

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

П. В. Егоров, Г. Г. Штумпф, А. А. Ренев, Ю. А. Шевелев

# **Г Е О М Е Х А Н И К А**

## **УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ**

3-е издание, переработанное и дополненное

*Допущено Учебно-методическим объединением вузов  
Российской Федерации по образованию в области горного дела  
в качестве учебного пособия для студентов вузов, обучающихся  
по направлению подготовки «Горное дело» и «Физические процессы горного  
или нефтегазового производства»*

Кемерово 2015

УДК 622.83

Рецензенты:

Заведующий кафедрой «Разработка пластовых месторождений» Сибирского государственного индустриального университета, профессор, доктор технических наук В. Н. Фрянов

Заведующий лабораторией «Геодинамические явления в шахтах» Института угля Сибирского отделения РАН, профессор, доктор технических наук В. С. Зыков

Геомеханика : учеб. пособие. – 3-е изд., перераб. и доп. / П. В. Егоров, Г. Г. Штумпф, А. А. Ренев, Ю. А. Шевелев ; КузГТУ. – Кемерово, 2015. – 309 с. ISBN 978-5-906805-07-2

Даны основные понятия и представления о геомеханических процессах, происходящих в массивах горных пород при выемке полезных ископаемых подземным и открытым способом. Рассмотрены механические свойства и напряженное деформированное состояние массивов горных пород в естественном залегании и их изменение под влиянием горных работ. Описаны механизмы, методы прогноза и способы предупреждения газодинамических явлений (горные удары, внезапные выбросы угля, породы и газа).

Приведены технические и геотехнологические решения, обеспечивающие управление геомеханическими процессами горного производства на всех стадиях подготовки и добычи полезных ископаемых.

Предназначено для студентов горных направлений подготовки.

УДК 622.83

© Егоров П. В., Штумпф Г. Г.,  
Ренев А. А., Шевелев Ю. А., 2015

ISBN 978-5-906805-07-2

© КузГТУ, 2015



## ПРЕДИСЛОВИЕ

Геомеханика (горная) – фундаментальный раздел горной науки, включающий изучение механических свойств и напряженно-деформированного состояния массивов горных пород и механических процессов, возникающих в них при горных разработках. Гея – древнегреческая богиня земли. Механика – наука, изучающая движение материальных тел и взаимодействие между ними.

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

Основными задачами геомеханики являются:

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

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

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

Прогресс геомеханики, как и многих других наук, не является равномерным. Одни научные направления развиваются быстрее, чем другие. Одни результаты получили более глубокое и разветвленное практическое приложение, чем другие. Неравномерное развитие некоторых направлений геомеханики объясняется как большой сложностью изучаемых вопросов, так и рядом субъективных причин.

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

Содержание данного учебного пособия соответствует Федеральному государственному образовательному стандарту для студентов специальности 21.05.04 – «Горное дело».

# **I. СОСТОЯНИЕ И МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД. МЕХАНИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД**

## **1. МАССИВ ГОРНЫХ ПОРОД И ЕГО СОСТОЯНИЕ**

### **1.1. Общие сведения о горных породах и массивах горных пород**

Горные породы – естественные минеральные агрегаты более или менее постоянного состава, сформировавшиеся в результате геологических процессов и залегающие в земной коре в виде самостоятельных литологических разностей.

В геомеханике, в области разработки месторождений полезных ископаемых, широко пользуются понятием массив горных пород (породный массив). Под массивом горных пород понимают часть земной коры, в пределах которой локализуются все механические процессы, обусловленные горными работами.

В науках геологического цикла (помимо понятия массива горных пород применительно к горным работам) пользуются понятием массив горных пород в более широком масштабе, а именно как часть земной коры определенного состава и с определенными структурно-текстурными особенностями строения.

По П. Н. Панюкову "...массив горных пород – толща горных пород, характеризующаяся определенной инженерно-геологической структурой: строением поверхности, внутренним строением горно-геологических ярусов и структурно-механическими особенностями".

По характеру связей между твердыми минеральными частицами горные породы разделяют на: твердые (скальные и полускальные), связные (пластичные), раздельно-зернистые или рыхлые, сыпучие (песчаные и крупнообломочные), текучие.

Горные породы в зависимости от геологических процессов разделяют на три генетические группы: магматические, осадочные и метаморфические. От общей массы земной коры около 95 % занимают магматические и метаморфические породы. На поверхности земли наибольшее распространение имеют осадочные горные породы.

Магматические породы состоят в основном из силикатов. Главными породообразующими минералами являются кварц, полевые шпаты, нефелин, минералы из группы слюд, амфиболов, пироксенов, оливин.

По условиям образования магматические горные породы де-

ляются на глубинные (интрузивные) и излившиеся (эффузивные). Выделяется также группа жильных пород, часто залегающих в виде жил и по условию образования являющихся как бы промежуточной группой между глубинными и излившимися породами. Крайне разнообразны и формы залегания магматических пород.

Осадочные горные породы образуются путем накопления (осаждения) продуктов разрушения магматических, метаморфических и более древних осадочных пород. Образование осадочных горных пород – сложный и многофазный процесс.

Осадочные породы залегают чаще всего в виде пластов – плитообразных минеральных тел большого протяжения, ограниченных приблизительно параллельными поверхностями – плоскостями напластований.

Метаморфические горные породы представляют собой глубоко измененные в процессе метаморфизма первичноосадочные и магматические горные породы. Главными факторами метаморфизма являются температура, давление и химически активные вещества – растворы и газы.

Формы залегания метаморфических горных пород в большинстве являются унаследованными от первично-осадочных и магматических пород.

Большое разнообразие горных пород земной коры по происхождению, вещественному составу, строению и форме залегания обуславливает весьма значительные трудности в изучении геомеханических процессов и управлении ими при разработке месторождений полезных ископаемых.

## **1.2. Структурно-текстурные особенности горных пород и массивов**

Геологические условия образования и залегания горных пород придают им различные структурно-текстурные особенности строения. Особенности строения горных пород, зависящие от условий образования, выражаются в структурных и текстурных признаках, определяются степенью кристалличности и размерами зерен, а также формой и взаимными отношениями составных частей породы. *Текстура* (сложение) характеризует расположение составных частей породы относительно друг друга в занимаемом ими пространстве.

В магматических породах по степени их кристалличности раз-

личают: полнокристаллические структуры, типичные для глубинных пород; полукристаллические структуры и стекловатые структуры, характерные для излившихся пород.

По величине кристаллов структуры делят на: крупнозернистые – размер зерен более 5 мм; среднезернистые 1–5 мм; мелкозернистые – 0,5–1 мм.

Для излившихся пород, кроме стекловатой, характерна также порфирировая структура. В аморфной массе содержатся крупные вкрапленности кристаллов.

Остывание магмы сопровождается некоторым уменьшением ее объема и появлением в породах тончайших трещин. Этими трещинами масса породы разделяется на отдельности разнообразной формы. В зависимости от системы расположения трещин возникают столбчатая, глыбовая, шаровая и другие отдельности.

Основные текстуры магматических горных пород – массивная, или сплошная, пятнистая, вкрапленная, полосчатая, линзовидная, прожилковая, сланцевая, брекчиевая и друзовая.

Структуры осадочных горных пород весьма разнообразны. Почти каждый тип породы имеет свою присущую только ему структуру. Основными структурами обломочных пород являются псефитовая (грубообломочная), псаммитовая (песчаная), алевролитовая и пелитовая. Диаметр обломочных зерен псефитовой структуры более 1 мм, псаммитовой 1–0,1 мм, алевролитовой 0,1–0,01 мм, пелитовой менее 0,01 мм.

В обломочных породах обычно выделяют обломочные зерна и цемент. Под названием "цемент" принято понимать содержащийся в обломочной породе тонкообломочный материал, скрепляющий между собой более крупные зерна.

В осадочных породах различают внутрипластовые текстуры и текстуры поверхности напластования. Внутрипластовые текстуры характеризуют распределение материала в вертикальном разрезе толщи. Основным элементом текстуры осадочных горных пород является слоистость. В том случае, когда слоистость отсутствует, текстуру называют беспорядочной. Подобную текстуру в магматических и метаморфических породах принято называть массивной.

Основными структурно-текстурными элементами горных пород и массивов, влияющими в большой мере на их механические свойства и геомеханические процессы в массивах при ведении горных пород, являются слоистость и трещиноватость.

Трещины по происхождению делят на четыре типа: прирожденные (первичные), тектонические (вторичные), экзогенные (трещины выветривания, разгрузки и т. д.), техногенные (возникающие при производственной деятельности). Перечисленные генетические типы трещиноватости горных пород составляют системы трещин с характерными для каждой из них пространственно-геометрическими и другими показателями.

Трещины могут быть открытыми (зияющими) или заполненными (залеченными) частично или полностью. По протяженности можно выделить пять классов трещин: дефекты кристаллической решетки, микротрещины на уровне размеров минеральных зерен, макротрещины, разрывы и крупные тектонические разрывы. Трещины разрыва имеют длину от 100 м до 10 км, а крупные тектонические разрывы измеряются длиной от 10 до 100 км.

В зависимости от взаимной ориентации трещин различают упорядоченную и неупорядоченную (хаотическую) трещиноватость. При упорядоченной трещиноватости всегда можно выделить одно или несколько направлений преимущественного распространения. В свою очередь, упорядоченную трещиноватость подразделяют на системную при наличии нескольких систем трещин, политональную и состоящую из одной системы трещин. Так, согласно классификации проф. А. А. Белицкого, все многообразие систем трещин углевмещающих горных пород Кузбасса подразделяется на две группы: нормальнорезающую и косорезающую трещиноватость. Группа нормальнорезающая трещиноватость объединяет системы трещин, располагающихся перпендикулярно к напластованию и составляющих между собой угол  $90^\circ$ . Одна из этих систем сечет породы по линии простирания и носит название продольной нормальнорезающей системы. Другая сечет толщу пород по линии падения и называется поперечной нормальнорезающей системой. К этой же группе можно отнести и все послойные трещины.

Группа косорезающая трещиноватость включает системы трещин, которые составляют с напластованием острый угол. Косорезающая трещиноватость пород сильно развита в Прокопьевско-Киселевском, Анжерском и Кемеровском районах бассейна и в сравнительно небольшом количестве встречается в отложениях Ленинского, Беловского и Байдаевского районов.

Для количественной оценки трещиноватости используют линейный, площадной и объемный коэффициенты трещиноватости  $K_l$ ,  $K_S$ ,  $K_V$ :

$$K_l = \frac{l}{l_{\text{cp}}}; \quad K_S = \frac{S}{S_{\text{cp}}}; \quad K_V = \frac{V}{V_{\text{cp}}}, \quad (1.1)$$

где  $l$  – единица линейного размера, м;  $l_{\text{cp}}$  – среднее расстояние между трещинами (в пределах принятой длины), м;  $S$  – единица принятой площади, м<sup>2</sup>;  $S_{\text{cp}}$  – средняя трещиноватая площадь, м<sup>2</sup>;  $V$  – единица принятого объема породы, м<sup>3</sup>;  $V_{\text{cp}}$  – средний объем трещиноватой породы, м<sup>3</sup>.

Чаще всего трещиноватость оценивают интенсивностью трещиноватости. Иногда этот показатель называют модулем относительной трещиноватости. Он показывает число трещин в породе, приходящихся на 1 м в направлении, перпендикулярном трещинам:

$$J_{\text{ин}} = \frac{l}{l_{\text{cp}}}, \quad (1.2)$$

где  $J_{\text{ин}}$  – интенсивность трещиноватости;  $l$  – единица линейного размера, м;  $l_{\text{cp}}$  – среднее расстояние между трещинами в пределах  $l$ , м.

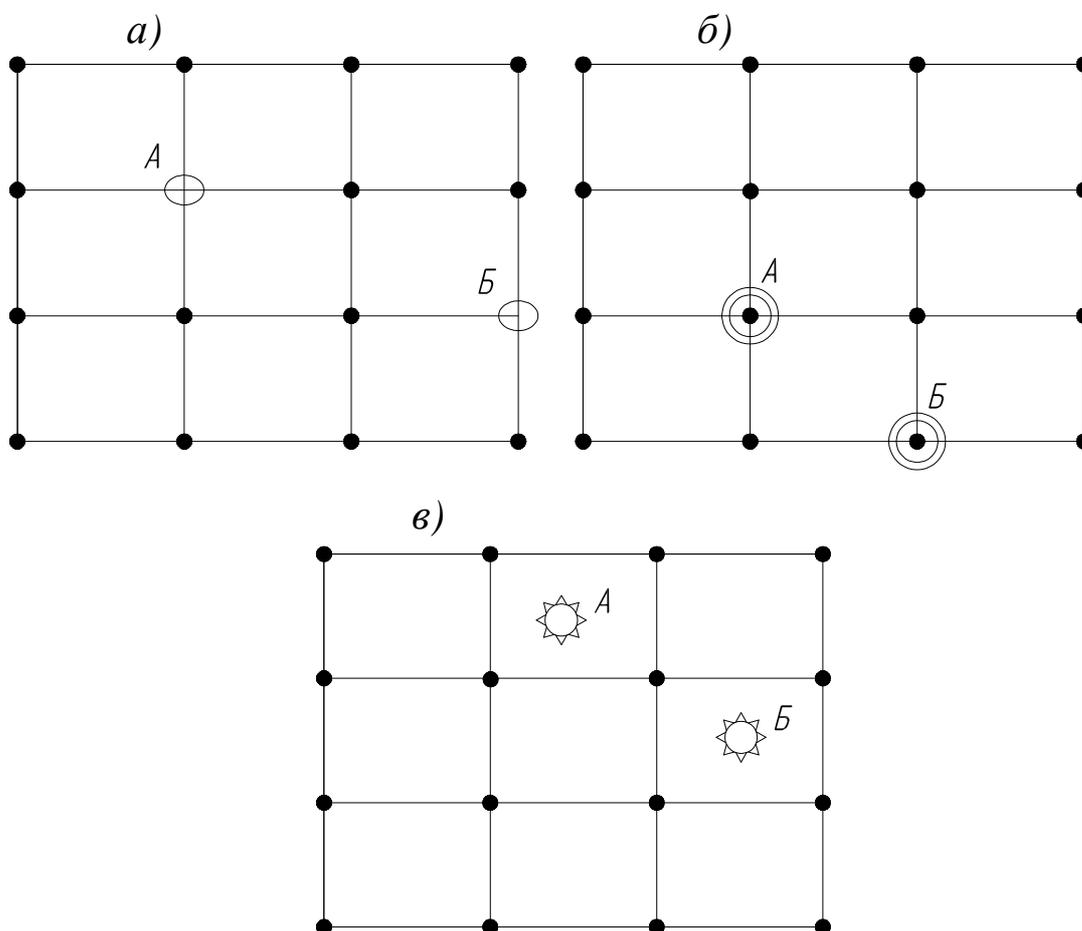
Имеются отдельные классификации горных пород по трещиноватости применительно к разработке угольных и рудных месторождений, строительству подземных сооружений. В частности, по классификации проф. А. А. Борисова горные породы по трещиноватости делятся на следующие классы: нетрещиноватые; слаботрещиноватые – при одной системе трещин и расстоянии между ними более 1 м; среднетрещиноватые – с двумя системами взаимно пересекающихся трещин при среднем расстоянии между трещинами более 1 м; сильнотрещиноватые – с несколькими системами взаимно пересекающихся трещин при расстоянии между ними 0,5 м и более и весьма сильнотрещиноватые – с несколькими системами взаимно пересекающихся трещин при среднем расстоянии между ними менее 0,2 м.

Слоистость горных пород классифицируют по масштабу (макро- и микрослоистость), генетическим и геометрическим признакам, а также по резкости проявления.

По форме слоев основными типами слоистости являются: горизонтальная, параллельная, волнистая, косая (прямолинейная, криволинейная, однонаправленная, разнонаправленная), линзовидная, пятнистая, прерывистая (штриховая).

Помимо трещин и слоев горные породы и массивы характеризуются еще рядом *дефектов строения* – кливажом, разрозненными включениями инородных веществ, отпечатками растительности и др.

Все дефекты строения горных пород и массивов делят обычно на две большие группы: *макро-* и *микродефекты строения*. К микродефектам относят дефекты на уровне кристаллической решетки, к макродефектам – дефекты протяженностью от нескольких долей миллиметра до 10 км и более. Микродефекты подразделяют на: точечные (вакансии, атомы внедрения, межузельные атомы) и дислокации (краевые, винтовые). Дефекты, которые простираются в любом направлении кристаллов не более чем на несколько межатомных расстояний, называются точечными (рис. 1.1).



*Рис. 1.1. Точечные микродефекты:  
а – вакансия (А, Б); б – атом внедрения (А, Б); в – межузельный атом (А, Б)*

Линии в плоскости скольжения, отделяющие области, в которых скольжение произошло, от области, где его еще не было, называются дислокациями (линейными микродефектами) (рис. 1.2).

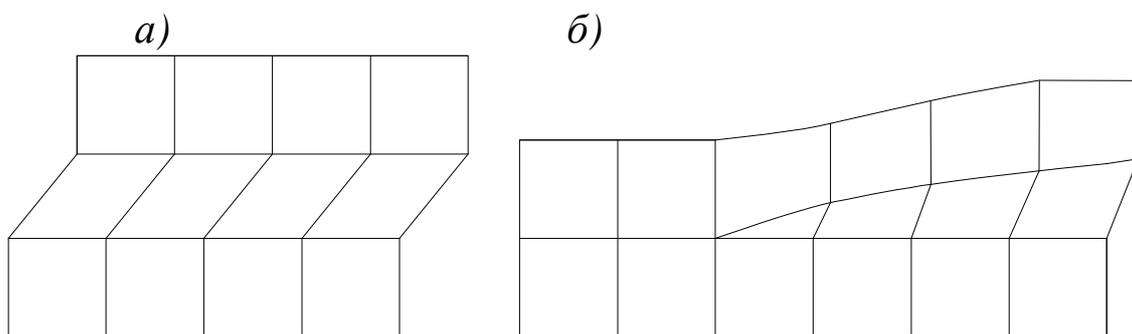


Рис. 1.2. Виды дислокаций:

а – краевая дислокация; б – винтовая дислокация

В макродефектах выделяют:

- трещиноватость;
- слоистость;
- кливаж;
- борозды скольжения;
- зеркала скольжения;
- геологические разрывы.

Геомеханические процессы зависят главным образом от макродефектов строения горных пород и массивов.

Трещиноватость, слоистость, кливаж, сланцеватость, наличие различного рода включений, дефектов приводят к появлению неоднородности и анизотропии массива и, следовательно, его механических и других свойств.

Структурно-текстурная неоднородность горных пород оценивается различными методами. Так, например, для количественной оценки степени ослабления пород массива имеется классификация ВНИМИ (табл. 1.1).

Таблица 1.1

Классификация ВНИМИ по степени ослабления пород массива

Характеристика породы по степени ослабления	Среднее расстояние между поверхностями ослабления, м
Практически монолитные	более 1,5
Малоослабленные	1–1,5
Среднеослабленные	0,5–1
Сильноослабленные	0,1–0,5
Весьма сильноослабленные	менее 0,1

За рубежом достаточно широкое применение нашел метод количественного учета структурно-текстурной нарушенности пород массива – метод И. Хансаги. Коэффициент структурно-текстурного

ослабления определяется по результатам кернового бурения массива, и его удобно использовать при оценке устойчивости и прочности пород вокруг выработок:

$$K_{\text{стр}} = \frac{1}{2L} \left( ph + \frac{L_1}{n} \right), \quad (1.3)$$

где  $L$  – длина исследуемого участка скважины в массиве, из которой извлекается керн;  $p$  – число полученных породных образцов из кусков керна, которые (куски) составляют в сумме  $L$ ;  $h$  – высота породного образца;  $L_1$  – общая длина кусков керна, больших, чем его диаметр;  $n$  – число таких кусков керна.

Для общей оценки скальных массивов за рубежом популярностью пользуется классификация З. Бенявского (табл. 1.2). По этой классификации степень ослабления массива оценивается показателем качества массива RQD (Rock Quality Designation) по выходу керна, который представляет собой отношение суммарной длины всех кусков керна более 0,1 м к общей его длине.

Таблица 1.2

Классификация З. Бенявского

Название качества породы	Показатель RQD, %
Очень хорошая	90–100
Хорошее	75–90
Удовлетворительное	50–75
Очень плохое	менее 25

## 2. МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

### 2.1. Основные понятия и определения

*Механические свойства горной породы* – это класс физических свойств, характеризующий поведение горной породы в условиях различных механических воздействий.

Под *физическим свойством породы* понимают ее особое поведение (ответную реакцию) при воздействии на нее определенных физических полей или сред. Следовательно, при воздействии на породу механических полей (механической силы) проявляются ее механические свойства, тепла – тепловые свойства, электрических полей – электрические свойства, магнитных полей магнитные свойства и т. д. Численно каждое физическое свойство породы оценивается одним или несколькими параметрами (показателями, характеристиками), являющимися количественной мерой свойств.

Основными (базовыми) механическими свойствами горных пород являются:

- прочностные (при сжатии, растяжении, сдвиге, изгибе и др.);
- деформационные (упругие, пластические, упругопластические);
- акустические (скорости продольных и поперечных волн, затухание и отражение волн);
- реологические (длительная прочность, ползучесть, релаксация напряжения).

В зависимости от величины и характера приложения нагрузки, величины действующих напряжений в массиве горных пород механические свойства пород проявляются весьма различно. Различают механические свойства пород при приложении к ним силы в статическом или динамическом режимах.

Механические, а также все другие физические свойства горных пород зависят от большого числа факторов: минерального состава, влажности, структуры, текстуры, величины давления, длительности действия нагрузки, вида напряженного состояния, температуры и др. Все факторы, влияющие на механические свойства пород, делят на две группы: внутренние и внешние. К внутренним факторам относят вещественный состав, структуру и текстуру пород, а также внутреннюю температуру пород в массиве, к внешним – различные физические поля (внешние воздействия – влага, давле-

ние, температура и др.). В наибольшей мере механические свойства горных пород зависят от внутренних факторов, в особенности от вещественного состава и макродефектов строения – трещиноватости, слоистости и др.

Механические (как и все физические) свойства горных пород в образце и массиве разные, что объясняется более сложным строением пород в массиве по сравнению с образцом – это развитая трещиноватость и слоистость пород, геологические нарушения и др.

Всю эту информацию не представляет образец (образцы) независимо от порядка его отбора из массива. Поэтому при решении технических и технологических задач эта особенность подлежит обязательному учету. В общем виде можно записать

$$\sigma_{\text{мас}} = K\sigma_{\text{обр}}, \quad (2.1)$$

где  $\sigma_{\text{мас}}$  – соответствующее свойство пород массива;  $\sigma_{\text{обр}}$  – то же, образца;  $K$  – коэффициент, учитывающий структурно-текстурные и другие отличия массива пород от образца.

В подавляющем большинстве значение коэффициента  $K < 1$ .

## 2.2. Плотностные свойства горных пород

Основными плотностными свойствами горных пород являются плотность, объемная масса, удельный вес, объемный вес и пористость. Они характеризуют вес, массу и пустоты пород.

*Плотность*  $\rho_0$  – масса  $m$  единицы объема  $V_T$  твердой фазы (минерального скелета) породы, кг/м<sup>3</sup>

$$\rho_0 = \frac{m}{V_T}. \quad (2.2)$$

*Объемная масса*  $\rho$  – масса  $m$  единицы объема  $V$  породы в ее естественном состоянии, кг/м<sup>3</sup>

$$\rho = \frac{m}{V}. \quad (2.3)$$

*Удельный вес*  $\gamma_0$  – вес  $G$  единицы объема  $V_T$  твердой фазы породы, Н/м<sup>3</sup>

$$\gamma_0 = \frac{G}{V_T} = \frac{mg}{V_T} = \rho_0 g, \quad (2.4)$$

где  $g = 9,81 \text{ м/с}^2$  – ускорение силы тяжести.

*Объемный вес*  $\gamma$  – вес  $G$  единицы объема  $V$  породы в естественном состоянии (в естественных условиях залегания),  $\text{Н/м}^3$ ,  $V_T$  – объем твердой фазы горной породы.

$$\gamma = \frac{G}{V} = \frac{mg}{V} = \rho g. \quad (2.5)$$

*Пористость* – пустоты в горных породах. Она выражается в долях объема, чаще же всего в долях объема в процентах

$$P = \frac{V_{\text{п}}}{V} \text{ или } P = \frac{V_{\text{п}}}{V} 100 \%, \quad (2.6)$$

где  $P$  – общая пористость породы, %;  $V_{\text{п}}$  – объем пустот в породе,  $\text{м}^3$ ;  $V$  – объем породы в естественном состоянии,  $\text{м}^3$ . Пользуясь формулами (2.2) и (2.3), получим

$$V_{\text{п}} = V - V_T = \frac{m}{\rho} - \frac{m}{\rho_0}. \quad (2.7)$$

Подставляя (2.7) в (2.6), получим

$$\begin{aligned} P &= \frac{V_{\text{п}}}{V} 100 \% = \frac{V - V_T}{V} 100 \% = \frac{\frac{m}{\rho} - \frac{m}{\rho_0}}{\frac{m}{\rho}} 100 \% = \left( \frac{m\rho}{m\rho} - \frac{m\rho}{m\rho_0} \right) \cdot 100 \% = \\ &= \left( 1 - \frac{\rho}{\rho_0} \right) \cdot 100 \% = \frac{\rho - \rho_0}{\rho_0} 100 \%. \end{aligned} \quad (2.8)$$

Следовательно  $P = \frac{\rho_0 - \rho}{\rho_0} 100 \%$ .

Плотность  $\rho_0 > \rho$ , а  $\gamma_0 > \gamma$ , т. к.  $\rho_0$  и  $\gamma_0$  характеризуют свойства пород без учета в них пор, а  $\rho$  и  $\gamma$  – с учетом пустот пород.

Горные породы в подавляющем большинстве полиминеральные, поэтому

$$\rho_0 = \sum_{i=1}^n \rho_{0i} V_{Ti}; \quad (2.9)$$

$$\rho = \sum_1^n \rho_i V_i; \quad (2.10)$$

$$\gamma_0 = \sum_{i=1}^n \gamma_{0i} V_{Ti}; \quad (2.11)$$

$$\gamma = \sum_1^n \gamma_i V_i. \quad (2.12)$$

По величине плотность пород, слагающих земную кору, подразделяют на три группы:

- легкие –  $\rho_0 < 2500 \text{ кг/м}^3$ ;
- средние –  $\rho_0 = 2500\text{--}4000 \text{ кг/м}^3$ ;
- тяжелые –  $\rho_0 > 4000 \text{ кг/м}^3$ .

По данным геологоразведочных работ земная кора сложена на 13 % породами легкими, 53,2 % – средними и 33,8 % – тяжелыми.

Плотность осадочных пород типа песчаника, алевролита, аргиллита находится в основном в пределах  $2400\text{--}2800 \text{ кг/м}^3$ ; магматических пород, в зависимости от содержания в них металлов, от  $2800$  до  $10000 \text{ кг/м}^3$  (меди –  $8000\text{--}9000 \text{ кг/м}^3$ ), самородных металлов – серебра –  $10000\text{--}11000 \text{ кг/м}^3$ , золота –  $15000\text{--}19000 \text{ кг/м}^3$ . Плотность каменных углей составляет от  $1250$  до  $1550 \text{ кг/м}^3$ , антрацитов – от  $1400$  до  $1800 \text{ кг/м}^3$ .

Пористость горных пород колеблется от нескольких долей процента до 80–90 %. Пористость подавляющего большинства углевмещающих пород составляет 2–8 %, магматических пород 0,6–4 %, углей – 3–8 %. По величине пористости породы делятся на 5 групп: низкопористые с пористостью до 5 %, пониженной пористости – 5–10 %, среднепористые – 10–15 %, повышенной пористости – 15–20 %, высокопористые – более 20 %.

Плотность горных пород зависит от минерального состава и степени метаморфизма (рис. 2.1, а). Остальные факторы не влияют на плотность пород.

Объемная масса пород помимо минерального состава в большей мере зависит от пористости (трещиноватости, слоистости и других макродефектов), влажности, давления, температуры (рис. 2.1, б, 2.1, в).

Из рис. 2.1, в следует, что с увеличением глубины залегания пород пористость их снижается.

Кривая 1 на рис. 2.1, г характеризует поглощение воды (замещение воздуха водой, а  $\rho_{\text{воды}} \gg \rho_{\text{воздуха}}$ ), заполнение пустот водой без заметного разрушения, набухания пород, кривая 2 – породы, увеличение объема которых в результате набухания опережает рост массы пород за счет поглощения воды.

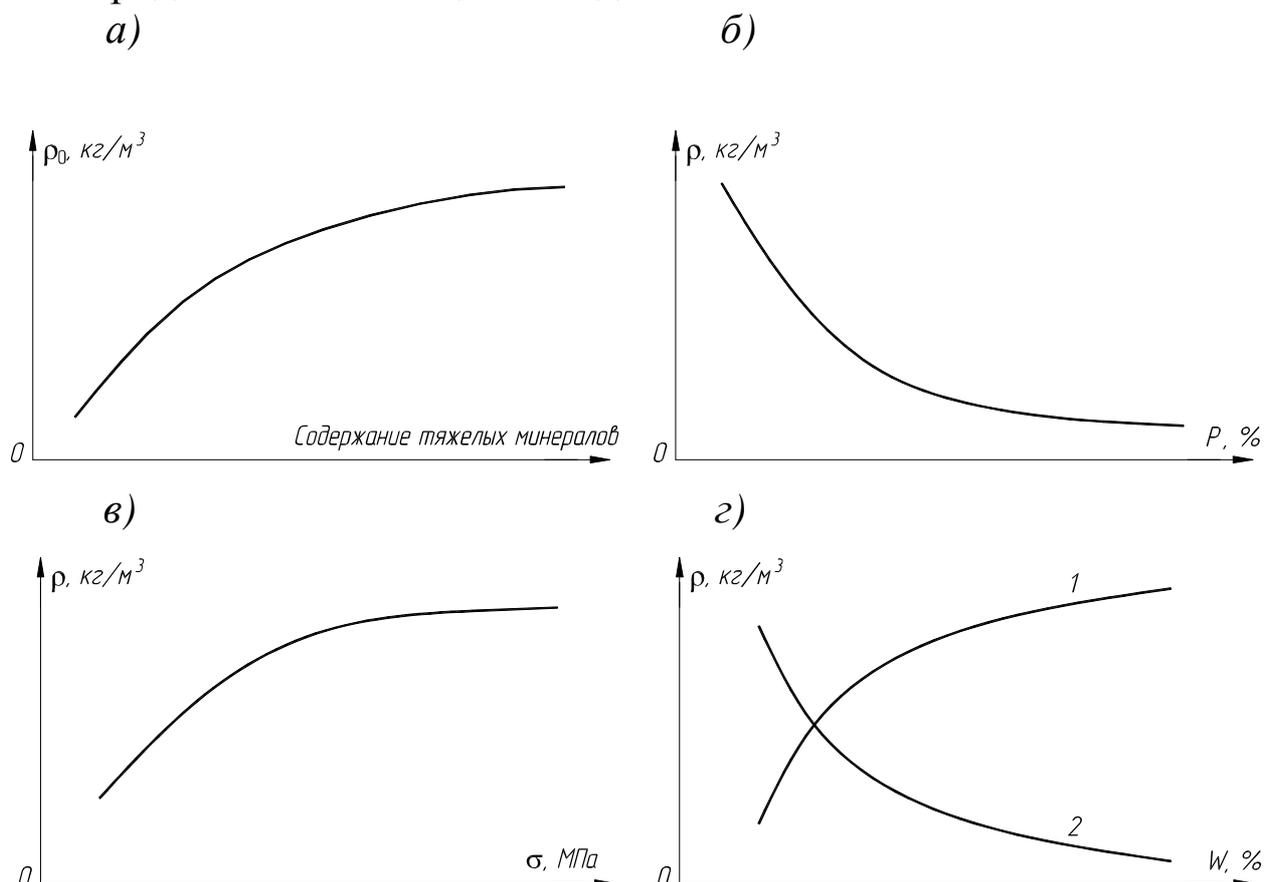


Рис. 2.1. Зависимости плотностных свойств от различных факторов:

а – зависимость плотности  $\rho_0$  породы от минерального состава; б – зависимость объемной массы  $\rho$  породы от пористости  $P$ ; в – зависимость объемной массы  $\rho$  породы от давления  $\sigma$ ; г – зависимость объемной массы  $\rho$  породы от влажности  $W$

Удельный и объемный вес, как силовые характеристики, имеют важнейшее значение для оценки напряжений в массиве горных пород, для оценки сил, вызванных действием гравитации. В тех случаях, когда оценивают количество вещества, используют плотность и объемную массу.

Отношение объемной массы породы к ее плотности, характеризующее степень заполнения объема горной породы минеральным веществом, иногда называют коэффициентом плотности.

### 2.3. Прочностные свойства горных пород

Под *прочностью* горной породы (а также любого твердого тела) понимают ее способность сопротивляться силовым воздействиям не разрушаясь. Порода перестает быть прочной, если в ней нарушаются внутренние связи и происходит разрыв, расчленение ее на части.

Прочность породы определяется величиной критических напряжений, при которых происходит ее разрушение, т. е. отношением максимальной силы, при которой происходит разрушение породы, к исходной площади поперечного сечения ее. Эти напряжения различны для разных пород и для разных видов приложения нагрузок. Они носят название пределов прочности. Различают пределы прочности пород при сжатии  $\sigma_{сж}$ , растяжении  $\sigma_r$ , сдвиге  $\tau_{сд}$ , изгибе  $\sigma_{изг}$  и др.

*Разрушение* – это разрыв связей между атомами и ионами в кристаллической решетке. Величины сил, необходимые для разрыва, зависят от типа межатомных связей и строения кристаллической решетки вещества.

Прочность, обусловленная силой связи между элементарными частицами кристаллической решетки, не имеющей никаких микродефектов строения, называют *теоретической прочностью* вещества, горной породы. *Реальная*, т. е. фактическая прочность горных пород, любых веществ в десятки, тысячи раз меньше теоретической, что объясняется большой микро- и макродефектностью горных пород, твердых тел.

Так, например, теоретическая прочность при растяжении каменной соли  $\sigma_r = 2000$  МПа ( $20000 \text{ кгс/см}^2$ ), реальная – 3–5 МПа, т. е. в 400–670 раз меньше.

К оценке прочности горных пород следует подходить в зависимости от масштаба ее разрушения, т. е. в зависимости от того, какие объемы породы разрушаются. В зависимости от масштабов разрушения породы преобладающее значение имеют те или другие виды дефектов.

Существует несколько масштабов (уровней) разрушения пород, а именно: мегаскопический, макроскопический и микроскопический.

*Мегаскопический* уровень разрушения характерен для взрывания массивов пород (обычно при ведении горных работ наземным – открытым способом), сдвижений и обвалов их. В этом случае наи-

более сильно на разрушаемости сказываются крупные трещины, борозды скольжения, зеркальные поверхности.

*Макроскопический* уровень разрушения определяют более мелкие трещины, поры, контакты слоев, кливаж, отпечатки листьев и другие макродефекты при ведении взрывных работ в подземных условиях, выемке полезного ископаемого с помощью различных машин и механизмов.

*Микроскопический* уровень разрушения характерен для истирания горных пород. На этой стадии происходит разрыв связей в кристаллах и зернах. При этом существенную роль играют дислокации и точечные дефекты.

До настоящего времени нет общепризнанной теории прочности твердого тела и, в частности, горной породы.

Механизм разрушения горных пород наиболее часто описывают теориями Мора, Гриффитса и кинетической теорией прочности.

Применительно к горным породам наибольшее распространение получила *теория прочности Мора*, основанная на зависимости между касательными  $\tau$  и нормальными  $\sigma$  напряжениями в каждой точке тела, находящегося в сложнапряженном, т. е. в объемном напряженном состоянии (рис. 2.2). Согласно этой теории  $\tau = f(\sigma)$  в любой точке тела в объемном напряженном состоянии.

По теории Мора разрушение наступает тогда, когда либо касательные напряжения  $\tau$  превысят определенное предельное значение  $\tau_{кр}$ , величина которого тем больше, чем больше нормальные напряжения, действующие на породу (материал), либо когда при  $\tau = 0$  нормальные растягивающие напряжения превысят определенный предел, равный  $\sigma_p$ , т. е. предел прочности при растяжении.

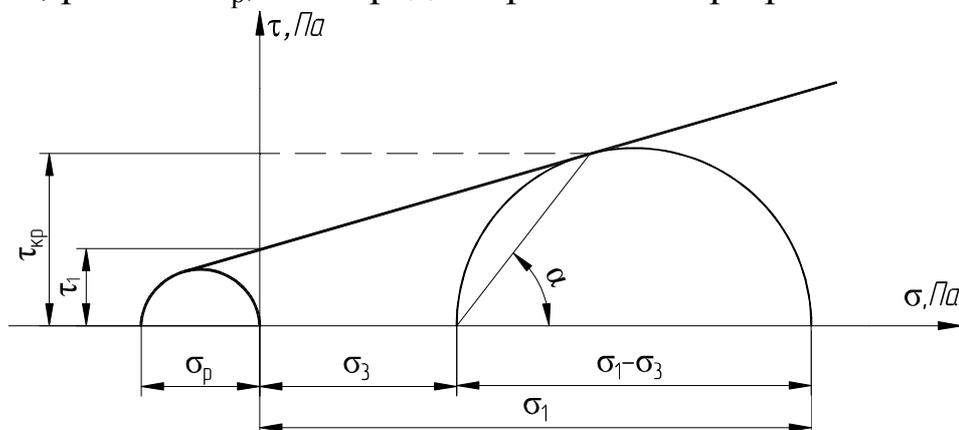


Рис. 2.2. Взаимосвязь между касательными и нормальными напряжениями в горной породе (материале) в объемном напряженном состоянии (по Мору)

В любой точке породы, при ее нагружении, возникают касательные и нормальные напряжения, которые взаимосвязаны и могут быть рассчитаны (рис. 2.3).

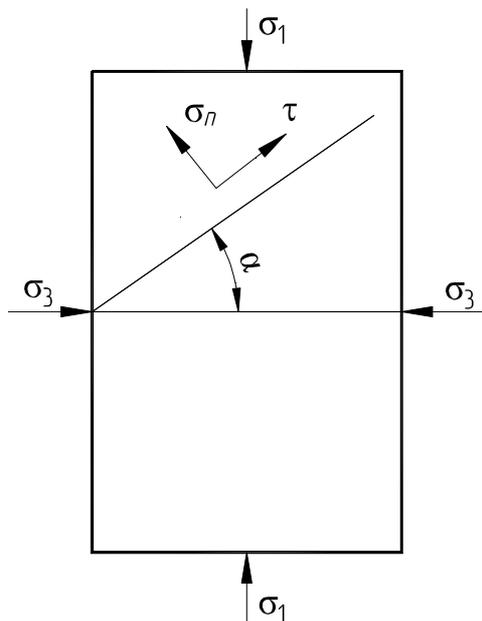


Рис. 2.3. Взаимосвязь между нормальными и касательными напряжениями в горной породе в двухосном напряженном состоянии

Так, если образец породы находится в плоском (двухосном) напряженном состоянии ( $\sigma_1$  – максимальное,  $\sigma_3$  – минимальное напряжения), то в плоскости под углом  $\alpha$  будут действовать напряжения:

$$\begin{aligned} \text{нормальные} - \sigma_n &= \sigma_1 \cos^2 \alpha + \sigma_3 \sin^2 \alpha, \\ \text{касательные} - \tau &= 0,5(\sigma_1 - \sigma_3) \cdot \sin 2\alpha. \end{aligned} \quad (2.13)$$

Связь между  $\sigma_n$  и  $\tau$  обычно представляют графически с помощью так называемых *кругов напряжений*. Каждому частному значению напряженного состояния соответствует свой круг напряжений. Поскольку этот круг для данного напряженного состояния является максимальным, его называют предельным. На графике  $\tau = f(\sigma)$  можно построить множество кругов предельного состояния породы, т. е. *семейство кругов предельных напряжений* породы.

Круги предельных напряжений строят следующим образом (рис. 2.2). По оси абсцисс откладывают максимальные и минимальные значения нормальных напряжений, действующих на породу; на разности отрезков, как на диаметре, строят круг. Значения касательного и нормального напряжений в любой точке породы (образ-

ца) могут быть найдены, если задан угол плоскости  $\alpha$ , в которой определяются напряжения. Под этим углом из точки пересечения окружности с абсциссой проводят прямую до ее пересечения с окружностью. Ордината точки пересечения прямой с окружностью численно равна значению отыскиваемого касательного напряжения, а абсцисса – значению нормального напряжения.

Каждому частному значению напряженного состояния соответствует свой круг напряжений (рис. 2.4).

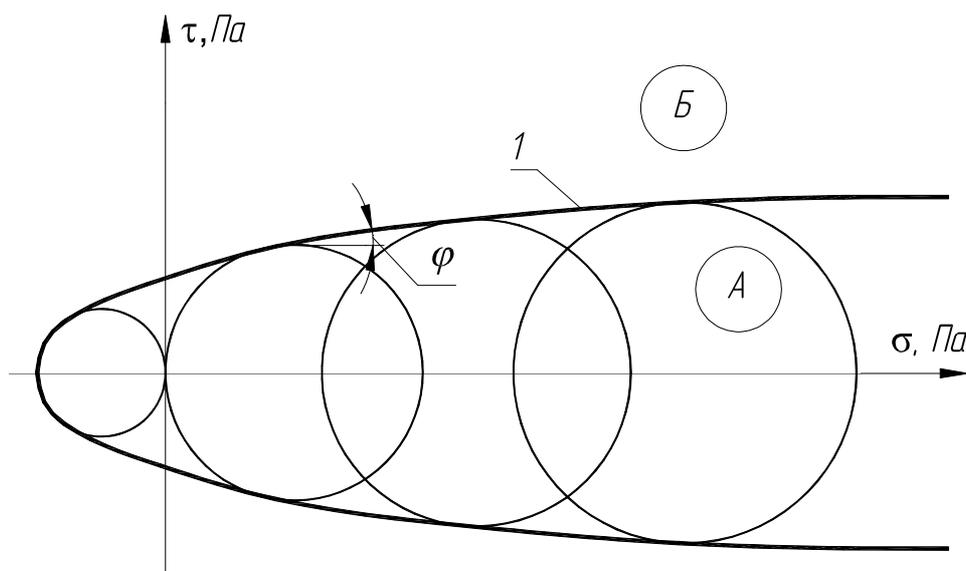


Рис. 2.4. Семейство кругов предельных напряжений:  
1 – огибающая предельных кругов напряжений

Огибающую предельных кругов напряжений называют *паспортом прочности горной породы*.

Любое значение напряжений внутри огибающей (А) не является разрушающим для данной породы, а за пределом огибающей (Б) – разрушающим. Значения, непосредственно расположенные на огибающей, т. е. на паспорте прочности, являются предельными для данной породы.

Огибающую иногда описывают аналитически в виде гиперболы, параболы или прямой, но чаще всего – в виде параболы

$$\tau = \sqrt{(\sigma_p + \sigma_{сж}) [2\sigma_p - 2\sqrt{\sigma_p(\sigma_p + \sigma_{сж})} + \sigma_{сж}]} \quad (2.14)$$

или в виде прямой линии (на некотором участке вблизи оси ординат)

$$\tau = \tau_1 + \sigma \operatorname{tg}\varphi, \quad (2.15)$$

где  $\tau_1$  – предел прочности породы при срезе (чистом сдвиге) в условиях отсутствия нормальных напряжений, называемый сцеплением породы;  $\varphi$  – угол внутреннего трения породы.

Отношение между приращениями касательных и нормальных разрушающих напряжений называют коэффициентом внутреннего трения породы, т. е.  $\operatorname{tg}\varphi$  – коэффициент внутреннего трения.

В тех случаях, когда порода находится в одноосном напряженном состоянии, взаимосвязь между  $\tau$ ,  $\sigma_{сж}$ ,  $\sigma_p$  графически представляют в виде прямой (рис. 2.5).

Паспорт прочности горной породы позволяет по двум известным параметрам породы определять другие два важнейших параметра ее прочности.

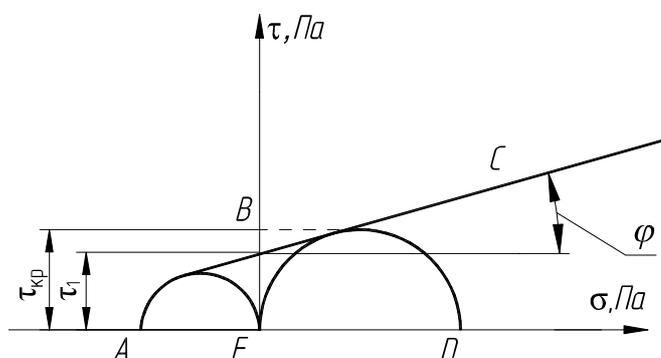


Рис. 2.5. ABC – огибающая (половины предельных кругов):

$\tau_1$  – сцепление породы;  $\varphi$  – угол внутреннего трения породы; AF –  $\sigma_p$ ; FD –  $\sigma_{сж}$

Разрушение хрупких горных пород, т. е. пород, не склонных к проявлению пластических деформаций, обычно описывают теорией Гриффитса.

Согласно этой теории решающее значение для начала разрушения имеют критические трещины в объеме твердого тела.

На краях трещины обычно возникает концентрация напряжений  $\sigma'$ , значительно превышающая среднее значение напряжения  $\sigma_p$ , приложенного к телу. Так, при длине трещины  $2l$  и радиусе ее закругления на конце  $r$  (рис. 2.6) напряжения на краю трещины

$$\sigma' = 2\sigma_p \sqrt{\frac{l}{r}}. \quad (2.16)$$

Как только  $\sigma'$  превысит предел прочности породы при растя-

жении в данной точке, трещина начнет развиваться, преодолевая при этом молекулярные силы сцепления, производя работу  $A_S$ , пропорциональную удельной поверхности энергии  $e_s$  данного тела:

$$A_S = 4le_s, \quad (2.17)$$

где  $4l$  – относительная площадь двух поверхностей трещины, приходящаяся на единицу поперечного размера породы.

