горных работ на калийных рудниках Беларуси: учеб. пособие. – Мн.: УП «Технопринт», 2002. – 200 с.
18. Справочник по горнорудному делу / Под ред. В.А. Гребюнюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.
19. Справочник по маркшейдерскому делу/ Под общ. ред. А.Н. Омельченко. – 3-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1973.– 448с.
20. Аэрология горных предприятий: учебник для вузов. / К.З. Ушаков [и др.]. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1987. – 421 с.

## СОДЕРЖАНИЕ

	Введение.....	3
1.	Сравнительная характеристика открытого и подземного способов разработки.....	4
2.	Горно-геологическая характеристика месторождений полезных ископаемых.....	5
2.1.	Форма и геометрические параметры залежи полезного ископаемого.....	7
2.2.	Классификация запасов полезных ископаемых.....	20
2.3.	Характеристика Старобинского месторождений калийных солей.....	26
3.	Подземная разработка пластовых месторождений.....	31
3.1.	Стадии разработки месторождений.....	31
3.2.	Сдвигание вмещающих пород и земной поверхности. Предохранительные целики...	32
3.3.	Вскрытие и подготовка месторождений.....	37
3.3.1.	Деление шахтных полей на части.....	37
3.3.2.	Способы и схемы вскрытия шахтных полей. Вскрытие шахтных полей Старобинского месторождения.....	40
3.3.3.	Проведение и крепление вертикальных стволов.....	47
3.3.4.	Подготовка шахтного поля. Подготовка шахтных полей Старобинского месторождения.....	53
3.3.5.	Проведение и крепление горизонтальных выработок.....	56
3.3.6.	Проветривание забоев.....	64
3.4.	Очистные работы.....	68
3.4.1.	Технология очистных работ в лавах.....	68
3.4.2.	Технология очистных работ в коротких забоях.....	74
3.4.3.	Системы разработки пластовых месторождений.....	75

3.5.	Календарный план отработки пласта.....	81
4.	Подземная разработка рудных месторождений.....	82
4.1.	Особенности процесса сдвижения горных пород и охраны сооружений при разработке рудных месторождений.....	82
4.2.	Вскрытие и подготовка рудных месторождений.....	84
4.3.	Системы разработки рудных месторождений по М.И. Агошкову.....	85
4.4.	Процессы очистной выемки.....	89
	Литература	91

Учебное издание

КОЛОГРИВКО Андрей Андреевич

ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Учебное пособие

Технический редактор Л.Д. Мартынюк  
Компьютерная верстка О.В. Дубовик

---

Подписано в печать 21.08.2006.

Формат 60x84 1/16. Бумага офсетная.

Отпечатано на ризографе. Гарнитура Таймс.

Усл. печ. л. 5.5. Уч.-изд. 4,3. Тираж 100. Заказ 827.

---

Издатель и полиграфическое исполнение:

Белорусский национальный технический университет.

ЛИ №02330/0131627 от 01.04.2004.

220013, Минск, проспект Независимости, 65.