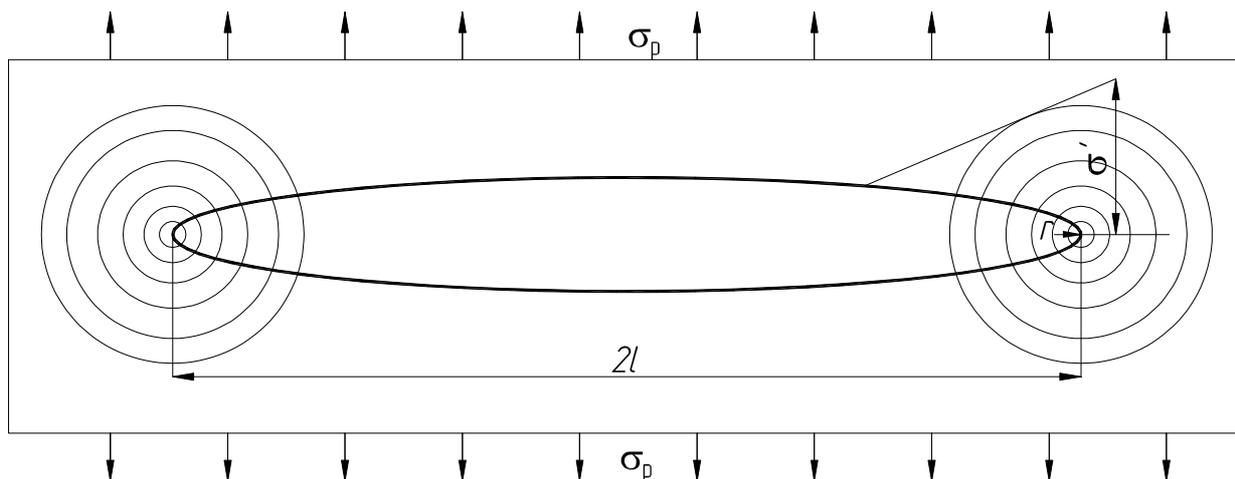


Рис. 2.6. Концентрация напряжений на краях трещины длиной  $2l$  и с радиусом закругления  $r$

Упругая энергия, запасенная в породе в результате действия внешней нагрузки и необходимая для образования трещины, составит

$$A_E = \frac{\sigma_p^2 \pi l^2}{E}, \quad (2.18)$$

где  $E$  – модуль упругости породы;  $l$  – площадь одной поверхности (одного берега) трещины. Трещина будет расти при условии

$$\frac{\partial A_E}{\partial l} \geq \frac{\partial A_S}{\partial l} \quad \text{или} \quad \left( \frac{\sigma_p^2 \pi l^2}{E} \right) \geq 4le_s; \quad (2.19)$$

отсюда

$$\frac{2l\pi\sigma_p^2}{E} \geq 4e_s.$$

Из этого выражения находим напряжение  $\sigma_p$ , при котором будет происходить процесс роста трещины:

$$\sigma_p = \sqrt{\frac{2e_s E}{\pi l}}. \quad (2.20)$$

Согласно теории Гриффитса

$$\sigma_{сж} = 8\sqrt{\frac{2e_s E}{\pi l}}. \quad (2.21)$$

С середины шестидесятых годов в Ленинградском физико-техническом институте имени А. Ф. Иоффе АН СССР под руководством С. Н. Журкова разрабатывается кинетическая концепция прочности твердых тел. Основной вывод, базирующийся на большом экспериментальном материале, заключается в том, что макроскопическое нарушение образца при его механическом нагружении происходит не только при достижении прочности, но и при более низких нагрузках, причем в таких случаях необходимы более длительные воздействия. Это время тратится на развитие термоактивационного процесса накопления повреждений или трещин, а макроразрушение наступает при достижении критических или предельных концентраций трещин в месте будущего разрыва. То есть, разрушение рассматривается как процесс, развивающийся во времени, начинающийся с момента приложения механического напряжения и заканчивающийся катастрофой – разделением тела на части. Для более простого вида одноосного растяжения получено выражение

$$\tau = \tau_0 \exp\left(\frac{U_0 - \gamma\sigma_p}{kT}\right), \quad (2.22)$$

связывающее время ожидания макроразрушения, или долговечность образца ( $\tau$ ), с величиной растягивающего напряжения ( $\sigma_p$ ) и действующей температурой ( $T$ ). Предэкспоненциальный множитель ( $\tau_0$ ) совпадает по величине с периодом тепловых колебаний атомов в твердом теле;  $U_0$  – энергия активации процесса элементарных разрывов, близкая по величине к энергии межатомных связей;  $\gamma$  – параметр, характеризующий реальные механические свойства данного материала и называемый структурно-чувствительным коэффициентом;  $k$  – постоянная Больцмана. Данное выражение было экспериментально проверено и нашло подтверждение для широкого класса

различных материалов, включая и образцы горных пород при их одноосном сжатии.

Прочностные параметры горных пород колеблются в широких пределах. Так предел прочности на сжатие ( $\sigma_{сж}$ ) пород изменяется от 0,3 до 500 МПа, предел прочности на растяжение ( $\sigma_p$ ) – от 0,1 до 300 МПа. Ниже приведены прочностные параметры некоторых пород (табл. 2.1).

Таблица 2.1

Значения прочностных параметров некоторых пород

Породы	$\sigma_{сж}$ , МПа	$\sigma_p$ , МПа	$\tau_{сд}$ , МПа	$\phi$ , град
Песчаники	10–200	1–20	2–60	23–45
Алевролиты	15–150	5–15	10–45	20–43
Аргиллиты	10–70	1–6	1,5–18	18–39
Уголь каменный	9–20	0,2–1,5	0,4–4,6	30–40
Антрацит	15–30	1,2–2,6	3–7,5	35–45
Бурый уголь	7–15	0,5–1,2	1–1,8	22–30
Гранит	100–250	12–20	24–68	38–50
Базальт	60–210	6–18	18–60	37–48
Диорит-порфирит	110–230	12–16	24–72	38–49
Диорит	200–250	16–20	30–43	35–45
Магнетитовая руда (богатая)	250–280	20–24	40–45	34–50

Для всех горных пород максимальным является предел прочности при сжатии, минимальным – при растяжении. Остальные виды пределов прочности пород занимают промежуточные положения, т. е.

$$\sigma_{сж} > \tau_{сд} > \sigma_{изг} > \sigma_p \quad (2.23)$$

или

$$\sigma_{сж} > \sigma_{изг} > \tau_{сд} > \sigma_p. \quad (2.24)$$

Экспериментально установлено, что для мягких глинистых пород, известковых пород  $\sigma_{сж} \approx (5–6) \sigma_p$ ; для однородных пород массивной текстуры  $\sigma_{сж} \approx (8–12) \sigma_p$ ; для весьма сильнотрещиноватых, макродефектных пород  $\sigma_{сж} \approx (20–40) \sigma_p$ .

Угол внутреннего трения  $\phi$  ненарушенных пород изменяется от 18 до 50°, в углях – от 25 до 40°. Увеличение прочности во всех случаях сопровождается ростом угла внутреннего трения пород. Угол внутреннего трения нарушенных пород с зеркальными поверхностями зачастую не превышает 8–10°, угол внутреннего трения влажных глин – 16–22°.

Прочностные свойства пород в большой мере зависят от вещественного (минерального) состава, структуры, текстуры, влажности, температуры, давления, вида напряженного состояния и характера приложения нагрузки, а углей – и степени метаморфизма. Влияние этих факторов в общем виде представлено на рис. 2.7.

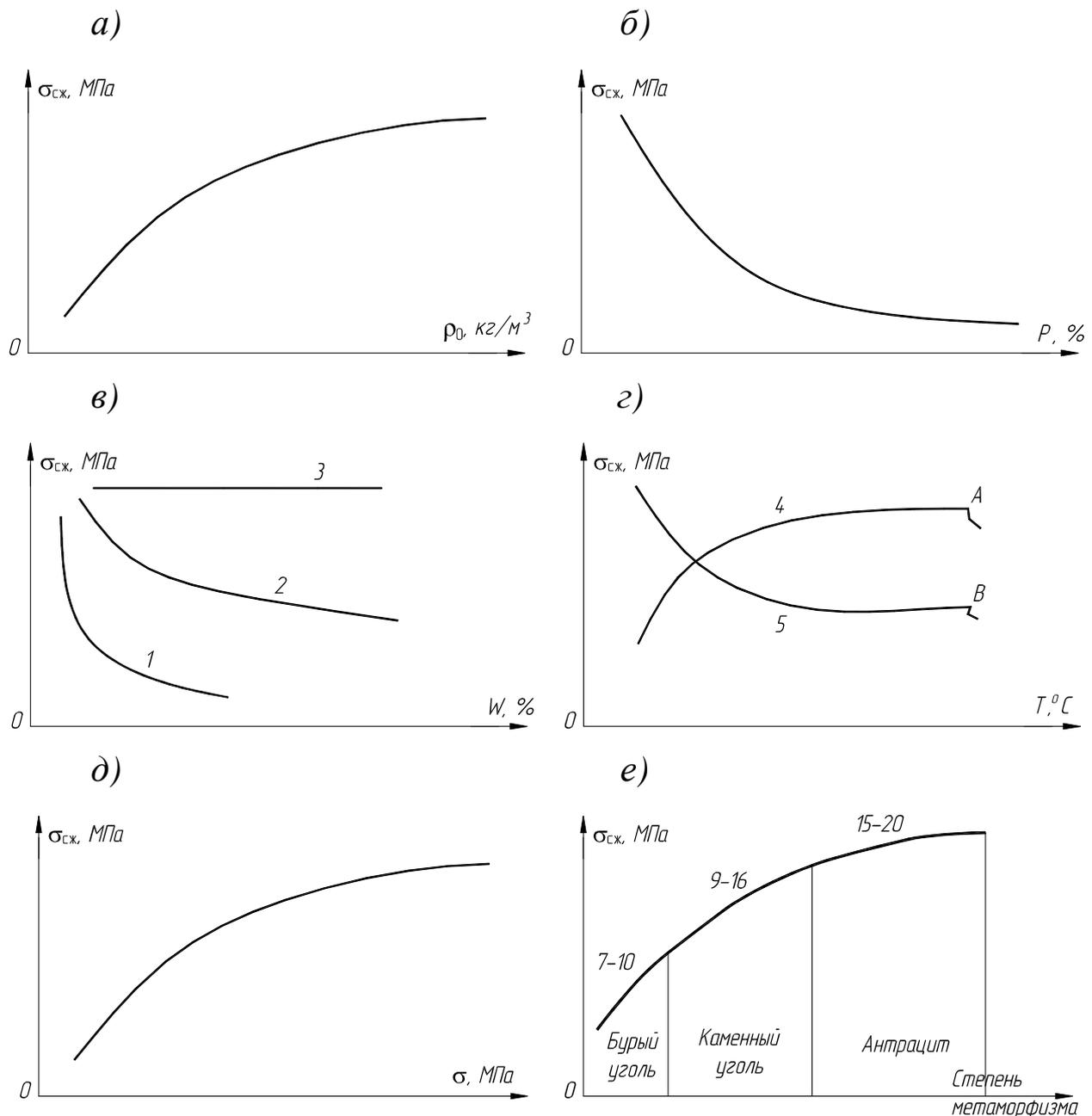


Рис. 2.7. Зависимость прочности при сжатии горных пород  $\sigma_{сж}$  от плотности минералов  $\rho_0$  (а), от пористости  $P$  (б), от влажности  $W$  (в), от температуры  $T$  (г), от давления  $\sigma$  (д), от степени метаморфизма (для углей) (е):

1 – глинистые породы; 2 – среднеразмокаемые породы; 3 – практически неразмокаемые магматические и осадочные породы; 4 – глинистые породы (преимущественно глины); 5 – прочные породы; А, В – точки разрушения

Прочность горных пород при сжатии в зависимости от вида напряженного состояния характеризуется соотношением

$$\sigma_{\text{одн}} < \sigma_{\text{двухосн}} < \sigma_{\text{трехосн}} \quad (2.25)$$

С глубиной залегания увеличивается прочность пород, в особенности осадочных, что в значительной степени обусловлено уплотнением их под действием возрастающего горного давления. На основании многолетних исследований для условий Кузбасса установлены три зоны изменения прочности (и других механических свойств) горных пород: первая – интенсивного уплотнения и упрочнения пород до глубины 80 м от земной поверхности; вторая – замедленного уплотнения и упрочнения пород от 80 до 250–300 м; третья – практически неизменной прочности и пористости пород от 250–300 до 1200 м (предельная глубина, до которой изучены свойства пород). Особенно интенсивно уплотняются и упрочняются породы в первой зоне до глубины 25–40 м от земной поверхности.

В первой зоне с глубиной пористость пород уменьшается преимущественно в 4–5 раз, прочность пород возрастает в 4–6 раз, во второй зоне соответственно в 1,2–1,8 и 1,2–1,4 раза. В третьей зоне не отмечается уплотнение и упрочнение пород.

В первой зоне рост прочности пород с глубиной залегания обусловлен главным образом изменением вещественного состава и действием гравитационных сил (давлением вышележащих пород), во второй зоне – действием гравитационных сил. Стабилизация прочностных и плотностных свойств пород в третьей зоне объясняется тем, что для этой глубины вес вышележащих пород до земной поверхности (гравитационная сила) недостаточен для заметного уплотнения и упрочнения пород данной зоны.

Увеличение степени метаморфизма сопровождается значительным ростом прочности углей. Это объясняется тем, что увеличение степени метаморфизма углей связано с резким снижением в них летучих веществ – газов. Так, например, у газовых углей Кузбасса  $V^f = 39–45 \%$ , у тощих углей – 12–13 %, антрацитов – 7–10 %.

По прочностным свойствам горные породы весьма анизотропны. Коэффициент анизотропии прочности пород при сжатии  $K_{a \text{ сж}}$  и растяжении  $K_{a \text{ р}}$  обусловлен слоистостью ( $\perp$  – перпендикулярной слоям,  $\parallel$  – параллельной слоям), изменяется в следующих пределах:

$$K_{a\text{ сж}} = \frac{\sigma_{\text{сж}\perp}}{\sigma_{\text{сж}\parallel}} = 1,2 - 3; \quad K_{a\text{ р}} = \frac{\sigma_{\text{р}\parallel}}{\sigma_{\text{р}\perp}} = 1,3 - 4. \quad (2.26)$$

Прочность осадочных пород при прочих равных условиях в большей мере зависит от типа цемента. Наиболее прочными являются породы на кварцевом цементе, наименее прочными – на глинистом цементе. Так, например,  $\sigma_{\text{сж}}$  песчаников на кварцевом цементе в Кузбассе составляет 170–200 МПа, а на глинистом цементе – 30–50 МПа.

Разрушение цементированных пород происходит чаще всего по цементу (по матрице), а не по заполнителю (зернам, обломкам).

Прочность горных пород определяют главным образом на образцах, отбираемых в массиве, так как определение прочности горных пород в массиве сопряжено с большими трудностями. Параметры, получаемые на образцах, обычно больше, чем в массиве, в особенности слоистых, трещиноватых пород на больших глубинах.

В действующем СНиП 11-94-80 связь между прочностью пород при сжатии в массиве и образце выражают через коэффициент структурно-текстурного ослабления  $K_c$  (табл. 2.2).

$$R_{\text{сж}} = K_c \sigma_{\text{сж}}, \quad (2.27)$$

где  $R_{\text{сж}}$  – прочность пород при сжатии в массиве;  $\sigma_{\text{сж}}$  – то же, в образце.

Таблица 2.2

Связь между прочностью пород при сжатии в массиве и образце

Среднее расстояние между поверхностями ослабления, м	$K_c$
Более 1,5	0,9
1,5–1,0	0,8
1,0–0,5	0,6
0,5–0,1	0,4
Менее 0,1	0,2

Определение прочностных параметров горных пород осуществляют по ГОСТу. Показатели прочности пород определяют на образцах правильной, полуправильной и неправильной форм.

Параметры  $\tau_{\text{сд}}$  (С) и  $\phi$  определяют обычно графически из паспорта прочности Мора.

## 2.4. Деформационные свойства горных пород

*Деформацией* называется изменение взаимного расположения частиц, составляющих тело. Следствием деформации является изменение линейных размеров, формы, а иногда объема тела.

Деформация горных пород может быть вызвана внешними механическими силами, а также изменением температуры, намагничиванием, воздействием электрических зарядов, других физических полей.

"Физический механизм явлений деформации определяется тем, что потенциальная энергия кристаллической решетки есть функция расстояния между центрами тяжести тепловых колебаний частиц, составляющих решетку" (А. Ф. Иоффе, 1929).

Из физики твердого тела известно, что между ионами в кристаллической решетке любого вещества существуют силы взаимного притяжения и отталкивания. Именно благодаря этому при воздействии на породу внешних сил, стремящихся сдвинуть с нейтрального положения ионы в решетке вещества в одну или другую сторону, в породе возникают внутренние силы, противодействующие внешним.

Характер и величина деформаций любого твердого тела (горной породы) зависят от типа и величины приложенных сил, напряжений. Увеличение нагрузок приводит к возрастанию деформаций и в пределе – к разрушению, когда порода теряет сплошность, разделяется на части.

Деформации, приводящие к разрушению, бывают упругие, упругопластические и пластические. В первом случае часто наблюдается прямая пропорциональность между величинами напряжений и соответствующими упругими деформациями. При этом в породе накапливается потенциальная энергия, которая после прекращения действия внешних сил возвращает деформированный объем в исходное состояние. Пластические деформации горной породы (твердого тела) характеризуются тем, что после снятия нагрузки их форма и размеры полностью не восстанавливаются.

При увеличении напряжений можно, в зависимости от типа породы, наблюдать все три вида деформаций: упругую  $\epsilon_e$ , пластическую  $\epsilon_{пл}$  и разрушающую  $\epsilon_p$  (рис. 2.8).

Значительная часть горных пород, прежде всего магматических и крепких песчаников, обладает высокими упругими свойст-

вами. Характерной особенностью упругих свойств этих пород является способность под воздействием нагрузки (почти до разрушающей) деформироваться очень мало и разрушаться хрупко. При разгрузке упругих пород остаточная деформация  $\varepsilon_{ост}$  очень мала, т. к.  $\varepsilon_{об} \approx \varepsilon_e$  и  $\varepsilon_{ост} \approx 0$ ,  $\varepsilon_e \approx (0,8-0,9) \varepsilon_{ост}$ .

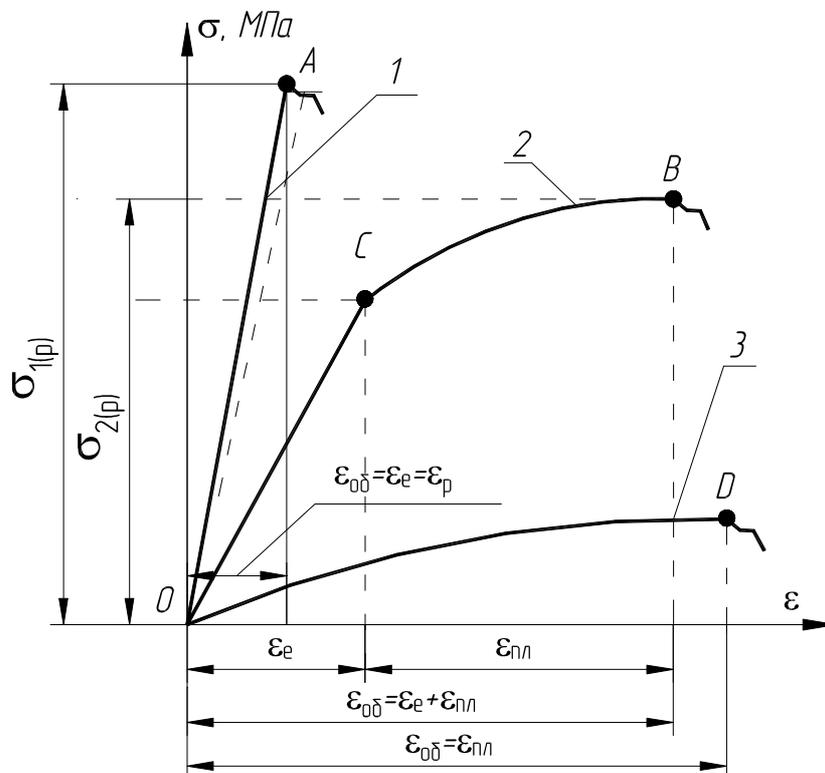


Рис. 2.8. Типовые графики деформаций горных пород:

1 – упругая; 2 – упругопластическая; 3 – пластическая (A, B, D – точки разрушения)

Основными характеристиками упругих деформаций горных пород (твердых тел) являются *модуль упругости E*, *модуль сдвига G*, *коэффициент Пуассона nu* и *модуль всестороннего сжатия K*.

Между характеристиками деформации горных пород (однородных, изотропных) в области упругости имеются аналитические взаимозависимости

$$G = \frac{E}{2(1+\nu)}; \dots \nu = \frac{E-2G}{2G}; \dots K = \frac{E}{3(1-2\nu)}. \quad (2.28)$$

Связь между деформациями, нормальными и касательными напряжениями в изотропной горной породе (теле), находящейся в объемном напряженном состоянии, обычно выражают обобщенным законом Гука:

$$\begin{aligned}\varepsilon_x &= \frac{1}{E} [\sigma_x - \nu(\sigma_y + \sigma_z)], & \gamma_{xy} &= \frac{\tau_{xy}}{G}; \\ \varepsilon_y &= \frac{1}{E} [\sigma_y - \nu(\sigma_x + \sigma_z)], & \gamma_{zy} &= \frac{\tau_{zy}}{G}; \\ \varepsilon_z &= \frac{1}{E} [\sigma_z - \nu(\sigma_x + \sigma_y)], & \gamma_{zx} &= \frac{\tau_{zx}}{G}.\end{aligned}\tag{2.29}$$

Для обоснования геомеханических процессов в породах вокруг подземных горных выработок, подземных сооружений обычно пользуются полной диаграммой деформирования пород (рис. 2.9). Она характеризует деформационные и прочностные свойства горных пород в допредельном и запредельном состояниях.

На участке  $OA$  происходит закрытие микротрещин и пор, увеличение модуля упругости  $E$ . Зависимость между  $\sigma$  и  $\varepsilon_1$  непрямопропорциональная. На участке  $AB$  происходит упругое сжатие минерального скелета образца с постоянным модулем упругости. На этом участке нагружения связь между  $\sigma_y$  и  $\varepsilon_y$  выражается законом Гука  $\sigma_y = E\varepsilon_y$ . На участке  $BC$  происходит образование микротрещин, а зависимость между напряжением и деформацией непропорциональная. Ближе к точке  $C$  происходит лавинообразное раскрытие трещин и в точке  $C$  образец разрушается. Уровень напряжений  $\sigma_{пр}$  является пределом прочности породы на одноосное сжатие. Отношение  $\sigma_{пр} / \varepsilon = CF / OF = E_d$  — называют модулем деформации пород.

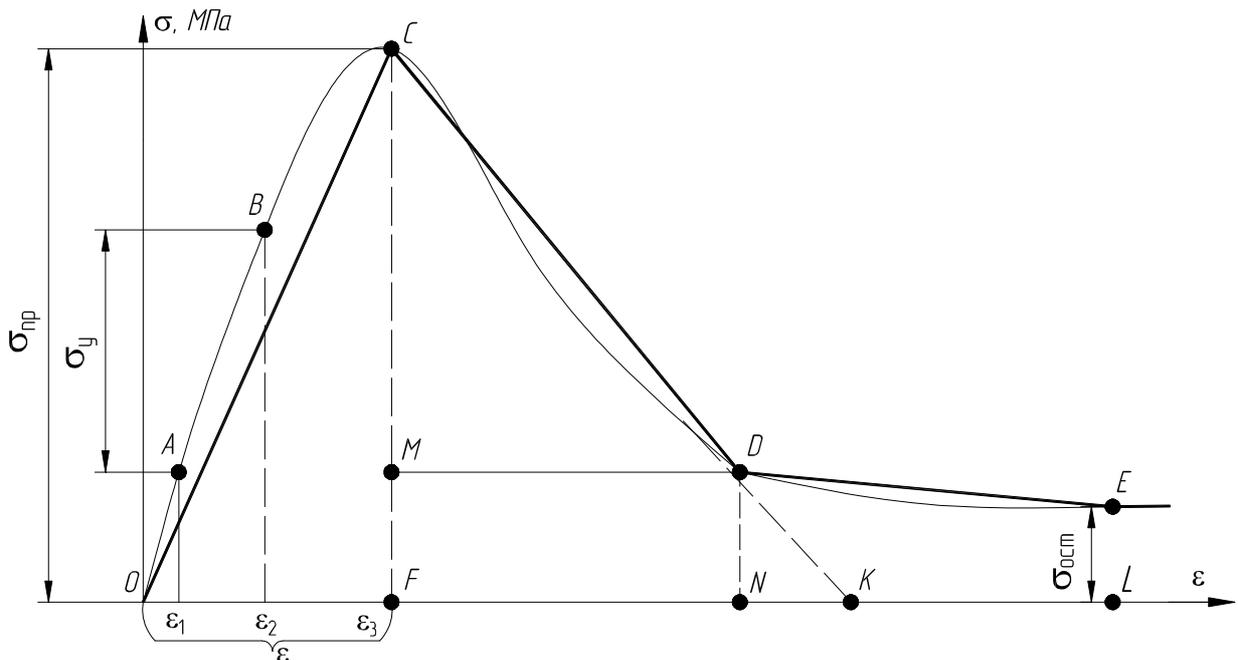


Рис. 2.9. Полная диаграмма деформирования горных пород

Область  $OCF$  характеризует допредельное деформирование и допредельную прочность породы (при одноосном сжатии), область  $FCDE$  – запредельную прочность и запредельное деформирование породы. Отношение  $CF / KF = M$  называют модулем спада породы.

Угол  $FOC = \arctg E_d$ , угол  $FKC = \arctg M$ . Прочность  $EL$  называют остаточной.

Имея данные испытаний породы в допредельной и запредельной областях, можно определить ее модуль упругости  $E$ , модуль деформации  $E_d$  и модуль спада  $M$  из выражений

$$E = \frac{\sigma_y}{\varepsilon_y}; \quad E_d = \frac{\sigma_{пр}}{\varepsilon_{дп}}; \quad M = \frac{\sigma_{пр} - \sigma_{ост}}{\varepsilon_{зп}}, \quad (2.30)$$

где  $\varepsilon_{дп}$  – допредельная деформация (с момента нагружения до предела прочности, отрезок  $OF$  на рис. 2.9);  $\varepsilon_{зп}$  – запредельная деформация (деформация в интервале от  $\sigma_{пр}$  до начала установления  $\sigma_{ост}$ , отрезок  $FN$  на рис. 2.9).

Из рис. 2.9 и формулы (2.30) видно, что модуль упругости  $E$  и модуль деформации  $E_d$  – существенно различные деформационные параметры горных пород. Модуль упругости  $E$  характеризует взаимосвязь между напряжениями  $\sigma_y$  и деформациями  $\varepsilon_y$  горной породы (твердого тела) в упругой области, модуль деформации  $E_d$  – взаимосвязь между пределом прочности  $\sigma_{пр}$  и обусловленной им деформацией  $\varepsilon_{д.п}$  породы, т. е. взаимосвязь между  $\sigma_{пр}$  и  $\varepsilon_{д.п}$  в допредельном состоянии.

Модуль спада  $M$  или запредельный модуль деформации является основным параметром запредельного деформирования и характеризует склонность горных пород к хрупкому разрушению, которая увеличивается с увеличением  $M$ . Порода, у которой  $M = 0$ , является идеально пластичной, порода с  $M = \infty$  (запредельная деформация  $\varepsilon_{зп} \rightarrow 0$ ) идеально хрупкая. В действительности модуль спада почти всех горных пород находится в интервале  $0 < M < \infty$ .

Модуль спада горных пород в основном в 1,1–2,5 раза больше модуля деформации, значительно больше он и модуля упругости.

В табл. 2.3 приведены показатели прочности при сжатии модуля упругости и модуля спада отдельных типов горных пород, полученные профессорами А. Н. Ставрогиным, А. Г. Протосеня, А. А. Реневым и другими в лаборатории динамической прочности и высоких давлений ВНИМИ. Из табл. 2.3 видно, что с увеличением

прочности пород возрастает их модуль упругости и модуль спада, что модуль спада значительно больше модуля упругости.

Таблица 2.3

Прочностные характеристики пород

Название породы	Предел прочности при сжатии, $\sigma_{сж}$ , МПа	Модуль упругости, $E \cdot 10^{-5}$ , МПа	Модуль спада $M \cdot 10^{-5}$ , МПа
Биотитовые сланцы	44,6	0,358	0,537
	37	0,15	0,183
Доломиты	90,6	0,539	1,05
	89,1	0,651	1,023
Гранит	243	0,497	3,6
Гнейсы	198	0,64	5,53
Железная руда	267	0,727	3,429
	440	0,865	1,852
Кварциты	370	0,8	5,6
	456	1,36	4,4
	500	1,24	46,4
Песчаники (Донбасс)	157	0,25	8
	142	0,31	3

Деформационные свойства горных пород на запредельной стадии деформирования при объемном нагружении изучены пока недостаточно, что объясняется сложностью такого эксперимента. Установлено, что в горных породах, обнаруживающих пластические деформации, увеличение бокового давления приводит к увеличению участка пластического деформирования, уменьшению модуля спада  $M$  и постоянному выполаживанию запредельной ветви деформирования. Для горных пород, разрушающихся хрупко, влияние бокового давления на величину модуля спада меньше или практически не сказывается.

На запредельной стадии происходит обычно увеличение деформируемого объема горных пород, так называемая, дилатансия. С увеличением модуля спада  $M$  возрастает дилатансия пород.

Запредельные характеристики горных пород позволяют получить коэффициенты хрупкости, которые наиболее понятно отражают физическую природу процесса хрупкого разрушения, так как при их определении непосредственно применяются величины, прямым образом ответственные за энергетические показатели процесса хрупкого разрушения. Коэффициент хрупкости

$$K_{\text{хр}} = \frac{P_y}{P_y + P_3} = \frac{M}{E + M}, \quad (2.31)$$

где  $P_y$  – работа упругих деформаций на пределе прочности (в до-предельной области);  $P_3$  – работа необратимых деформаций в за-предельной области.

Полные диаграммы деформирования представляют собой очень ценную информацию о деформационных свойствах, о способности пород накапливать большую потенциальную энергию и разрушаться мгновенно, о склонности их к горным ударам и другим динамическим проявлениям под действием горного давления.

Упругие параметры горных пород колеблются в широких пределах: модуль упругости – от  $0,3 \cdot 10^3$  МПа до  $9,00 \cdot 10^4$  МПа, модуль сдвига – от  $0,3 \cdot 10^3$  до  $4,00 \cdot 10^4$  МПа, коэффициент Пуассона – от 0,09 до 0,45.

Модуль  $E$  подавляющего большинства прочных магматических пород составляет  $(3-6) \cdot 10^4$  МПа,  $G = (1,5-3) \cdot 10^4$  МПа,  $\nu = 0,12-0,22$ ; прочных песчаников и алевролитов:  $E = (2,5-5) \cdot 10^4$  МПа,  $G = (1,2-2,6) \cdot 10^4$  МПа,  $\nu = 0,18-0,23$ ; каменных углей:  $E = (0,3-0,8) \cdot 10^3$  МПа,  $G = (0,1-0,4) \cdot 10^3$  МПа,  $\nu = 0,18-0,25$ .

Деформационные свойства горных пород зависят главным образом от вещественного состава, структуры, текстуры, влажности, температуры, давления, характера приложения нагрузки (рис. 2.10).

Деформационные свойства горных пород в значительной мере зависят от направления действия усилия по отношению к направлению слоистости и трещиноватости, а также от вида нагрузки. Так, для песчаников и алевролитов Кузбасса

$$\frac{E_{\text{д}\parallel}}{E_{\text{д}\perp}} = 1,2-1,8, \text{ а } \frac{E_{\text{д.сж}}}{E_{\text{д.раст}}} = 1,5-4.$$

Существенное влияние на модуль упругости и модуль сдвига пород оказывает характер приложения к ним нагрузки. Динамические модули упругости и сдвига в основном в 1,1–1,6 раза больше статических. Замораживание мокрых глин, глинистых пород сопровождается приобретением ими существенных упругих свойств.

Деформационные свойства горных пород в подавляющем большинстве определяют на образцах. Статические параметры определяют путем нагружения образцов гидравлическими прессами и замерами деформаций с помощью индикаторов часового типа или

датчиков различных конструкций. Динамические упругие параметры определяют на образцах с помощью ультразвуковых приборов типа УКБ-1М, УК-10П, ДУК-20, ДУК-66. В последние годы получают широкое распространение методы определения деформационных свойств пород *in situ* (в массиве), в особенности  $E$  и  $\nu$ , с помощью домкратов и других давящих устройств.

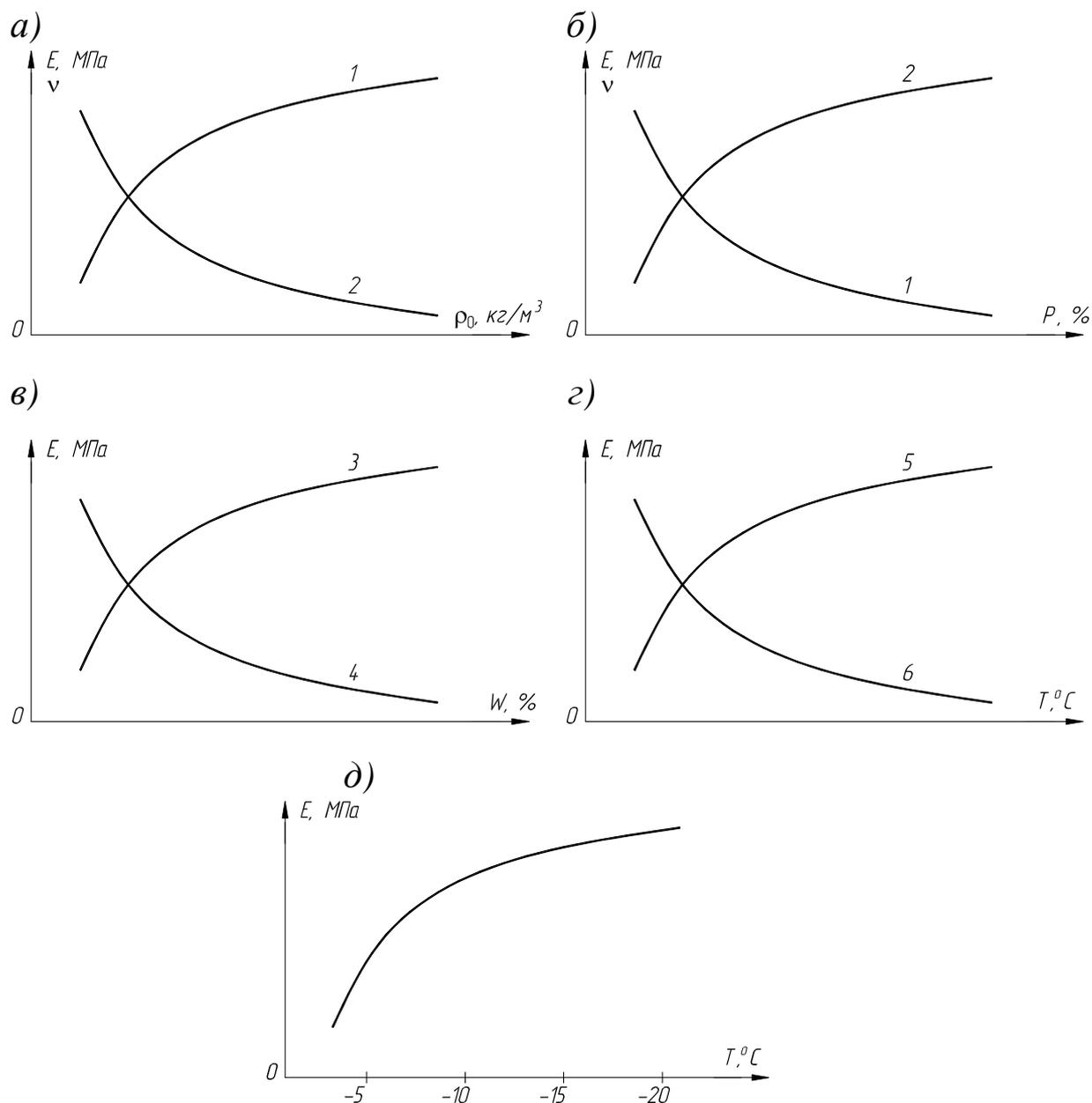


Рис. 2.10. Зависимость модуля упругости  $E$  и коэффициента Пуассона  $\nu$  от плотности породы  $\rho_0$  (а), от пористости породы  $P$  (б); зависимость модуля упругости  $E$  от влажности  $W$  породы (в), от температуры породы  $T$  (г) от отрицательной температуры влажных глин и глинистых пород  $T$  (д):

1 – модуль упругости  $E$ ; 2 – коэффициент Пуассона  $\nu$ ; 3 – размокаемые породы; 4 – неразмокаемые пористые породы; 5 – прочные породы; 6 – влажные глинистые породы

## 2.5. Пластические и реологические свойства горных пород

*Пластичность* горной породы – способность породы под воздействием приложенной к ней силы изменять свои размеры и форму без разрыва сплошности и сохранять полученные размеры и форму после устранения этой силы. При этом в породах появляются так называемые остаточные деформации.

Пластические деформации происходят вследствие перемещений дислокаций, внутризеренных и межзеренных скольжений.

Если связь между напряжением  $\sigma$  и относительной деформацией  $\varepsilon$  в области пластической деформации выразить через некоторый коэффициент  $E' = f(\varepsilon) \neq \text{const}$ , то  $E'$ , называемый *секущим модулем деформации*, будет находиться в пределах  $E > E' \geq 0$ .

Продольный секущий модуль деформации называется *модулем пластичности* породы. Пластичность горных пород зависит главным образом от минерального состава, влажности и температуры. Рост содержания глинистых и известковых материалов сопровождается увеличением пластических свойств пород. В углях наблюдается зависимость пластичности от содержания в них углерода (степени метаморфизма).

Характерной особенностью пластичных горных пород по сравнению с упругими (хрупкими) является то, что на их разрушение тратится значительно больше энергии, чем на разрушение упругих пород с тем же пределом прочности. Для пород типа аргиллитов, алевролитов и песчаников

$$K_{\text{пл}} = \frac{A_{\text{п}}}{A_{\text{у}}} \approx 1,3 - 3, \quad (2.32)$$

где  $K_{\text{пл}}$  – коэффициент пластичности;  $A_{\text{п}}$ ,  $A_{\text{у}}$  – соответственно работа, затраченная на разрушение пластичной и упругой горной породы с одинаковым пределом прочности при сжатии.

На рис. 2.11, а приведен график зависимости деформации от напряжения идеально упругопластической породы (диаграмма Прандтля). Зависимость между  $\sigma_i$  и  $\varepsilon_i$  имеет вид

$$\sigma_i = E \cdot \varepsilon_i \text{ при } \varepsilon_i \leq \varepsilon_{\text{т}}; \quad \sigma_i = \sigma_{\text{т}} \text{ при } \varepsilon_i \geq \varepsilon_{\text{т}}, \quad (2.33)$$

где  $\sigma_{\text{т}}$  – предел текучести горных пород при растяжении, МПа.

При больших пластических деформациях справедлив график

на рис. 2.11, б. Его называют диаграммой деформирования идеально жесткопластической горной породы. Зависимость имеет вид  $\sigma_i = \sigma_T$ .

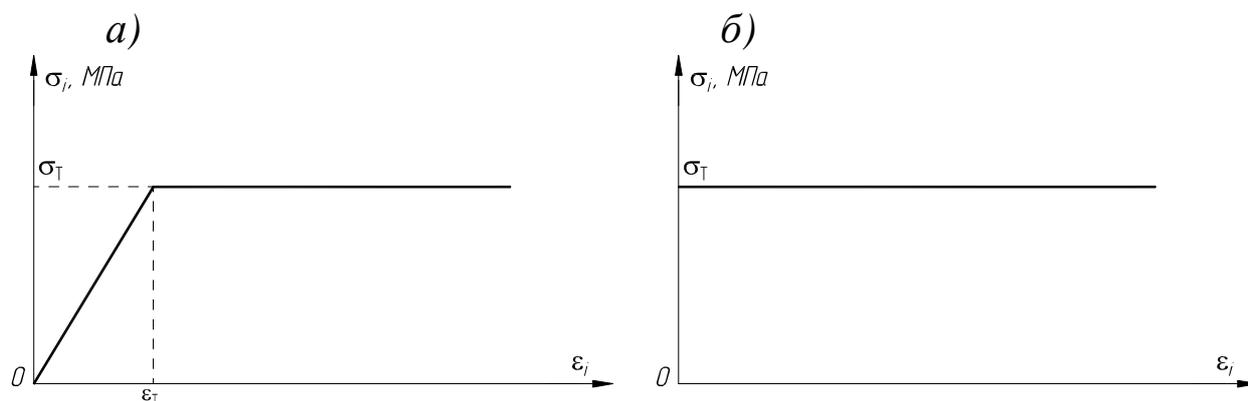


Рис. 2.11. Графики деформирования идеально упругопластической (а) и идеально жесткопластической породы (б)

При линейном напряженном состоянии условие пластичности (переход из упругого состояния в пластическое) возникает в случае

$$\sigma_i = \sigma_T, \quad \sigma_2 = \sigma_3 = 0. \quad (2.34)$$

При чистом сдвиге условие пластичности имеет вид  $\tau = \tau_T$ , где  $\tau_T$  – предел текучести породы (материала) при чистом сдвиге.

В теории пластичности часто используют два условия пластичности материала. Они наиболее точно определяют переход породы (материала) из упругого состояния в пластическое.

Первое условие – *условие пластичности Треска – Сен-Венана*. Пластические деформации в материале возникают, когда максимальные касательные напряжения достигают значения, равного пределу текучести при чистом сдвиге:

$$\tau_{\max} = \tau_T. \quad (2.35)$$

Из паспорта прочности Мора известно, что

$$\tau_{\max} = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2}. \quad (2.36)$$

Подставляя в (2.36) зависимость (2.34), получим

$$\tau_{\max} = \frac{\sigma_T}{2}. \quad (2.37)$$

Сравнивая (2.35) и (2.37), заключаем, что

$$\tau_T = \frac{\sigma_T}{2}. \quad (2.38)$$

После подстановки (2.36) и (2.37) в (2.38) получаем условие пластичности Треска – Сен-Венана в виде

$$\sigma_1 - \sigma_3 = \tau_T. \quad (2.39)$$

Второе условие – *условие пластичности Губера – Мизеса – Генки*. Пластические деформации в породе (материале) возникают, когда интенсивность касательных напряжений достигает некоторого постоянного для данной породы (материала) значения:

$$\tau_i = C; \quad (2.40)$$

$$\tau_i = \frac{\sqrt{2}\sigma_T}{3} \quad C = \frac{\sqrt{2}\sigma_T}{3}. \quad (2.41)$$

Оба рассмотренных условия пластичности дают весьма близкие результаты. Экспериментальные данные более тесно коррелируют с условием Губера – Мизеса – Генки. Поэтому в теории пластичности чаще используют второе условие.

Законы деформирования горных пород, как в образце, так и в массиве, рассматриваемые в теории пластичности и упругости, не учитывают фактор времени. В большинстве же случаев ведения горных работ мы имеем дело с длительным воздействием нагрузки на горные породы.

Естественно, что под воздействием длительных нагрузок напряжения, деформации и прочность пород (любых твердых материалов) не остаются неизменными. Наука, изучающая изменение механических свойств твердых тел при длительном воздействии нагрузок, называется *реологией*.

Основными *реологическими явлениями* являются *ползучесть и релаксация напряжений* в материале (горной породе). В результате этих явлений может существенно снижаться прочность горных пород (материалов).

Явление постепенного роста деформаций во времени при постоянной нагрузке называется *ползучестью*. Скорость деформации породы является суммой скоростей упругой (упругопластической

или пластической)  $\varepsilon_y$  и ползучей деформаций  $\varepsilon_{из}$ . Уравнение вида

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{1}{E} \cdot \frac{d\sigma_y}{dt} + \frac{\sigma_y}{Et_0} \quad (2.42)$$

называется *уравнением ползучести*. Здесь  $E$  – модуль упругости;  $t_0$  – время релаксации, численно равное отрезку времени, за который начальная деформация увеличивается в 2 раза;  $Et_0 = \eta$  – реологический параметр.

Явление, обратное ползучести, называется релаксацией напряжений. Оно характеризуется постепенным снижением напряжений в породе (материале) при постоянной ее деформации.

Установлено, что во многих случаях связь между напряжением  $\sigma$  и временем  $t$  носит экспоненциальный характер:

$$\sigma_t = \sigma_0 e^{-\frac{t}{\tau_0}}, \quad (2.43)$$

где  $\sigma_t$  – текущая (длительная) прочность породы, т. е. прочность, которую сохраняет порода через время  $t$  действия на нее нагрузки (напряжения);  $\sigma_0$  – первоначальное напряжение в образце (исходная прочность) породы;  $\tau_0$  – период релаксации, т. е. время, в течение которого напряжения в породе уменьшаются в  $e$  (2,72) раз.

Период релаксации большинства горных пород очень велик (100–1000 лет). Поэтому на практике для характеристики реологических свойств пород при меньшей длительности нагружения часто используют относительный показатель падения напряжений в породе  $R'$  (%) за определенный период  $t$ .

$$R' = \frac{\Delta\sigma}{\sigma_0} 100\%, \quad (2.44)$$

где  $\Delta\sigma = \sigma_0 - \sigma_t$ ;  $\sigma_0$  – исходная прочность (первоначальная или мгновенная);  $\sigma_t$  – длительная прочность. Длительная прочность стабилизируется при заданной нагрузке и асимптотически приближается к некоторой постоянной величине, называемой пределом длительной прочности и обозначается  $\sigma_\infty$ .

Деформации ползучести могут быть как упругими, так и пластическими, что хорошо выявляется при разгрузке породы. После

снятия нагрузки образец получает остаточные деформации, которые с течением времени уменьшаются. Данное явление называется *обратной ползучестью или восстановлением*. При упругом последствии деформации, возникшие в процессе ползучести, после разгрузки с течением времени почти полностью исчезают.

Реологические свойства горных пород зависят главным образом от вещественного (минерального) состава, структуры, текстуры, влажности, температуры, величины давления и длительности действия нагрузки.

По данным экспериментов:

$$\frac{\sigma_{\infty \text{ сж}}}{\sigma_{0 \text{ сж}}} \approx 0,9 - 0,95 - \text{ для очень прочных, преимущественно магма-}$$

тических пород;

$$\frac{\sigma_{\infty \text{ сж}}}{\sigma_{0 \text{ сж}}} \approx 0,6 - 0,8 - \text{ для пород средней прочности;}$$

$$\frac{\sigma_{\infty \text{ сж}}}{\sigma_{0 \text{ сж}}} \approx 0,1 - 0,4 - \text{ для пород слабых и очень слабых.}$$

Методы определения пластических и реологических свойств горных пород заключаются в нагружении их под прессом с различной нагрузкой и измерении деформаций с помощью индикаторов часового типа, датчиков различных конструкций, фиксации изменения напряжений в них с течением времени. Реже данные свойства горных пород определяют непосредственно в натуральных условиях.

## 2.6. Акустические свойства горных пород

Происходящие в земной коре динамические процессы в виде горных ударов, толчков, землетрясений и другие сопровождаются распространением в породах упругих волн, т. е. знакопеременных упругих деформаций.

*Акустические свойства* пород характеризуют закономерности распространения в породах упругих волн. В геомеханике акустические свойства горных пород используются для:

- оценки однородности минерального состава;
- прогноза структурно-текстурной неоднородности горных пород;

- контроля процессов деформирования и разрушения горных пород;
- контроля изменения напряженного состояния массива горных пород;
- контроля и определения влажности пород.

Процесс распространения упругих колебаний в материалах (породе) описывается волновым уравнением

$$v^2 \nabla^2 u = \frac{d^2 u}{dt^2}, \quad (2.45)$$

где  $\nabla^2$  – оператор Лапласа.

Упругие волны по частоте колебаний делятся на инфразвуковые с частотой до 20 Гц, звуковые с частотой 20–20000 Гц, ультразвуковые с частотой  $20000 \cdot 10^9$  Гц, гиперзвуковые с частотой более  $10^9$  Гц.

В зависимости от вида упругих деформаций выделяют волны: продольные, поперечные, поверхностные.

Продольная волна  $v_p$  характеризует распространение в материальной среде деформаций сжатия и растяжения. Поперечная волна  $v_s$  характеризует распространение в среде деформаций сдвига.

Продольная и поперечная волны распространяются по всему объему породы и поэтому называются объемными волнами. Продольные волны распространяются в любой среде: твердой, жидкой, газообразной; поперечные волны – только в твердых телах. Процесс распространения волн характеризуется частотой и амплитудой. Частота  $\nu$  – число циклов, укладывающихся в единицу времени, определяется из выражения  $\nu = 1 / T$ , где  $T$  – продолжительность цикла. Амплитуда  $A$  – максимальное отклонение от положения равновесия.

Частицы на поверхности горной породы находятся в особом состоянии, так как встречают меньшее сопротивление своим перемещениям в сторону свободной поверхности. В результате на ней возникают плоские поверхностные волны  $v_L$ , которые характеризуются движением частиц по эллипсоидальной траектории. Поверхностные волны присущи только твердым телам.

*Основными акустическими свойствами горных пород являются скорости распространения в них продольных ( $v_p$ ), поперечных*

( $v_s$ ) и поверхностных ( $v_L$ ) волн, акустическая жесткость, коэффициенты поглощения, преломления и отражения волн. Во всех случаях  $v_p > v_s > v_L$ .

Скорости распространения упругих волн в неограниченной абсолютно упругой изотропной среде можно определить по формулам, выведенным из волнового уравнения.

Скорость распространения продольной волны определяют из выражения

$$v_p = \sqrt{\frac{E(1-\nu)}{\rho_0(1+\nu)(1-2\nu)}}, \quad (2.46)$$

где  $E$  – модуль упругости материала;  $\rho_0$  – плотность материала;  $\nu$  – коэффициент Пуассона материала.

По формуле (2.46) определяют скорость распространения продольной волны в породах, принимая их за однородную упругую среду. При этом если  $\nu = 0,25$ , то

$$v_p \approx 1,1\sqrt{E/\rho_0}. \quad (2.47)$$

Скорость распространения поперечной волны

$$v_s = \sqrt{\frac{G}{\rho_0}} = \sqrt{\frac{E}{2\rho_0(1+\nu)}}, \quad (2.48)$$

где  $G$  – модуль сдвига.

Скорость распространения поверхностной волны определяют

$$v_L = \left( \frac{0,87 + 1,12\nu}{1 + \nu} \right) \sqrt{\frac{G}{\rho_0}}. \quad (2.49)$$

Отношение скоростей продольных и поперечных волн является функцией только коэффициента Пуассона:

$$\frac{v_p}{v_s} = \sqrt{\frac{2(1-\nu)}{1-2\nu}}. \quad (2.50)$$

Породы обладают сопротивлением распространению в них упругих волн, которое оценивается удельным волновым сопротивлением (акустическая жесткость горной породы). Удельное волновое

сопротивление  $Z$  пород рассчитывается по формуле

$$Z = \rho_0 v_p. \quad (2.51)$$

Удельное волновое сопротивление пород определяет их способность отражать и преломлять упругие волны.

Распространение упругих волн в горных породах (твердом материале) сопровождается постепенным уменьшением их интенсивности (амплитуды) по мере удаления от источника излучения. Интенсивность колебаний в большинстве случаев уменьшается по следующим причинам: поглощение части энергии упругих колебаний породой и превращение ее в тепловую, обусловленную взаимным трением частиц породы, совершающих колебательные движения; рассеивание акустической энергии в породах на трещинах, вкраплениях и других дефектах.

Амплитуда упругих колебаний  $A$ , характеризующая интенсивность колебаний, связана с пройденным волной расстоянием  $x$  экспоненциальной зависимостью

$$A = A_0 e^{-\alpha x}, \quad (2.52)$$

где  $A_0$  – амплитуда волны в месте излучения;  $e$  – основание натурального логарифма;  $\alpha$  – коэффициент поглощения энергии волны, 1/м.

Распространение упругих волн в породе происходит с отражением и преломлением на поверхностях трещин, слоев, других поверхностях раздела.

Коэффициентом отражения по энергии  $K_э$  называют отношение энергии отраженной волны  $I_0$  к энергии падающей волны  $I_{и}$ , т. е.

$$K_э = \frac{I_0}{I_{и}}. \quad (2.53)$$

Чем больше разница акустической жесткости пород, тем больше энергии отражается на границе их раздела. Так, например, при переходе взрывной волны из слоя песчаника с  $\rho_0 = 2700 \text{ кг/м}^3$  в слой песчаника с  $\rho_0 = 3000 \text{ кг/м}^3$  на границе раздела отражается около 8 % энергии волны, при переходе из угля с  $\rho_0 = 1350 \text{ кг/м}^3$  в кровлю из песчаника с  $\rho_0 = 2700 \text{ кг/м}^3$  на границе пласт угля – кровля пласта отражается примерно 83 % волновой энергии.

Угол падения  $\delta$  и угол преломления  $\varphi$  упругой волны, проникающей в горную породу, по закону Снеллиуса находятся в определенном соотношении со скоростями упругой волны в первой и второй средах

$$\frac{\sin \delta}{\sin \varphi} = \frac{v_1}{v_2}. \quad (2.54)$$

Отношение скоростей  $v_1$  и  $v_2$  называется коэффициентом преломления упругой волны относительно первой среды, т. е.

$$K_{\text{отр}} = \frac{v_1}{v_2}. \quad (2.55)$$

Скорость распространения продольных упругих волн в горных породах колеблется в широких пределах – от 500 до 6500 м/с; поперечных – от 260 до 3400 м/с; коэффициент поглощения  $\alpha$  изменяется от 0,01 до 0,5.

По данным многочисленных исследований скорость распространения продольных волн в очень прочных песчаниках и алевролитах Кузбасса составляет 4800–6000 м/с, поперечных волн – 2400–3200 м/с, прочности – соответственно 3000–3900 м/с и 1400–2200 м/с, слабых и очень слабых – 1000–2500 м/с и 480–1600 м/с, в углях – 900–2500 м/с.

Большие колебания акустических свойств горных пород объясняются значительным разнообразием минерального состава, структуры, текстуры и влажности. Увеличение плотности пород сопровождается ростом скорости распространения в них упругих волн и снижением потерь волновой энергии. Влияние основных внутренних и внешних факторов на скорость распространения упругих волн в горных породах приведено на рис. 2.12.

Аналогичные зависимости скорости распространения поперечных волн  $v_s$  в породах от рассмотренных факторов.

Горные породы характеризуются значительной анизотропией скорости распространения в них упругих волн. Коэффициент анизотропии скорости распространения продольных волн  $v_p$  в породах, обусловленной слоистостью:

$$K_a = \frac{v_{p\parallel}}{v_{p\perp}} \approx 1,05 - 2. \quad (2.56)$$

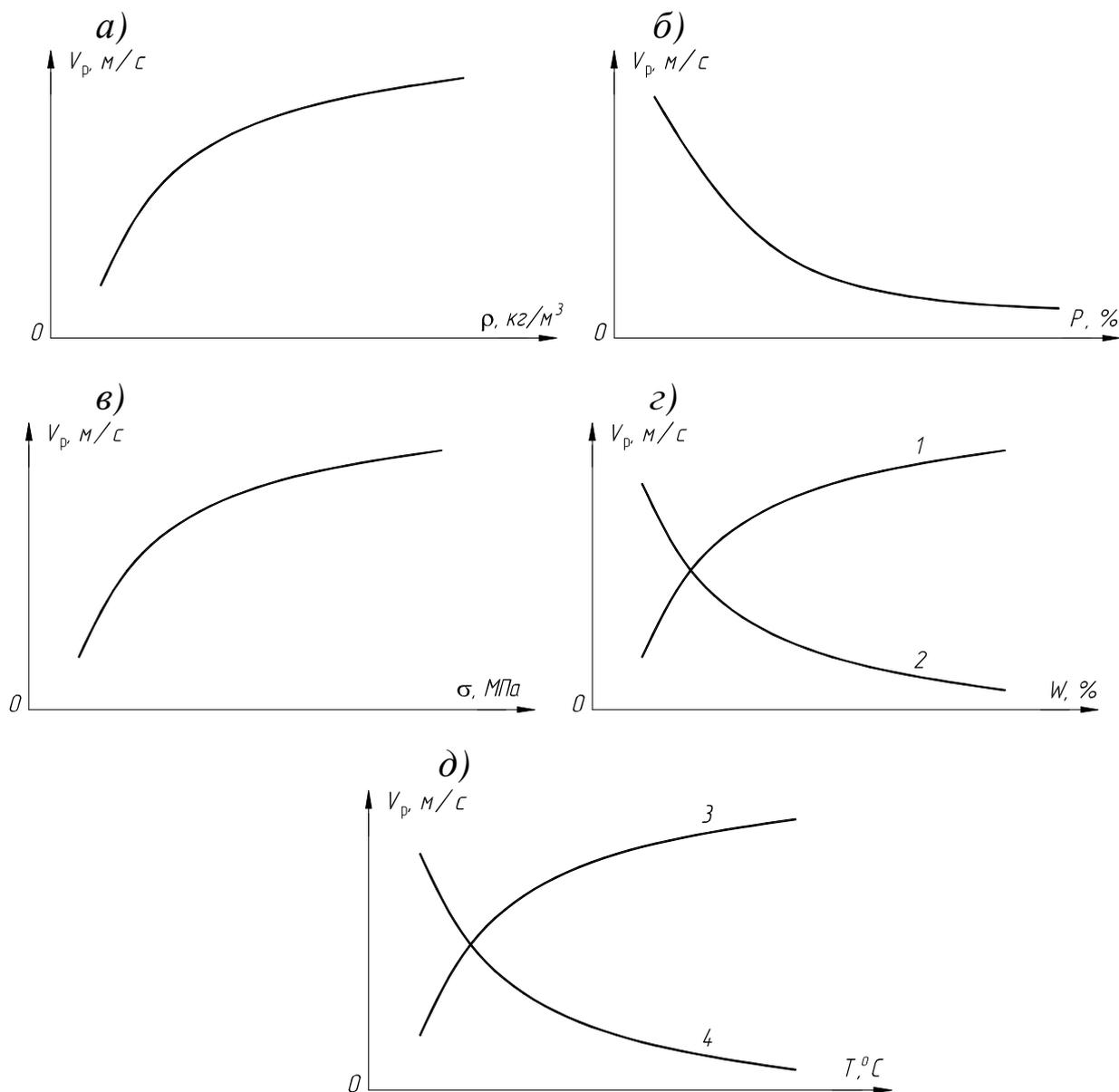


Рис. 2.12. Зависимость скорости продольной волны  $V_p$  в породах от объемной массы породы  $\rho$  (а), от пористости породы  $P$  (б), от напряжения в породе  $\sigma$  (в), от влажности породы  $W$  (г), от температуры породы  $T$  (д):

1 – неразмокаемые породы; 2 – размокаемые породы; 3 – породы, уплотнение которых происходит при нагревании; 4 – породы, ослабление которых происходит при нагревании

## 2.7. Особенности механического состояния массивов грунтов

Породы, слагающие земную кору, условно могут быть разделены на две большие категории: *грунты* и *собственно горные породы*. Грунты являются поверхностными отложениями самого молодого возраста. Сами по себе грунты могут быть связными, сыпучими, твердыми, полужидкими.

В состав природных грунтов входят разнообразныe элементы, которые можно объединить в три группы: первая – твердые минеральные частицы; вторая – вода в различных видах и состояниях; третья – газообразные включения. Кроме того, в состав некоторых грунтов входят органические и органоминеральные соединения.

Каждая рыхлая и глинистая порода состоит из обломков самого различного размера. Обломки (частицы), близкие по размеру и свойствам, объединяются в группы, называемые фракциями. Количественное содержание этих фракций принято называть гранулометрическим составом. В табл. 2.4 приведено деление рыхлых и глинистых пород на фракции.

*Вода в грунте*, ее виды и свойства могут быть весьма различными в зависимости от ее содержания в грунте и величины взаимодействия с минеральными частицами, определяемой главным образом гидрофильностью минеральных частиц.

Таблица 2.4

Деление рыхлых и глинистых пород на фракции

Наименование фракций		Диаметр частиц, мм
Валуны (окатанные) и глыбы (неокатанные)		> 200
Галька (окатанная) или щебень (угловатый)		200–20
Гравий (окатанный) или дресва (угловатая, дресва – крупный песок), а также мелкий щебень	крупный	20–10
	средний	10–4
	мелкий	4–2
Песчанистые частицы	очень крупные	2–1
	крупные	1–0,5
	средние	0,5–0,25
	мелкие	0,25–0,1
	очень мелкие	0,1–0,05
Пылеватые частицы	крупные	0,05–0,01
	мелкие	0,01–0,005
Глинистые частицы	грубые	0,005–0,001
	тонкие	< 0,001

Минеральные частицы грунтов заряжены отрицательно, а молекулы воды представляют диполи, заряженные положительно на одном (атом кислорода) и отрицательно на другом (два атома водорода) конце. При соприкосновении твердой минеральной частицы с водой возникают электромолекулярные силы взаимодействия, которые притягивают диполи воды к поверхности минеральных час-

тиц с огромной силой (особенно первые слои); и чем больше удельная поверхность частиц, тем большее количество молекул воды будет находиться в связанном состоянии. Эти слои образуют пленки так называемой *прочносвязанной адсорбированной воды*.

Следующие слои молекул воды, окружающие минеральные частицы, будут связываться и ориентироваться граничной фазой по мере удаления от твердой поверхности грунтовых частиц все меньшими силами; они образуют слои *рыхлосвязанной воды*, которые поддаются выдавливанию из пор грунта внешним давлением до нескольких сотен килопаскалей.

Наконец, молекулы воды, находящиеся вне сферы действия электрмолекулярных сил взаимодействия с поверхностью минеральных частиц, будут образовывать *свободную* или *гравитационную воду*, движение которой происходит под действием разности напора, и *капиллярную*, подтягиваемую на некоторую высоту от уровня грунтовых вод силами капиллярного натяжения воды.

*Газообразные включения* (пары, газы) всегда в том или ином количестве содержатся в грунтах и могут находиться в двух состояниях: *замкнутом* (или *защемленном*), располагаясь в пустотах (вакуолях) между твердыми минеральными частицами, окруженными пленками связанной воды, и *свободном*, когда газы (воздух) соединяются с атмосферой и газами, растворенными в поровой воде.

Наличие пузырьков газов, как замкнутых, так и содержащихся в поровой воде, существенно сказывается на деформируемости грунтов, обуславливая сжимаемость поровой воды и увеличивая упругость грунта.

Свободные газы (воздуха), соединяющиеся с атмосферой, особого значения в механике грунтов не имеют, так как они практически не участвуют в распределении давления между частицами грунта.

Основными структурными связями грунтов являются:

- водно-коллоидные – вязкопластичные, мягкие обратимые;
- кристаллизационные – хрупкие (жесткие), необратимые – водостойкие и неводостойкие.

Водно-коллоидные связи пластичны и обратимы, при увеличении влажности они быстро уменьшаются до значений, близких к нулю.

Кристаллизационные связи в грунтах возникают под действием сил химического сродства, образуя с минеральными частицами

в точках контакта новые поликристаллические соединения. Прочность этих связей зависит от состава минералов.

Структура грунтов, т. е. закономерное расположение различных по крупности и форме минеральных частиц и их агрегатов, зависит не только от природы их структурных связей, но также от величины и характера контактов глинистых частиц между собой.

Структура грунтов весьма разнообразна и определяется количественным и морфологическим взаимоотношением твердой, жидкой и газообразной частей, образующих грунт.

Весьма важным элементом строения грунтов является текстура, т. е. пространственное размещение и взаимное расположение частиц грунтов и их агрегатов, характеризующее неоднородность грунтовых толщ в массивах.

Различают следующие основные типы текстур природных глинистых грунтов: слоистые (тонко- и грубослоистые, параллельные, косослоистые, сланцеватые); массивные и скрытослоистые и сложные (порфиоровые, ячеистые, макропористые и др.).

Основным отличием природных грунтов от собственно горных (коренных, скальных) пород является отсутствие относительно малого числа кристаллизационных связей и значительная пористость, а зачастую и большая влажность.

В условиях Кузнецкого бассейна мощность грунтов изменяется в больших пределах. В юго-восточной, южной и юго-западной части бассейна она минимальная – от 0 до 20 м, в центральной и северных частях бассейна она увеличивается до 50–60 м и более. Грунтовые толщи сложены мягкими слабосвязанными и рыхлыми несвязанными породами. Основными разновидностями мягких связанных пород являются суглинки и их деградированные разности, тяжелые суглинки и глины. Основные разновидности рыхлых несвязанных пород – песчаники, песчано-гравийно-галечниковые отложения. Иногда встречаются иловатые сильно пылевидные суглинки, реже глины, подстилающиеся песчано-галечниковыми осадками аллювиального происхождения.

## **2.8. Механические свойства грунтов**

Основными физическими свойствами грунтов, в зависимости от их состояния, являются плотность, объемная масса, удельный вес, пористость, влажность, влагоемкость, нижний и верхний пре-

дела пластичности (у глинистых пород), сжимаемость, водопроницаемость, сопротивляемость сдвигу, угол внутреннего трения, угол естественного откоса (сыпучих грунтов).

*Плотностные свойства грунтов*, как и коренных пород, характеризуются:

$$\text{плотностью } \rho_0 = \frac{m}{V_T}, \text{ кг/м}^3; \quad (2.57)$$

$$\text{объемной массой } \rho = \frac{m}{V}, \text{ кг/м}^3; \quad (2.58)$$

$$\text{удельным весом грунта } \gamma_0 = \frac{G}{V_T} = \rho_0 g; \quad (2.59)$$

$$\text{объемным весом грунта } \gamma = \frac{G}{V} = \rho \cdot g; \quad (2.60)$$

$$\text{пористостью грунта } P = \frac{V_{\Pi}}{V} 100 \% = \frac{\rho_0 - \rho}{\rho} 100 \% ; \quad (2.61)$$

$$\text{влажностью грунта } W = \frac{m_B}{m_{\text{гр}}} 100 \% . \quad (2.62)$$

Плотность грунтов находится в основном в пределах 2200–2750 кг/м<sup>3</sup>, пористость – 20–55 %, влажность 18–46 %.

*Коэффициентом пористости грунтов*  $K_{\Pi}$  называют отношение объема пор  $\Pi$  грунта к объему его скелета (твердой фазы)  $V_T$ , т. е.

$$K_{\Pi} = \frac{\Pi}{V_T}. \quad (2.63)$$

*Коэффициентом водонасыщенности грунтов*  $K_{wH}$  называют отношение природной (естественной) влажности  $W$  к его полной влагоемкости  $W_{\text{max}}$ , т. е.

$$K_{wH} = \frac{W}{W_{\text{max}}}. \quad (2.64)$$

Несвязные (сыпучие) грунты поделят на три группы:  
– маловлажные, с  $K_{wH} < 0,5$ ;

- влажные, с  $K_{wH} = 0,51–0,8$ ;
- насыщенные, с  $K_{wH} > 0,8$ .

При изменении содержания воды в глинистых грунтах они переходят из одного состояния в другое. Воздушно-сухие глинистые грунты при увлажнении вначале размягчаются, затем переходят в пластическое состояние, а по достижении некоторого состояния влажности грунты приобретают текучую консистенцию, значения которой выражаются в процентах.

Значения, при которых происходит переход породы из одного состояния консистенции в другое (консистенция – состояние подвижности вещества), называют пределами пластичности. В качестве *показателей пластичности* грунтов используют верхний  $W_L$  и нижний  $W_{pk}$  пределы пластичности. Верхний предел пластичности (граница текучести) соответствует такому содержанию воды в грунте, когда он переходит из пластического состояния в текучее. Нижний предел пластичности (граница раскатывания) характеризует переход грунта из полутвердой (твердой) консистенции в пластическую.

Разность между верхним и нижним пределами пластичности называется *числом пластичности*  $J_p$  и используется как классификационный показатель пластичности грунтов.

Пределы пластичности  $W_L$  и  $W_{pk}$  определяются согласно ГОСТ 5180–94. В табл. 2.5 представлена характеристика пластичности грунтов по ГОСТ 25100–82 .

Таблица 2.5

Характеристика пластичности грунтов

Грунт	Число пластичности	Содержание глинистых частиц по массе, %
Песок	Не пластичен	< 3
Супеси	$1 < J_p < 7$	3–10
Суглинки	$7 < J_p < 17$	10–30
Глины	$J_p > 17$	> 30

Важной физической характеристикой глинистых грунтов является консистенция, под которой понимают густоту и в известной мере вязкость грунтов, обуславливающие способность их сопротивляться пластическому изменению формы. Пустота и вязкость грунтов зависят от количественного соотношения твердых частиц и воды в единице объема грунта, а также от сил взаимодействия между частицами грунта.

Показатель консистенции, или индекс текучести  $J_1$ , грунтов

определяют из выражения

$$J_1 = \frac{W - W_p}{W_L - W_{pk}}. \quad (2.65)$$

Виды консистенции глинистых грунтов в зависимости от величины показателя консистенции  $J_1$  представлены в табл. 2.6.

Таблица 2.6

Виды консистенции глинистых грунтов

Грунт		Показатель консистенции
Супеси	твердые	$J_1 < 0$
	пластичные	$0 < J_1 < 1$
	текучие	$J_1 > 1$
Суглинки и глины	твердые	$J_1 < 0$
	полутвердые	$0 < J_1 < 0,25$
	тугопластичные	$0,25 < J_1 < 0,5$
	мягкопластичные	$0,5 < J_1 < 0,75$
	текучепластичные	$0,75 < J_1 < 1$
	текучие	$J_1 > 1$

Данные о консистенции глинистых грунтовых массивов имеют исключительно важное значение для ведения в них горно-строительных, горных и строительных работ.

*Сжимаемость грунтов* заключается в способности грунтов изменять свое строение (упаковку твердых частиц) под влиянием внешних воздействий (сжимающей нагрузки, высыхания и др.) за счет уменьшения пористости грунта.

Следует различать уплотнение грунтов при кратковременном действии динамических нагрузок (механическую) и уплотнение при длительном действии постоянной статической нагрузки (компрессию, консолидацию и пр.). Наибольшей сжимаемостью, кроме торфянистых, обладают глинистые грунты.

При сжатии трехфазного грунта уменьшение объема происходит вначале за счет вытеснения из грунта газовой фазы, после чего начинается вытеснение воды. Нагрузка постепенно передается на твердые частицы.

Степень сжатия глинистых грунтов можно охарактеризовать их пористостью. Кривая, выражающая зависимость между коэффициентом пористости  $K_n$  и давлением на грунт  $\sigma$ , называется кривой

сжимаемости, или компрессионной кривой (рис. 2.13, а):

$$K_{\Pi} = \frac{\Pi}{V_T} = f(\sigma). \quad (2.66)$$

Кривая, показывающая уменьшение коэффициента пористости грунта во времени при постоянной нагрузке, называется кривой сжатия или *кривой консолидации*  $K_{\Pi} = f(t)$  при  $\sigma = \text{const}$  (рис. 2.13, б).

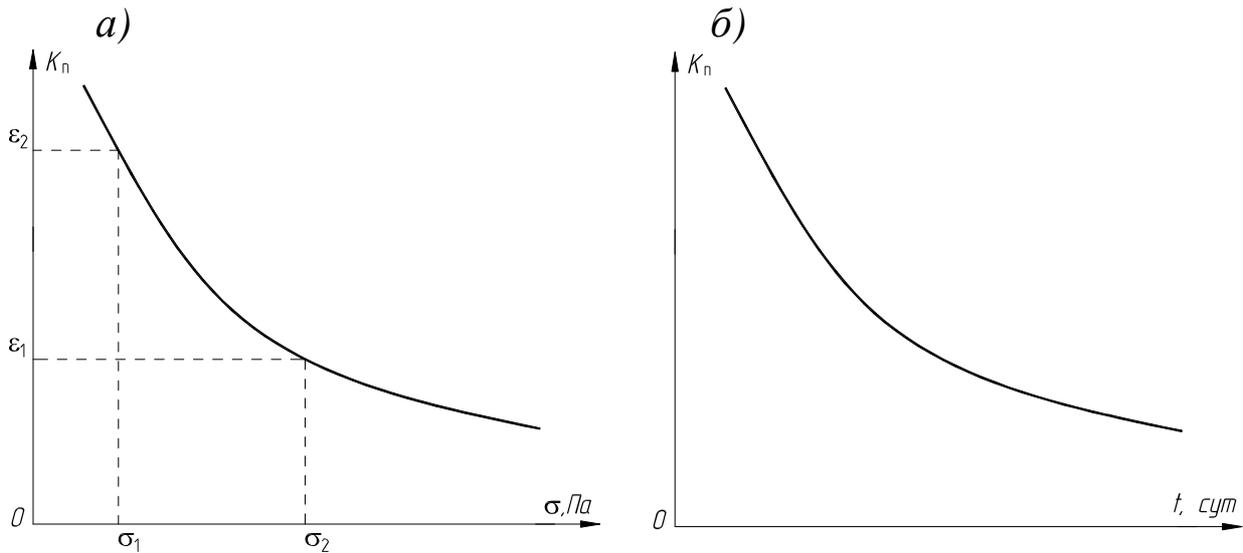


Рис. 2.13. Характеристики глинистых грунтов:  
а – компрессионная кривая (кривая сжимаемости); б – кривая консолидации

Мерой величины сжимаемости глинистых грунтов является коэффициент уплотнения или коэффициент сжимаемости  $K_{сж}$ , характеризующий изменение коэффициента пористости  $K_{\Pi}$  под действием приложенной нагрузки. В частности, в интервале давления от  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$  и изменения коэффициента пористости от  $\epsilon_1$  и  $\epsilon_2$  (рис. 2.13, а) коэффициент сжимаемости грунта  $K_{сж}$  определяется из выражения

$$K_{сж} = \frac{\epsilon_1 - \epsilon_2}{\sigma_2 - \sigma_1}. \quad (2.67)$$

По величине этого коэффициента в интервале нагрузок от 0,1 до 0,2 МПа глинистые породы подразделяются на сильносжимаемые  $K_{сж} > 0,1 \text{ см}^2/\text{кгс}$ ; среднесжимаемые –  $K_{сж} = 0,1-0,005 \text{ см}^2/\text{кгс}$  и слабосжимаемые –  $K_{сж} < 0,005 \text{ см}^2/\text{кгс}$ .

*Сопротивление грунтов сдвигу.* Под действием внешней нагрузки в отдельных точках или областях грунта напряжения могут превзойти внутренние связи между частицами грунта. При этом возникают скольжения (сдвиги) одних частиц или агрегатов по дру-

гим, что приводит к нарушению сплошности грунта в некоторой области.

Сопротивление сдвигу  $C$  несвязных твердых минеральных частиц (например, песков) есть только сопротивление их трению. Сдвиг произойдет при условии

$$C < \sigma f, \quad (2.68)$$

где  $\sigma$  – нормальное напряжение;  $f$  – коэффициент трения.

Сопротивление  $C_{сд}$  агрегатов частиц с водно-коллоидными связями складывается как из вязкого сопротивления  $C_{в.к}$  скольжению и нарастания сдвигающих усилий, так и сил  $C_{сц}$  сцепления, которые в свою очередь зависят от уплотняющих давлений, возникающих в точках и на площадках контактов частиц, т. е.

$$C_{сд} = C_{в.к} + C_{сц}. \quad (2.69)$$

Показатели сопротивления сдвигу – это основные прочностные показатели сопротивления грунтов внешним силам. Для грунтов их важнейшая особенность в том, что они переменны, зависят от величины давления и условий в точках контакта частиц, сопротивляющихся сдвигению. На рис. 2.14 показан срезыватель для испытания грунтов на сдвиг.

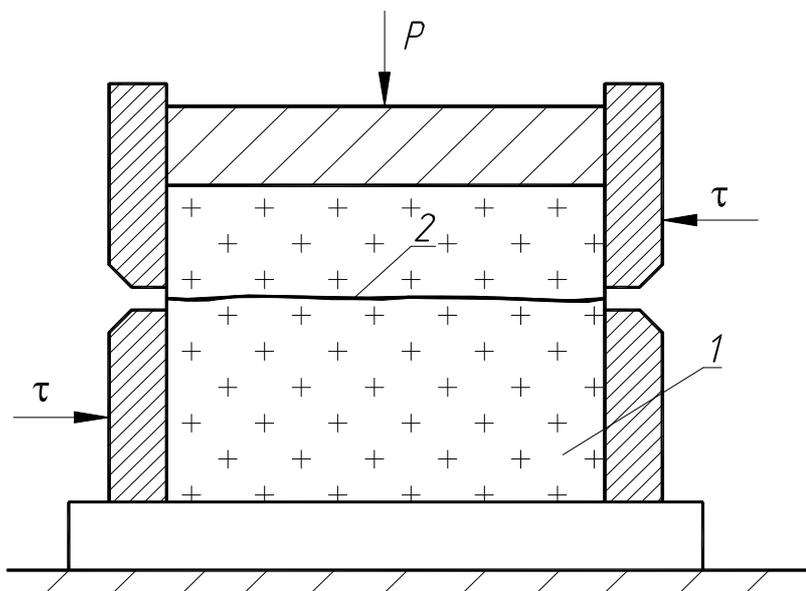


Рис. 2.14. Срезыватель для испытания грунтов на сдвиг (при неподвижной нижней части):

1 – образец грунта; 2 – плоскость среза (сдвига) грунта

Ш. Кулоном в 1773 г. установлено, что предельное сопротив-

ление сыпучих грунтов (песков, галечников, других крупнообломочных грунтов) сдвигу есть сопротивление их трению, прямо пропорциональное нормальному напряжению  $\sigma_n$ , т. е.

$$\tau_{\text{пред}} = \sigma_n \cdot \text{tg}\varphi \quad (2.70)$$

или при  $\text{tg}\varphi = f$

$$\tau_{\text{пред}} = \sigma_n f, \quad (2.71)$$

где  $\varphi$  – угол внутреннего трения грунта;  $\text{tg}\varphi = f$  – коэффициент внутреннего трения грунта.

Соотношение (2.70) является основой прочностной зависимости для сыпучих грунтов и носит название *закон Кулона*. Графически эта зависимость представлена на рис. 2.15, а.

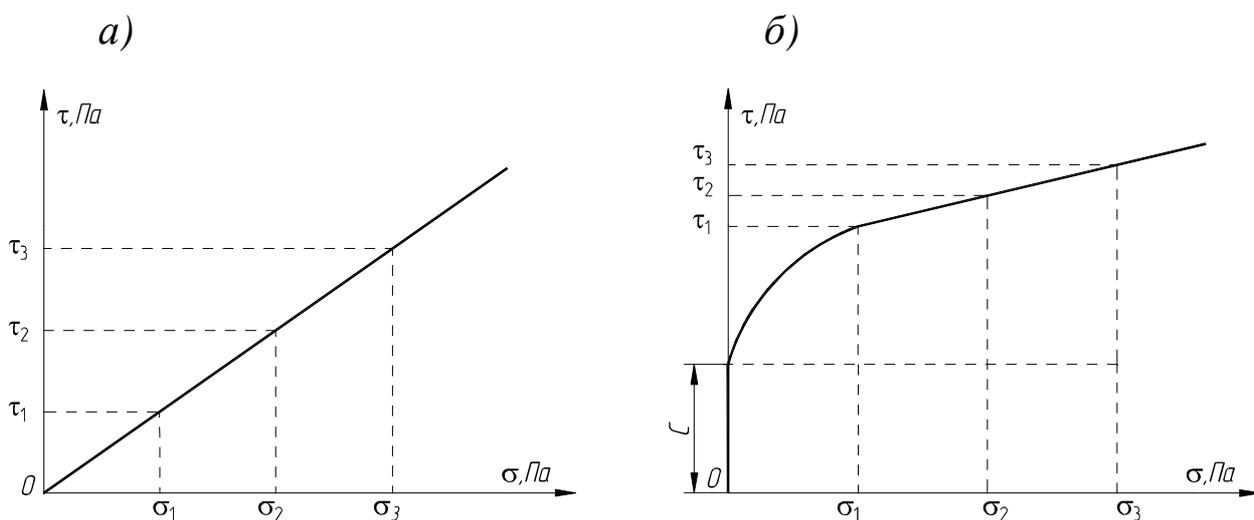


Рис. 2.15. Прочностная зависимость  $\tau = f(\sigma)$  для сыпучих (а) и для связных (б) грунтов

*Связные грунты* (глины, суглинки, супеси) отличаются от грунтов несвязных (сыпучих) тем, что частицы и агрегаты частиц этих грунтов связаны между собой пластичными (водно-коллоидными) и частично жесткими (цементационно-кристаллизационными) связями. Сопротивление их сдвигу будет зависеть в значительной степени от их связности (от сил сцепления).

Для этих грунтов Кулоном получена зависимость между предельным сопротивлением их сдвигу и нормальным напряжением (напряжением сжатия)

$$\tau_{\text{пред}} = C + \sigma_n \cdot \text{tg}\varphi \quad (2.72)$$

или

$$\tau_{\text{пред}} = C + \sigma_n \cdot f, \quad (2.73)$$

где  $C$  – сцепление грунта, зачастую его называют коэффициентом сцепления.

График данной зависимости представлен на рис. 2.15, б.

Сцепление и угол внутреннего трения в значительной степени зависят от влажности и пористости грунтов. Так, например, для мягкопластических грунтов  $f = 0,1-0,2$  и  $\varphi < 5-10^\circ$ ;  $f = 0,4-0,5$  и  $\varphi = 15-35^\circ$  – для тугопластических глин.

Величина сцепления  $C$  глинистых пород в большинстве случаев колеблется от 0,005 до 0,15 МПа.

Наиболее опасными геомеханическими процессами в грунтах являются: оползни; селевые потоки; просадки грунтов.

*Оползни* – широко распространенный тип разрушения природных склонов, а иногда и бортов открытых горных выработок. Причины оползней – ослабление прочности массива пород в результате выветривания, увлажнения и насыщения водой, подрезки основания склона, массовые взрывы вблизи склонов и др.

*Сели* – грязекаменные и водокаменные потоки. Они делятся на связные (структурные) и турбулентные (неструктурные) потоки.

Первые происходят без перемешивания оползающих масс в ядре потока, вторые – с перемешиванием масс.

*Просадка* – свойства грунтов уменьшать свой объем и деформироваться при увлажнении.

### 3. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

#### 3.1. Общие понятия о моделях массива горных пород

Одним из наиболее эффективных методов изучения геомеханических процессов в породных массивах, а также взаимодействия массивов с подземными горными выработками, сооружениями является метод моделирования, основанный на замене реального породного массива некоторым его идеализированным отображением. Следует отметить, что под *моделью* понимают упрощенную схему какого-либо физического объекта (машины, здания и т. д.) или явления.

Моделирование может быть двух родов: с увеличением и уменьшением масштаба моделируемой системы. В горном деле, изучающем, как правило, объекты весьма больших размеров, применяют моделирование второго рода.

Физическое моделирование предусматривает воссоздание в модели тех же самых физических полей, что действуют и в объекте природы, лишь измененных по своим абсолютным значениям в соответствии с масштабом моделирования.

Аналоговое моделирование предусматривает замену в модели, по сравнению с натурой, одних физических полей другими. При этом на аналоговых моделях изучают закономерности явлений и процессов, протекающих в натуральных объектах, используя математическую аналогию различных по физической природе процессов, т. е. математическую тождественность основных законов, совпадение уравнений, описывающих эти процессы.

Использование математических (аналитических) моделей в геомеханике весьма затруднено, так как они не позволяют воспроизвести все детали моделируемых объектов.

*Механическая модель* – упрощенная схема деформирования или перемещения тела, отдельных его частей под действием приложенных к нему сил. Сами модели могут быть физическими, математическими, аналоговыми.

Массив горных пород является сложной физической средой и обладает рядом структурно-механических особенностей, которые в значительной степени определяют его механическое состояние.

Очевидно, что математическое описание подобной среды является крайне сложным, а решение конкретных задач обычными аналитическими методами становится практически невозможным из-за непреодолимых математических трудностей.

Поэтому при исследовании механических процессов в массиве горных пород обычно рассматривают не собственно породный массив, а некоторое его идеализированное отображение, учитывающее только главные существенные его свойства. Это отображение называют механической моделью массива горных пород или геомеханической моделью.

Геомеханическая модель с определенной степенью приближения отображает механические свойства реального массива горных пород, закономерности их изменения в пространстве и времени и предопределяет характер реализации механических процессов в массиве.

Применение механических моделей массива горных пород позволяет получить описание исследуемых процессов (явлений) в наиболее общей математической форме. Наиболее распространенными являются следующие модели массива горных пород: упругие (линейно деформируемые), пластические и реологические.

### 3.2. Упругая модель массива

*Упругая модель* применяется наиболее часто и является основной моделью массива горных пород в геомеханике. Впервые упругая модель была использована для изучения напряжений в массиве вокруг горных выработок А. Н. Динником, Г. Н. Савиным, С. Г. Лехницким.

С. Г. Лехницкий впервые использовал в качестве модели массива *анизотропную упругую среду*.

Главное в упругой модели – это линейная связь между напряжениями и деформациями, выраженная законом Гука:

$$\sigma = E \cdot \varepsilon. \quad (3.1)$$

Геомеханическая модель обычно состоит из структурной схемы и математического описания.

На рис. 3.1 приведены структурная схема (а) и диаграмма напряжений (б), характеризующие упругую модель.

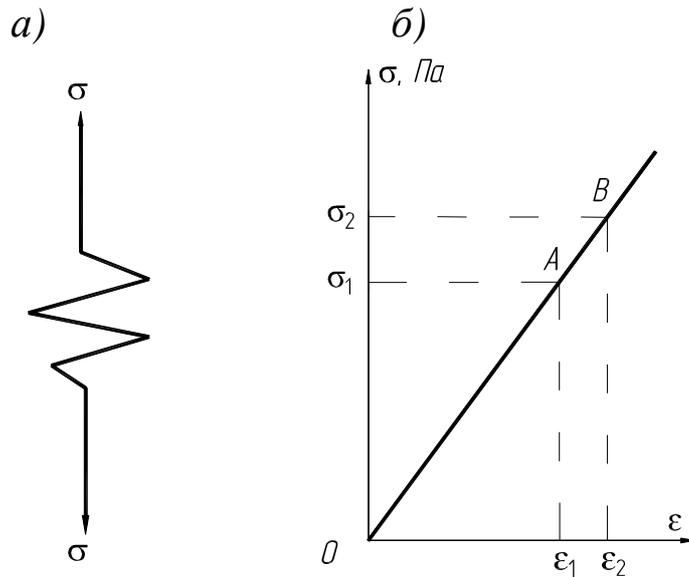


Рис. 3.1. Структурная схема (а) и диаграмма напряжений (б) упругой модели

Объемное напряженное состояние описывается в упругой модели обобщенным законом Гука (рис. 3.2).

На основании принципа независимости действия сил находим полное относительное удлинение ребра  $ab$  (рис. 3.2, а) как сумму удлинений при действиях каждого напряжения  $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$ :

$$\varepsilon_x = \varepsilon'_x + \varepsilon''_x + \varepsilon'''_x = \frac{\sigma_x}{E} - \nu \frac{\sigma_y}{E} - \nu \frac{\sigma_z}{E} \quad (3.2)$$

или, вынося за скобки  $E$  и  $\nu$ :

$$\varepsilon_x = \frac{1}{E} [\sigma_x - \nu(\sigma_y + \sigma_z)]; \quad (3.3)$$

осей  $y$  и  $z$ :

$$\varepsilon_y = \frac{1}{E} [\sigma_y - \nu(\sigma_x + \sigma_z)]; \quad (3.4)$$

$$\varepsilon_z = \frac{1}{E} [\sigma_z - \nu(\sigma_x + \sigma_y)]. \quad (3.5)$$

$$\tau_{xy} = \gamma_{xy} G; \quad \tau_{yz} = \gamma_{yz} G; \quad \tau_{zx} = \gamma_{zx} G. \quad (3.6)$$

Уравнения (3.3)–(3.6) выражают обобщенный закон Гука для изотропного массива горных пород.

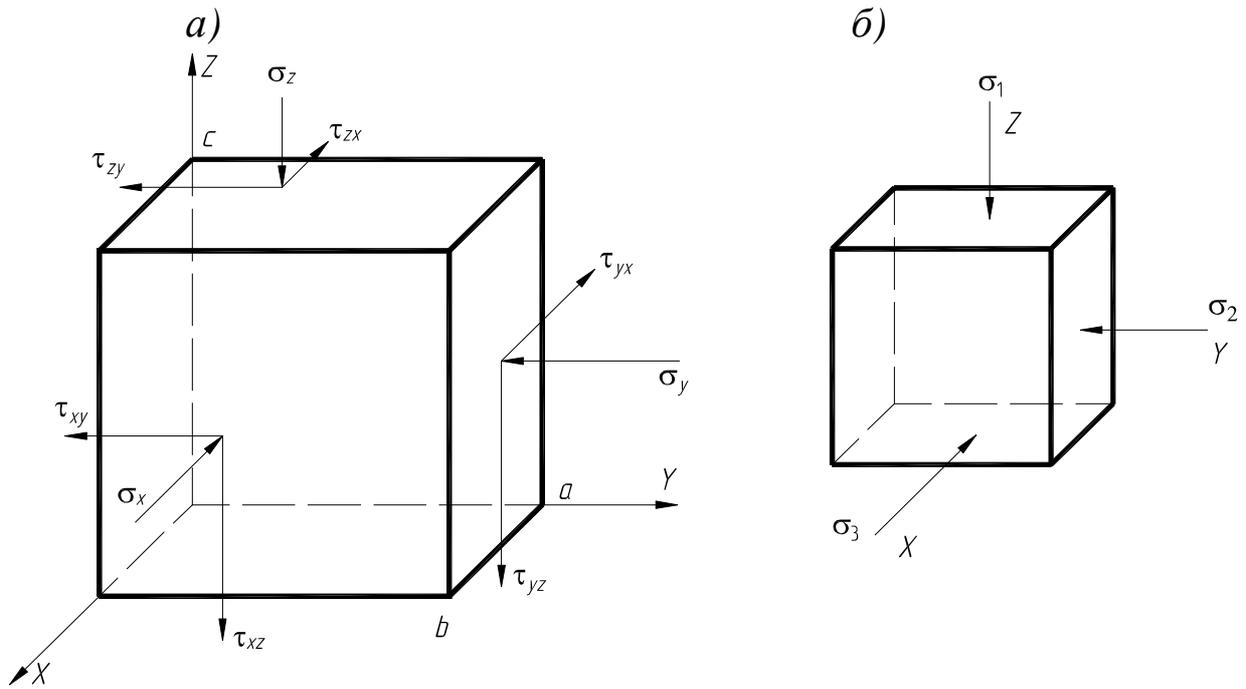


Рис. 3.2. Схема объемного напряженного состояния массива пород:  
 а – напряжения на произвольных площадках; б – главные напряжения

Обобщенный закон Гука для плоского напряженного состояния ( $\sigma_z = 0$ ) имеет вид

$$\begin{aligned} \epsilon_x &= \frac{1}{E} (\sigma_x - \nu \sigma_y); & \epsilon_2 &= \frac{1}{E} (\sigma_2 - \nu \sigma_3); \\ \epsilon_y &= \frac{1}{E} (\sigma_y - \nu \sigma_x); & \epsilon_3 &= \frac{1}{E} (\sigma_3 - \nu \sigma_2). \end{aligned} \quad \text{или} \quad (3.7)$$

Анизотропная упругая модель массива пород отличается от рассмотренной выше изотропной модели тем, что учитывает изменение свойств массива в различных направлениях.

Самый простой анизотропной моделью массива пород является трансверсально-изотропная среда. Эта среда характеризуется постоянством свойств в различных направлениях в плоскости изотропии, совпадающей с плоскостью  $xy$  (рис. 3.2, а) и отличающейся свойствами в направлении, перпендикулярном плоскости изотропии в направлении оси  $z$ , которая является осью упругой симметрии среды.

Для трансверсально-изотропной среды уравнения обобщенного закона Гука записать наиболее просто в системе координат  $x, y, z$ , в которой ось  $z$  направлена перпендикулярно плоскости изотропии

$$\begin{aligned}
E_1 \varepsilon_x &= \sigma_x - \nu_1 \sigma_y - e \nu_2 \sigma_z; & G_2 \gamma_{yz} &= \tau_{yz}; \\
E_1 \varepsilon_y &= -\nu_1 \sigma_x + \sigma_y - e \nu_2 \sigma_z; & G_2 \gamma_{xz} &= \tau_{xz}; \\
E_2 \varepsilon_z &= -\nu_2 (\sigma_x + \sigma_y) + \sigma_z; & G_1 \gamma_{xy} &= \tau_{xy},
\end{aligned} \tag{3.8}$$

где  $E_1$  – модуль деформации при растяжении-сжатии в плоскости изотропии;  $E_2$  – модуль деформации при растяжении-сжатии в направлении плоскости изотропии  $z$ ;  $\nu_1$  – коэффициент поперечной деформации, характеризующий расширение в плоскости изотропии при сжатии в той же плоскости;  $\nu_2$  – коэффициент поперечной деформации, характеризующий расширение в направлении оси упругой симметрии  $z$  при сжатии в плоскости изотропии;  $G_2$  – модуль сдвига в плоскости, перпендикулярной плоскости изотропии.

$$G_1 = \frac{E}{2(1+\nu_1)}; \quad e = \frac{E_1}{E_2}. \tag{3.9}$$

При  $E_1 = E_2 = E$ ,  $\nu_1 = \nu_2 = \nu$  и  $G_1 = G_2 = G$ , что характерно для изотропной среды, уравнения (3.8) переходят в уравнения (3.2)–(3.5).

### 3.3. Пластическая модель массива

*Пластическая модель* (модель Сен-Венана) характеризует процесс деформирования пластических горных пород (грунтов) под действием приложенных нормальных напряжений. На рис. 3.3 показаны структурная схема (а) и диаграмма напряжений (б) пластической модели.

Из схемы 3.3 непосредственно следует *условие пластичности* (прочности) грунта (горных пород) *Кулона*

$$\tau_{сд} = C + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi, \tag{3.10}$$

где  $\tau_{сд}$  – напряжения сдвига породы;  $C$  – сцепление породы, т. е. напряжения сдвига при  $\sigma_n = 0$ ;  $\varphi$  – угол внутреннего трения пород.

Условие (3.9) называют *условием предельного состояния*. Графическое изображение условия (3.9) представляет собой паспорт прочности связной горной породы, находящейся в объемном напряженном состоянии, т. е. паспорт прочности по Мору. Поэтому *условие* (3.9) обычно называют *условием прочности Кулона – Мора*.

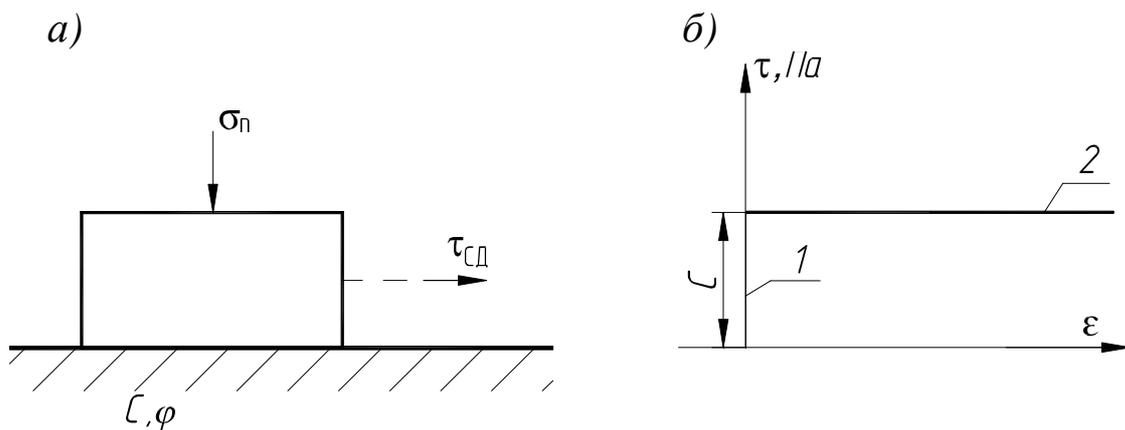


Рис. 3.3. Структурная схема (а) и диаграмма (б) пластической модели:  
1 – отсутствие деформаций; 2 – пластические деформации

### 3.4. Уругопластическая модель массива

Уругопластическая модель отличается от пластической учетом упругих деформаций (рис. 3.4, б), которые предшествуют пластическим. Структурная схема и диаграмма напряжений уругопластической модели массива пород показаны на рис. 3.4. До некоторого предела, определенного условием пластичности, в модели развиваются только упругие деформации, а по достижении указанного предела к ним добавляются пластические деформации.

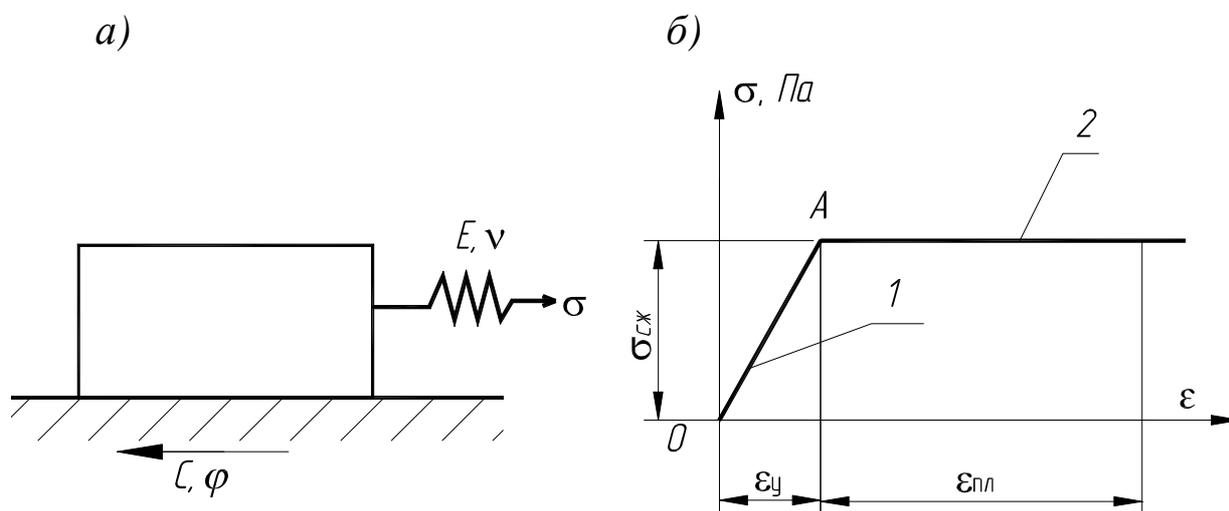


Рис. 3.4. Структурная схема (а) и диаграмма напряжений (б) уругопластической модели:  
1 – область упругих деформаций; 2 – область пластических деформаций

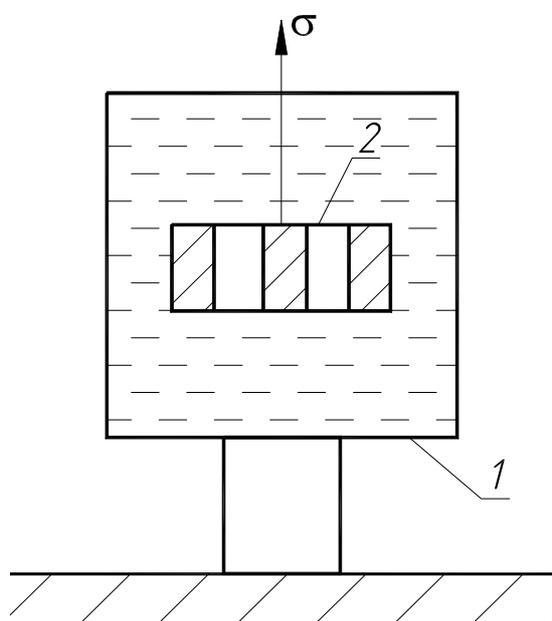
$$\epsilon_{об} = \epsilon_y + \epsilon_{пл} = \frac{d\sigma_y}{E} + \epsilon_{пл}. \quad (3.11)$$

Упругопластическая модель справедлива для аргиллитов и других глинистых пород, обладающих как существенными упругими, так и пластическими свойствами.

### 3.5. Реологические модели массива

*Реологические модели* отражают свойство ползучести (течения) горных пород, т. е. их способность деформироваться во времени при постоянных напряжениях.

Известны вязкоупругие и вязкопластические реологические модели. Их структурные схемы включают вязкий элемент Ньютона в виде поршня в цилиндре с вязкой жидкостью (рис. 3.5).



*Рис. 3.5. Вязкий элемент Ньютона:*

*1 – цилиндр с вязкой жидкостью; 2 – поршень с отверстиями*

В вязком элементе согласно закону Ньютона напряжения пропорциональны скорости деформации (скорость смещения слоев вязкой жидкости друг относительно друга):

$$\sigma = \eta \frac{d\varepsilon}{dt}, \quad (3.12)$$

где  $d\varepsilon / dt$  – скорость деформации (градиент скорости смещения слоев);  $\eta$  – коэффициент вязкости, Па·с.

Модели, включающие упругие и вязкие элементы, называются вязкоупругими.

Известны вязкоупругие модели Максвелла, Кельвина, Фойгта, Пойтинга – Томсона, вязкопластические модели Шведова, Бингама. Структурная модель Максвелла (рис. 3.6) состоит из пружины, т. е. упругого элемента, и последовательно соединенного с ней вязкого элемента Ньютона. Напряжения, приложенные к структурной модели, вызывают в начальный момент мгновенную упругую деформацию пружины, соответствующую закону Гука. В дальнейшем деформация системы растет с постоянной скоростью в результате продавливания жидкости через отверстия поршня.

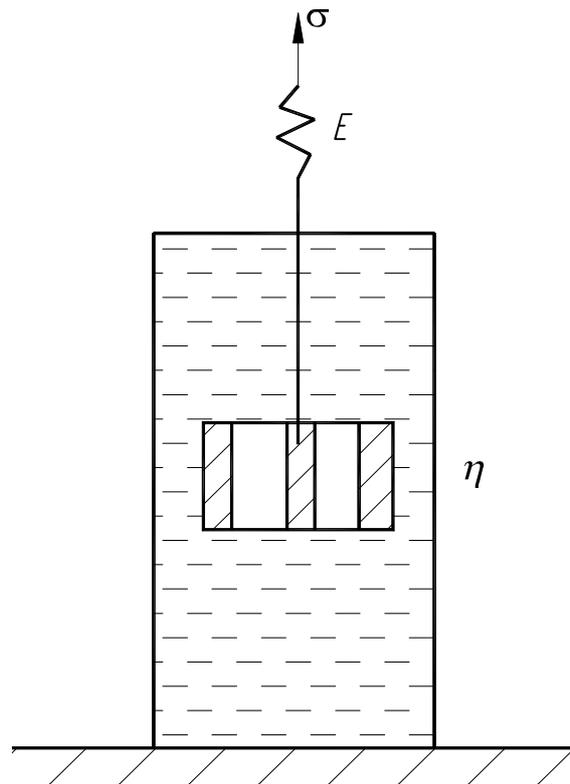


Рис. 3.6. Структурная модель Максвелла

Уравнение состояния среды Максвелла можно получить из следующих соображений. Скорость деформации среды  $d\varepsilon/dt$  складывается из скорости упругой деформации  $d\varepsilon_y/dt$  и скорости вязкой деформации  $d\varepsilon_B/dt$ . Для них имеем

$$\frac{d\varepsilon_y}{dt} = \frac{1}{E} \cdot \frac{d\sigma}{dt} \quad \text{и} \quad \frac{d\varepsilon_B}{dt} = \frac{1}{E} \cdot \frac{\sigma}{E\tau_0}; \quad (3.13)$$

окончательно из (3.12) получаем

$$E \frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{d\sigma}{dt} + \frac{\sigma}{\tau_0}, \quad (3.14)$$

где  $\tau_0$  – период релаксации напряжения в данной среде, т. е. время, в течение которого напряжения в среде уменьшаются в  $e = 2,72$  раза.

При  $\sigma = \text{const}$  деформация среды (горной породы) постепенно снижается, т. е. происходит процесс ползучести, и уравнение (3.13) принимает вид

$$\varepsilon = \varepsilon_0 + \frac{\sigma t}{E\tau_0} = \frac{\sigma}{E} \left( 1 + \frac{t}{\tau_0} \right), \quad (3.15)$$

где  $\varepsilon_0 = \sigma/E$  – произвольная постоянная или упругая деформация в начальный момент времени.

Следовательно, рост деформации при постоянном напряжении идет по линейному закону.

Выражение (3.14) при  $\sigma = \text{const} = \sigma_0$  можно преобразовать к виду

$$\varepsilon = \frac{\sigma_0}{E} + \frac{\sigma_0}{\eta} t. \quad (3.16)$$

Если среде Максвелла задать постоянную деформацию  $\varepsilon = \varepsilon_0 = \text{const}$ , т. е.  $d\varepsilon/dt = 0$ , то получим из (3.14)

$$\frac{d\sigma}{dt} = -\frac{\sigma}{\tau_0} \quad (3.17)$$

или

$$\frac{d\sigma}{\sigma} = -\frac{dt}{\tau_0}. \quad (3.18)$$

Интегрируя уравнение (3.18)  $-\int_0^t \frac{dt}{\tau_0} = \int_{\sigma_0}^{\sigma} \frac{d\sigma}{\sigma}$ , получим

$$-\frac{t}{\tau_0} = \ln \frac{\sigma}{\sigma_0}; \quad (3.19)$$

откуда

$$e^{-\frac{t}{\tau_0}} = \frac{\sigma}{\sigma_0}, \quad (3.20)$$

где  $\sigma_0$  – начальное (исходное) напряжение в материале;  $\sigma$  – напряжение в материале через время  $t$ ;  $\tau_0$  – период релаксации напряжения.

Из (3.20) получаем

$$\sigma = \sigma_0 \exp\left(-\frac{t}{\tau_0}\right) = \sigma_0 e^{-\frac{t}{\tau_0}}. \quad (3.21)$$

Уравнение (3.21) характеризует релаксацию напряжения.

*Модель Кельвина* (Кельвина – Фойгта) представляет собой параллельное соединение упругого и вязкого элементов (рис. 3.7).

В такой среде приложенные напряжения не вызывают мгновенной деформации. Уравнение состояния среды Кельвина – Фойгта получается при суммировании упругой части напряжения, пропорциональной деформации, и вязкой части, пропорциональной скорости деформации:

$$\sigma = E\varepsilon + \eta \frac{d\varepsilon}{dt}. \quad (3.22)$$

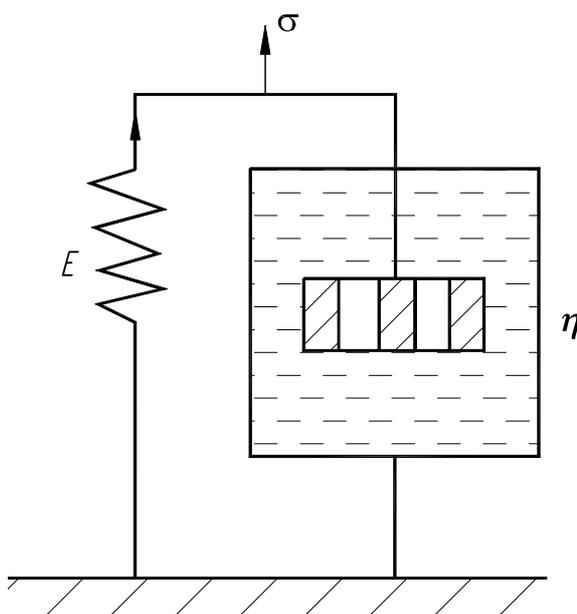


Рис. 3.7. Модель Кельвина

Для получения уравнения ползучести проинтегрируем выражение (3.22), выполнив предварительно некоторые преобразования:

$$\varepsilon - \frac{\sigma}{E} = -\frac{\eta}{E} \cdot \frac{d\varepsilon}{dt}; \quad (3.23)$$

$$\frac{d\varepsilon}{\varepsilon - \frac{\sigma}{E}} = -\frac{E}{\eta} dt \quad (3.24)$$

ИЛИ

$$\frac{d\varepsilon}{\varepsilon - \frac{\sigma}{E}} = -\frac{E}{\eta} dt; \quad (3.25)$$

$$\ln\left(\varepsilon - \frac{\sigma}{E}\right) = -\frac{E}{\eta} t + \ln C_1. \quad (3.26)$$

При  $t = 0$   $\varepsilon = 0$ ,  $C_1 = -\frac{\sigma}{E}$ . Окончательно имеем

$$\varepsilon = \frac{\sigma}{E} \left[ 1 - \exp\left(-\frac{E}{\eta} t\right) \right]. \quad (3.27)$$

Модель среды Пойтинга – Томсона представлена на рис. 3.8.

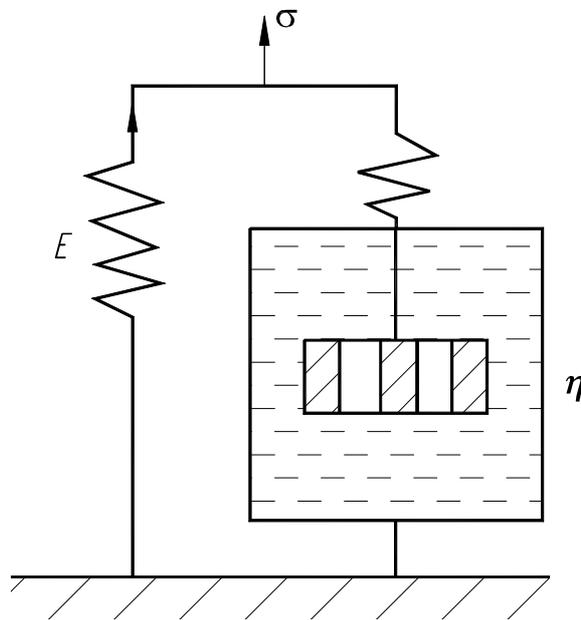


Рис. 3.8. Модель среды Пойтинга – Томсона

Вязкопластические модели учитывают развитие во времени упругих, пластических и вязких деформаций. Структурные элементы в них упругие, пластические и вязкие. На рис. 3.9 приведена структурная схема вязкопластической модели Ф. Н. Шведова. Общая деформация такой среды под действием приложенной нагрузки

$$\epsilon_{об} = \epsilon_{y1} + \epsilon_{пл} + \epsilon_{y2} + \epsilon_{пз}. \quad (3.28)$$

Процесс деформации среды очень сложный, так как в ней проявляются в различных соотношениях деформации упругие, пластические и ползучие.

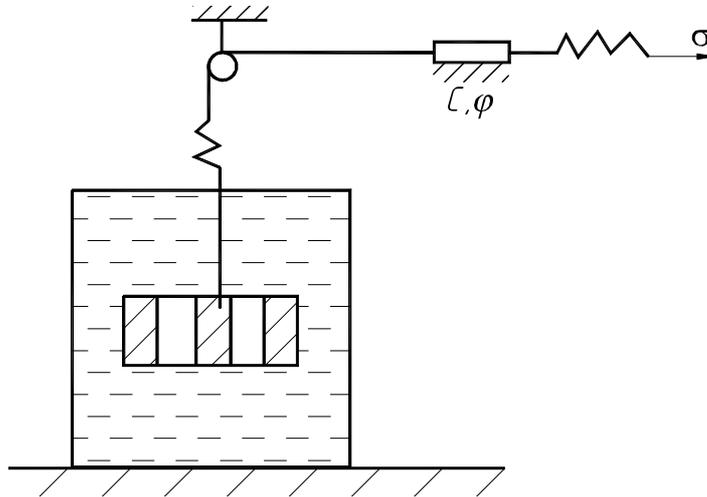


Рис. 3.9. Структурная модель Ф. Н. Шведова

На рис. 3.10, а представлена структурная модель Бингама. Общие деформации такой среды  $\epsilon_{об} = \epsilon_y + \epsilon_{пл} + \epsilon_{пз}$ .

Иногда в геомеханике используют модель Шведова – Бингама (рис. 3.10, б).

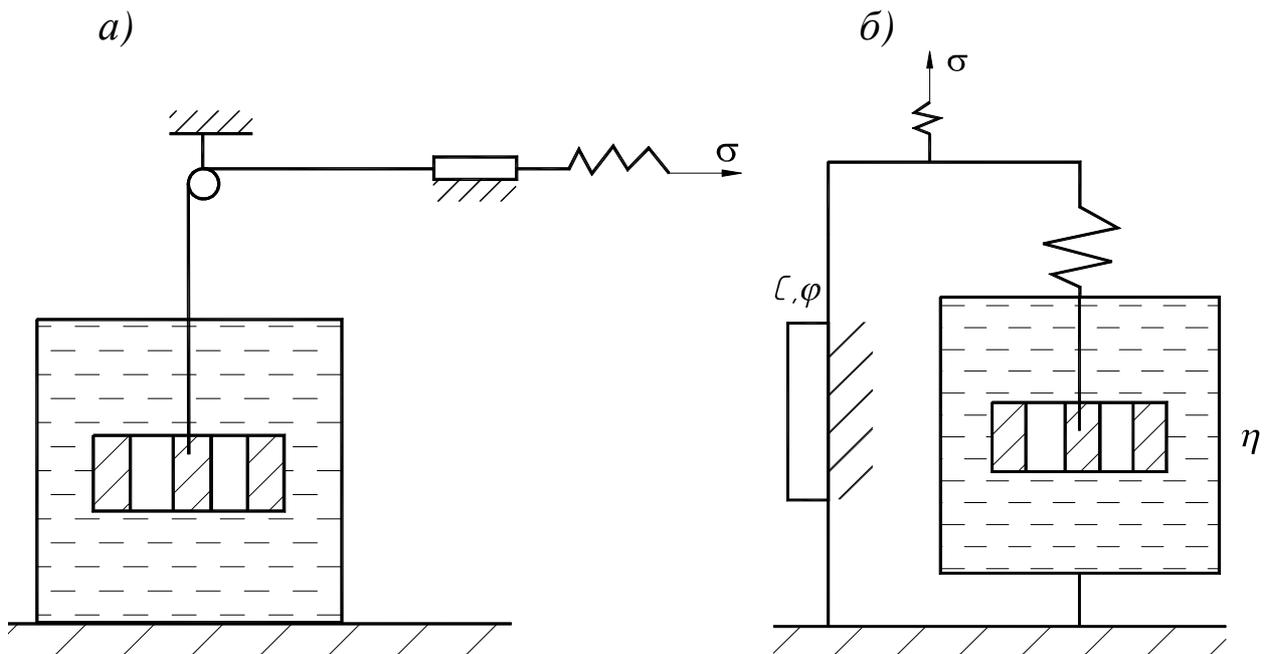


Рис. 3.10. Структурные схемы модели Бингама (а) и Шведова – Бингама (б)

## **4. ЕСТЕСТВЕННОЕ НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД**

### **4.1. Общие замечания**

Информация о напряженном состоянии массива горных пород до ведения в нем горных работ (часто употребляемый термин – напряженное состояние нетронутого массива) имеет первостепенное значение для решения подавляющего большинства горно-строительных и эксплуатационных задач. Она необходима для оценки устойчивости породных обнажений, расчета крепи подготовительных и очистных выработок, выбора и обоснования способа охраны подготовительных выработок, прогноза горных ударов, других явлений и процессов в массивах.

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

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

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

### **4.2. Напряженное состояние массива горных пород, обусловленное гравитационными силами**

Основными причинами напряженного состояния горных пород массива, характеризующегося отсутствием действия тектонических

сил, являются объемные силы тяжести. Рассматривая массив пород как упругую среду, А. Н. Динник решил задачу о распределении напряжений в произвольном элементарном объеме изотропного массива в поле гравитационных сил.

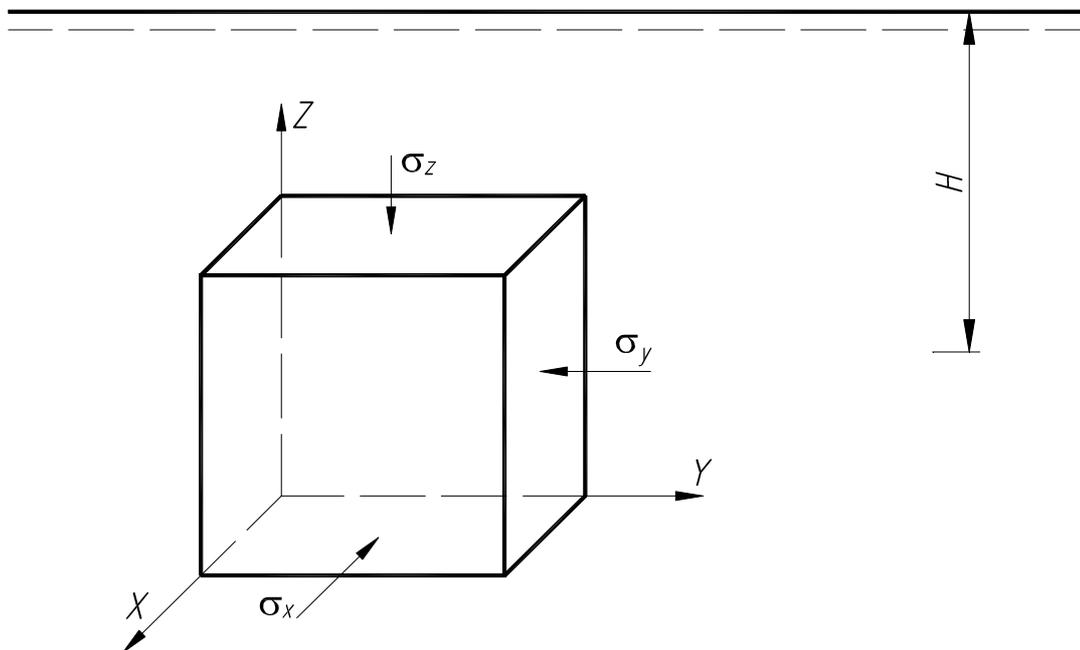


Рис. 4.1. Схема к определению напряженного состояния массива горных пород

На рис. 4.1 представлена схема напряженного состояния элементарного объема (кубика со стороной, равной единице) породы массива, расположенного на глубине  $H$  от дневной поверхности. Кубик находится в условиях всестороннего сжатия, характеризующегося напряжениями  $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$ ,  $\sigma_z$ .

Вертикальные напряжения  $\sigma_z$  равны весу столба пород

$$\sigma_z = \gamma H, \quad (4.1)$$

где  $\gamma$  – объемный вес пород, залегающих над элементарным объемом породы.

Под действием  $\sigma_z$  кубик укорачивается в вертикальном направлении, стремясь расшириться в горизонтальном, чему препятствуют окружающие породы. В результате возникают горизонтальные сжимающие напряжения  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$ , которые в изотропной среде равны между собой и могут быть определены из обобщенного закона Гука [формула (2.29)]. Поскольку  $\varepsilon_x = \varepsilon_y = 0$  и  $\sigma_x = \sigma_y$ , то из выражения (2.29)

$$\varepsilon_x = \varepsilon_y = \frac{1}{E} [\sigma_x - \nu(\sigma_y + \sigma_z)] = 0 \quad \frac{1}{E} \neq 0. \quad (4.2)$$

Следовательно,

$$\sigma_x - \nu(\sigma_y + \sigma_z) = 0. \quad (4.3)$$

Из (4.3)

$$\sigma_x = \sigma_y = \frac{\nu}{1-\nu} \sigma_x \quad (4.4)$$

или

$$\sigma_x = \sigma_y = \lambda \gamma H \quad (4.5)$$

и

$$\lambda = \frac{\nu}{1-\nu}, \quad (4.6)$$

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

При предельном значении  $\nu = 0,5$  коэффициент бокового давления  $\lambda = 1$  и, как следует из (4.5):

$$\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z. \quad (4.7)$$

Условие (4.7) характеризует идеальное состояние равновесия без сдвига – это гидростатическое напряженное состояние пород в массиве.

Гипотеза о гидростатическом распределении напряжений впервые была высказана швейцарским геологом Геймом во второй половине XIX века. Этот вид напряженного состояния в существенной мере характерен для пльвунов и очень слабых малосвязных обводненных пород.

При неоднородных массивах, состоящих из слоев пород с различным объемным весом, формулы (4.2) и (4.3) принимают вид

$$\left. \begin{aligned} \sigma_z &= \sum \gamma_i h_i ; \\ \sigma_x &= \sigma_y = \lambda \sum \gamma_i h_i, \end{aligned} \right\} \quad (4.8)$$

где  $\gamma_i$  – объемный вес  $i$ -го слоя пород;  $h_i$  – мощность  $i$ -го слоя.

### 4.3. Напряженное состояние массива горных пород, обусловленное тектоническими процессами

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

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

$$\sigma_x + \sigma_y = 18 + 0,98H. \quad (4.9)$$

Из зависимости (4.8) следует, что в массиве пород на уровне земной поверхности ( $H = 0$ ) действующие горизонтальные напряжения  $\sigma_x + \sigma_y \cong 19$  МПа.

Проф. П. В. Егоров, обобщая натурные исследования напряженного состояния пород методом разгрузки на ряде месторождений, склонных к горным ударам (рис. 4.2), установил зависимости изменения суммы горизонтальных напряжений с глубиной

$$\sigma_x + \sigma_y = 27 + 0,7H. \quad (4.10)$$

По результатам обобщенных исследований А. Д. Сашурина напряженного состояния верхней части земной коры до глубины 2,8 км по 140 участкам земного шара (это наиболее полные данные экспериментальных исследований в настоящее время) изменения напряженного состояния массива пород с глубиной подчиняются зависимости

$$\frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} - \gamma H = 15,4 \pm 2,34. \quad (4.11)$$

Обобщение натурных измерений показывает закономерную

связь естественных полей напряжений с реальной структурой массива. Реальный массив не является однородной средой, а имеет блочную структуру, осложненную пликативными нарушениями и контактами пород. Все это вносит возмущение в поле напряжений, и реальная картина становится более разнообразной, чем описанная выше.

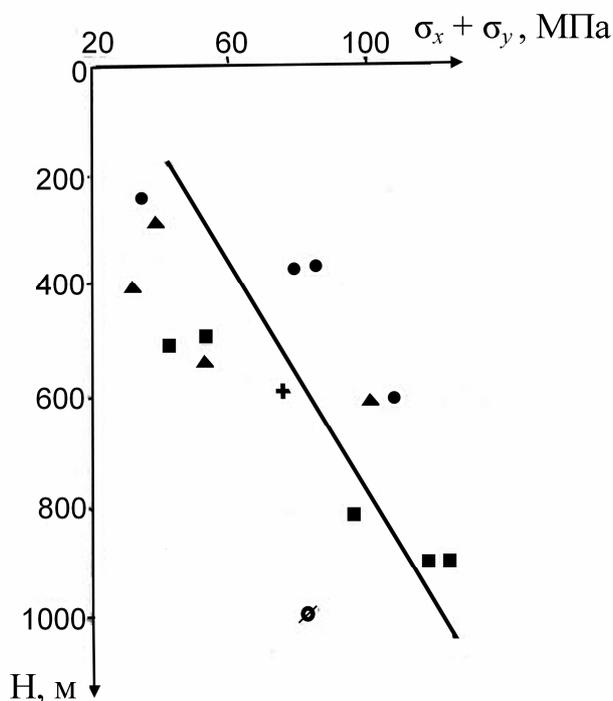


Рис. 4.2. Изменение суммы горизонтальных напряжений с глубиной:  
 ● – Джезказган; ▲ – Таштагол; ■ – Норильск; + – Ташкент; ∅ – Кривой Рог

Так, в районах разрывных нарушений формируются области как повышенных, так и пониженных уровней напряженного состояния пород по сравнению со средним для данной глубины (рис. 4.3). При этом ориентировка главных напряжений не всегда подчинена направленности разрывного нарушения.

Уровень концентрации напряжений вблизи разрывов достигает в среднем 1,5–3,0 кратной величины средних напряжений, действующих вне зоны влияния разрыва. Протяженность областей повышенных напряжений зависит, как правило, от мощности разрывного нарушения и амплитуды его смещения.

Трещиноватость пород проявляется в значительной неоднородности полей напряжений. Участкам с большей интенсивностью трещиноватости соответствует меньший уровень средних напряжений в массиве. В ряде случаев интенсивная трещиноватость пород обуславливает наличие в массиве значительных растягивающих напряжений, достигающих 20–30 МПа и более.

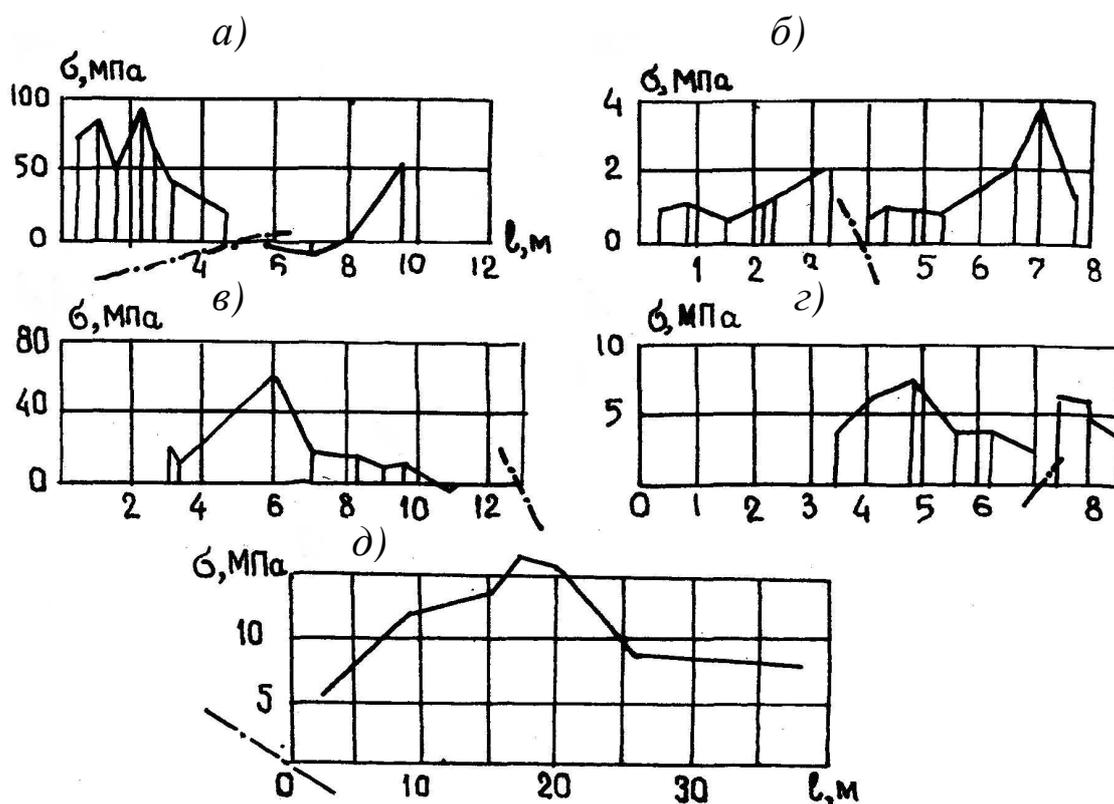


Рис. 4.3. Напряженное состояние пород вблизи разрывных нарушений на Криворожском (а), Таштагольском (б), Талнахском (в), Миргалимсайском (г) и Прокорьевско-Киселевском (д) месторождениях

Контакты литологических разностей пород также вносят возмущение в естественное поле напряжений. В зависимости от механических свойств контактирующих пород и направленности главных напряжений в массиве вблизи контактов пород возникают как повышенные, так и пониженные (вплоть до растягивающих) напряжения по сравнению с напряжениями средних слоев. На рис. 4.4 представлены результаты исследования напряженного состояния пород методом разгрузки в слое хрупких альбититов (альбититы – щелочные сланцы).

В районе контакта двух хрупких разновидностей пород отмечен повышенный уровень напряженного состояния, превышающий 80 МПа. Распределение напряжений в горизонтальной скважине с приближением к контакту с пластичными доломитами обратное, по сравнению с предыдущим примером. Уровень сжимающих напряжений снижается и далее отмечены растягивающие напряжения, достигающие 40 МПа и более. В ряде случаев хрупкие разновидности пород в приконтактных зонах с пластичными породами могут испытывать и повышенные напряжения по сравнению с напряжениями в срединных частях слоев.

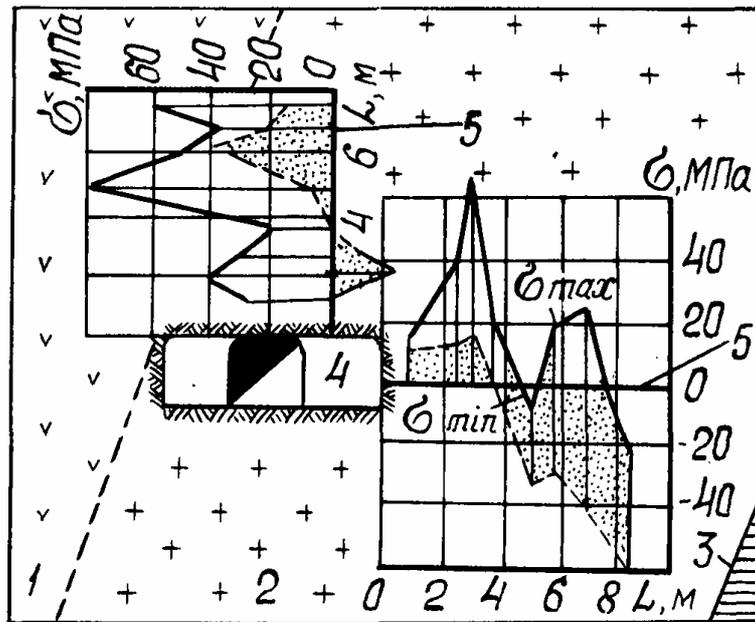


Рис. 4.4. Напряженное состояние пород в приконтактных зонах двух хрупких разновидностей пород (альбититы – щелочные сланцы) и хрупких с пластичными (альбититы – доломиты):

1 – щелочные сланцы; 2 – альбититы; 3 – доломиты; 4 – выработка; 5 – скважина

Пликативные нарушения также вносят возмущения в естественное поле напряжений, что отражается как в направленности, так и в величине главных напряжений. Так на рис. 4.5 представлены в стереографических координатах главные напряжения в различных частях горизонтальной синклинали на глубине 1100 м от дневной поверхности, полученные методом разгрузки. В этих условиях главные напряжения  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$ ,  $\sigma_3$  своей направленностью не соответствуют напряжениям  $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$ ,  $\sigma_z$  схемы, представленной на рис. 4.1. Со значительным приближением можно говорить о соответствии  $\sigma_1 - \sigma_x$ ,  $\sigma_2 - \sigma_y$ ,  $\sigma_3 - \sigma_z$ , так как их отклонения друг от друга составляют 0–45°, а в ряде случаев и больше.

Обобщая представленные на рис. 4.5 результаты, можно сделать следующее заключение:

- в южной части складки наибольшие главные напряжения действуют по простиранию пород;
- в западном крыле складки отклонение наибольшего в горизонтальной плоскости напряжения происходит на С-СВ и на С-СЗ в восточном;
- наклон наибольших главных напряжений относительно горизонта составляет 0–45° на юг (перпендикулярно шарниру складки).

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

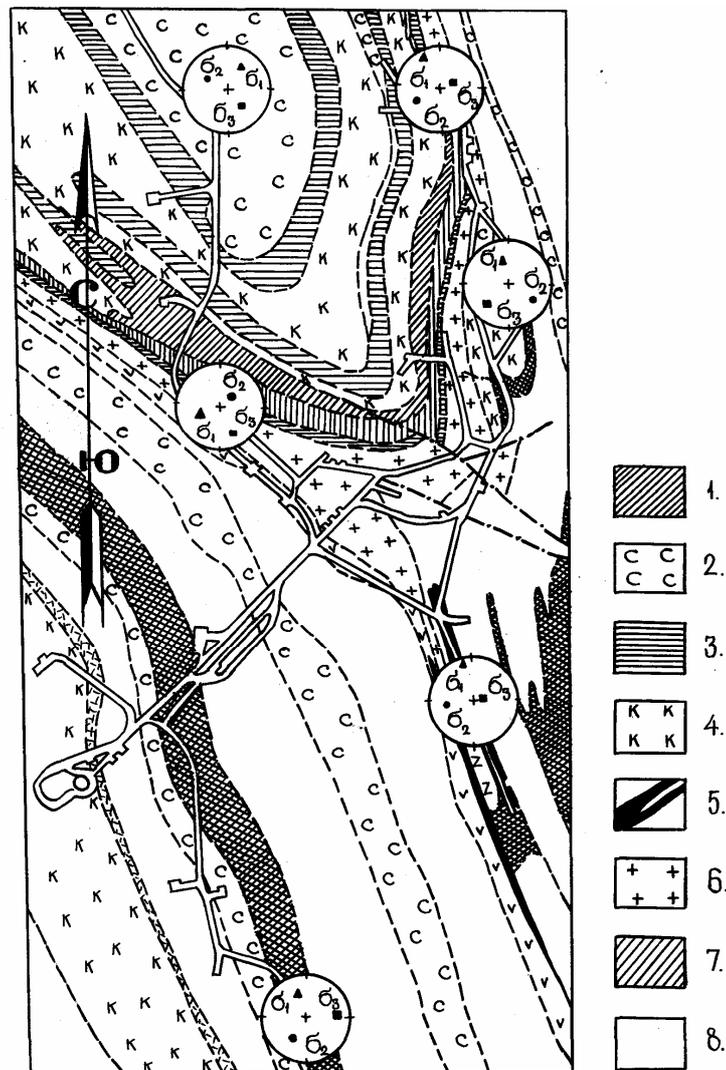


Рис. 4.5. Напряженное состояние естественного массива пород горизонтальной синклинали на глубине 1100 м:

1 – роговики; 2 – биотитовые сланцы и микросланцы; 3 – доломиты; 4 – кварциты; 5 – железная руда; 6 – альбититы; 7 – амфиболиты; 8 – амфиболовые сланцы

#### 4.4. Сейсмические напряжения в массиве горных пород

Рассматривая напряженное состояние породных массивов, необходимо остановиться на *сейсмических напряжениях в массиве*

(сейсмо – гр., seismos – землетрясение, сейсмические волны в земной коре, возникающие вследствие землетрясения).

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

Очаг землетрясения представляет собой некоторый объем в толще Земли, в котором происходят разрывы и почти мгновенное перемещение масс в результате высвобождения длительно накапливающейся энергии. В центре очага условно выделяется точка – гипоцентр землетрясения. Проекция гипоцентра на поверхность земли называется эпицентром.

Очаги землетрясений обычно возникают в земной коре на глубине 10–30 км, в отдельных районах отмечаются точки, исходящие из глубин в сотни километров, т. е. из верхней мантии земли.

*Интенсивность землетрясений* измеряется в баллах и характеризует степень сотрясения на поверхности земли. В нашей стране применяется 12-балльная международная шкала землетрясений MSK-64, названная так по начальным буквам фамилий предложивших ее сейсмологов: С. В. Медведева (Россия), В. Шпонхойера (Германия) и В. Карника (Чехословакия) в 1964 г.

Условно землетрясения можно подразделить на слабые (1–4 балла), сильные (5–8 баллов), сильнейшие (разрушительные – 8–10 баллов) и катастрофические (11–12 баллов).

При трехбалльном землетрясении колебания отмечаются немногими людьми и только в помещении; при пятибалльном – качаются висячие предметы, все бодрствующие люди в помещениях ощущают толчки; при шестибалльных сотрясениях появляются повреждения в зданиях; при восьмибалльных – серьезные повреждения (трещины в стенах и др.); десятибалльные землетрясения сопровождаются всеобщим разрушением зданий, значительными нарушениями земной поверхности. Землетрясения силой 11–12 баллов меняют облик земной поверхности.

Существуют и другие шкалы для оценки интенсивности землетрясений. В США применяют модифицированную 12-балльную шкалу Меркалли (ММ). Первоначальный вариант этой шкалы предложил в 1902 г. итальянский вулканолог Джузеппе Меркалли, а в

1931 и 1956 гг. она была перестроена и модифицирована американскими сейсмологами. В Японии применяется 7-балльная шкала (AM).

*Мерой общей энергии*, выделяемой при землетрясении и вызывающей сейсмические волны, служит *магнитуда землетрясения*.

Это безразмерная величина, пропорциональная логарифму максимальной амплитуды сейсмической волны (смещения частиц почвы). Эту единицу измерения «величины» землетрясения предложил в 1935 г. американский сейсмолог из Калифорнии Чарльз Ф. Рихтер. По величине магнитуды, зная глубину очага землетрясения и расстояние до эпицентра, можно определить *общую энергию землетрясения*. Самое сильное землетрясение имеет магнитуду не более 9.

На основании статистического анализа землетрясений, а также анализа геологических и геофизических данных осуществляют сейсмическое районирование.

В Российской Федерации карта сейсмического районирования, на которой отмечены места возможных землетрясений и указана их балльность, является официальным документом, который необходимо использовать при проектировании различных наземных и подземных сооружений. На территориях с сейсмичностью 10 и более баллов строительство запрещено.

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

Скорости распространения волн в массивах пород определяют из выражений

$$V_p = \sqrt{\frac{E(1-\nu)}{\rho_0(1+\nu)(1-2\nu)}}; \quad (4.12)$$

$$V_s = \sqrt{\frac{E}{2\rho_0(1+\nu)}}; \quad (4.13)$$

$$V_p \approx (1,4 - 1,6) \cdot V_s. \quad (4.14)$$

Кроме того, при землетрясениях возникают поверхностные вол-

ны, которые распространяются только вблизи земной поверхности.

Продольные и поперечные сейсмические волны вызывают сейсмические напряжения в массиве.

Для плоских гармонических волн в упругой среде максимальные значения нормальных и касательных напряжений определяются по формулам

$$\sigma = \pm \frac{1}{2\pi} AK_1 \gamma V_p T_0; \quad (4.15)$$

$$\tau = \pm \frac{1}{2\pi} AK_1 \gamma V_s T_0, \quad (4.16)$$

где  $A$  – коэффициент, принимающий значения 0,1, 0,2, 0,4 соответственно для расчета интенсивности землетрясений 7, 8 и 9 баллов;  $K_1 = 0,25$  – коэффициент, учитывающий допускаемые повреждения подземных сооружений, определяемый по нормативным документам;  $\gamma$  – объемный вес пород;  $T_0$  – преобладающий период собственных колебаний частиц породы. Величину  $T_0$  определяют по данным инженерно-сейсмологической службы, а при отсутствии этих данных принимают равной 0,5 с.

#### 4.5. Напряженное состояние массива сыпучих горных пород

Сыпучие среды представляют собой дискретные среды, т. е. среды из отдельных частиц-зерен, сила сцепления между которыми равна нулю или настолько мала, что ею можно пренебречь ( $C = 0$  или  $C \approx 0$ ).

Вследствие этого дискретные среды не воспринимают растягивающих усилий, что резко отличает их от твердых сплошных тел. В то же время дискретные среды, так же как и твердые тела, способны воспринимать сжимающие нагрузки и по характеру передачи усилий от одной частицы к другой могут быть подразделены на распорные и безраспорные.

Поскольку дискретные среды состоят из отдельных частиц – зерен к ним лишь условно можно применять понятие «напряжение», «напряженное состояние». При этом под напряжениями в механике дискретных сред понимают усилия на отдельные частицы, отнесенные к площади сечения этих частиц.

Применение к дискретной среде понятия «деформация» также имеет некоторую условность. Под действием приложенных усилий отдельные частицы могут деформироваться сами, перемещаться по-

ступательно и с поворотом, в результате чего происходит перестановка частиц и может изменяться плотность среды.

Вертикальные напряжения  $\sigma_z$  в массиве сыпучих горных пород равны весу столба пород до поверхности

$$\sigma_z = \gamma_c H. \quad (4.17)$$

В массиве сравнительно однородных пород по составу и крупности зерен, обломков горизонтальные напряжения  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  практически равны и могут быть определены по формуле

$$\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2} \quad (4.18)$$

или

$$\sigma_x = \sigma_y = \lambda_c \gamma_c H, \quad (4.19)$$

где  $\gamma_c$  – объемный вес сыпучих горных пород;  $\lambda_c = \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2}$  – коэффициент бокового давления сыпучих горных пород;  $\varphi$  – угол внутреннего трения сыпучих горных пород.

Коэффициент  $\lambda_c$  аналогичен по своей сути коэффициенту бокового давления связных горных пород  $\lambda = \frac{\nu}{1 - \nu}$ .

Из формул (4.17) и (4.18) видно, что напряжения в массиве сыпучих пород зависят от объемного веса и угла внутреннего трения пород и глубины, на которой определяем напряжения. Параметры  $\gamma_c$  и  $\varphi$  пород зависят от многих факторов, которые были рассмотрены ранее.

Коэффициенты бокового давления, полученные экспериментально, для реальных грунтов, обладающих помимо трения и некоторым сцеплением, по данным проф. Н. А. Цытовича, составляют: пески – 0,35–0,41; суглинки – 0,5–0,7; глины – 0,7–0,74.

Данные о механическом состоянии массивов сыпучих горных пород, отвалов сыпучих пород имеют большое значение для решения вопросов строительства зданий и сооружений в грунтах, разработки месторождений полезных ископаемых наземным (открытым) способом.

## **II. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В МАССИВАХ ПОРОД ПОД ВЛИЯНИЕМ ПОДЗЕМНЫХ И ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ**

### **5. МЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В МАССИВАХ ПОРОД ВОКРУГ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК, ПРОВОДИМЫХ ВНЕ ЗОНЫ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ**

#### **5.1. Исходные положения**

Ведение горных работ в массивах пород приводит к изменению начального напряженного состояния и проявлению в них различных механических процессов. Прежде чем перейти непосредственно к рассмотрению геомеханических процессов в породных массивах под влиянием горно-строительных и эксплуатационных работ, дадим некоторые широко используемые в дальнейшем изложении базовые понятия, основная часть которых сформулирована профессорами И. В. Баклашовым, Н. С. Булычевым, Б. А. Картозия.

*Механические процессы в горных породах и массивах горных пород* – механические процессы деформирования, перераспределения напряжений и разрушения.

Механические процессы в горных породах и массивах горных пород обычно скрыты от наблюдателя. Выявление и изучение их в подавляющем большинстве случаев требует проведения специальных инструментальных наблюдений и исследований.

*Проявления механических процессов в массиве горных пород* – это инструментально или визуально наблюдаемые реализации механических процессов в виде разрывов сплошности массива, подъема или оседания его, смещений, расслоений, обрушений, горных ударов, внезапных выбросов, землетрясений и др.

*Механическое состояние массива горных пород* – совокупность показателей, характеризующих деформируемость, прочность, устойчивость и степень разрушенности массива при определенном силовом воздействии. Механическое состояние характеризует уровень развития механических процессов деформирования, сдвижений, перераспределения напряжений и разрушения.

*Горное давление* – силы, возникающие в массиве горных пород. В нетронutom массиве горное давление вызывается собственным весом пород и тектоническими силами, а также температурными градиентами (изменениями температуры верхних слоев земной

коры). Чаще всего под горным давлением понимают силы, возникающие в массиве пород, окружающем горную выработку.

*Проявления горного давления* – механические процессы и явления, возникающие в результате действия горного давления на горные породы и контактирующие с ними конструкции и устройства. Горное давление проявляется при проведении и эксплуатации выработок в разных формах и с различной силой. Основными формами проявлений горного давления являются смещение, расслоение и обрушение пород кровли, выдавливание пород из боков и пучение пород почвы выработок, внезапные выбросы пород и газов, горные удары, поломки и разрушение крепи, подъемы и деформации рельсовых путей, других транспортных коммуникаций в выработках.

## **5.2. Напряженно-деформированное состояние массива пород вокруг одиночных выработок**

Проведение горной выработки, строительство любого подземного сооружения вызывают изменение напряженного состояния массива пород в некоторой области вокруг них. Это объясняется тем, что столб породы на ширину выработки (сооружения) лишается непосредственной опоры, и часть веса этого столба передается на соседние части массива. Все это предопределяет аномалию напряжений в некоторой области поля: в нем появляются повышенные и пониженные напряжения. Те участки массива вокруг выработки, на которых находят опору подработанные породы, называют *зонами повышенных напряжений*. Нижние слои подработанной толщи пород испытывают пониженные напряжения и называются *зонами пониженных напряжений*. Породы за зоной повышенного и зоной пониженного напряжения находятся в естественном напряженном состоянии (рис. 5.1).

Следовательно, вокруг любой выработки, вокруг любой выемки пород, находящихся в поле гравитационных сил, всегда формируются две новые зоны напряженного состояния пород: в кровле и почве – зона (область) пониженных напряжений; в боках – зона (область) повышенных напряжений. В связи с тем, что на боках выработки находят частичную или полную опору подработанные породы в пределах пролета выработки, зону повышенных напряжений чаще всего называют *зоной опорного давления*.

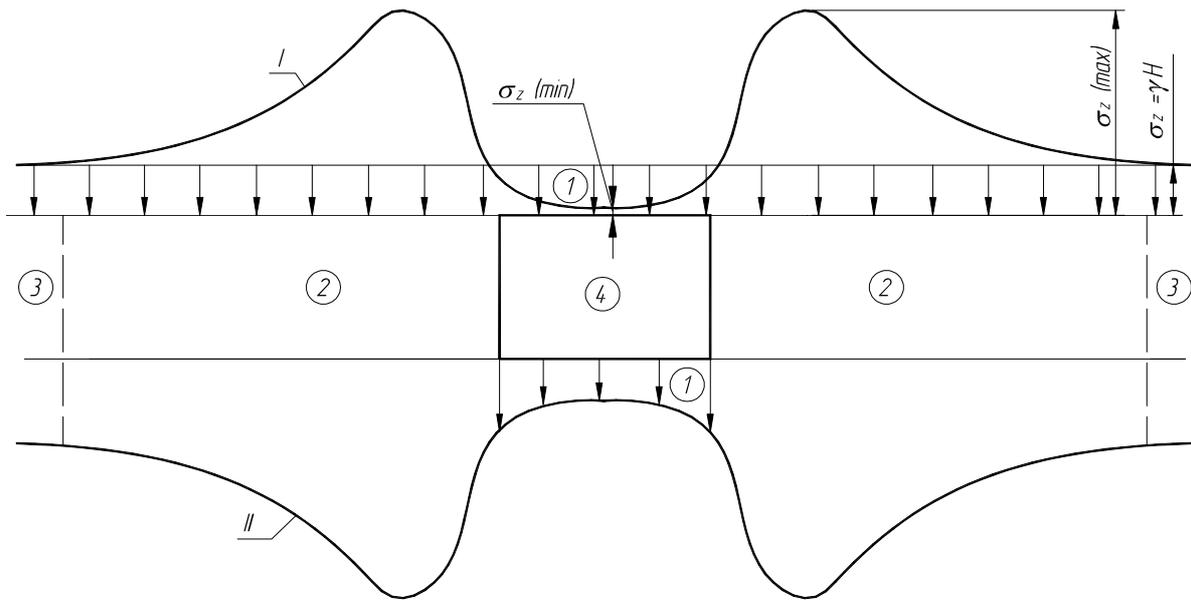


Рис. 5.1. Схема распределения напряжений в породах вокруг одиночной горной выработки:

1 – зона пониженных напряжений; 2 – зона повышенных напряжений или опорного давления; 3 – зона естественного напряженного состояния; 4 – выработка; I – кривая напряжения в породах кровли; II – то же, в породах почвы

### Вертикальные напряжения в нетронутом массиве

$$\sigma_z = \gamma H . \quad (5.1)$$

В кровле и почве выработок, т. е. в зоне пониженных напряжений, возникают растягивающие напряжения, а в боках выработок, т. е. в зоне опорного давления, значительно повышаются сжимающие напряжения.

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

$$\sigma_{z(\min)} = K_1 \sigma_z = K_1 \gamma H , \quad (5.2)$$

а в зоне опорного давления по формуле

$$\sigma_{z(\max)} = K_2 \sigma_z = K_2 \gamma H , \quad (5.3)$$

где  $K_1$  – коэффициент концентрации растягивающих напряжений (или коэффициент деконцентрации напряжений);  $K_2$  – коэффициент концентрации сжимающих напряжений.

Во всех случаях  $K_1 < 1$ , а  $K_2 > 1$ .

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

В направлении осей  $X$  и  $Y$  в изотропном упругом нетронутом массиве

$$\sigma_x = \sigma_y = \frac{\nu}{1-\nu} \sigma_z = \lambda \gamma H. \quad (5.4)$$

Следовательно, в породах в некоторой области вокруг выработки

$$\sigma_{x(\max)} = \sigma_{y(\max)} = \lambda \sigma_{z(\max)} = K_2 \lambda \gamma H; \quad (5.5)$$

$$\sigma_{x(\min)} = \sigma_{y(\min)} = \lambda \sigma_{z(\min)} = K_1 \lambda \gamma H. \quad (5.6)$$

Аналитическими и лабораторными исследованиями на моделях из оптически активных материалов получены значения коэффициента концентрации напряжений вокруг горных выработок различных форм поперечного сечения (табл. 5.1).

Из табл. 5.1 видно, что коэффициент  $K_2$  находится в основном в пределах 1,3–3, а  $K_1$  – 0,25–0,64.

Таблица 5.1

Коэффициенты концентрации напряжений вокруг горных выработок

Форма сечения выработки	Отношение ширины выработки к высоте	$K_1$	$K_2$
Эллиптическая	2:3; 3:2	0,0; 0,42	2,2; 3,5
Круглая	1:1	0,25	2,0
Квадратная	1:1	0,44	1,3
Сводчатая с прямыми боками	1:1; 3:2	0,35; 0,32	2,0; 3,0
Прямоугольная и трапецевидная	1:1; 2:1	0,64; 0,60	2,8; 3,2
Арочная с прямыми боками	1:1; 1,5:1	0,38; 0,32	2,0; 2,5
Арочная с наклонными боками	1:1; 1,5:1	0,32; 0,28	1,8; 2,0

В связи с тем, что массивы горных пород не являются изотропной упругой средой, реальная картина напряженного состояния пород вокруг выработок может значительно отличаться от рассмотренной выше теоретической. Однако во всех случаях в породах во-

круг выработки образуются две новые зоны напряженно-деформированного состояния пород – зона пониженных и зона повышенных (опорного давления) напряжений. По результатам многочисленных натурных исследований значение коэффициента  $K_1 = 0,3-0,6$ ,  $K_2 = 1,3-3$  (в одиночных выработках вне зоны влияния очистных работ), а область перераспределения напряжений вокруг выработки обычно не превышает  $(3-4) \nu$ , где  $\nu$  – наибольший линейный размер поперечного сечения выработки. Область, в которой происходит перераспределение напряжений при проходке выработки, называют *зоной влияния выработки*.

В реальных условиях характер и степень перераспределения напряжений и формирования в породах вокруг одиночных выработок новых зон напряженно-деформированного состояния зависит главным образом от прочности вмещающих пород, глубины расположения, площади и формы сечения и соотношения ширины к высоте выработки и способа ее проведения, плотности установки и механической характеристики применяемой крепи. Характер распределения напряжений (горного давления) в кровле (аналогично и в почве) проводимой выработки показан на рис. 5.2.

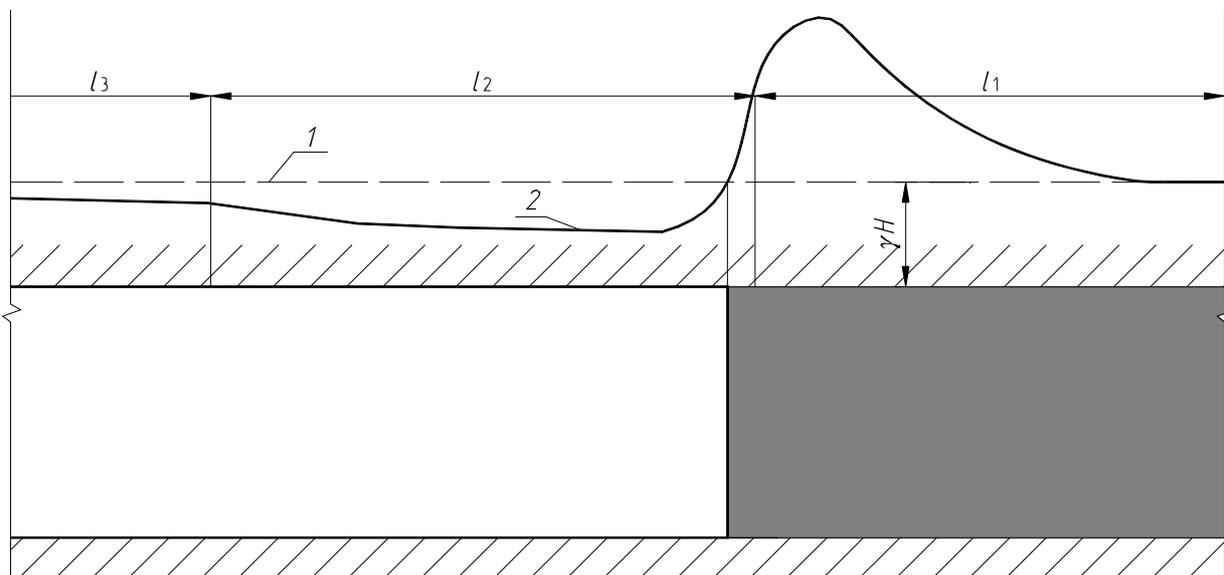


Рис. 5.2. Характер распределения напряжений в породах кровли до (1) и после (2) проведения выработки

Впереди забоя выработки сосредоточиваются и перемещаются по мере подвигания забоя повышенные напряжения, т. е. опорное давление. Протяженность  $l_1$  зоны опорного давления зависит от многих горно-геологических и горнотехнических факторов, однако

в подавляющем большинстве она составляет 2–6 м. Впереди зоны  $l_1$  породы находятся в естественном напряженном состоянии. Непосредственно за забоем на участке  $l_2$  напряжения в породах кровли довольно интенсивно снижаются. Протяженность зоны  $l_2$  обычно не превышает 40 м. За пределами зоны  $l_2$ , в зоне  $l_3$ , напряжения в кровле (почве, боках) стабилизируются, т. е. устанавливаются на практически постоянном уровне (близком к первоначальному до проведения выработки) до воздействия на выработку других выработок, в особенности очистных.

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

Существенное влияние на распределение напряжений вокруг выработок оказывают слоистость, трещины и другие макродефекты строения массива. Специальными исследованиями, выполненными в ИГД им. А. А. Скочинского доктором техн. наук В. Ф. Трумбачевым на фотоупругих моделях, установлено, что максимальные напряжения в массиве вокруг выработок концентрируются в местах контакта слабых прослоек с более прочными. Концентрация напряжений на контуре выработок в слабых породах значительно меньше, чем в прочных. Так, по данным экспериментов с уменьшением модуля упругости материала в 5 раз концентрация напряжений в боковых стенках на контуре круглого отверстия модели уменьшается в 1,5 раза.

Концентрация повышенных напряжений в местах залегания прочных слоев над слабыми является в значительной мере причиной неравномерного смещения, расслоения пород по контуру выработки, в том числе и в приконтурной части массива, сложенной разнопрочными слоями и отдельностями. В боках пластовых выработок, испытывающих повышенные напряжения, обычно интенсивно разрушается и выдавливается внутрь них пачка угля у кровли, заключенная между ней и прослойками породы.

*Вертикальные выработки.* Теоретическая оценка напряженного состояния упругого изотропного массива вокруг вертикальной

выработки дана проф. С. Г. Лехницким. Им решена задача о распределении напряжений вокруг круглого отверстия в упругой невесомой пластинке, испытывающей равномерное напряжение  $\sigma_x = \sigma_y = \lambda\gamma H$  (рис. 5.3).

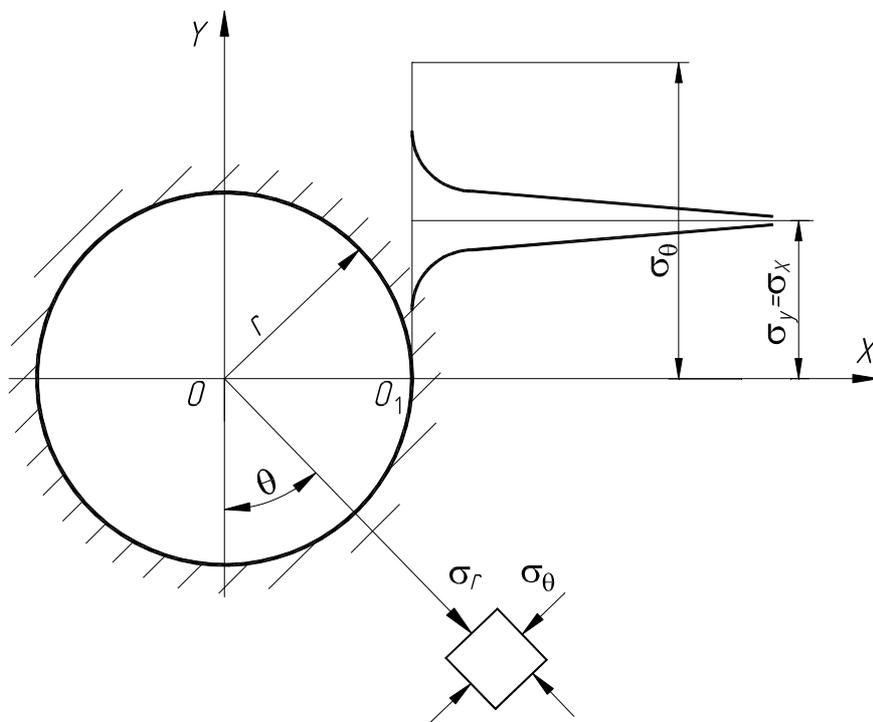


Рис. 5.3. Схема распределения напряжений в массиве пород вокруг вертикальной выработки круглого сечения

Напряжения в массиве вокруг вертикального ствола круглого сечения в цилиндрической системе координат (рис. 5.4) описываются выражениями

$$\sigma_z = \gamma H ; \quad (5.7)$$

$$\sigma_r = \lambda\gamma H \left( 1 - \frac{r^2}{a^2} \right); \quad (5.8)$$

$$\sigma_\theta = \lambda\gamma H \left( 1 + \frac{r^2}{a^2} \right); \quad (5.9)$$

$$\tau_{r\theta} = \tau_{rz} = 0, \quad (5.10)$$

где  $r$  – радиус ствола в проходке (вчерне);  $a$  – расстояние до рассматриваемой точки в массиве от центра ствола;  $\theta$  – полярный угол.

На контуре ствола при  $a = r$  из (5.8) получим  $\sigma_r = 0$ , т. е. на контуре ствола радиальные напряжения равны нулю, а тангенциальные (окружные) напряжения  $\sigma_\theta = 2\lambda\gamma$ ,  $H=2\sigma_x$ .

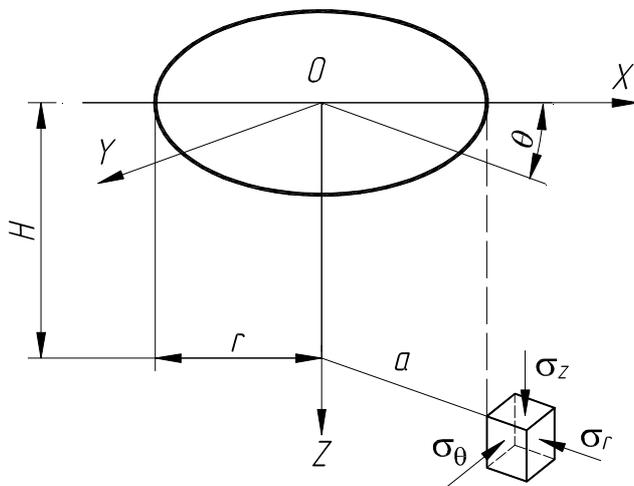


Рис. 5.4. Компоненты напряжений в массиве пород вблизи вертикальной выработки

По мере удаления от контура ствола  $\sigma_r$  растет до величины  $\sigma_r = \lambda\gamma H$ , т. е. до естественного напряженного состояния пород (рис. 5.3), а тангенциальные напряжения постепенно уменьшаются и на расстоянии  $a = r$  становятся равными  $\sigma_\theta = \lambda\gamma H$ , т. е. равными напряжениям в естественных условиях залегания пород.

Расчеты показывают, что на расстоянии  $a = 3r$  изменения напряжений (естественных) составляют около 10 %, на расстоянии  $a = 5r$  влияние выработки на величину естественных напряжений не превышает 4 %, а при  $a = 10r$  – не более 1 %.

Установившемуся полю напряжений в окрестности горизонтальной, наклонной и вертикальной выработки соответствует поле перемещений. Максимальные перемещения породного массива в направлении внутрь выработки наблюдаются в основном на контуре и быстро затухают вглубь массива, как и концентрация напряжений. Условно можно выделить упругую и неупругую составляющие перемещений породного контура выработки. Упругие перемещения происходят практически мгновенно и, как правило, составляют всего лишь несколько процентов от всей величины смещения. Неупругие перемещения более значительны и развиваются со временем. Они в очень большой степени зависят от структурно-текстурных элементов и прочности вмещающих пород, глубины расположения выработки, формы и размеров ее поперечного сечения, срока службы и других факторов.

Окружающие выработку породы, с одной стороны, имеют ограниченную несущую способность, т. е. способность сопротивляться увеличению напряжений, с другой – они смогут деформироваться без разрыва сплошности только в ограниченных пределах. Поэтому следствием нового напряженно-деформированного состояния породного массива, сформировавшегося после проведения выработки, могут быть процессы разрушения, связанные с частичной или полной потерей несущей способности пород и трещинообразованием.

В зависимости от особенностей деформирования различных горных пород за пределом прочности механические процессы, связанные с разрушением, могут реализоваться в виде пластического течения или в виде хрупкого разрушения. Последнее может иметь двойной характер: практически мгновенное развитие трещин или полное разрушение пород в некоторой области вокруг выработки. Концентрация напряжений в областях частичного или полного разрушения падает, и максимум концентрации напряжений перемещается вглубь массива в область неразрушенных пород. Таким образом, развивается процесс деформации и разрушения пород и перемещения концентрации напряжений от контура выработки вглубь массива до тех пор, пока прочность пород массива вокруг выработки не окажется больше действующих в них напряжений.

При наличии крепи в выработке механические процессы в породном массиве вокруг нее протекают совместно с крепью, т. е. массив пород и крепь являются единой механической системой, от деформационных свойств и несущей способности которой зависят характер и степень распределения напряжений в приконтурной части массива. Крепь, деформируясь совместно с породным контуром, уменьшает его перемещения. Концентрация напряжений вокруг выработки при этом несколько снижается, а зоны разрушения пород, если они появляются, развиваются медленнее и размеры их обычно значительно меньше. Однако это возможно только при достаточно жесткой конструкции крепи, обладающей высокой грузонесущей способностью. Более податливые крепи испытывают меньшие нагрузки, но не способны предотвратить расслоение пород и образование вывалов, нагрузка от которых также должна восприниматься конструкцией крепи.

### 5.3. Напряженно-деформированное состояние пород вокруг взаимодействующих выработок

В породах вокруг взаимодействующих выработок распределение напряжений имеет более сложный характер и протекает в значительно большей области массива по сравнению с одиночной выработкой. Помимо факторов, влияющих на распределение напряжений в породах вокруг одиночных выработок, на распределение напряжений вокруг взаимодействующих выработок большое влияние оказывают степень их сближенности, т. е. размеры целика между ними, вид выработок, расположение друг относительно друга (параллельно, одна под другой и др.) и порядок проведения их во времени (одновременно или с разрывом во времени).

При разных площадях сечения наибольшие напряжения концентрируются вблизи меньшей выработки. На рис. 5.5 приведено распределение изохром (линий, во всех точках которых разности максимального  $\sigma_{\max}$  и минимального  $\sigma_{\min}$  нормальных напряжений равны) вокруг модели горизонтальных выработок арочной формы различной площади поперечного сечения, почва которых расположена на одном уровне.

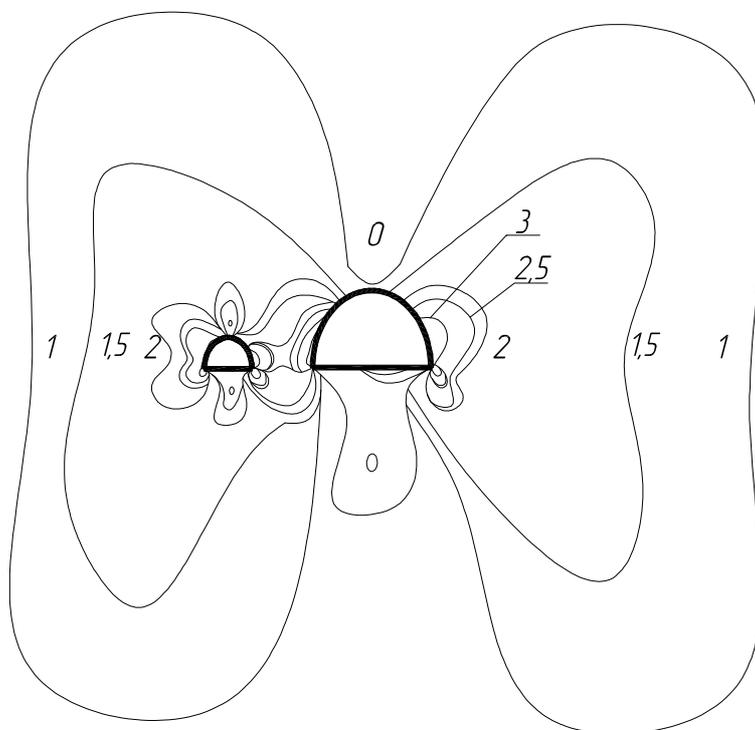


Рис. 5.5. Распределение изохром вокруг сближенных выработок арочной формы различной площади сечения:  
1; 1,5; 2; 2,5; 3 – порядок изохром

Площадь первой выработки в два раза меньше второй, ширина целика между ними равна ширине меньшей выработки.

Из анализа картины изохром моделей следует, что коэффициент концентрации максимальных касательных напряжений на внешнем боку маленькой выработки равен 5,5, на внешнем боку большой выработки – 4,8, в центре целика – 4.

При двух взаимовлияющих выработках, как показано проф. Д. И. Шерманом аналитическими исследованиями с использованием теории упругости, у выработки (выреза) меньшей площади сечения концентрация напряжений значительно больше, чем у выработки большей площади сечения (рис. 5.6).

Из рис. 5.6 видно, что если на границе большего выреза концентрация напряжений составила  $2,75\gamma H$ , то на границе меньшего –  $4,25\gamma H$ .

Следовательно, при разных площадях сечения (диаметрах) взаимовлияющих выработок большие по площади выработки оказывают большее влияние на меньшие по площади (рис. 5.5 и 5.6).

Выполнены исследования распределения напряжений на моделях вокруг сближенных выработок прямоугольной формы с одинаковой площадью поперечного сечения, проведенных в однородном массиве с оставлением целика между ними шириной, равной половине ширины выработки.

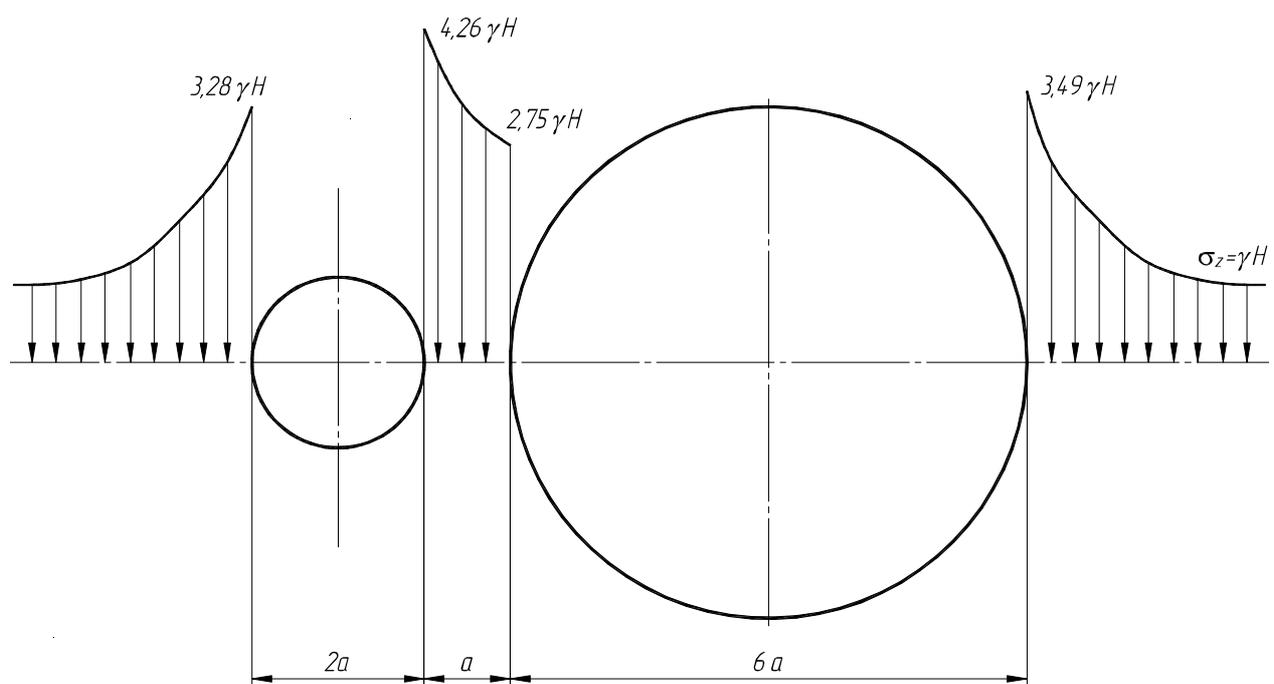
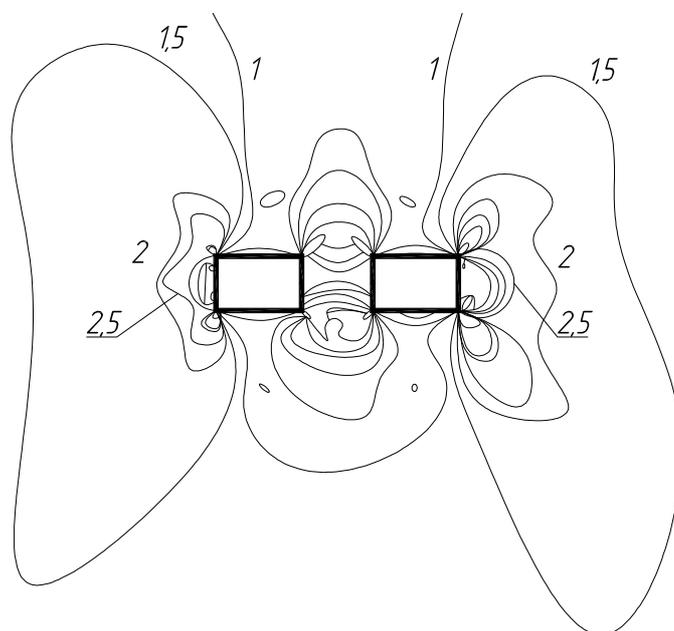


Рис. 5.6. Распределение напряжений вокруг сближенных горизонтальных выработок различной площади сечения

Из картины изохром, представленной на рис. 5.7, видно, что максимальные напряжения сосредоточены в целике между выработками. Коэффициент концентрации максимальных касательных напряжений  $\tau_{\max}$ , подсчитанный для наиболее характерных точек вокруг выработок, составляет: в центре целика – 6,5, в боках выработок со стороны целика – 6,5, в боках выработок со стороны массива – 4. Наибольшая концентрация напряжений в прямых углах выработок со стороны целика между ними. Область интенсивного распределения напряжений вокруг выработок составляет 1,2–1,5 ширины выработки. На расстоянии от контура выработок более утроенной ширины выработки влияние ее на напряженное состояние массива почти не наблюдается.



*Рис. 5.7. Распределение изохром вокруг сближенных выработок прямоугольной формы сечения:  
1; 1,5; 2; 2,5 – порядок изохром*

На рис. 5.8 показана схема распределения напряжений в породах кровли двух взаимовлияющих горизонтальных (наклонных) горных выработок. Аналогично распределение напряжений и в породах почвы выработок.

При расположении взаимовлияющих выработок рядом в гравитационном поле начальных напряжений концентрация напряжений на их контуре, как видно, возрастает. Если же выработки расположить одну над другой, то концентрация напряжений (по сравнению с одиночной выработкой) уменьшается, т. е. взаимовлияющие выработки, расположенные указанным образом, друг друга разгружают.

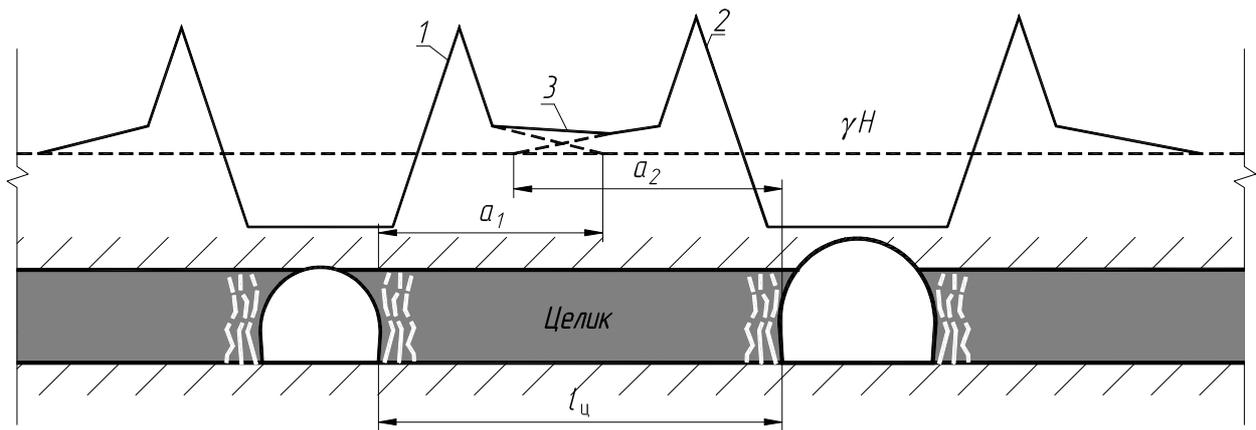


Рис. 5.8. Схема формирования напряжений в породах кровли взаимовлияющих выработок:

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

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

$$l_{ц} > a_1 + a_2, \quad (5.11)$$

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

## 5.4. Устойчивость породных обнажений в выработках

### 5.4.1. Общие положения

*Устойчивость горных пород* – это способность пород сохранять равновесие при их обнажении. Устойчивым считается такое состояние обнаженного незакрепленного участка массива пород, при котором в течение необходимого по условиям производства времени не происходит обрушения или сползания пород, а смещение обнаженной поверхности или ее части не выходит за допустимые пределы.

Устойчивость породных обнажений в горных выработках зависит от многих горно-геологических, горнотехнических и технологических факторов, главными из которых являются трещиноватость, слоистость и прочность ископаемого (породы), глубина расположения, форма, площадь поперечного сечения, срок службы и способ проведения выработки, соотношение ширины и высоты вы-

работки, сближенность и взаимное влияние сближенных выработок, способ выемки полезных ископаемых и управления кровлей в очистной выработке. Следовательно, для оценки устойчивости обнажения нужно установить картину распределения напряжений вокруг выработки в зависимости от влияющих факторов и определить величины деформаций поверхности обнажения пород. Исчерпывающе эта задача аналитически еще не решена. Имеются частные ее решения, выполненные при некоторых ограничениях с помощью теорий упругости и пластичности.

Устойчивость породных обнажений при решении инженерно-технических задач наиболее часто оценивают по результатам натурных исследований и накопленному практическому опыту. Чаще всего эти данные представлены в виде графиков, эмпирических зависимостей и таблиц. Имеется ряд классификаций породных обнажений в подготовительных выработках. В основу положены различные классификационные признаки. Оценивают устойчивость породных обнажений исходя из срока службы выработки и величины площади обнажения и времени, в течение которых она сохраняет устойчивое состояние, а также по другим показателям.

По устойчивости породные обнажения в горных выработках (подземных сооружениях) обычно в общем виде (качественно) делят на следующие классы:

- весьма неустойчивые – не допускающие обнажений кровли и боков выработки без крепления;

- неустойчивые – допускающие небольшие по площади обнажения кровли (почвы) и боков выработки. Они требуют поддержания по мере обнажения при проходке и выемке полезного ископаемого;

- средней устойчивости – допускающие обнажения на относительно большой площади без поддержания этих пород; потеря устойчивости пород возникает спустя некоторое время после их обнажения;

- устойчивые – допускающие значительные обнажения и не требующие крепления или крепления через продолжительное время после обнажения;

- весьма устойчивые – допускающие большие площади обнажения без крепления.

Эта классификация является в значительной мере отвлеченной, так как для подавляющего большинства классов не содержит конкретных количественных данных о величине площади обнажения

пород и времени, в течение которого они сохраняют устойчивость.

#### 5.4.2. Характеристика породных обнажений и основные причины потери ими устойчивости

Породные обнажения в полевых и пластовых подготовительных выработках могут быть устойчивыми без укрепления на протяжении всего времени их эксплуатации, длительно устойчивыми, но время устойчивого состояния без укрепления меньше срока службы выработки, кратковременно устойчивыми, неустойчивыми, а в зонах геологических нарушений, сыпучих и слабосвязанных массивах – весьма неустойчивыми. С учетом этих данных следует решать весь комплекс вопросов по проведению и поддержанию выработок на протяжении всего времени их эксплуатации. Причины потери устойчивости, формы и размеров вывалов пород весьма различны.

Вывалообразование в призабойной зоне проводимых выработок является наиболее опасной и трудно прогнозируемой формой потери устойчивости обнаженных пород. Оно происходит обычно в нарушенных, трещиноватых и тонкослоистых породах с малым сцеплением на контактах ослабления. При проведении пластовых выработок в основном практически мгновенно обрушается ложная кровля мощностью 0,4–0,6 м. Прогнозирование этой формы потери устойчивости породных обнажений, прежде всего кровли выработок, требует знания строения пород в приконтурной зоне мощностью не менее 1–1,5 м и сцепления по поверхностям ослабления.

Породы, склонные к вывалообразованию (отрыву) под действием собственного веса, не теряют устойчивости при условии

$$Q > F, \quad (5.12)$$

где  $Q = S\gamma h$  – вес пород, склонных к вывалообразованию;  $F$  – сумма сил сопротивления пород отрыву по поверхности обрушения;  $S, \gamma, h$  – соответственно площадь поверхности отрыву, объемный вес и мощность пород, склонных к вывалообразованию.

Разрушение пород и потеря их устойчивости в зонах концентраций напряжений, вызванных весом всей вышележащей толщи (столба), не произойдет при условии: в кровле и почве

$$\gamma H K_1 < \sigma_p K_c K_d K_{вл}; \quad (5.13)$$

в боках

$$\gamma H K_2 < \sigma_{сж} K_c K_d K_{вл}, \quad (5.14)$$

где  $\gamma$  – среднее значение объемного веса пород, залегающих над выработкой;  $H$  – глубина расположения выработки;  $K_1$  и  $K_2$  – коэффициенты концентрации напряжений соответственно в породах кровли и почвы и боках выработки (на контуре сечения) в упругой модели;  $\sigma_p$  и  $\sigma_{сж}$  – пределы прочности пород в образце соответственно на растяжение и сжатие;  $K_c$  – коэффициент структурного ослабления пород массива вблизи контура выработки;  $K_d$  – коэффициент, учитывающий снижение прочности пород в процессе перераспределения в них напряжений;  $K_{вл}$  – коэффициент, учитывающий снижение прочности пород при увлажнении.

По данным натурных наблюдений на шахтах Кузбасса при комбайновом способе проведения выработки площадь устойчивого обнажения пород кровли при прочих равных условиях на 10–30 % больше, чем при буровзрывном. Наиболее благоприятно сказывается комбайновый способ проведения выработок на устойчивость породных обнажений при залегании в кровле слоистых и трещиноватых пород.

### 5.4.3. Оценка устойчивости породных обнажений в выработках

Разработаны различные критерии устойчивости породных обнажений в подготовительных выработках. В табл. 5.2 приведена классификация ВНИМИ для горизонтальных и наклонных горных выработок, в которой в качестве критерия устойчивости пород в обнажении принята величина их смещений  $U$  на контуре поперечного сечения выработки за весь срок ее службы без крепи.

Классификацией ВНИМИ (табл. 5.2) широко пользуются на угольных и рудных шахтах страны при решении вопросов крепления и охраны подготовительных выработок. Она вошла в СНиП-II-94.80.

Проф. Н. С. Булычев предложил устойчивость пород (степень склонности их к вывалообразованию и обрушению в выработку) оценивать по величине показателя  $S$  (табл. 5.3), определяемого по формуле

$$S = f \frac{K_M K_R K_W}{K_N K_t K_A K_\alpha}, \quad (5.15)$$

где  $f$  – коэффициент крепости пород по М. М. Протодяконову;  $K_M$  – коэффициент, характеризующий влияние степени трещиноватости пород;  $K_R$  – коэффициент, характеризующий влияние шероховатости стенок трещин;  $K_W$  – коэффициент, учитывающий увлажнение пород;  $K_N$  – коэффициент, учитывающий число систем трещин;  $K_t$  – коэффициент, характеризующий влияние раскрытия незаполненных трещин;  $K_A$  – коэффициент, учитывающий заполнение трещин раздробленной породой или вторичными минералами;  $K_\alpha$  – коэффициент, учитывающий ориентировку выработки относительно наиболее развитой системы трещин.

Таблица 5.2

### Классификация ВНИМИ по устойчивости пород

Категория устойчивости пород	Оценка состояния устойчивости	Смещение $U$ , мм		
		Осадочные породы (песчаники, алевролиты, аргиллиты, известняки, уголь и др.)	Изверженные породы (граниты, диориты, порфириты и др.)	Соляные породы (каменная соль, сильвинит, карналлит и др.)
I	Устойчивые	до 50	до 20	до 200
II	Среднеустойчивые	51–200	21–100	201–300
III	Неустойчивые	201–500	101–200	301–500
IV	Очень неустойчивые	свыше 500	свыше 200	свыше 500

Таблица 5.3

### Классификация Н. С. Булычева по устойчивости пород

Категория устойчивости	Степень устойчивости пород	Значение показателя $S$	Характеристика состояния пород
I	Вполне устойчивы	$> 70$	Вывалы и отслоения отсутствуют
II	Устойчивые	5–70	Возможны отдельные отслоения
III	Средней устойчивости	1–5	Возможно образование вывалов из кровли
IV	Неустойчивые	0,05–1	Вывалы вскоре после обнажения, вывалы в боках
V	Весьма неустойчивые	$< 0,05$	Обрушение вслед за обнажением

Крепость пород характеризуется коэффициентом крепости по М. М. Протодыяконову, который является распространенной и признанной обобщенной характеристикой пород. Коэффициент  $K_M$ , учитывающий степень нарушенности массива пород трещинами, определяется в зависимости от пролета выработки по модулю относительной трещиноватости  $n$  (табл. 5.4):

$$n = \frac{2b}{l}, \quad (5.16)$$

где  $2b$  – пролет выработки, м;  $l$  – среднее расстояние между трещинами, м.

Коэффициент  $K_N$  принимает следующие значения:

0,5–1,0 – прерывистые трещины, скрытые поверхности ослабления;

2 – одна система трещин;

3 – одна система трещин и слоистость;

4 – две системы трещин;

6 – две системы трещин и слоистость;

9 – три системы трещин;

12 – три системы трещин и слоистость;

15 – четыре и более систем трещин;

20 – раздробленная порода.

Зависимость коэффициента  $K_M$  от модуля относительной трещиноватости  $n$

$n$	> 60	60–25	25–12	12–6	< 6
$K_M$	0,5–2,5	2,5–5,0	5,0–7,5	7,5–9,0	9–10

Коэффициент  $K_R$  принимает значения:

4 – прерывистые трещины;

3 – неровные, неправильные волнистые трещины;

2 – ровные волнистые трещины;

1,5 – зеркальные волнистые трещины;

1 – ровные плоские трещины; трещины, заполненные вторичными минералами или породой при отсутствии контакта поверхностей;

0,5 – зеркала скольжения.

Коэффициент  $K_w$  принимает следующие значения:

1 – сухие породы;

- 0,8 – влажные породы;
- 0,5 – капеж;
- 0,3 – приток воды струями.

Коэффициент  $K_t$ , характеризующий раскрытие  $t$  незаполненных трещин, принимает значения:

- 1 – при  $t < 3$  мм (а также при заполненных трещинах);
- 2 – при  $t = 3-15$  мм;
- 4 – при  $t > 15$  мм.

Коэффициент  $K_A$  принимает значения при наличии контакта стенок трещин:

- 0,75 – прочный заполнитель (кварц и т. п.);
- 1 – отсутствие заполнителя и ненарушенные стенки трещин;
- 2 – трещины заполняет песок и измельченные породы (без глины);
- 3 – заполнитель глина;
- 4 – каолинит, слюда, тальк, графит и т. п.;

при отсутствии контакта стенок трещин:

- 5 – песчано-глинистый заполнитель;
- 6–20 – заполнение широких трещин глиной.

Коэффициент  $K_\alpha$  принимает следующие значения в зависимости от угла  $\alpha$  между осью выработки и поверхностью трещин:

- 1 –  $\alpha = 70-90^\circ$ ;
- 1,5 –  $\alpha = 20-70^\circ$ ;
- 2 –  $\alpha < 20^\circ$ .

Совокупность величин, входящих в формулу (5.15) и представленных в виде дробей, имеет определенный физический смысл: величина  $K_W/K_N$  характеризует раздробленность массива пород трещинами; величина  $K_R K_W / K_A K_t$  – сопротивление сдвигу по трещинам. При наличии нескольких систем трещин оценка устойчивости выполняется по каждой из них и окончательно принимает наилучший результат.

Известны другие критерии устойчивости пород горных выработок. Так, в качестве условия устойчивости пород кровли горизонтальных выработок принимается соотношение

$$2a \leq L_{\text{пр}}, \quad (5.17)$$

где  $a$  – полупролет выработки;  $L_{\text{пр}}$  – предельный пролет для данной кровли, который может быть приближенно определен по формуле

$$L_{\text{пр}} = \frac{(1,2-1,4)K_m K_\gamma K_{\text{тр}} \sigma_p}{\gamma}, \quad (5.18)$$

где  $K_m$  – коэффициент, учитывающий мощность слоя непосредственной кровли,  $K_m = 1-2$ ;  $K_\gamma$  – коэффициент, учитывающий пригрузку слоя непосредственной кровли, при отсутствии пригрузки  $K_\gamma = 1$ , при наличии пригрузки (мощность вышележащих слоев меньше, чем мощность слоя непосредственной кровли),  $K_\gamma = 0,5-0,9$ ;  $K_{\text{тр}}$  – коэффициент, учитывающий трещиноватость кровли,  $K_{\text{тр}} = 0,2-0,9$ ;  $\sigma_p$  – предел прочности пород слоя непосредственной кровли на растяжение;  $\gamma$  – объемный вес пород.

Устойчивость однородных слабых пород также характеризуется величиной предельного пролета выработки. В этом случае рекомендуется предельный пролет определять по формуле проф. А. А. Борисова

$$L_{\text{пр}} = \frac{3,5\sigma_p}{\gamma}. \quad (5.19)$$

Для оценки устойчивости пород, обладающих пластическими свойствами, Н. С. Булычев обосновал критерий

$$\gamma H K_\sigma \leq \sigma_c K_s, \quad (5.20)$$

где  $K_\sigma$  – коэффициент концентрации напряжений на контуре сечения выработки;  $\sigma_c$  – расчетное сопротивление пород в массиве сжимающим напряжениям (с учетом структурного ослабления, длительной прочности и прочности при увлажнении);  $K_s$  – коэффициент повышения устойчивости пород,  $K_s \geq 1$ .

$$K_s = 1 + \frac{1}{\sin \varphi} \left( P_\varepsilon^{\sin \varphi} - 1 \right), \quad (5.21)$$

где  $P_\varepsilon$  – показатель пластических свойств пород;  $\varphi$  – угол внутреннего трения пород.

Показатель  $P_\varepsilon$  определяется из выражения

$$P_\varepsilon = \left[ 1 - \sin \left( 1 - \frac{2\gamma H_s}{\sigma_c} \right) \right]^{\frac{1}{\sin \varphi}}, \quad (5.22)$$

где  $H_s$  - предельная глубина пластических деформаций пород, протекающих без разрушения.

Критерий (5.20) получен для выработок круглого сечения при гидростатическом поле начальных напряжений.

Склонность пород почвы к пучению может быть оценена показателем устойчивости почвы выработки  $P_y$ , который определяется из выражений:

– для пород глинистых с явно пластическими и вязкопластическими свойствами

$$P_y = \frac{\tau_{сд} K_{сд} K_{ш} K_t}{\gamma H K_1 K_2 K_3}; \quad (5.23)$$

– для пород слоистых, трещиноватых и с другими поверхностями ослабления с преобладающими упругими свойствами

$$P_y = \frac{\sigma_{сж} K_{сц} K_d K_{вл} K_{ш}}{\gamma H K_1 K_2 K_3}, \quad (5.24)$$

где  $\tau_{сд}$  – предельное сопротивление породы почвы сдвигу;  $K_{сд}$  – коэффициент, учитывающий влияние влаги на предельное сопротивление породы сдвигу в процессе эксплуатации выработки;  $K_{ш}$  – коэффициент влияния ширины выработки;  $K_t$  – коэффициент, учитывающий изменение предельного сопротивления породы на сдвиг во времени;  $\gamma$  – объемный вес;  $H$  – глубина расположения выработки от земной поверхности;  $K_1$  – коэффициент концентрации напряжений на контуре выработки, зависящий от ее формы;  $K_2$  – коэффициент влияния близко расположенных подготовительных выработок;  $K_3$  – коэффициент влияния очистных работ;  $\sigma_{сж}$  – предел прочности породы почвы в образце при сжатии;  $K_{сц}$  – коэффициент сцепления слоев, структурно-текстурных отдельностей массива пород;  $K_{вл}$  – коэффициент снижения прочности породы при увлажнении.

По данным шахтных наблюдений в условиях шахт Кузбасса  $K_{ш} = 0,9$  при ширине выработки 3 м,  $K_{ш} = 0,74–0,76$  при ширине 4 м и  $K_{ш} = 0,5–0,56$  при ширине 5 м.

## **6. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В МАССИВАХ ПОРОД ПРИ ВЕДЕНИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ ПО ОДИНОЧНЫМ ПЛАСТАМ И РУДНЫМ ТЕЛАМ**

### **6.1. Перераспределение напряжений в породных массивах вокруг очистных выработок**

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

Ведение очистных работ приводит к нарушению начального напряженного состояния пород в большой области вокруг выработки.

В породном массиве вокруг очистной выработки, как и вокруг подготовительной, формируются две новые зоны напряженного состояния пород – зона повышенных напряжений (зона опорного давления) и зона пониженных напряжений (зона разгрузки).

Интенсивность и продолжительность перераспределения напряжений в породах вокруг очистных выработок имеют более сложный характер, чем вокруг подготовительных выработок, а размеры зон нового напряженно-деформированного состояния намного больше, чем вокруг подготовительных выработок, что объясняется главным образом тем, что очистными работами подрабатываются породные массы на значительных площадях. Так, на угольных шахтах выработанное пространство столба, обрабатываемого одной лавой, достигает от 350–400 до 800–1200 тыс. м<sup>2</sup>.

На рис. 6.1 показаны схемы распределения напряжений в породах вокруг очистной выработки (лавы) по угольному пласту пологого и крутого залегания.

Аналогично распределяются напряжения в массиве вокруг любой очистной выработки при отработке пологих и крутозалегающих полезных ископаемых.

Геомеханические процессы в породных массивах вокруг одиночных очистных выработок зависят от многих факторов, которые обычно объединяются в три группы: горно-геологические, горно-технические и технологические. Иногда вторую и третью группу факторов объединяют в одну группу под названием горнотехнические факторы.

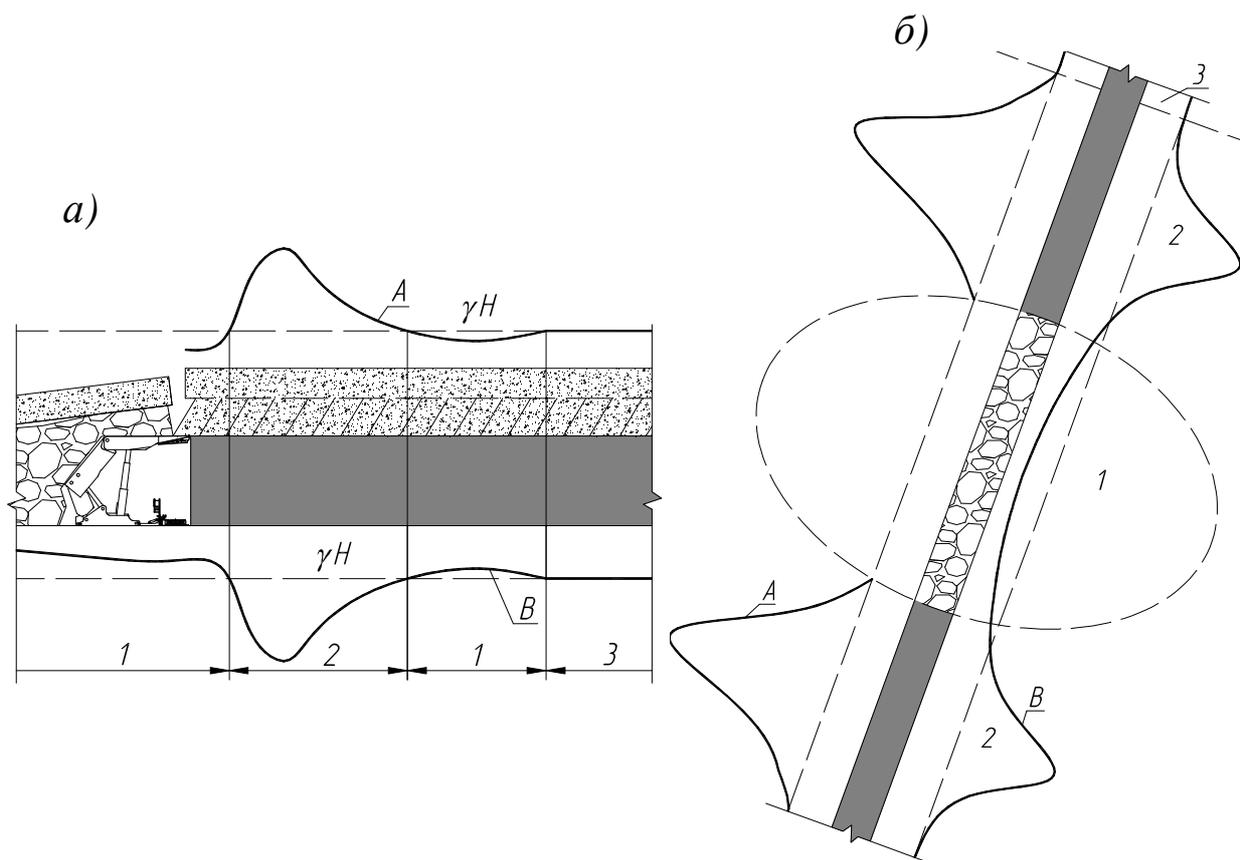


Рис. 6.1. Схема распределения давления в породах вокруг очистной выработки по пологому (а) и крутому (б) пластам:

*A* – кривая давления в кровле пласта; *B* – то же, в почве пласта; 1 – зона разгрузки (пониженных напряжений); 2 – зона опорного давления (повышенных напряжений); 3 – зона начальных напряжений

Основными *горно-геологическими* факторами являются структура, текстура, угол залегания, механические свойства и влажность пород вокруг выработки и разрабатываемого пласта или тела полезного ископаемого, мощность пласта или рудного тела; *горнотехническими* факторами – способ управления кровлей (с полным обрушением самопроизвольно, принудительно или с закладкой выработанного пространства), глубина разработки, вид, плотность и механическая характеристика крепи (индивидуальная крепь, крепь механизированных комплексов), длина очистного забоя, длина выемочного поля, система разработки; *технологическими* факторами – способ выемки полезного ископаемого (буровзрывной, комбайновый и др.), скорость подвигания очистного забоя, ширина одновременно вынимаемой полосы полезного ископаемого, форма очистного забоя.

Влияние основных факторов на геомеханические процессы в породных массивах вокруг очистных и прилегающих к ним подготовительных выработках рассматривается ниже.

## 6.2. Деформация и разрушения пород непосредственной и основной кровли при разработке пологих и крутых пластов длинными столбами

подавляющее большинство пластовых месторождений полезных ископаемых составляют угольные месторождения. Сравнительно очень мала доля пластовых месторождений горючих сланцев, солей (калийных и др.), марганца.

Кровлю угольных (других) пластов обычно делят (исключая ложную) на непосредственную и основную.

Непосредственная кровля – толща пород, залегающая непосредственно над пластом, основная – толща прочных и очень прочных пород, залегающих над непосредственной кровлей или непосредственно над пластом, обрушающаяся при выемке угля (полезного ископаемого) на значительной площади.

Деформация пород в очистной выработке по пологим пластам начинается с медленного прогиба кровли пласта. По мере увеличения площади выработанного пространства с отходом от разрезной выработки (монтажной камеры) в движение приходят все большие участки подработанной толщи пород кровли, и увеличивается прогиб слоев. Затем нижележащие слои отделяются от вышележащих, разрушаются на отдельные куски и глыбы и обрушаются. Этот процесс распространяется на вышележащие слои непосредственной кровли вплоть до основной кровли.

При движении очистного забоя от разрезной выработки непосредственная кровля все больше обнажается и работает аналогично плите, закрепленной на четырехстороннем контуре, т. е. по четырем сторонам выработки.

В плите развиваются деформации изгиба, которые приводят к первому обрушению непосредственной кровли. Предельный пролет первого обрушения непосредственной кровли после отхода очистного забоя от разрезной выработки называют *шагом начального ее обрушения*  $l_{н.н.кр}$  – шаг начального обрушения непосредственной кровли достигает 18–20 м. Для условий шахт Кузбасса он обычно находится в пределах 8–15 м.

При дальнейшем подвигании очистного забоя происходят периодические обрушения пород непосредственной кровли. Пролеты обрушения пород в этом режиме называют *шагами установившегося обрушения непосредственной кровли*  $l_{у.н.кр}$ . Последние меньше

шага начального обрушения непосредственной кровли. Для шахт угольных месторождений Кузбасса

$$l_{у.н.кр} \approx (0,4 - 0,5) \cdot l_{н.н.кр}. \quad (6.1)$$

В процессе разрушения породы непосредственной кровли образуют своеобразную зону, называемую зоной интенсивного дробления или интенсивного разрыхления. В последующем в этой зоне происходит уплотнение, а в ряде случаев – слеживание породы. Такой характер разрушения наблюдается в основном у тонкослоистых и трещиноватых аргиллитов, алевролитов и других пород с повышенными пластическими свойствами. Коэффициент разрыхления самых нижних слоев непосредственной кровли составляет  $K_p = 1,6-1,8$ , а для верхних слоев уменьшается до  $K_p = 1,1-1,15$ .

Высота зоны обрушения пород непосредственной кровли  $h_{н.кр}$  может быть рассчитана по формуле

$$h_{н.кр} = \frac{m}{K_p - 1}, \quad (6.2)$$

где  $m$  – мощность пласта;  $K_p$  – коэффициент разрыхления породы.

По мере подвигания очистного забоя и обрушения непосредственной кровли возрастают деформации и прогиб основной кровли. До начального обрушения она также работает подобно плите, закрепленной на четырехстороннем опорном контуре. Когда несущая способность основной кровли исчерпывается, она обрушается. Пролет первого обрушения называется шагом начального (первичного) обрушения основной кровли. *Шаг начального обрушения основной кровли* в зависимости от мощности, прочности, параметров выработки колеблется от 20 до 100 м. Увеличение мощности и прочности основной кровли сопровождается ростом первичного шага ее обрушения. В условиях шахт Кузбасса он составляет 30–50 м. После первичного обрушения основной кровли она обрушается периодически по мере подвигания очистного забоя в установившемся режиме. Пролет обрушения основной кровли в данном режиме называется *шагом установившегося обрушения основной кровли*. По данным шахтных наблюдений в условиях Кузбасса

$$l_{у.о.кр} \approx (0,4 - 0,5) \cdot l_{н.о.кр}, \quad (6.3)$$

т. е. шаг установившегося обрушения основной кровли составляет примерно 12–25 м.

Процесс деформации, разрушения и обрушения пород основной кровли носит сложный характер и в большой мере зависит от их мощности и прочности. Он, в отличие от беспорядочного обрушения пород непосредственной кровли, носит довольно четкий, упорядоченный характер. В одних случаях разрушение кровли на блоки происходит в результате изгиба слоев и удержания их на разрушенных породах непосредственной кровли, в других – в виде среза на короткие блоки, упорядоченно выпадающие на почву пласта или упорядоченно перемещающиеся без выпадения отдельных блоков из общей системы (рис. 6.2).

Разрушение пород от изгиба на блоки характерно для кровель, сложенных из слоев небольшой мощности с малыми коэффициентами сцепления и трения (рис. 6.2, а), разрушение в виде среза – для кровель, сложенных из слоев большой мощности (рис. 6.2, б).

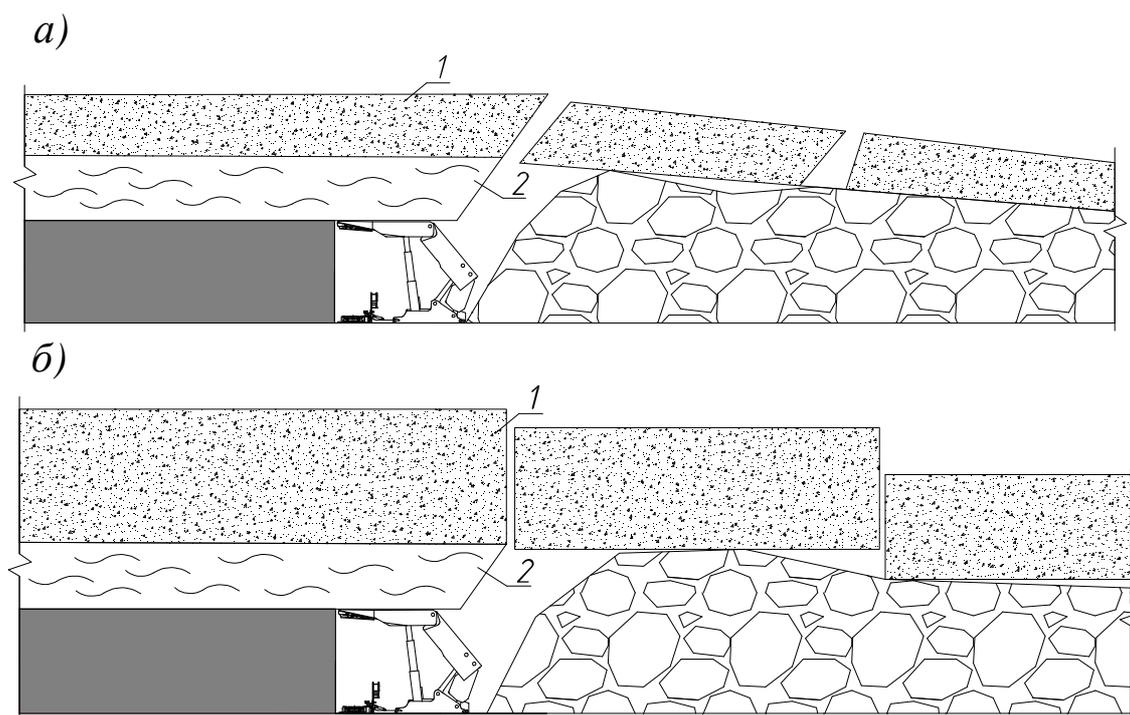


Рис. 6.2. Схема разрушения пород основной кровли пласта на блоки:  
а – при изгибе; б – при срезе: 1 – основная кровль; 2 – непосредственная кровль

Блоки в зависимости от формы и размеров по-разному перемещаются в выработанном пространстве. В системах блоков, длина которых больше толщины, основным видом перемещений является взаимный разворот, а проскальзывание имеет подчиненное значе-

ние. В системах блоков, длины которых меньше толщины, разворот и проскальзывание сопровождают друг друга. При определенных условиях разворот и проскальзывание происходят одновременно, при других – наблюдаются только групповое проскальзывание предварительно развернувшихся блоков. Преобладание того или иного вида взаимных перемещений в системах блоков зависит от соотношения размеров блоков и вынимаемой мощности пласта.

Расслоение, смещение и обрушение слоев кровли по мере удаления от пласта носит затухающий характер и на некотором расстоянии от него этот процесс практически полностью затухает.

В связи с этим целесообразно уточнить понятия основной и непосредственной кровли пласта. Наиболее четко они сформулированы проф. Г. Н. Кузнецовым: *непосредственная кровля* – это пачка породных слоев, которая образует зону беспорядочного обрушения; *основная кровля* – все остальные слои, образующие зону связанного движения пород.

Условие прекращения обрушения по Г. Н. Кузнецову

$$h_{n+1} > h_c, \quad (6.4)$$

где  $h_{n+1}$  – мощность слоя, ограничивающего зону интенсивного разрушения;  $h_c$  – расстояние между задним краем основной кровли и разрушенными породами непосредственной кровли, называемое пределом свободного опускания основной кровли.

Процессы деформаций и разрушений горных пород при разработке крутых пластов существенно отличаются от процессов деформаций и разрушений пород при разработке пологих пластов. Возрастание угла падения пласта вносит существенные изменения в характер и степень деформаций и разрушений пород кровли, а при углах падения более 35–40° и пород почвы.

Схема развития разрушений пород кровли при крутом падении в плоскости пласта (по результатам исследований проф. А. А. Борисова) представлена на рис. 6.3, а схема взаимодействия непосредственной и основной кровли в сечении по падению на рис. 6.4. При крутом падении по мере отхода от заднего целика нарастание обнажений вмещающих пород, а следовательно, и порядок накопления деформаций в значительной мере аналогичны таковым при пологом падении, но только в верхней половине обнажения кровли и лишь частично в нижней (см. рис. 6.3 и рис. 6.4).

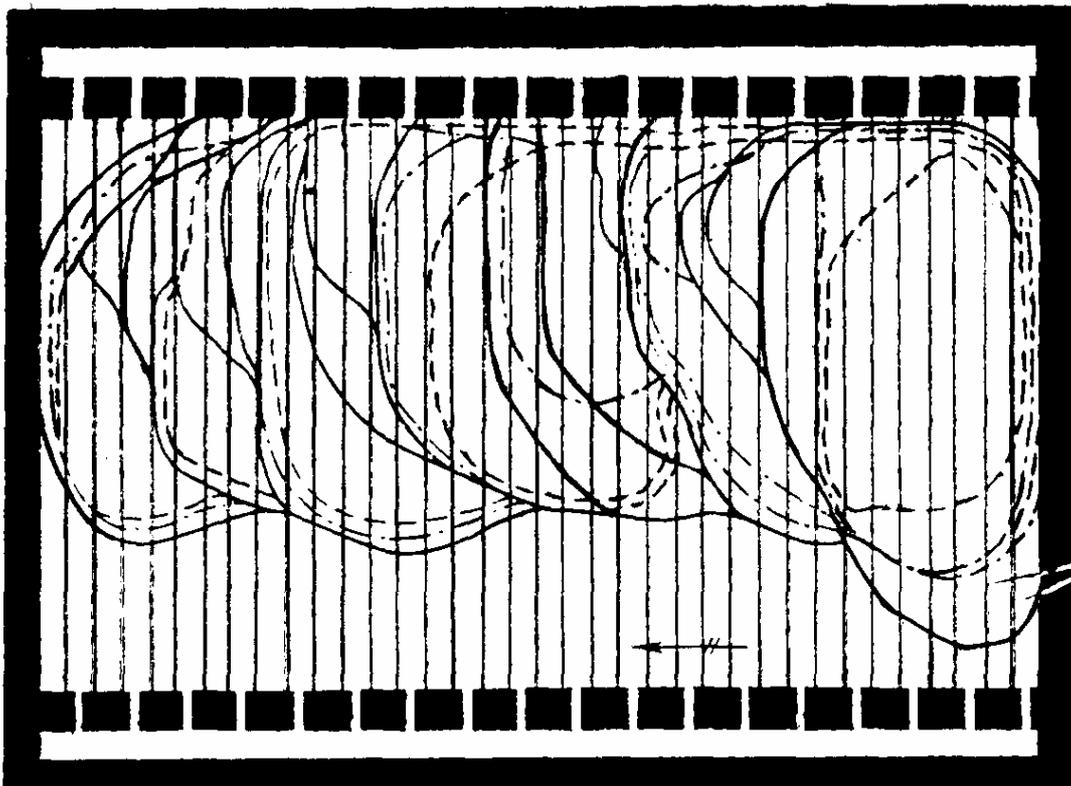


Рис. 6.3. Схема развития разрушений пород кровли в плоскости крутого пласта

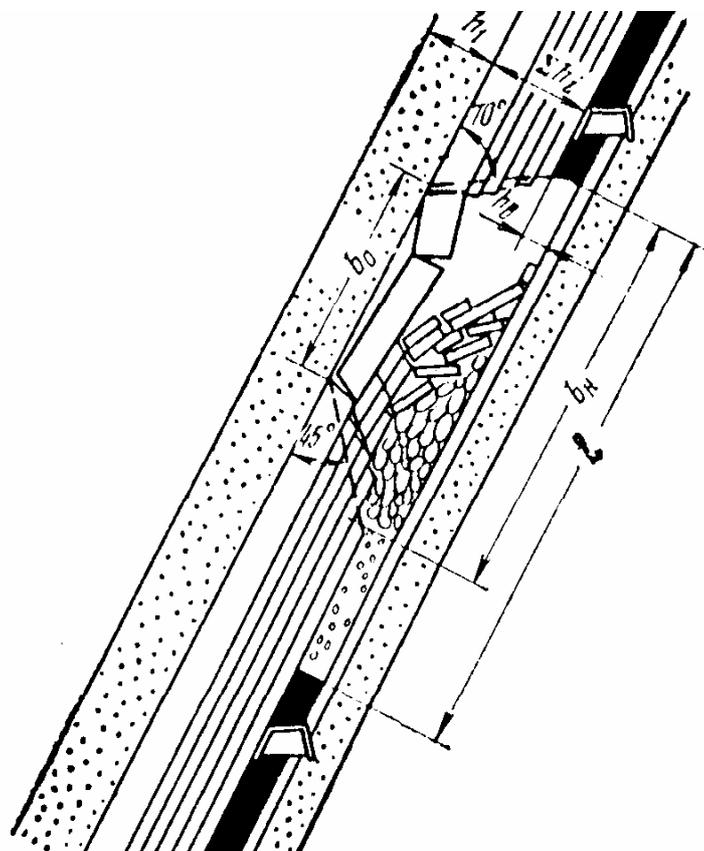


Рис. 6.4. Схема взаимодействия основной и непосредственной кровли при крутых пластах (разрез по падению)

Значительная часть кровли над откаточным (конвейерным) штреком не обрушается. Это объясняется тем, что обрушившиеся породы устремляются в нижнюю часть выработанного пространства, разрыхляются и подбучивают кровлю, уменьшая пролет ее обнажения по восстанию.

Первые обрушения основной кровли имеют форму, близкую к эллипсам (рис. 6.3).

Как и при горизонтальном залегании, здесь происходит расслоение и значительное сокращение пролетов верхних слоев по сравнению с нижними.

В этой стадии динамика опорного давления и деформаций почвы и опорных целиков имеет также свою специфику.

В стадии установившегося режима работы основной кровли формы ее обрушения показаны на рис. 6.3 сплошными линиями. Отличительной особенностью является перепуск некоторого количества не успевших слезаться обрушенных пород в нижнюю часть выработанного пространства при удалении посадочной крепи в направлении снизу вверх. Эти породы подбучивают кровлю в нижней части выработанного пространства, вследствие чего дальнейшее обрушение кровли еще более локализуется в верхней части ее обнажений.

Степень дробления пород и коэффициент их разрыхления в направлении вдоль забоя не постоянны: в нижней части породы более сильно раздроблены, что свидетельствует о непостоянстве значений коэффициента разрыхления вдоль забоя. Очевидно, коэффициент разрыхления будет иметь максимальное значение в нижней части выработанного пространства и минимальное – в верхней.

Метод определения коэффициентов разрыхления пород на крутом падении нуждается в уточнении. Ориентировочно можно считать, что в нижней части можно принимать  $k_p$  до 1,5.

Приведенные особенности разрушения кровли при крутом падении пласта показывают неприемлемость воспроизведения этих условий на плоской модели.

Особенности деформации и разрушения пород кровли при работе с полным обрушением на крутом падении сводятся к следующему:

1. По мере увеличения угла падения пласта возрастает значение продольных составляющих сил веса пород, приводящее к существенным изменениям напряженного состояния.

2. Подбучивание нижней части выработанного пространства, а также уменьшение пролетов обрушающихся слоев приводят к тому, что обнажение основной и непосредственной кровли по падению резко уменьшается.

При данном способе управления кровлей и достаточно большой глубине работ процессы разрушения пород могут прекратиться, достигнув некоторого слоя, обнажения которого окажутся меньше предельно допустимых. Чаще всего таким слоем бывает основная кровля или порода – мост.

3. При отработке пласта прямым ходом (в пределах всего шахтного поля или участка) и применении полного обрушения кровли надежное поддержание вентиляционного штрека возможно лишь при полной самозакладке выработанного пространства. Однако при этом вследствие подбучивания нижней части непосредственной кровли минимальная ее мощность, необходимая для обеспечения подбучивания основной кровли и целика под вентиляционным штреком, значительно возрастает по сравнению с пологим падением и может быть приближенно определена по формуле

$$\sum_1^n h_i = 0,7b_H - \sqrt{0,5b_H \frac{1,43lh_B}{k_{cp} - 1}}. \quad (6.5)$$

Очевидно,  $\sum_1^n h_i$ , обеспечивающая подбучивание междуэтажного целика:

$$\sum_1^n h_i \geq \frac{lh_B}{b(k_{cp} - 1)}. \quad (6.6)$$

4. При отработке пласта обратным ходом, когда отпадает необходимость поддержания вентиляционного штрека, значение  $\sum_1^n h_i$  может быть весьма сильно снижено. В этом случае выработанное пространство ниже породы – моста может оставаться не заполненным породами.

Минимально необходимая мощность пород непосредственной кровли для условий

$$\sum_1^n h_i \geq \frac{h_B(l - b_H)}{b_H k_{cp}}. \quad (6.7)$$

Обычно для этих целей достаточно удовлетворить условие

$$\sum_1^n h_i \geq (2 - 3)h_B. \quad (6.8)$$

Следовательно, при работе обратным ходом область применения полного обрушения кровли максимально сильно расширяется.

Это выражение применимо только при отсутствии массовых внезапных обрушений основной кровли, которые могут приводить к завалам лав. Основная кровля в этих условиях должна рассчитываться не на кратковременную, а на длительную прочность.

5. Коэффициент разрыхления в рассматриваемом случае изменяется вдоль забоя в направлении от откаточного штрека к вентиляционному в весьма больших пределах, чего не наблюдается при горизонтальном залегании пластов.

6. При одинаковой структуре покрывающих пород и одинаковой длине лав условия образования зоны прогиба над породами – мостами при крутом падении более благоприятны.

При крутонаклонном и крутом залегании пластов очень опасными геомеханическими процессами в лавах, камерах, других очистных выработках являются сползание и разрушение пород почвы. Наиболее сильно проявляются эти процессы при слоистых, трещиноватых и других макродефектных породах почвы, плоскости ослабления которых в основном совпадают с углом падения пласта. Сползанию пород почвы в плоскости напластования препятствует удерживающая сила (сила трения)  $P_{уд}$ , определяемая из выражения

$$P_{уд} = P_H f_{тр}, \quad (6.9)$$

где  $P_H$  – сила, действующая по нормали к напластованию пород почвы (нормальная сила);  $f_{тр}$  – коэффициент трения пород по поверхности их сползания.

Имеется ряд классификаций кровли угольных пластов по обрушаемости. К легкообрушающимся породам относят в основном кровли, у которых мощность непосредственной легкообрушающей-

ся кровли более 7-кратной мощности пласта, т. е.  $\frac{h_{н.к}}{m} > 7$ , к труднообрушающимся – у которых  $h_{н.к} < 1 m$ . При  $\frac{h_{н.к}}{m} > 8-10$  породы непосредственной кровли полностью подбучивают основную кровлю. Имея сравнительно жесткую опору в выработанном пространстве, она не обрушается, а лишь прогибается.

Увеличение степени подбучивания основной кровли влечет за собой уменьшение резких осадок и обрушений основной кровли и, следовательно, приводит к уменьшению опорного давления и нагрузки на крепь в очистном забое и в прилегающих выработках.

Большое влияние на характер проявления горного давления оказывают состав, структура и мощность слоев кровли. Рост мощности и прочности слоев сопровождается увеличением шагов их обрушения и более интенсивным проявлением геомеханических процессов.

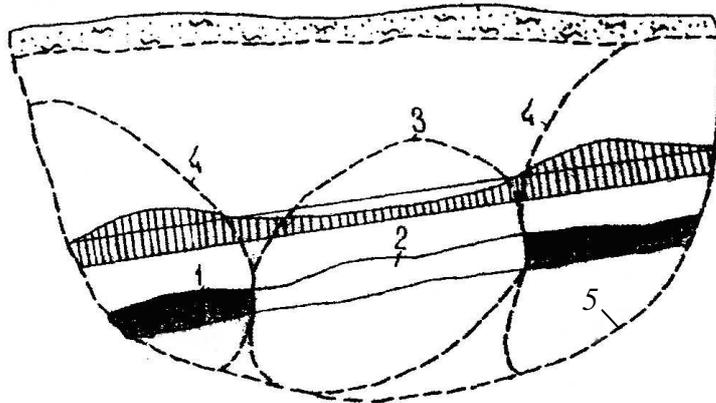
### **6.3. Механические процессы в породах вокруг очистных выработок по рудным телам**

В породах вокруг очистных выработок по рудным телам любых форм и углов залегания, как и вокруг очистных выработок по пластам полезных ископаемых, происходит весьма существенное изменение естественного поля напряжений и формирование в них двух зон нового напряженного состояния: зона пониженных напряжений (разгрузки) и зона повышенных напряжений (опорного давления). На рис. 6.5 показан характер распределения напряжений в породах вокруг очистной выработки при разработке пологого рудного тела. Характер распределения напряжений в окрестности очистной выработки по разрабатываемым крутым рудным телам примерно такой же, как и вокруг очистных выработок по крутым пластовым залежам (рис. 6.1, б).

Породы кровли и почвы в выработанном пространстве испытывают пониженные напряжения, руда и вмещающие породы в краевых частях очистного пространства – опорное давление. По мере продвижения очистного забоя в пределах обрабатываемого участка рудного тела перемещаются и зона разгрузки, и зона опорного давления.

Параметры зоны разгрузки и зоны опорного давления зависят от многих горно-геологических, горнотехнических и технологиче-

ских факторов, основными из которых являются трещиноватость, блочность, прочность вмещающих пород и руды, мощность и угол залегания рудного тела, размеры и конфигурация очистной выработки, способ управления кровлей в выработанном пространстве, глубина разработки, вид крепи, скорость подвигания забоя.



*Рис. 6.5. Схема распределения напряжений в зоне влияния очистной выемки при разработке пологого рудного тела:*

*1 – рудное тело; 2 – выработанное пространство; 3 – зона разгрузки; 4 – зона опорного давления; 5 – граница влияния очистной выработки*

Процесс перераспределения напряжений в массиве вокруг очистной выработки сопровождается деформированием вмещающих пород. Первоначально на контуре выработанного пространства и в окружающем массиве пород происходят упругие деформации. При прочных и очень прочных породах и высокой степени однородности массива упругими смещениями процессы деформирования пород кровли и почвы в очистных выработках зачастую исчерпываются. В этих условиях особенно эффективна разработка крутозалегающих рудных тел.

Значительно чаще в выработанном пространстве вслед за упругими смещениями пород развиваются неупругие деформации и происходят локальные разрушения пород. Наиболее распространенным видом проявлений горного давления в очистных выработках является обрушение пород кровли. При этом виде проявления горного давления выделяются две формы, отличающиеся следующими признаками:

- разрушение пород массива в форме пластин с утонченными краями характерно для областей повышенного горного давления, полость разрушения в данном случае длинной стороной ориентируется вдоль обнажения;

– в областях пониженных напряжений разрушение участков массива и конструктивных элементов систем разработки происходит в форме глыбовых отдельностей; в областях повышенного горного давления разрушение пород в форме глыбовых отдельностей происходит в тех случаях, когда размер структурного блока массива пород значительно меньше размера обнажения.

#### **6.4. Механические процессы в зоне опорного давления**

Под опорным давлением понимают давление покрывающих пород и пород, зависающих на краевые части массива и целики, на складочный массив, обрушенные породы в выработанном пространстве. По существу это давление, действующее вблизи опорного контура по всему его периметру. В общем виде опорное давление

$$P_{\text{оп}} = P_{\text{п}} + P_3, \quad (6.10)$$

где  $P_{\text{п}}$  – давление покрывающих пород массива;  $P_3$  – давление (пригрузка) зависающих пород.

Опорное давление возникает при проведении любой выработки, образовании в массиве какой-либо полости, имеющей пролет. Наиболее значительные зависания пород и перераспределения напряжений в массиве происходят при очистной выемке пластов угля, других полезных ископаемых.

Формирование опорного давления и изменение его во времени и пространстве представляет сложный геомеханический процесс. Значительные исследования в области опорного давления и расчете его параметров выполнили отечественные ученые В. Д. Слесарев, А. А. Борисов, С. А. Христианович, Г. И. Баренблат, К. А. Ардашев, И. Л. Черняк и др. Теоретические представления по вопросу об опорном давлении одним из первых изложил Вебер. Его представления о волнах горного давления получили широкую известность. Известны работы зарубежных ученых: А. Эккарда, Г. Шпакелера, Д. В. Филлипса, О. Якоби и др.

В распределении опорного давления выделяют ряд пространственных зон. На рис. 6.6 показан общий характер распределения опорного давления в плоскости пологого пласта. Относительно забоя в этой плоскости выделяют следующие зоны опорного давления: I – передняя, II – задняя, III – боковые (по падению и восста-

нию). По характеру изменений опорного давления выделяют зоны: динамических проявлений опорного давления; затухания динамических проявлений опорного давления; статического состояния или псевдостатического состояния опорного давления. В зонах динамических проявлений опорное давление  $Sq_1$  и  $Sq_2$  меняет свою интенсивность, характер распределения и ширину охватываемой зоны. Опорное давление в передней зоне I отличается от такового в боковых зонах III, что обусловлено динамикой зависаний пород вблизи забоя. На достаточном расстоянии от очистного забоя в боковых зонах динамических проявлений не существует.

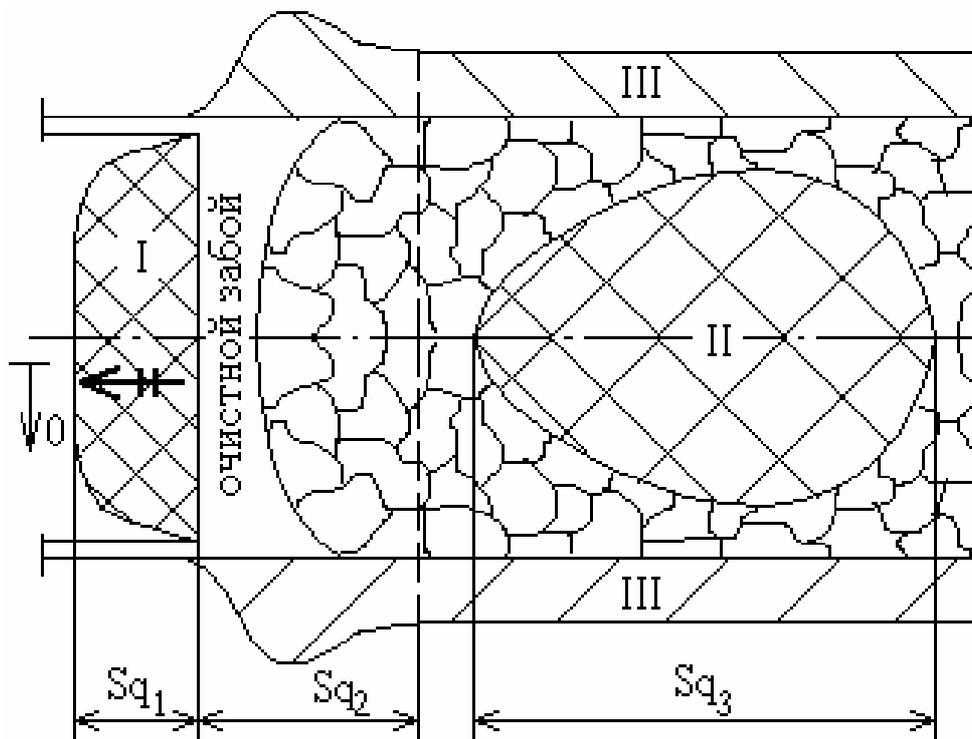


Рис. 6.6. Общий характер распределения опорного давления в плоскости пологого пласта

Динамика опорного давления в боковых зонах III проявляется в пределах зоны  $Sq_2$  в основном аналогично динамике проявления в зоне  $Sq_1$  (при практически одинаковой несущей способности и жесткости опор). Максимум опорного давления ориентируется вблизи забоя в направлении его подвигания: по простиранию, падению или восстанию.

Динамика опорного давления в задней зоне II проявляется довольно различно в зависимости от шага обрушения основной кровли, мощности основной кровли и степени ее подбучивания порода-

ми непосредственной кровли, т. е. от соотношения  $\frac{h_{н.к.}}{m}$ . В целом же в этой зоне опорное давление постепенно затухает.

В пределах самих зон опорного давления наблюдается его существенная дифференциация. Так, в передней зоне I выделяют следующие подзоны (рис. 6.7): *a* – пониженных напряжений, сравнительно с  $\sigma_z = \gamma H$ ; *б* – повышенных напряжений; *в* – вторая подзона пониженных напряжений; *г* – подзона напряжений, близких к  $\gamma H$ .

Пониженное напряжение в приконтурной части *a* очистного забоя, а также в боковых зонах опорного давления объясняется тем, что здесь пласт угля под действием опорного давления частично разрушается, в нем раскрываются трещины и другие макродефекты. Кроме того, эта часть пласта угля находится в двухосном напряженном состоянии, в то время как на большем удалении от забоя он находится в объемном напряженном состоянии. По этой причине опорное давление перемещается с участка *a* на участок *б*. Кроме того, участок *б* является обычно местом концентрации повышенных местных напряжений.

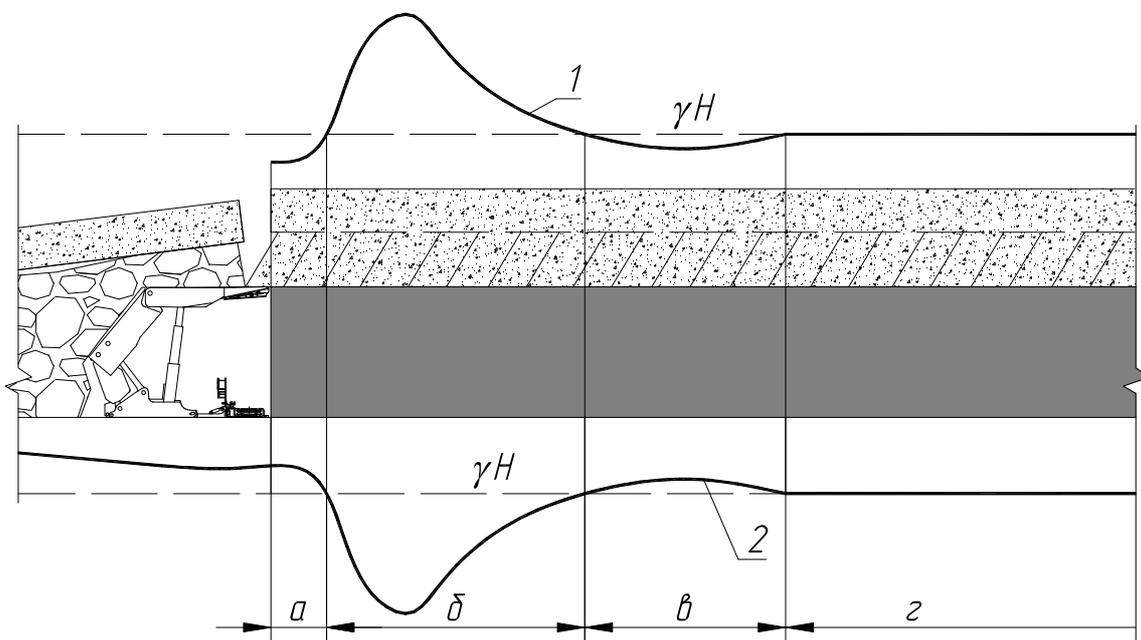


Рис. 6.7. Распределение опорного давления в зоне I (впереди очистного забоя):  
1 – эпюра напряжений в кровле; 2 – эпюра напряжений в почве пласта

Примыкающие к контуру отработанной площади зоны, нагруженные опорным давлением, называются краевыми. Вопрос о величинах деформаций, разрушениях в краевых зонах определяется соотношением интенсивности опорного давления, механических ха-

рактических пласта, условиями на контактных поверхностях, а также продолжительностью действия нагрузки. Последняя определяется скоростью подвигания очистного забоя.

Краевые зоны представляют своеобразные штампы, через которые опорное давление передается в породы подстилающей толщи, повышая здесь давление. Поэтому под краевыми зонами образуются области повышенных напряжений, в которых напряжения затухают на значительных удалениях от разрабатываемого пласта.

Породы непосредственной и основной кровли пласта периодически заваливаются и обрушаются, что приводит к периодическому изменению напряжений в заделке как со стороны забоя, так и боковых массивов пород. С увеличением консолей возрастают напряжения в массиве пород и деформации, обрушение консолей приводит к снижению напряжений и деформаций пород. Периодическое заваливание и обрушение пород непосредственной и основной кровли пласта по мере подвигания очистного забоя обуславливает волнообразный характер опорного давления. На рис. 6.8 показана схема волнообразного характера опорного давления в кровле пласта, отработываемого длинными забоями с полным обрушением кровли.

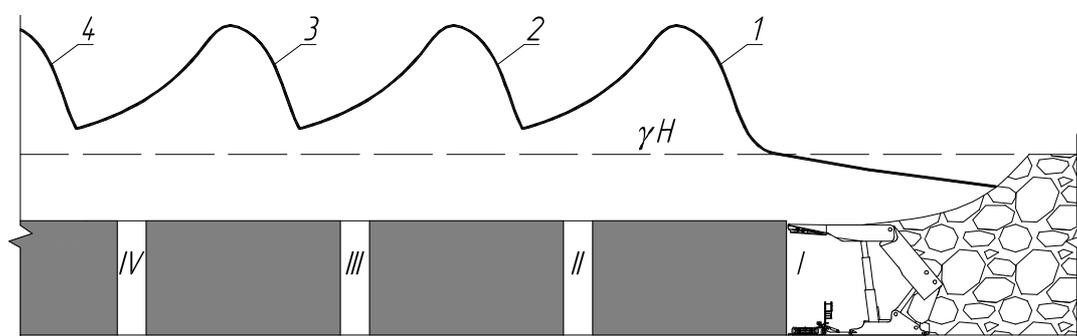


Рис. 6.8. Схема волнообразного проявления опорного давления, впереди забоя лавы:

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

Под действием напряжений в приконтурной части очистного забоя зачастую происходит смещение угля пласта в сторону выработанного пространства, развитие в нем трещин и его разрушение. Этот процесс обычно называют *отжимом угля в очистном забое*. Ширина зоны отжима угля зависит от многих горно-геологических и горнотехнических факторов и колеблется от 0,3 до 3–4 м.

На отжим угля оказывает влияние множество факторов: строение и прочность вмещающих пород, в особенности кровли пласта,

мощность, угол залегания и прочность угля пласта, способ управления кровлей, ширина призабойного пространства, тип крепи и его механическая характеристика (грузонесущая способность, жесткость и др.), ширина вынимаемой полосы (захвата исполнительного органа), скорость подвигания забоя и др.

*Параметры зон опорного давления.* Параметры зон опорного давления не стабильны, по мере подвигания очистного забоя изменяются в весьма широких пределах, т. е. можно говорить о динамике проявления опорного давления, которая обусловлена динамикой изменения пролетов завесаний пород покрывающей толщи, деформациями и разрушениями краевой зоны очистного забоя и вмещающих пород кровли и почвы пласта. В большей мере параметры зон также зависят от геометрических размеров и формы очистного забоя, глубины расположения выработки, скорости подвигания забоя, способа управления кровлей.

По данным многочисленных шахтных наблюдений протяженность зоны I опорного давления впереди забоя лавы колеблется от 10 до 250 м, ширина боковой зоны по восстанию и падению пласта от 10 до 60 м, а позади забоя лавы – от 40 до 200 м.

В условиях шахт Кузбасса на глубине разработки 100–150 м протяженность зон I и III обычно не превышает 15–20 м, в то время как на глубине 600–700 м она составляет, при прочих равных условиях, 60–80 м. Увеличение мощности и прочности пород основной кровли влечет за собой увеличение шага ее обрушения и, следовательно, роста величины опорного давления и протяженности зон его проявления. Стабилизация опорного давления и формирование зоны II в выработанном пространстве происходит в основном с отставанием от забоя на 70–80 м при легкообрушающихся породах кровли, 100–120 м – при среднеобрушающихся породах и 170–200 м – при труднообрушающихся породах.

В комплексе многообразных проявлений горного давления опорное давление имеет особое значение. Проявления опорного давления играют основную роль в возникновении горных ударов, внезапных выбросов. От опорного давления в наибольшей мере зависит устойчивость подготовительных выработок, примыкающих к очистным выработкам.

Особенно важное значение опорное давление приобретает при разработке свит пластов, когда происходят многократные надработ-

ки и подработки пластов, при больших пролетах выработок, а также по мере возрастания глубины работ и усложнении геологических условий месторождений полезных ископаемых.

## **6.5. Устойчивость пород кровли в очистных забоях**

### **6.5.1. Устойчивость обнажений кровли в очистных выработках по угольным пластам**

При ведении очистных работ по пологим и наклонным пластам первостепенное значение имеет устойчивость кровли пласта, а по крутонаклонным и крутым пластам – как кровли, так и почвы пласта. Потери устойчивости почвы в очистных выработках по крутонаклонным и крутым пластам происходят обычно в результате сползания слоев по контактам напластования с низкой силой сцепления, т. е. при условии, когда  $F_{\text{сц}} < F_{\text{сд}}$ , где  $F_{\text{сц}}$  – сила сцепления по поверхности сползания слоев (отдельности);  $F_{\text{сд}}$  – сила сдвига слоев.

Устойчивость кровли пласта в очистной выработке обычно определяется площадью и временем, в течение которого она с момента обнажения сохраняет устойчивое состояние. Непосредственная кровля угольных пластов представлена преимущественно слоистыми породами. Поэтому устойчивость ее при обнажении определяется главным образом устойчивостью нижнего слоя (слоев) в призабойном пространстве.

Устойчивость пород кровли в очистной выработке, как и в любых горных выработках, зависит, как отмечено выше, от многих природных, горнотехнических и технологических факторов. Часть из них проявляется особенно существенно при отработке пластов длинными забоями с обрушением кровли. Так, по данным ДонУГИ и КузНИУИ опускание пород кровли за период посадки составляет около 65 % от величины опускания кровли за период выемки. При применении механизированных крепей и раздельном влиянии выемки и посадки общая зона их влияния возрастет в 1,6–1,8 раза, а опускание кровли – в 1,3–1,9 раза. С увеличением мощности пласта при одних и тех же боковых породах повышается интенсивность деформаций пород кровли и снижается их устойчивость. Это является следствием того, что с увеличением мощности пласта происходит большее раздавливание и отжим угля и уменьшение сопротив-

ления угольного забоя смещению кровли, а также увеличение податливости обрушенных пород у задней опоры в выработанном пространстве.

В последние годы значительную часть пологих пластов в Кузбассе отрабатывают лавами длиной 180–200 м, отдельные выемочные столбы – лавами длиной 300 м (шахта «Распадская», ИК «Соколовская»). Натурные наблюдения и накопленный опыт показывают, что увеличение длины лавы с 60–80 до 200 м не затрудняет выемку угля и положительно сказывается на обрушаемости пород кровли в выработанном пространстве. При этом уменьшается зависание пород основной кровли и, следовательно, снижается опорное давление на массив угля впереди забоя. В лавах большой длины опускание кровли и нагрузки на крепь распределяются более равномерно, чем в лавах небольшой длины. Однако вопросы зависимости устойчивости кровли в призабойном пространстве от длины лавы и распределения нагрузки на крепь от длины лавы требуют выполнения специальных исследований.

Увеличение ширины призабойного пространства приводит, при прочих равных условиях, к снижению устойчивости пород кровли, так как при этом возрастает их смещение и нагрузка на крепь. Характер перераспределения напряжений в породах более сложный, более неравномерна и концентрация в них напряжений.

Устойчивость пород кровли угольного пласта в призабойном пространстве лавы может быть оценена коэффициентом  $K_y$  устойчивости незакрепленной кровли:

$$K_y = \frac{m_{\text{сл}} \sigma_{\text{сж}} K_s}{H \gamma K_{\text{тр}}}, \quad (6.11)$$

где  $m_{\text{сл}}$  – мощность нижнего слоя (пластовой отдельности) непосредственной кровли;  $\sigma_{\text{сж}}$  – предел прочности породы слоя на сжатие;  $K_s$  – величина, обратная площади незакрепленного пространства кровли;  $H$  – глубина залегания кровли пласта;  $\gamma$  – средний объемный вес пород, залегающих над пластом;  $K_{\text{тр}}$  – коэффициент трещиноватости, равный квадратному корню из общего числа трещин на  $1 \text{ м}^2$  кровли.

По данным В. И. Кравченко, при  $K_y < 0,8$  кровля ложная и обрушается сразу при обнажении, при  $K_y = 0,8–1,1$  она находится в критическом состоянии и требует закрепления вслед за выемкой уг-

ля, при  $K_y = 3-5$  она устойчивая с применением режущей крепи, а при  $K_y = 5-6$  очень устойчивая без применения режущей (обрезной) крепи.

Разработаны различные классификации кровли пластов по устойчивости. В основу классификаций положена площадь незакрепленной кровли и время, в течение которого она может стоять не разрушаясь. В классификациях ширина полосы обнажаемой кровли при выемке угля (полезного ископаемого) пласта принята 1–2 м, исходя из технологии ведения очистных работ в лаве.

В классификации А. А. Борисова породы кровли очистных выработок по устойчивости разделены на:

- неустойчивые – без применения крепи породы кровли обрушаются вслед за подвиганием забоя;

- слабоустойчивые – в призабойной полосе шириной до 1 м устойчивы в течение 2-3 ч;

- среднеустойчивые – в призабойной полосе шириной до 2 м устойчивы до 1 сут;

- устойчивые – в призабойной полосе шириной до 2 м имеют длительную устойчивость до 2 сут;

- весьма устойчивые – в призабойной полосе шириной до 5–6 м обладают длительной устойчивостью.

На угольных шахтах страны используют в основном классификацию непосредственной кровли по устойчивости, разработанную С. Т. Кузнецовым. По ней кровли пластов делятся на пять классов:

I – весьма неустойчивые: обрушаются почти сразу после обнажения. Обнажения площадью до  $6 \text{ м}^2$   $[(1,4-2) \cdot 3 \text{ м}]$ , где 1,4–2 м – ширина обнажаемой полосы, 3 м – длина обнажаемой полосы по забою] устойчивы не более 5 мин. Затяжка кровли 80–100 %.

II – неустойчивые: допускают обнажения до  $8 \text{ м}^2$   $[(1,4-2) \cdot 4 \text{ м}]$  в течение 20 мин. Затяжка кровли от 60 до 100 %.

III – средней устойчивости: допускаются обнажения от 8 до  $50 \text{ м}^2$   $[(1,4-2) \cdot 25 \text{ м}]$  в течение от 20 мин до 2 ч. Затяжка кровли от 40 до 70 %.

IV – устойчивые: обнажения  $50 \text{ м}^2$   $[(1,4-2) \cdot 25 \text{ м}]$  устойчивы не менее 2 ч. Затяжка кровли применяется только у заколов и трещин.

V – весьма устойчивые: допускают обнажения шириной 1,2–1,5 м по всей длине забоя (80–120 м) в течение 3–4 ч. Затяжка применяется только у заколов и трещин.

В лавах, оснащенных механизированными комплексами, отпа-

дает необходимость в затяжке кровли. Однако при выборе типа механизированного комплекса и геомеханическом обосновании управления кровлей пласта в выработанном пространстве на практике часто используют эту классификацию.

В. Д. Слесарев, рассматривая кровлю над очистными выработками как плиту, свободно опертую или защемленную по контуру, получил ряд формул для определения пролетов обнаженной кровли, при которых она находится в различных состояниях. Автором рассмотрены три состояния кровли, которые он назвал предельными.

Первое предельное состояние характеризуется тем, что в опасном сечении растягивающие напряжения равны нулю. Величину первого предельного пролета определяют по формулам:

– для балки со свободно опертыми концами

$$L_I = \sqrt{\frac{4\sigma_p h}{3\gamma}}; \quad (6.12)$$

– для балки с защемленными концами

$$L'_I = \sqrt{\frac{2\sigma_p h}{\gamma}}, \quad (6.13)$$

где  $\sigma_p$  – предел прочности породы на растяжение;  $h$  – мощность слоя;  $\gamma$  – объемный вес пород.

Второе предельное состояние кровли характеризуется тем, что породы испытывают максимальные деформации без нарушения их сплошности. Второй предельный пролет для случаев свободно опертой и защемленной балок определяют соответственно по формулам

$$L_{II} = \sqrt{\frac{2\sigma_p h}{\gamma}}; \quad (6.14)$$

$$L'_{II} = \sqrt{\frac{3\sigma_p h}{\gamma}}. \quad (6.15)$$

Третье предельное состояние характеризуется распространением трещин в кровле и ее обрушением.

Метод В. Д. Слесарева не учитывает ряд факторов, существенно влияющих на деформации пород кровли. В действительности

процессы формирования предельных пролетов кровли в выработках значительно сложнее. Однако этот метод позволяет приближенно определять предельные пролеты кровли в очистных выработках. Наиболее приемлем метод для прогноза предельных пролетов кровли в камерах.

### **6.5.2. Устойчивость обнажений кровли в очистных выработках по рудным залежам**

подавляющее большинство рудных месторождений разрабатывают камерной и камерно-столбовой системами разработки с оставлением между камерами опорных целиков различных форм и размеров.

Устойчивость породных обнажений в камерах зависит, при прочих равных условиях, от ширины камеры. Увеличение ширины камеры приводит к снижению устойчивости обнажений пород в ней. Потери устойчивости обнажений в камерах, других очистных выработках по рудным телам происходят, как и в выработках по пластовым залежам, в результате вывалообразования и разрушения пород под действием опасных напряжений.

По данным исследований Э. В. Каспарьяна, линейные размеры вывалов из обнаженных пород кровли в очистных выработках находятся в определенной взаимосвязи между собой и, кроме того, определяются соотношениями объемного веса пород, напряжениями распора структурных блоков неоднородностей, ограничивающих эти структурные блоки.

Соотношения размеров возможных вывалов в очистных выработках по рудным залежам и указанных параметров, характеризующих структуру и состояние массива, в первом приближении могут быть выражены следующим условием образования вывалов:

$$\frac{\gamma}{2f_{\text{тр}}P} > \frac{1}{a} + \frac{1}{b}, \quad (6.16)$$

где  $a$  и  $b$  – поперечные размеры возможных вывалов или обрушений (в плане);  $P$  – распор структурных блоков;  $f_{\text{тр}}$  – коэффициент трения по поверхностям структурных неоднородностей;  $\gamma$  – объемный вес пород кровли, склонных к вывалам.

Неравенство (6.16) в системе координат  $(a, b)$  представляет собой гиперболическую кривую, разграничивающую области устой-

чивых и неустойчивых обнажений пород кровли, имеющих форму прямоугольников с различными размерами сторон (рис. 6.9).

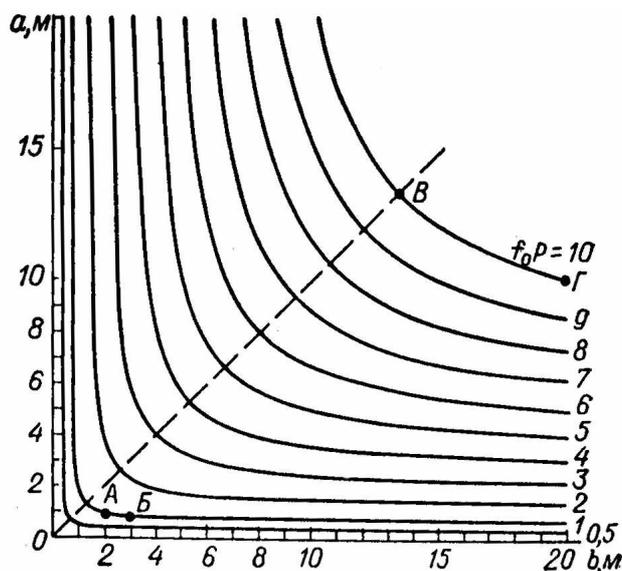


Рис. 6.9. Графики областей устойчивых обнажений кровли очистных выработок

По данным экспериментов значения коэффициентов трения движения для пятнистых апатитовых руд, мончикита и других пород колеблются в пределах 0,15–0,33, а коэффициент трения покоя – 0,33–0,53.

При увеличении распора  $P$  структурных блоков или коэффициентов трения  $f_{\text{тр}}$  по поверхностям структурных неоднородностей размеры устойчивых обнажений возрастают.

На рис. 6.9 приведены по результатам исследований И. А. Турчанинова, М. А. Иофиса и Э. В. Каспарьяна параметры областей устойчивых обнажений кровли очистных выработок в зависимости от напряжений бокового распора структурных блоков  $P$  и коэффициента  $f_{\text{тр}}$  по поверхности структурных неоднородностей. Значение объемного веса  $\gamma$ , ввиду его сравнительно малой изменчивости, принято постоянным ( $\gamma = 30 \text{ кН/м}^3$ ). Из графика следует, например, что если произведение  $Pf_{\text{тр}} = 1$ , предельные размеры (ширина  $a$ , длина  $b$ ) устойчивых обнажений кровли составляют всего лишь  $2 \times 1 \text{ м}$  (точка А),  $3 \times 0,8 \text{ м}$  (точка Б) и тому подобное. Если произведение  $Pf_{\text{тр}} = 10$ , то предельные размеры устойчивых обнажений возрастают до  $13,5 \times 13,5 \text{ м}$  (точка В),  $20 \times 10 \text{ м}$  (точка Г) и т. п.

Аналогичным образом можно установить параметры устойчивых обнажений по результатам инструментальных и визуальных натуральных наблюдений.

Предельный пролет камер при разработке рудных залежей наклонного и крутого падения, при котором кровля, сложенная слоистыми породами, сохраняет устойчивость обнажений, можно определить из выражения

$$l_{\text{пр}} = K_{\text{пз}} \sqrt{\frac{h_c}{4} \operatorname{tg}^2 \alpha L + \frac{2h_c \sigma_p}{\gamma \cos \alpha} - \frac{h_c}{2} \operatorname{tg} \alpha}, \quad (6.17)$$

где  $K_{\text{пз}}$  – коэффициент ползучести, учитывающий влияние времени на устойчивость пород всячего бока, рекомендуется принимать  $K_{\text{пз}} = 0,7-0,9$ ;  $h_c$  – мощность нижнего слоя непосредственной кровли;  $L$  – расстояние между барьерными целиками;  $\sigma_p$  – предел прочности пород кровли (слоя) на растяжение;  $\gamma$  – объемный вес пород кровли;  $\alpha$  – угол падения рудного тела.

Предложено большое количество эмпирических зависимостей для определения напряженного состояния и предельных размеров обнажений пород кровли в камерах, в других очистных выработках по отработке рудных месторождений с различными геологическими условиями.

Имеется ряд частных классификаций пород кровли очистных выработок по устойчивости применительно к разработке конкретных рудных месторождений. Основой этих классификаций обычно служат качественные признаки: петрографический состав, структурные и текстурные особенности пород, глубина заложения выработок и др.

Так, М. И. Агашков подразделяет горные породы по их устойчивости на пять групп.

1. Породы весьма неустойчивые, не допускающие даже незначительных обнажений в кровле и боках выработки без крепления.

2. Породы неустойчивые, допускающие небольшие обнажения кровли и боков, т. е. требующие прочного поддержания непосредственно за выемкой.

3. Породы средней устойчивости, допускающие обнажения на относительно большой площади, т. е. не требующие поддержания их сразу вслед за выемкой.

4. Породы устойчивые, допускающие значительные обнажения и требующие поддержания только в отдельных местах или через некоторые интервалы.

5. Породы весьма устойчивые, допускающие большие обнажения без крепления.

## 6.6. Сдвигение горных пород при очистной выемке

Проведение выработок и ведение очистных работ в породных массивах нарушает их равновесное состояние, в результате чего породы деформируются и сдвигаются. Обрушающиеся породы кровли, разрыхляясь, создают подпор для прогибающихся вышележащих пород и для почвы. Сдвигение и деформация пород происходит главным образом в результате их подработки при ведении очистных работ.

Под *сдвижением* горных пород понимают деформирование и перемещение пород в результате нарушения их равновесия под влиянием горных работ. Сочетание форм сдвижения и изменения состояния толщи в результате ее подработки называют *характером сдвижения*.

Часть породного массива, подвергающуюся сдвижению под влиянием горных работ, принято называть *областью сдвижения горных пород*, а соответствующую часть земной поверхности – *мульдой сдвижения* (рис. 6.10).

При значительных размерах выработанного пространства (площади подработки) и небольшой глубине разработки сдвигение пород распространяется обычно до земной поверхности с образованием *мульды сдвижения*. Сдвигение вызывает в подработанных породах сжатие, растяжение, изгиб и сдвиг. Породы при этом деформируются и значительная часть из них, залегающая над пластом (непосредственная и основная кровля), разрушается. Степень деформирования массива пород зависит от многих горно-геологических и горнотехнических факторов.

В подработанной толще в направлении вверх от выработанного пространства выделяют три зоны, которые характеризуются различной степенью нарушенности горных пород: обрушения, прогиба с нарушением сплошности слоев в виде трещин и плавного прогиба без нарушения сплошности слоев.

Зависшие и потерявшие опору на почву пласта слои передают свой вес на окружающие очистную выработку породы, формируя зону опорного давления.

По характеру деформирования и разрушения слоев пород в подработанной толще после стабилизации процесса сдвижения можно выделить четыре характерные зоны (рис. 6.10).



стиранию  $\psi_3$  (на рис. 6.10 не показан). При пологом залегании пластов углы полных сдвижений не зависят от угла падения пластов, имеют примерно постоянное значение  $65-70^\circ$  и ориентированы по отношению к плоскостям напластования пород.

Зоны III *a*, III *б* характеризуются наибольшей неравномерностью вертикального опускания пород. В них происходит наибольший изгиб слоев с образованием полостей и раскрытых трещин. Прогиб слоев горных пород здесь можно представить как прогиб большой пачки плит, имеющих небольшую контактную связь между собой.

В зонах IV *a*, IV *б* происходит сжатие пород и формирование опорного давления. В них слои прогибаются преимущественно плавно без разрыва сплошности. Опорное давление в толще пород у границ очистных работ создается вследствие их зависания над выработанным пространством и передачи части веса зависших пород в качестве дополнительной нагрузки на краевые части массива.

Абсолютная величина опорного давления и размеры зоны, на которую оно распространяется, зависят от многих факторов, но главным образом от строения и прочностных свойств пород, глубины разработки и размеров площади очистной выработки.

Зона опорного давления распространяется от границы сдвижения подработанного массива ЛБ и МЗ и линий ВГ и ЕК, проведенных через границы выработки (рис. 6.10).

Характер процесса сдвижения пород над зонами III *a*, III *б*, прилегающих к земной поверхности, существенно отличается от характера сдвижений в зонах IV *a*, IV *б*. При соответствующих условиях здесь могут образоваться трещины разрывов, выходящие на земную поверхность вблизи границы мульды сдвижения.

В почве пласта под зоной опорного давления IV *a*, IV *б* образуется зона опорного давления (сжатия) пород, т. е. зона V *a*, V *б*. Непосредственно под очистным выработанным пространством в зоне VII породы расширяются и поднимаются в сторону выработки, т. е. существенно разгружаются. В них напряжения в основном значительно меньше исходных до начала ведения горных работ в массиве.

В зонах VI *a*, VI *б*, занимающих промежуточное положение между зоной опорного давления V *a*, V *б* и зоной разгрузки VII, происходит неравномерное поднятие пород с разрывом их сплошности и раскрытием пород различных трещин.

Внешняя огибающая перечисленных зон образует контур области влияния очистной выработки (огибающая АЛБИЗМЖ). Часть массива в области влияния очистной выработки, расположенную над пластом, называют *подработанной*, под пластом – *надработанной*. Соответственно этому различают зоны разгрузки при подработке и надработке.

Высота зоны расслоений, по данным ВНИМИ, ограничивается 30–35-кратной мощностью пласта для трещин, ориентированных по нормали к напластованию, и значительно меньше для трещин, параллельных напластованию.

Контуры мульды сдвижения на поверхности связывают с границами очистных работ внешними граничными углами  $\beta$  (по падению),  $\gamma$  (по восстанию) и  $\delta$  (по простиранию). Над выработанным пространством, как отмечено выше, фиксируют внутренние углы полных сдвижений  $\psi_1$ ,  $\psi_2$ ,  $\psi_3$  и угол максимальных оседаний  $\theta$  (рис. 6.11).

Различают полную и неполную подработку. При полной подработке породы зоны полных сдвижений (рис. 6.10, зона II) достигают земной поверхности с образованием плоского дна мульды сдвижения, при неполной подработке зона полных сдвижений расположена внутри подработанных пород.

*Угол максимальных оседаний*  $\theta$  образован горизонтальной плоскостью и линией, соединяющей середину выемочного пространства и максимального оседания на дневной поверхности.

При полной подработке и управлении кровлей полным обрушением *максимальное вертикальное опускание* (оседание) дневной поверхности по Кузбассу достигает (0,7–0,15)м, в Донбассе (0,8–0,9)м, в Карагандинском бассейне (0,7–0,75)м. При полной закладке, в зависимости от ее плотности, эта величина находится в пределах (0,15–0,45)м.

Общая продолжительность процесса сдвижения пород и период опасных деформаций подработанных пород очистными работами зависят от многих природных, горнотехнических и технологических факторов, основными из которых являются глубина разработки, система разработки, параметры очистной выработки, мощность и угол залегания пласта (залежи) полезного ископаемого, строение и механические свойства горных пород и условия их залегания и скорость подвигания очистного забоя.

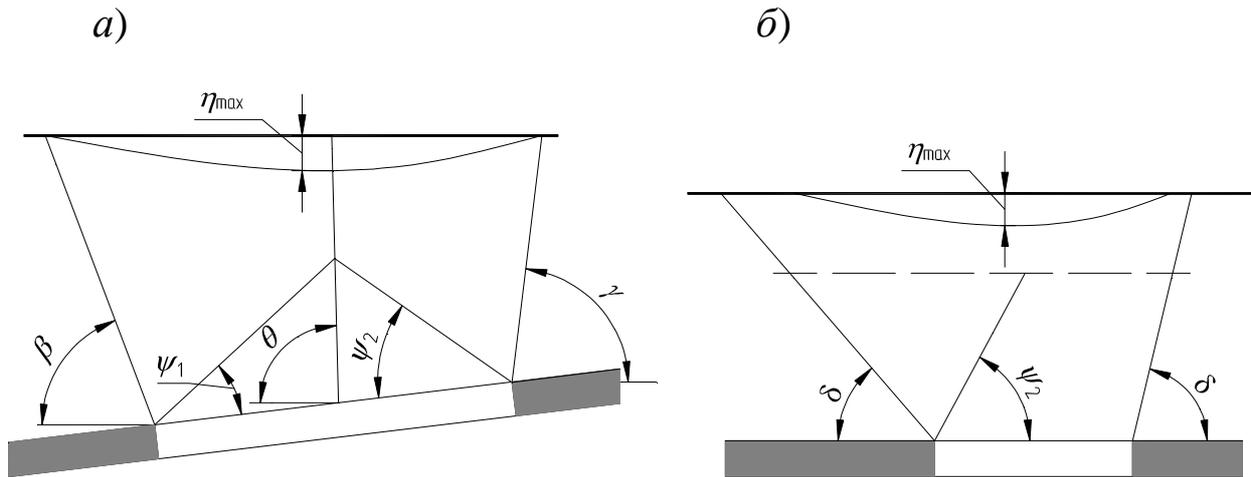


Рис. 6.11. Углы сдвижений пород при неполной подработке земной поверхности (а, б – разрезы соответственно вкrest простирания и по простиранию):

$\beta, \gamma, \delta$  – граничные углы сдвижений пород;  $\psi_1, \psi_2, \psi_3$  – углы полных сдвижений пород;  $\eta_{max}$  – максимальное оседание земной поверхности

Общую продолжительность  $T_{общ}$  процесса сдвижения горных пород обычно определяют из выражения

$$T_{общ} = \frac{K_m H}{U}, \quad (6.18)$$

где  $H$  – глубина горных работ, м;  $U$  – скорость подвигания очистного забоя, м/мес.;  $K_m$  – коэффициент, зависящий от совокупности свойств массива горных пород. Значение  $K_m$  определяется опытным путем. Так, для условий Кузбасса  $K_m = 0,9-1,5$ .

По данным инструментальных наблюдений в условиях шахт Кузбасса в интервале глубины разработки от 100 до 700 м общая продолжительность процесса сдвижения горных пород составляет в основном от 5 до 36 мес.

Период опасных деформаций  $t_{оп}$  также устанавливают опытным путем или определяют из выражения

$$t_{оп} = K_{оп} T_{общ}, \quad (6.19)$$

где  $K_{оп}$  – коэффициент, зависящий от значения ожидаемого максимального оседания земной поверхности  $\eta_{max}$  и угла залегания пластов (для условий Кузбасса  $K_{оп}$  составляет 0,3–0,5).

## 7. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ НАДРАБОТКЕ И ПОДРАБОТКЕ ПЛАСТОВ

### 7.1. Общие сведения

Пласты и другие залежи полезных ископаемых в пределах месторождения залегают на различном расстоянии друг от друга. В наибольшей мере это относится к пластам угля. Они чаще в пределах месторождения, шахтного поля залегают свитами, т. е. группами на небольшом расстоянии друг от друга. Так, в условиях шахт Кузбасса расстояние между подавляющим большинством пластов составляет до 30–40 м.

Применительно к подготовке и отработке сближенных пластов исходя из проявлений геомеханических процессов во вмещающих массивах их зачастую по степени сближенности подразделяют на семь групп: первая – расстояние между пластами (мощность междупластья) менее 5 м; вторая – от 5 до 10 м; третья – от 10 до 20 м; четвертая – от 20 до 30 м; пятая – от 30 до 50 м; шестая – от 50 до 70 м; седьмая – более 70 м.

Существенно сближенные пласты независимо друг от друга отрабатывать нельзя, так как это может привести к оседанию части из них под влиянием выработанного пространства или раздавливанию их под действием опорного давления отрабатываемого (отрабатываемых) пласта.

Порядок отработки сближенных пластов регламентирован соответствующими нормативными документами.

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

Угольные пласты, залежи других полезных ископаемых отрабатывают в пределах шахтного поля, месторождения как сверху вниз, т. е. в так называемом нисходящем порядке, так и снизу вверх, т. е. в восходящем порядке. Порядок направления отработки пластов (залежей полезных ископаемых) принимают, прежде всего, в зависимости от степени их сближенности, учитывая возможные проявления динамических и газодинамических явлений.

Различают два основных вида взаимовлияния при разработке сближенных пластов: первый – при нисходящем порядке отработки, когда верхний пласт влияет на нижележащий под ним, второй – при

восходящем порядке, когда нижележащий пласт влияет на вышележащий (вышележащие) пласт. При первом виде отработка верхнего (верхних) пласта влияет на нижележащий (нижележащие) пласт, или говорят, что верхним пластом (пластами) надрабатывают нижележащий пласт (пласты) или породные массивы.

Итак, *надработка пласта*, надработка толщи пород – это воздействие горных работ по вышележащему пласту на нижележащий (нижележащие) пласт и толщу пород.

В тех случаях, когда горные работы по нижележащему пласту (пластам) влияют на вышележащий пласт (пласты) и толщу пород, говорят, что последние *подрабатываются* первыми.

Таким же образом различают подрабатывающий пласт (нижележащий, нижележащие пласты) и подрабатываемый пласт (пласты), толщу пород.

Согласно действующим нормативным документам, к категории сближенных подрабатываемых угольных пластов относят:

- пласты пологого и наклонного падения, при разработке которых вышележащие пласты могут попадать в зону обрушения пород кровли при ведении очистных работ на нижележащих пластах и оказываются непригодными к разработке;
- крутонаклонные и крутые пласты, при разработке которых вышележащие пласты попадут в зону интенсивных сдвижений и которые, в свою очередь, находятся в пределах зоны интенсивных сдвижений при разработке нижележащих пластов.

Эффективная и безопасная отработка сближенных пластов угля, других полезных ископаемых требует научного обоснования порядка и очередности их выемки. Успешное техническое решение комплекса этих задач возможно лишь на основе знаний о геомеханических процессах, происходящих в массивах пород при их надработке и подработке.

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

При разработке надрабатывающего пласта происходят перераспределения напряжений и деформационные процессы в породах кровли, почвы и в краевых частях пласта, граничащих с выработанным пространством, как показано на рис. 7.1. Под выработкой и над ней происходит сдвижение пород в сторону выработанного про-

странства. В породах кровли под действием силы тяжести налегающих пород происходит обрушение пород в выработанное пространство, расслоение, трещинообразование, связанное перемещение, прогиб пород и другие сложные процессы. Деформации и сдвиги пород массива вокруг очистной выработки распределяются в соответствии с законами установления нового равновесного состояния.

В окрестности очистной выработки надрабатывающего пласта в области ее влияния формируются зоны разгрузки и опорного давления. Особенности формирования этих зон и основные их параметры рассмотрены в 5.3.1–5.3.3.

Под воздействием надрабатывающего пласта в надрабатываемом (надрабатываемых) пласте и породах формируются три зоны: I – зона сжатия пласта и пород, т. е. зона повышенных напряжений; II – зона разгрузки пласта и пород; III – зона уплотнения пород. На рис. 7.1 показана схема формирования этих зон при надработке угольного пласта пологого залегания (разрез по простиранию пласта).

Под влиянием опорного давления впереди забоя по надрабатываемому пласту (рис. 7.1, зона I) в надрабатываемой толще происходит сжатие пласта и пород. При этом с увеличением мощности междупластья уменьшается как протяженность зоны сжатия, так и величина сжатия пласта и пород в этой зоне. Влияние опорного давления при надработке распространяется на расстояние до 120 м (вглубь массива по нормали) от надрабатывающего пласта.

Величина максимальных деформаций сжатия изменяется от 0,1 до 0,7 % в зависимости от мощности междупластья и свойств слагающих его пород.

В зависимости от прочности угля пласта (полезного ископаемого), величины опорного давления, действующего на призабойную часть массива, зона разгрузки начинается на расстоянии 3–6 м впереди забоя очистной выработки по надрабатываемому пласту, где сжатие сменяется расширением пласта и пород (рис. 7.1, зона II). При этом наиболее интенсивное расширение пласта и пород (упругое восстановление) происходит на участке до 25–30 м позади надрабатывающего забоя. На рис. 7.2 приведены графики смещения пород кровли в выемочных штреках по крутым пластам под влиянием надработки. Глубина расположения выработок 280–300 м, мощность междупластья 18–20 м, прочность пород междупластья на сжатие

55–60 МПа. Из рис. 7.2 видно, что в зоне разгрузки произошло смещение (поднятие) пород междупластья до 55 мм в сторону выработанного пространства надрабатывающей лавы с 3–5 впереди забоя до 40–50 м за ним, причем более интенсивно разгружались породы, менее удаленные от надрабатывающего пласта (кривая 2).

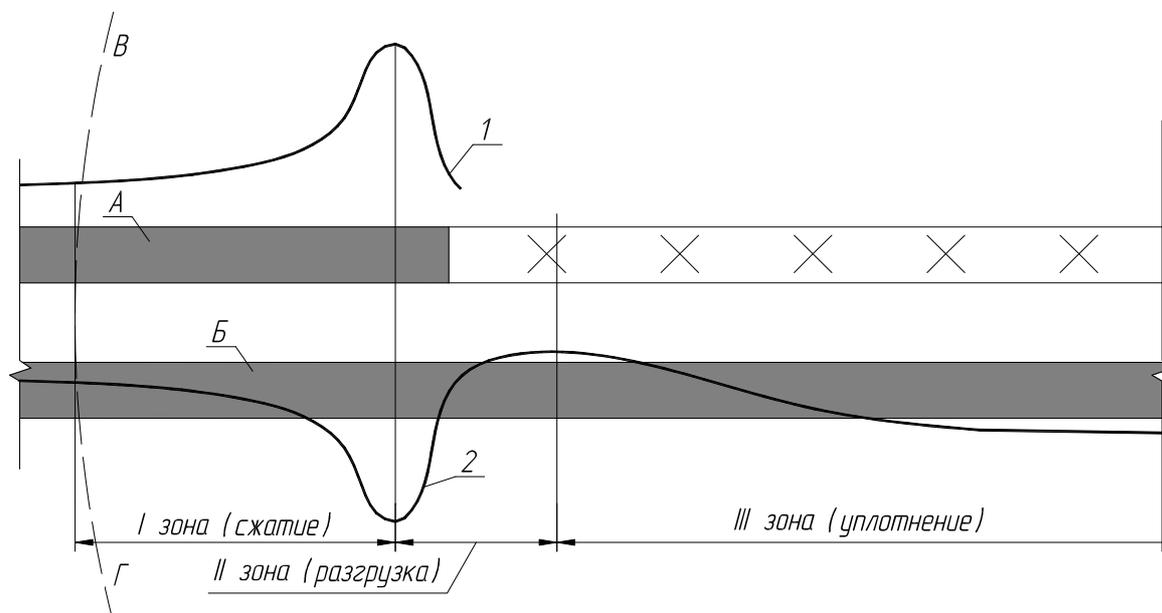


Рис. 7.1. Схема деформаций толщи пород и пласта при надработке:

А – надрабатывающий пласт; Б – надрабатываемый пласт; ВГ – граница влияния опорного давления; 1 – эпюра напряжений в породах кровли надрабатываемого пласта; 2 – кривая деформации надрабатываемой толщи пород и пласта

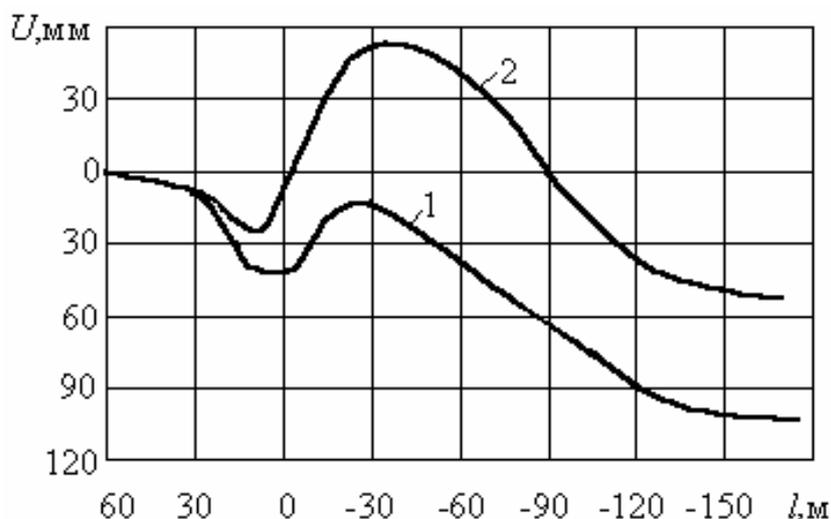


Рис. 7.2. Графики смещений пород кровли в выемочных штреках под влиянием надработки:

1, 2 – глубина закладки реперов в кровлю штреков (по нормали) соответственно 1 и 2 м

Следовательно, деформация пород междупластья происходила с расслоением, расщеплением.

Аналогично происходит деформация пород междупластьев под воздействием надработки при разработке пологих и наклонных пластов (рис. 7.3).

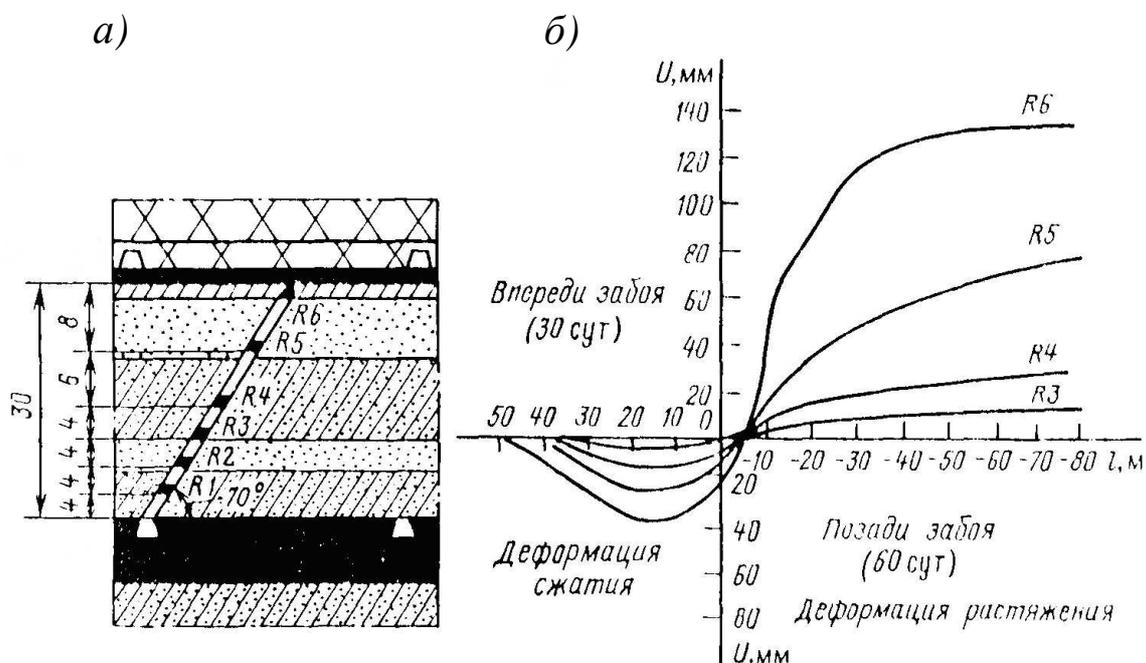


Рис. 7.3. Схема заложения реперов (а) и графики деформаций пород междупластьев под влиянием надработки (Кузбасс, Томусинский район) (б)

На некотором расстоянии от забоя надрабатывающего пласта в сторону выработанного пространства расширение пласта и пород сменяется последующим сжатием, т. е. происходит уплотнение обрушенных пород и формирование зоны III (рис. 7.1). Уплотнение надработанных пород массива в зависимости от их строения, прочности и других факторов начинается на расстоянии 80–100 м позади забоя надрабатывающей выработки. На расстоянии более 80–100 м позади забоя по надрабатываемому пласту происходит медленное уплотнение надработанных пород. Процесс уплотнения пород продолжается довольно большой промежуток времени, иногда несколько лет. На длительность этого процесса влияют многие горногеологические и горнотехнические факторы. Однако независимо от продолжительности уплотнения пород они не достигают плотности, которой обладали до надработки, и напряжения в них обычно меньше, чем начальные, т. е. до их надработки.

При разработке свит, включающих несколько сближенных

пластов, происходит их надработка по несколько раз. Общий характер деформации вторично (и более) надрабатываемых пород массива аналогичен характеру деформации пород толщи при первичной надработке. Однако при вторичной надработке максимальные величины и скорости деформаций в зонах сжатия и разгрузки обычно меньше, чем при первичной надработке.

В результате надработки углепородных массивов в них существенно снижаются в пределах зоны разгрузки напряжения и давление заключенных в них газов из-за дегазации и, следовательно, возможности проявления в них в процессе разработки горных ударов и внезапных выбросов. Поэтому предварительная надработка ударо- и выбросоопасных пластов является одним из наиболее эффективных способов предотвращения в них горных ударов и внезапных выбросов (см. гл. 11 и 12).

### **7.3. Влияние основных факторов на механические процессы в надрабатываемых массивах**

Механические процессы в надрабатываемых массивах и толщах зависят от многих природных, горнотехнических и технологических факторов, основными из которых являются мощность, структурно-текстурные элементы строения, прочностные и упругие свойства и угол залегания пород междупластья, глубина разработки, система разработки, параметры очистной выработки и скорость подвигания забоя.

С увеличением мощности и прочности пород междупластья глубина распространения влияния надработки довольно интенсивно уменьшается. На рис. 7.4 приведен график изменения концентрации напряжений в междупластье при надработке по результатам исследований КузНИУИ на моделях из эквивалентных материалов, выполненных для условий: глубина разработки 250 м, мощность надрабатываемого пласта угля 2,2 м, угол залегания пласта  $14^\circ$ , мощность междупластья 50 м, предел прочности пород междупластья на сжатие 80 МПа, скорость подвигания очистного забоя – 3–4 м/сут.

Из данных рис. 7.4 следует, что в рассматриваемых условиях на удалении от пласта 12–14 м влияние надработки почти полностью затухает.

По результатам натуральных исследований на отечественных и зарубежных угольных шахтах в интервале глубины разработки

150–800 м влияние опорного давления впереди забоя (в передней зоне) надрабатывающей лавы распространяется в основном вглубь надрабатываемого массива от 10 до 60 м, в краевых частях массива угля на границе с выработанным пространством (в боковой зоне) – от 15 до 120 м. Глубина распространения влияния надработки на полностью надрабатываемые породы обычно в 1,4–2,5 раза меньше, чем на породы массива под краевой частью надрабатывающего пласта. Следовательно, в краевых частях надрабатывающего пласта концентрируются повышенные напряжения в результате зависших на них пород кровли, которые распространяются вглубь массива на сравнительно большие расстояния. Эти особенности формирования зон повышенных напряжений (горного давления) в породах под краевыми частями надрабатывающего пласта имеют очень большое значение при выборе места расположения выработок по надрабатываемым пластам и в надрабатываемых породных толщах. Во всех случаях, по возможности, выработки следует располагать за пределами этих зон.

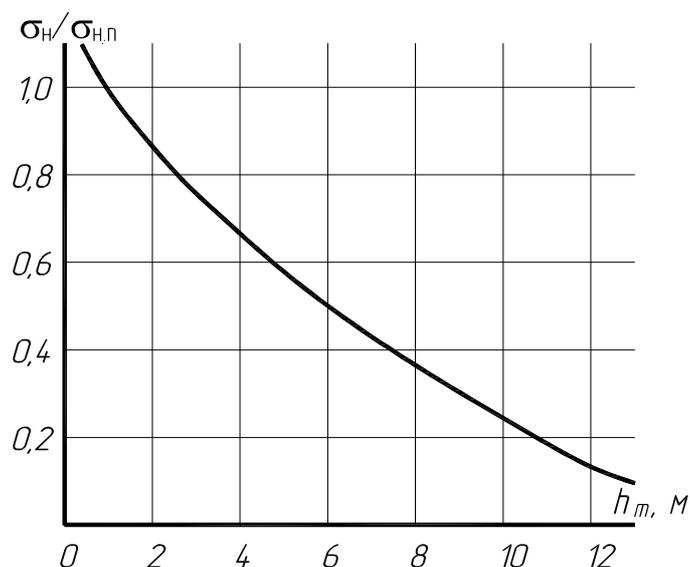


Рис. 7.4. Изменение концентрации напряжений в междупластье при надработке ( $\sigma_n$ ,  $\sigma_{n.p}$  – напряжение соответственно в надработанной толще пород и надрабатываемом пласте)

Концентраторами повышенных напряжений являются также целики, оставляемые по надрабатываемым пластам. Путем моделирования на эквивалентных материалах ВНИМИ было установлено, что влияние целика как концентратора напряжений сказывается под и над (при подработке пласта) его серединой на расстоянии до  $3v_{ц}$  в породах почвы и до  $4v_{ц}$  в породах кровли ( $v_{ц}$  – ширина целика). За пре-

делами этих расстояний целик не вызывает повышенной концентрации напряжений, однако под ним не возникает и разгрузки массива.

При переходе зоны влияния целика очистными работами по надрабатываемому (подрабатываемому) пласту зачастую происходят вывалы породы и повышается нагрузка на крепь, причем наиболее интенсивно у границы целика. Особенно опасны работы по выемке угля (полезного ископаемого) под целиками на пластах, склонных к внезапным выбросам и горным ударам.

По результатам исследований ВНИМИ основными факторами, влияющими на параметры зоны разгрузки (зона II на рис. 7.1), а также степень снижения напряжений в ней, являются: ширина выработанного пространства, прочность слагающих массив пород, глубина разработки, мощность отрабатываемого пласта и угол его залегания. Эти же факторы во многом определяют и параметры зоны опорного давления.

Затухание деформаций  $\varepsilon$  расширения пород в зоне разгрузки на расстоянии  $h$  от выработки в сторону ее кровли и почвы происходит согласно выражению

$$\varepsilon = \varepsilon_0 e^{-\frac{c}{a}h}, \quad (7.1)$$

где  $\varepsilon_0$  – относительная деформация упругого расширения пород на уровне кровли и почвы выработки;  $c$  – коэффициент, зависящий от механических свойств пород массива (для пород кровли с  $\sigma_{сж} = 25\text{--}80$  МПа значение  $c$  изменяется от 2,1 до 5,2, для пород почвы такой же прочности – от 3,9 до 6,8);  $a$  – ширина выработки.

По данным шахтных инструментальных наблюдений на расстоянии 0–100 м от выработанного пространства относительная деформация пород и угля в зоне разгрузки достигает 0,001–0,01 и более.

В породах почвы разгрузка распространяется на меньшую величину, чем в породах кровли. Эта разница тем больше, чем меньше отношение глубины разработки к ширине выработанного пространства. Прямая зависимость величины зоны разгрузки от ширины выработки сохраняется до некоторой предельной ширины выработки. Прекращение увеличения размеров зоны разгрузки вглубь почвы пласта происходит вследствие взаимодействия пород кровли и почвы, преимущественно в середине выработанного пространства.

Существенное влияние на формирование зоны разгрузки в надрабатываемых (подрабатываемых) толщах массива оказывают прочные слои. Увеличение их мощности и прочности приводит к уменьшению размеров зоны разгрузки. Влияет также взаимное расположение прочных и слабых слоев в надрабатываемых породах. При залегании непосредственно в почве надрабатывающего пласта прочного слоя (слоев) породы, в особенности мощностью более 2–2,5 м, влияние надработки, размеры, как зоны сжатия, так и разгрузки значительно меньше, чем при залегании его на некотором удалении от пласта.

Расстояние  $l_{уп}$ , начиная с которого позади очистного забоя по надрабатываемому пласту происходит уплотнение надработанной толщи массива, т. е. формирование зоны III (рис. 7.1), может быть определено по формуле, предложенной ВНИМИ:

$$l_{уп} = kH \operatorname{ctg} \psi_3, \quad (7.2)$$

где  $H$  – глубина разработки;  $\psi_3$  – угол полных сдвижений пород по простиранию пласта;  $k$  – коэффициент, учитывающий неполную надработку.

По данным исследований КузНИУИ, для условий пластов с труднообрушаемой кровлей Кузбасса  $k = 1,13–1,15$ ,  $\psi_3 = 53–56^\circ$ .

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

В подрабатываемых массивах пород происходят различные по интенсивности и степени механические процессы. По характеру деформаций в них, как и в надрабатываемых массивах (толщах), выделяются три зоны: I – зона сжатия; II – зона разгрузки; III – зона уплотнения (рис. 7.5).

Зона сжатия пласта распространяется впереди забоя подрабатывающей очистной выработки на расстояние, равное величине зоны опорного давления (рис. 7.5, кривая 2). Протяженность этой зоны, как отмечено в предыдущих материалах, зависит от многих факторов и составляет от 15 до 80 м и более. Попадая в зону опорного давления, подрабатываемый пласт и породы испытывают нагружение и происходит их сжатие (зона I деформаций). Опорное давление, передаваемое вышележащей толщей на подрабатываемый

пласт, может иметь весьма высокие значения максимумов, поскольку пласт в месте восприятия этого давления находится в объемном напряженном состоянии.

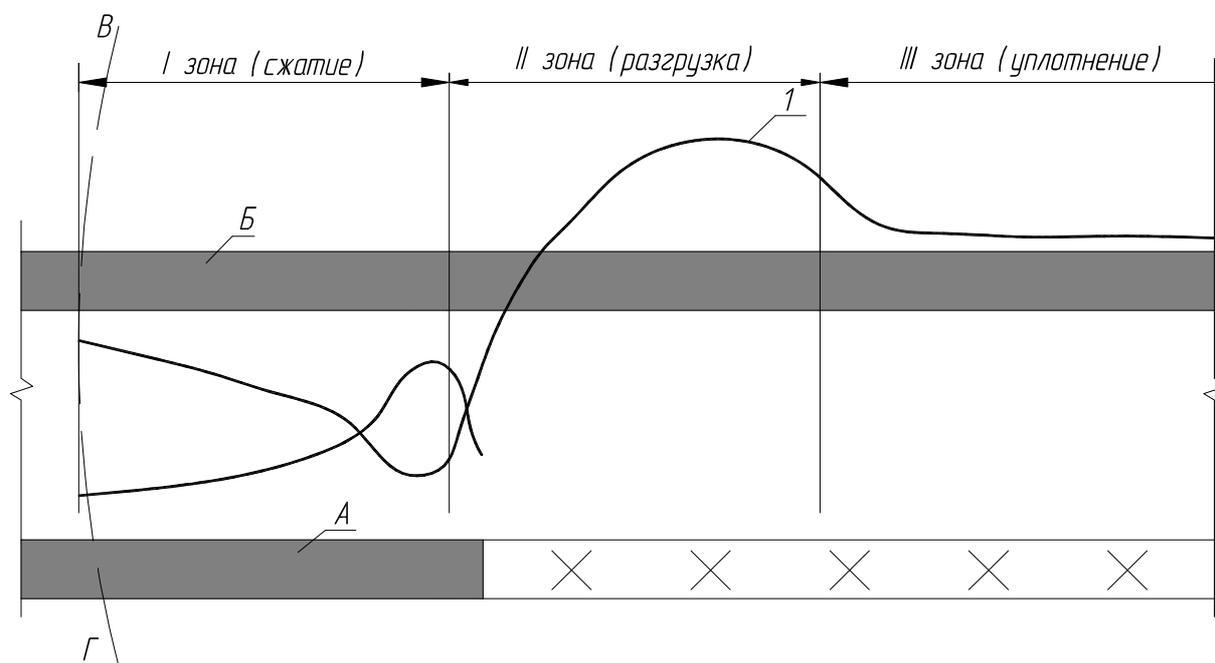


Рис. 7.5. Схема деформации пород и пласта при подработке:

*А* – подрабатывающий пласт; *Б* – подрабатываемый пласт; *1* – кривая деформации подработанной толщи пород и пласта; *2* – эпюра напряжений в породах кровли подрабатывающего пласта; *ВГ* – граница влияния опорного давления

Зона разгрузки начинается обычно с 5–8 м впереди забоя подрабатывающей очистной выработки (лавы) и продолжается до 30–40 м за ним. Наиболее интенсивная разгрузка пород происходит на участке до 10–15 м за забоем подрабатывающей лавы. Протяженность зоны разгрузки обычно возрастает с увеличением шага обрушения основной кровли и уменьшением мощности непосредственной кровли подрабатывающего пласта.

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

За зоной разгрузки по мере продвижения подрабатывающего очистного забоя в выработанном пространстве происходит уплотнение пород и формирование зоны III, в которой вертикальные на-

пряжения близки к первоначальным, т. е.  $\sigma \rightarrow \gamma_{\text{ср}}H$ . Однако, поскольку пласт и вмещающие породы испытали разломы, разбиты многочисленными новыми трещинами, прежнее напряженное состояние в них практически полностью не может восстановиться.

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

В результате сложного режима нагружений и разломов пласта и пород междупластья при подработке происходит частичный дренаж газа и осушение пласта и пород. Кроме того, предварительные разломы основной кровли подрабатываемого пласта приводят к резкому сглаживанию пиковых нагрузок на крепь выработки при последующей его выемке.

Совокупность этих процессов при их достаточной интенсивности приводит к значительной дегазации и разгрузке подрабатываемых пластов и породных толщ. В предварительной подработке угольных пластов, склонных к внезапным выбросам и горным ударам, заключается один из эффективных способов предотвращения этих весьма опасных геомеханических процессов (гл. 11, 12).

На рис. 7.6 представлен, по данным А. А. Борисова, характер влияния подработки в разрезе вкрест простирания для пластов угля горизонтального, пологого и крутого падения.

На этих рисунках пунктиром показано положение пласта после подработки, буквами  $\delta$  обозначены фактические углы разломов, а не углы полных сдвижений пород.

По мере возрастания угла падения изменяется взаимное положение откаточных и вентиляционных штреков и линий, ограничивающих области разрушений и деформаций, поэтому часть пластов вблизи откаточных штреков оказывается неподработанной.

Таким образом, в общем случае в пределах подработанного этажа могут образоваться три зоны: неподработанная, подработанная слабо и подработанная полностью.

При подработке пластов необходимо рассчитывать два параметра: минимальную мощность пород междупластья  $h_{\text{min}}$ , допускающую подработку, и минимально допустимое опережение очистного забоя по подрабатываемому пласту относительно очистного забоя по подрабатываемому пласту.

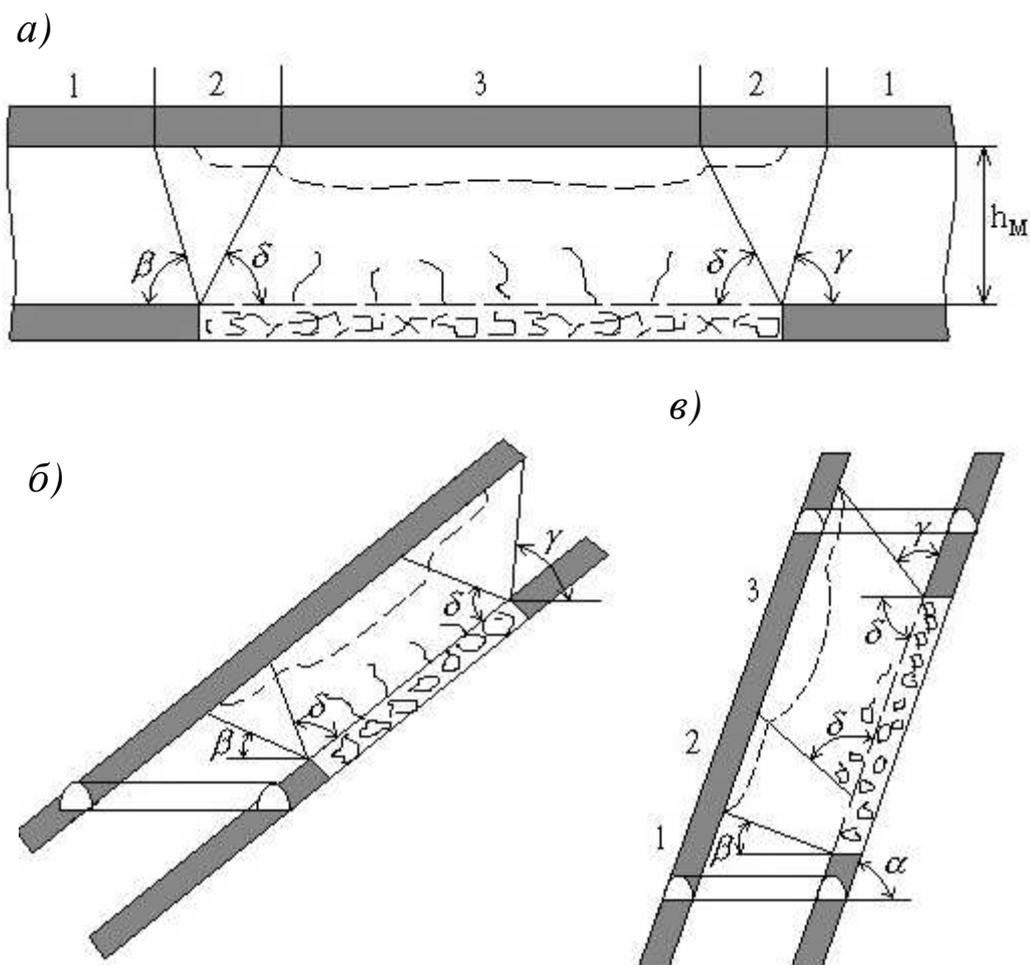


Рис. 7.6. Характер влияния подработки пластов:  
 а – горизонтальных; б – наклонных; в – крутых; 1, 2, 3 – соответственно  
 неподработанная, подработанная слабо и полностью подработанная зоны

Действующими нормативными документами подработка угольных пластов, обрабатываемых с полным обрушением кровли, допускается при выполнении условий:

- пологих и наклонных пластов

$$h_M > 6m; \quad (7.3)$$

- круто наклонных и крутых пластов

$$h_M > h_3 \sin \alpha (\operatorname{ctg} \beta_M + \operatorname{ctg} \alpha), \quad (7.4)$$

где  $h_M$  – мощность междупластья;  $m$  – мощность подрабатываемого пласта;  $h_3$  – высота этажа;  $\alpha$  – угол падения пластов;  $\beta$  – угол, ограничивающий зону трещиноватости пород в кровле подрабатываемого пласта, принимаемый по экспериментальным данным, а при их отсутствии равным  $50^\circ$  при  $\alpha \leq 55^\circ$  и  $55^\circ$  при  $\alpha > 55^\circ$ .

При выполнении условий (7.3) и (7.4) взаимное влияние смежных пластов практически отсутствует, и они могут обрабатываться независимо друг от друга.

При отработке нижележащего пласта с полной закладкой минимальные размеры междупластья устанавливают по согласованию с ВНИМИ и с бассейновыми НИИ.

Минимальное опережение очистного забоя по подрабатываемому пласту следует принимать таким, чтобы очистные работы на подработанном пласте велись в зоне, где процесс сдвижения подработанных пород прекратился (рис. 7.7). Опережение  $L_{\Pi}$  в этих условиях рекомендуется определять из выражения

$$L_{\Pi} = h_{\text{м}} \text{ctg} \psi_3 + l_3, \quad (7.5)$$

где  $\psi_3$  – угол полного сдвижения подработанных пород по простирацию пласта, град;  $l_3$  – запас опережения, м. Обычно величину опережения  $L_{\Pi}$  забоя принимают равной

$$L_{\Pi} \geq 3l_{\text{ш}}, \quad (7.6)$$

где  $l_{\text{ш}}$  – шаг обрушения основной кровли подрабатываемого пласта, м. При отсутствии данных о величине шага  $l_{\text{ш}}$  опережение  $L_{\Pi}$  следует принимать при отработке угольных пластов не менее 200 м.

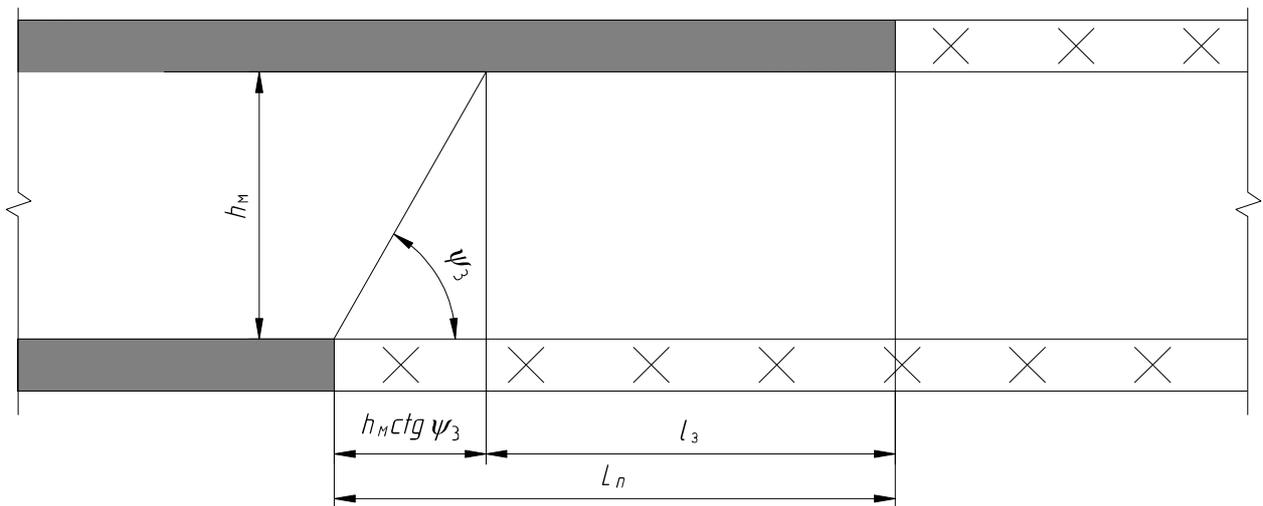


Рис. 7.7. Схема расчета опережений между забоями по подрабатываемому и подрабатываемому пластам

При большом числе пластов в свите подработка может быть многократной. Для оценки допустимости многократной подработки

выполнения условия (7.4) недостаточно. Необходимо также учитывать общее опускание подрабатываемого пласта вследствие суммарного влияния всех подработок, что может привести к чрезмерным нарушениям пласта в зонах разломов и образованию здесь сбросов, исключающих возможность его отработки.

### **7.5. Факторы, влияющие на механические процессы в подрабатываемых массивах**

На механические процессы в породных массивах под влиянием подработки влияют в основном те же факторы, что и под влиянием надработки. Однако интенсивность и степень их проявлений значительно больше. В наибольшей мере влияют мощность, слоистость, трещиноватость и прочностные свойства пород междупластья, мощность и угол залегания подрабатываемого пласта, способ управления кровлей в подрабатывающей очистной выработке и ее параметры, глубина разработки.

Механические процессы в зоне разгрузки и уплотнения подработанных пород весьма существенно зависят от высоты зоны беспорядочного обрушения пород кровли подрабатываемого пласта. Зависимость высоты зоны обрушения пород кровли от мощности и угла залегания угольного пласта, отрабатываемого длинными столбами, характеризуется графиками рис. 7.8, построенными по результатам исследований ВНИМИ. По ним можно оценить ожидаемую высоту зоны обрушения при отработке пластов тонких и средней мощности. Из данных рис. 7.8 следует, что с увеличением угла падения пласта высота зоны обрушения кровли пласта довольно существенно снижается, а с увеличением мощности пласта возрастает. Высота зоны обрушения кровли, сложенной из слабых пород, на 12–23 % больше, чем кровли, сложенной из прочных пород. Эта зависимость наиболее характерна для пластов мощностью от 2 до 3,5 м. Для рассмотренных условий высота зоны обрушения не превышает *6m*.

Высота зоны трещинообразования и полных сдвижений пород, расположенная над зоной обрушения (рис. 7.8), по данным различных исследователей, составляет от 11 до 30-кратной мощности разрабатываемого пласта. Так, И. М. Петухов зону трещинообразования ограничивает областью горных пород в кровле пласта, равной 20–30 м. Протяженность зоны опорного давления в подрабатываемом массиве впереди движущегося подрабатываемого забоя лавы для усло-

вий разработки пологих и наклонных пластов может быть определена из выражения

$$l_{\text{он}} = 7,5 + \frac{5H}{\frac{h_{\text{м}}}{m}} - 0,07 \left( \frac{H}{\frac{h_{\text{м}}}{m}} \right)^2, \quad (7.7)$$

а протяженность зоны повышенного давления позади забоя подрабатывающей лавы – из выражения

$$l_{\text{пз}} = (0,7h_{\text{м}} - 0,002h_{\text{м}}^2)K_{\text{л}}K_{\text{с}}, \quad (7.8)$$

где  $H$  – глубина очистных работ;  $h_{\text{м}}$  – мощность междупластья;  $m$  – мощность подрабатывающего пласта;  $K_{\text{л}}$  – коэффициент, учитывающий литологический состав пород в подрабатываемой толще;  $K_{\text{с}}$  – коэффициент, учитывающий состояние подрабатывающего очистного забоя (движущийся или неподвижный).

При наличии в непосредственной или основной кровле подрабатывающего пласта слоя песчаника мощностью более 1–15 м  $K_{\text{л}} = 1,5$ , а при отсутствии –  $K_{\text{л}} = 1$ . При движущемся подрабатывающем очистном забое  $K_{\text{с}} = 1$ , при неподвижном  $K_{\text{с}} = 0,6$ .

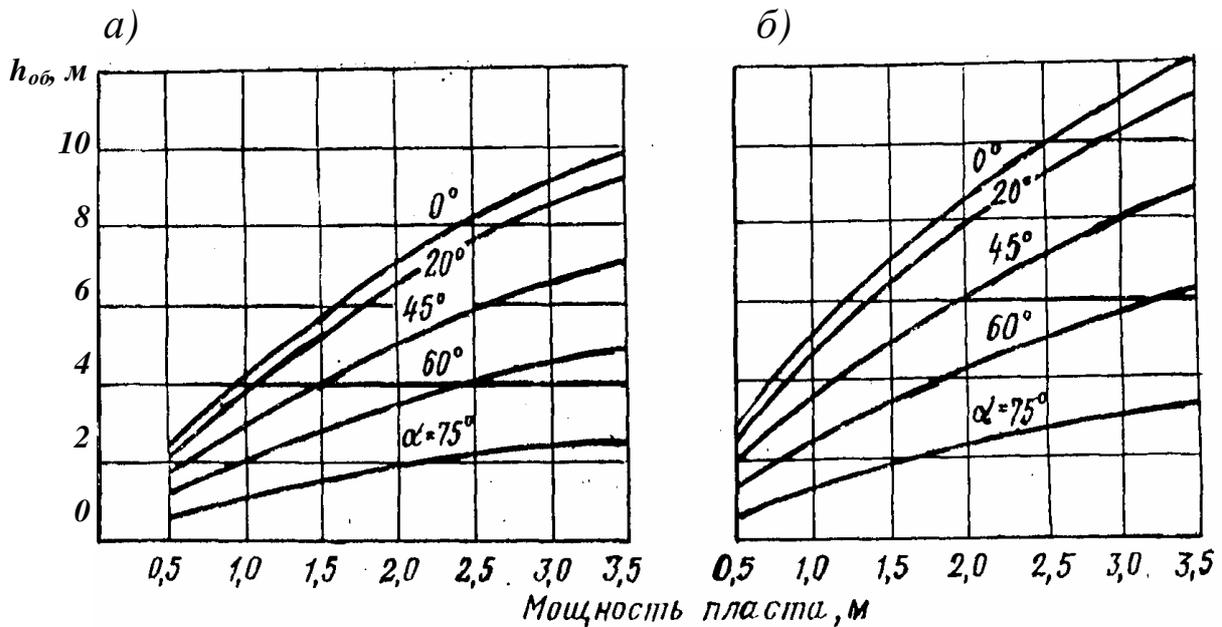


Рис. 7.8. Графики зависимости высоты зоны обрушения пород кровли от мощности пласта при различном угле падения:  
а – прочные породы; б – слабые породы

## **8. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ, ПРОВОДИМЫХ И ПОДДЕРЖИВАЕМЫХ В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ**

### **8.1. Процессы деформаций пород в зоне опорного давления впереди очистного забоя**

Подавляющее большинство подготовительных выработок при разработке месторождений полезных ископаемых проводится и эксплуатируется в зоне влияния очистных работ. При этом часть выработок по одиночным пластам и залежам испытывает влияние напряжений впереди очистного забоя, т. е. напряжений передней зоны (рис. 6.6), часть – передней и боковой со стороны восстания или падения, часть – всех трех зон опорного давления. При разработке свиты пластов в зависимости от степени сближенности, порядка подготовки и времени их отработки подготовительные выработки могут испытывать одновременно влияние очистных работ, как по собственному пласту, так и сближенных пластов (надработки и подработки).

При камерной и камерно-столбовой системах разработки рудных тел срок службы подготовительных выработок внутри участков, блоков обычно небольшой. Кроме того, вмещающие породы обладают преимущественно высокой прочностью. Поэтому механические процессы в породах вокруг подготовительных выработок под воздействием очистных работ характеризуются меньшей интенсивностью и опасностью проявления, чем вокруг выработок по осадочным породам. Сложными и различными по величине являются процессы деформации пород вокруг подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ по угольным пластам и другим залежам полезных ископаемых.

Преобладающей системой разработки угольных пластов является столбовая. При этой системе разработки подготовительные выработки проводятся в массивах пород до начала ведения очистных работ в подготавливаемом столбе. До попадания в зону влияния очистных работ в породах массива вокруг выработок происходит перераспределение напряжений и формирование зон нового напряженно-деформированного состояния пород. Эти процессы рассмотрены в п. 6.1.

Как и при проведении выработок, в зоне влияния очистных работ деформационные процессы впереди забоя лавы происходят в поле изменяющихся напряжений. На деформированный массив под воздействием проходческих работ налагаются напряжения, обусловленные очистной выемкой. В зависимости от состава, мощности и прочности пород кровли, глубины разработки, мощности и угла падения пласта, способа управления кровлей и других факторов коэффициент концентрации напряжений вблизи сопряжения выемочного штрека с лавой может достигать 2–5.

Таким образом, существует особенность деформирования пород вокруг подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ: оно происходит в нарастающем поле напряжений, накладываемом на поле напряжений одиночной выработки, в которой происходит увеличение размеров зон разрушения и упруговязких деформаций. В зависимости от степени влияющих факторов напряжения распространяются до 80–100 м впереди забоя лавы и с углублением горных работ постепенно возрастает. Так, в условиях Кузбасса на глубине разработки до 100–150 м протяженность зоны опорного давления впереди забоя лавы обычно не более 20 м, а на глубине 600–700 м она составляет 60–80 м. Наиболее существенные деформации вмещающих пород происходят в 10–20 м впереди очистного забоя.

Степень и характер деформаций горных пород в окрестности подготовительных выработок (а также устойчивость их в обнажении, табл. 5.2) оценивают в основном величиной  $U$  смещения пород кровли и почвы и боков на контуре выработки и скоростью  $V$  их смещения. Величину смещения пород определяют обычно в миллиметрах, скорость смещения – в миллиметрах в сутках или миллиметрах в часах.

Подготовительные выработки, проводимые в массивах пород и погашаемые за очистным забоем, испытывают в основном небольшое влияние очистных работ по сравнению с выработками, подверженными воздействию напряжений передней и боковой зон. По данным инструментальных наблюдений смещение кровли и почвы под влиянием очистных работ в этой группе выработок по пластам с боковыми породами средней прочности и прочными ( $\sigma_{сж} > 40$  МПа) в условиях шахт Кузбасса не превышает 60–70 мм на глубине разработки 200–300 м и 90–100 мм – на глубине

600–700 м. Из общей величины смещений примерно 80–85 % составляют смещения пород кровли. Деформации и расслоения пород кровли выработок затухают в основном на расстоянии 1,6–2 м от контура выработки.

Вне зоны влияния очистных работ деформации и смещения пород кровли происходят довольно равномерно, в особенности однородных и слабослоистых пород, в зоне влияния очистных работ очень неравномерно, пикообразно, что обусловлено главным образом периодическими обрушениями основной кровли в выработанном пространстве.

## **8.2. Процессы деформаций пород при оставлении целиков возле выработок**

При разработке месторождений углей, руд, горючих сланцев и других полезных ископаемых столбовой, камерно-столбовой и камерной системами значительная часть подготовительных выработок проводится в краевых частях массива с оставлением между ними и выработанным пространством целиков полезного ископаемого. На угольных шахтах целиками угля охраняют довольно большую часть выемочных штреков, бремсбергов, уклонов, на рудных шахтах – выемочных штреков, восстающих и других выработок.

При отработке столбов выработки в краевой части массива испытывают влияние напряжений впереди очистного забоя отрабатываемого столба, т. е. влияние напряжений в передней зоне, а в зависимости от ширины целика – влияние напряжений в краевой части массива на границе с выработанным пространством, обусловленное зависанием на нее подработанных пород. При ширине целика, превышающей протяженность зоны опорного давления в окрестности выработанного пространства, выработки (погашаемые за очистным забоем) будут испытывать лишь влияние напряжений впереди очистного забоя, и механические процессы в породах вокруг них под воздействием очистных работ будут протекать, как описано выше в п. 8.1.

При ширине целика меньшей протяженности зоны опорного давления соседнего выработанного пространства механические процессы в породах вокруг выработок под влиянием очистных работ происходят под воздействием напряжений впереди очистного забоя разрабатываемого столба и напряжений на целик соседнего

выработанного пространства. Степень влияния соседнего выработанного пространства зависит главным образом от ширины целика. Оценивая деформации пород кровли и почвы в выемочных выработках под влиянием очистных работ относительным их смещением  $U_{оч}$ , имеем

$$U_{оч} = U_{оп} + U_{об}, \quad (8.1)$$

где  $U_{оп}$  – смещение пород кровли и почвы в выработке под влиянием напряжений передней зоны опорного давления;  $U_{об}$  – то же, опорного давления на целик.

На рис. 8.1 приведены графики смещения кровли и почвы под влиянием очистных работ в отдельных выемочных штреках по пологим угольным пластам мощностью 2 м при различной ширине целика. Выработки проводили через три месяца после отработки соседнего столба и погашали по мере подвигания очистного забоя, глубина их расположения 400–410 м. Из графиков видно, что с уменьшением ширины предохранительного целика, при прочих равных условиях, резко возрастают деформации и смещения пород в выработках под влиянием очистных работ.

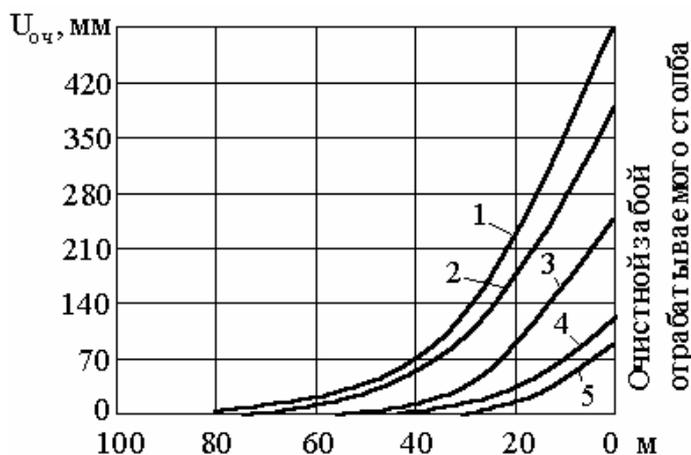


Рис. 8.1. Графики смещений кровли и почвы в выемочных штреках под влиянием очистных работ отработываемого столба и остаточного опорного давления соседнего выработанного пространства при ширине целика:

1, 2, 3, 4, 5 – соответственно 10, 15, 20, 30 и 40 м

Имеется ряд предложений по определению ширины зоны опорного давления в окрестности очистной выработки и напряжений в ней. Так, А. Г. Акимов и А. М. Козел ширину зоны опорного давления  $v_{оп}$  связывают с граничными углами  $\delta$  и  $\beta$  сдвигания пород условием

$$e_{\text{оп}} = H \text{ctg} \delta \text{ или } e_{\text{оп}} = H(\text{ctg} \beta - \text{tg} \alpha), \quad (8.2)$$

где  $H$  – глубина ведения очистных работ;  $\alpha$  – угол падения пласта.

Процессы деформаций и смещений пород в окрестности выработок, охраняемых от выработанного пространства целиками, в значительной мере зависят также от продолжительности разрыва между их проведением и отработкой соседнего столба, участка пласта.

На рис. 8.2 приведены графики продолжительности стабилизации напряжений в краевых частях выемочных столбов угольных пластов пологого и наклонного падения на границе с выработанным пространством в зависимости от глубины разработки и прочности пород кровли пластов.

Из данных рис. 8.2 следует, что стабилизация напряжений в краевых частях массивов на границе с выработанным пространством по пластам с легкообрушающимися породами кровли (кривая 1) составляет в интервале глубин 200–600 м 2–3 мес., со среднеобрушающимися породами (кривая 2) – 3–5 мес., труднообрушающимися породами (кривая 3) – 5–7 мес.

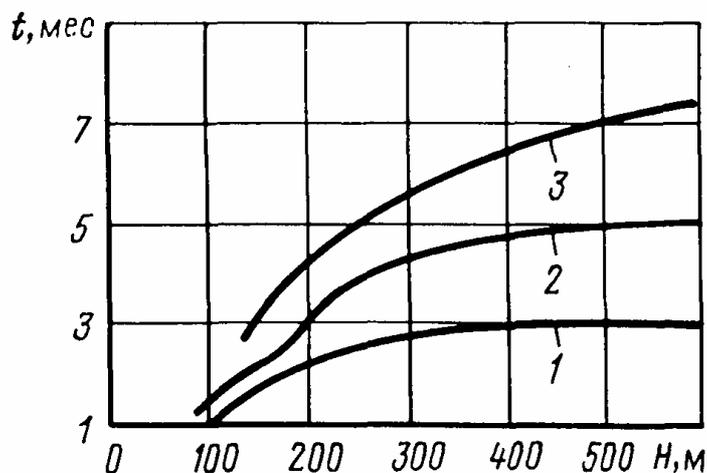


Рис. 8.2. Графики продолжительности стабилизации опорного давления в краевой части массивов пластов на границе с выработанным пространством в зависимости от глубины разработки:  
 1 –  $\sigma_{\text{сж}} = 30\text{--}40$  МПа;  $\sigma_{\text{сж}} = 50\text{--}70$  МПа; 3 –  $\sigma_{\text{сж}} = 80\text{--}100$  МПа

Натурные исследования ИГД СО РАН показали, что смещения пород на контуре выработок по мощным крутым пластам под влиянием остаточного напряжения на краевую часть массива на границе с выработанным пространством могут быть определены из выражения

$$U_{\text{ост}} = K_{\text{п}} \sqrt{H}, \quad (8.3)$$

где  $H$  – глубина расположения выработки;  $K_{\Pi}$  – коэффициент, учитывающий положение выработки относительно зоны остаточного напряжения. В зоне влияния собственных очистных работ  $K_{\Pi} = 29$ , в зоне суммарного действия остаточного напряжения и напряжения в собственном очистном забое  $K_{\Pi} = 39$ .

При разработке пластов длинными забоями механические процессы в породах вокруг подготовительных выработок, охраняемых от выработанного пространства целиками, и степень проявления в них напряжений весьма существенно зависят, при прочих равных условиях, от направления движения очистного забоя относительно выработки.

Наиболее благоприятны геомеханические условия, когда очистной забой движется от охраняемой выработки параллельно ей по всей длине. Охраняемая выработка, от которой всем фронтом движется очистной забой, испытывает главным образом влияние остаточного напряжений на нее и предохранительный целик, в то время как выработка, к которой очистной забой движется всем фронтом параллельно с оставлением целика между ней и выработанным пространством, испытывает влияние напряжений как впереди забоя, так и остаточного. При этой схеме деформации и смещения пород кровли и почвы в 2–4 раза меньше, чем при схеме, когда забой по всей длине одновременно подходит к ним (рис. 8.3). При ней также значительно меньше продолжительность активного смещения пород в выработках.

а)

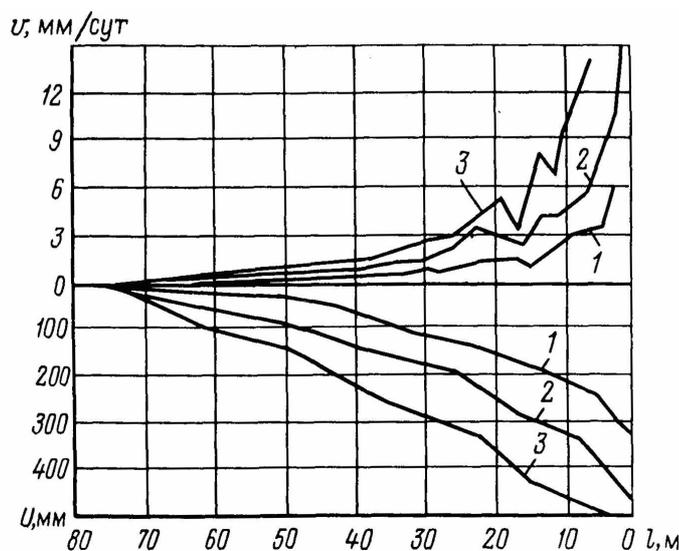


Рис. 8.3. Графики величин  $U$  и скоростей  $V$  смещений пород кровли и почвы в наклонной выработке при направлении движения лавы всем фронтом от нее (а) и к ней (б)

б)

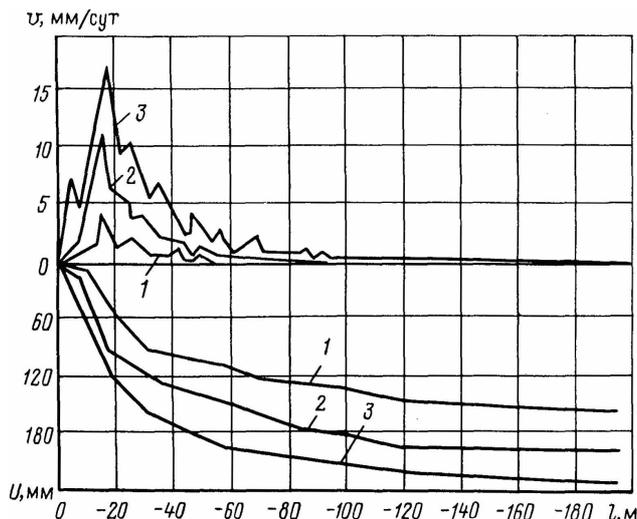


Рис. 8.3. Продолжение:

1, 2, 3 – смещения пород соответственно на граничном участке со стороны падения, восстания и посередине выработки (в пределах длины лавы);  $l$  – расстояние до очистного забоя

### 8.3. Механические процессы в породных массивах вокруг выработок, сохраняемых на границе с выработанным пространством и используемых повторно

При столбовой системе разработки пластов механические процессы, происходящие в породных массивах вокруг выработок, сохраняемых на границе с выработанным пространством для повторного использования в течение всего срока службы от проведения до погашения, по интенсивности и величине проявлений могут быть разделены на пять существенно отличающихся друг от друга периодов: вне зоны влияния очистных работ (1); в зоне влияния опорного давления впереди забоя лавы в первом столбе (2); в зоне активного сдвижения и обрушения пород кровли в выработанном пространстве первого столба (3); в зоне замедленных сдвижений и стабилизации напряжений (4); в зоне опорного давления впереди забоя лавы во втором столбе (5) (рис. 8.4).

При этом способе охраны выработка последовательно испытывает влияние очистных работ в двух смежных столбах. Деформация и смещение пород в выработке развиваются по кривой распределения скорости, представленной на рис. 8.4. Полное смещение пород в выработке  $U_{об}$  за весь срок службы равно сумме смещений пород за каждый из пяти ее периодов существования.

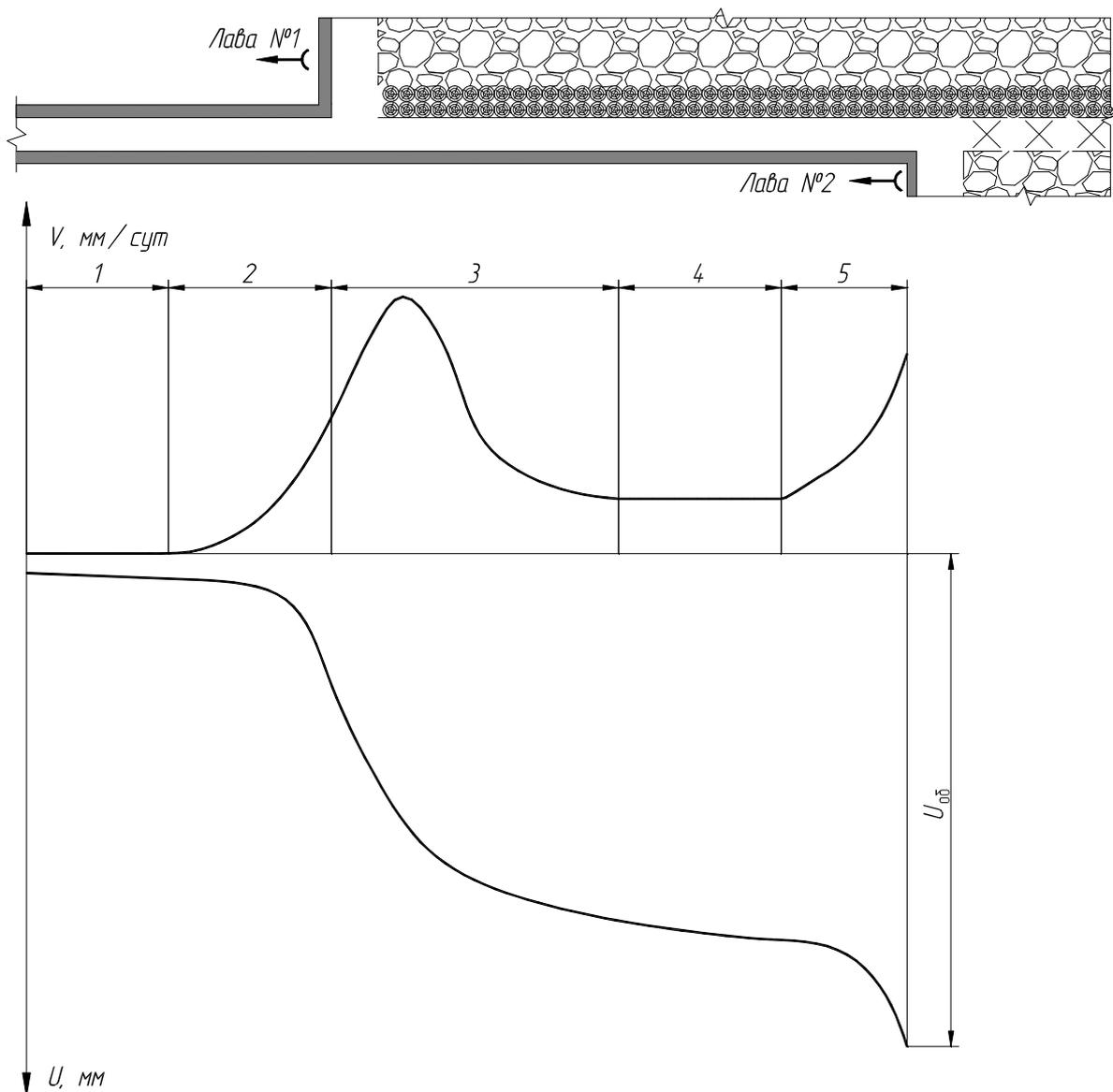


Рис. 8.4. Схема отработки столбов с повторным использованием выработок, сохраняемых на границе с выработанным пространством и кривые развития деформаций и смещений пород в них:

1–5 – зоны выработки, соответствующие периодам деформации пород (см. пояснения в тексте)

Геомеханические процессы в породах вокруг выработок в *первый и второй периоды* описаны выше в пп. 5.2 и 8.1.

В третьем периоде при поддержании выработок за забоем лавы первого столба на границе с выработанным пространством в зоне активного сдвижения и обрушения пород кровли условия поддержания выработок весьма существенно отличаются от условий в первых двух периодах. В нем скорости и величины смещений пород в 4–6 раз больше, чем во втором периоде, т. е. в зоне опорного давления впереди забоя в первом из смежных столбов (первой лаве) (рис. 8.5).

Деформации и сдвигения пород за забоем первой лавы в большой мере зависят, при прочих равных условиях, от строения и прочности пород кровли пласта.

При залегании в непосредственной кровле неустойчивых и средней устойчивости пород, а в основной кровле легкообрушающихся пород, характерным является образование над выработкой наклоненных в сторону выработанного пространства блоков пород высотой до  $1-6m$  ( $m$  – мощность разрабатываемого пласта), потерявших собственную несущую способность и передающих свой вес на крепь выработки. Образование такого блока происходит постепенно в форме послойного развития обрушения слоистых пород непосредственно за искусственным ограждением выработки (органическим рядом, кострами и др.) со стороны выработанного пространства.

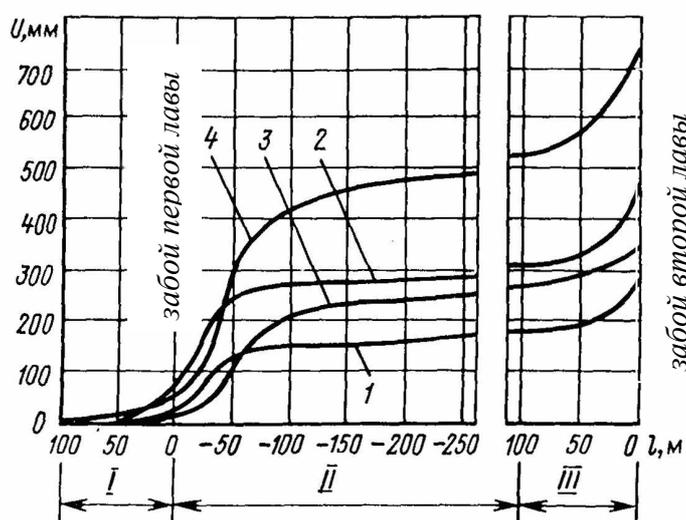


Рис. 8.5. Графики средних величин смещений  $U$  кровли и почвы в выемочном штреке за время двукратного использования:

*I* – впереди забоя первой лавы; *II* – позади забоя первой лавы; *III* – впереди забоя второй лавы; 1, 2 – на участке с легкообрушающимися породами кровли соответственно со стороны массива и выработанного пространства; 3, 4 – соответственно то же, на участке с труднообрушающимися породами кровли

При залегании в непосредственной кровле неустойчивых и средней устойчивости пород, а в основной кровле среднеобрушающихся пород за искусственным ограждением обрушаются и полностью передают свой вес на крепь выработки только непосредственная кровля и нижние слои основной кровли. Вышележащие слои основной кровли сдвигаются упорядоченно без потери собственной несущей способности в форме наклона в сторону выработанного пространства расклиненных между собой блоков.

При залегании в непосредственной кровле устойчивых пород либо неустойчивых и средней устойчивости пород, но небольшой мощности, а в основной кровле труднообрушающихся пород, за искусственным ограждением не происходит регулярного обрушения кровли. Она зависает на больших площадях и обрушается большими блоками с возникновением динамических нагрузок на крепь. В этих условиях в краевой части смежного столба формируется повышенное опорное (боковое) давление.

В третьем периоде сдвижения и обрушения пород коэффициент концентрации напряжений в пласте на границе с выработанным пространством достигает максимальных значений: 2 – при легкообрушающейся; 2,5 – при среднеобрушающейся и 3–3,5 – при труднообрушающейся основной кровле. Это вызывает увеличение разрушенной зоны угля в краевой части смежного столба и пучение слабых пород почвы.

Протяженность зоны активного сдвижения и обрушения пород за забоем первой лавы в зависимости от глубины расположения выработки и прочности пород кровли характеризуется данными рис. 8.6.

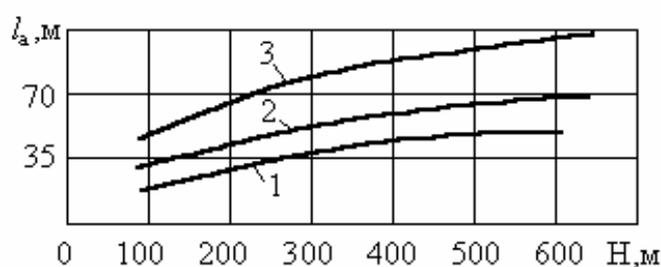


Рис. 8.6. Зависимость протяженности зоны активного сдвижения пород кровли  $l_a$  от глубины расположения выработки  $H$  и их прочности:  
 1 –  $\sigma_{сжс} = 30-40$  МПа; 2 –  $\sigma_{сжс} = 50-70$  МПа; 3 –  $\sigma_{сжс} = 80-100$  МПа

Четвертый период поддержания выработок наступает после завершения стадии активного сдвижения пород в выработанном пространстве на границе со смежным столбом. Сущность условий поддержания выработок в этом периоде состоит в том, что в результате происходящих ранее процессов деформирования и разрушения окружающего выработку массива горных пород под воздействием повышенных напряжений от опорного давления и активного сдвижения и обрушения кровли вокруг выработки образуется зона рузгруженных пород, находящихся в состоянии равновесия в основном за счет распора блоков, кусков и сил трения и сцепления между ними.

В пятом периоде поддержания выработок по мере приближения к забою лавы во втором столбе (второй лавы), наряду с остаточным напряжением от отработки первого столба, возникает напряжение от второй лавы. Здесь коэффициент концентрации напряжений в пласте возрастает в 1,5–2 раза по сравнению с приведенным выше напряжением от влияния первой лавы. Это, в свою очередь, приводит к интенсификации деформаций пород, увеличению скорости смещения кровли и почвы в 1,6–1,9 раза по сравнению со смещением во втором периоде, т. е. под влиянием напряжений впереди забоя первой лавы. Протяженность зоны опорного давления впереди забоя второй лавы в 1,5–3 раза больше, чем впереди забоя первой лавы, что обусловлено действием в этой зоне суммарного напряжения впереди забоя второй лавы и остаточного бокового отработанного столба.

По результатам шахтных инструментальных наблюдений из общей величины смещений пород кровли и почвы в выработках под влиянием очистных работ за время их двукратного использования обычно 10–15 % происходит в зоне опорного давления впереди забоя первой лавы, 50–65 % – в зоне активного сдвижения и обрушения пород в выработанном пространстве позади первой лавы, 4–8 % – в зоне установившихся деформаций и смещений пород и до 20–28 % – в зоне опорного давления второй лавы.

Геомеханические процессы в породных массивах вокруг выработок, поддерживаемых на границе с выработанным пространством и используемых повторно, показывают принципиальные отличия различных периодов поддержания выработок по требуемым параметрам крепей (конструктивной податливости, несущей способности и др.) и других средств обеспечения их рабочего состояния. Наиболее тяжелыми являются третий и пятый периоды поддержания.

#### **8.4. Механические процессы в выработках, проводимых и поддерживаемых вприсечку к выработанному пространству**

Сущность способа проведения выработок непосредственно на границе с выработанным пространством (вприсечку) заключается в размещении и поддержании выработки в зоне, частично разгруженной от боковых напряжений на краевую часть отработываемого столба пласта. Зона разгрузки формируется при отработке предыдущего столба путем деформирования и частичного разрушения угольного пласта и пород под действием напряжений от этого столба.

Породы массива вокруг выработок, проводимых вприсечку к выработанному пространству, подвергаются действию изменяющихся напряжений при отработке соседнего столба, при проведении вприсечку и в зоне влияния напряжений впереди очистного забоя отработываемого столба. Условия поддержания выработок в течение всего срока службы от проведения до погашения могут быть разделены на три периода. Первый период (1) характеризует деформации и смещения пород на участке от забоя проводимой выработки до места, начиная с которого наступает практически стабилизация деформационных процессов; второй (2) – участок стабилизации смещения пород; третий (3) – участок, на котором проявляется влияние напряжений впереди забоя отработываемого столба (рис. 8.7).

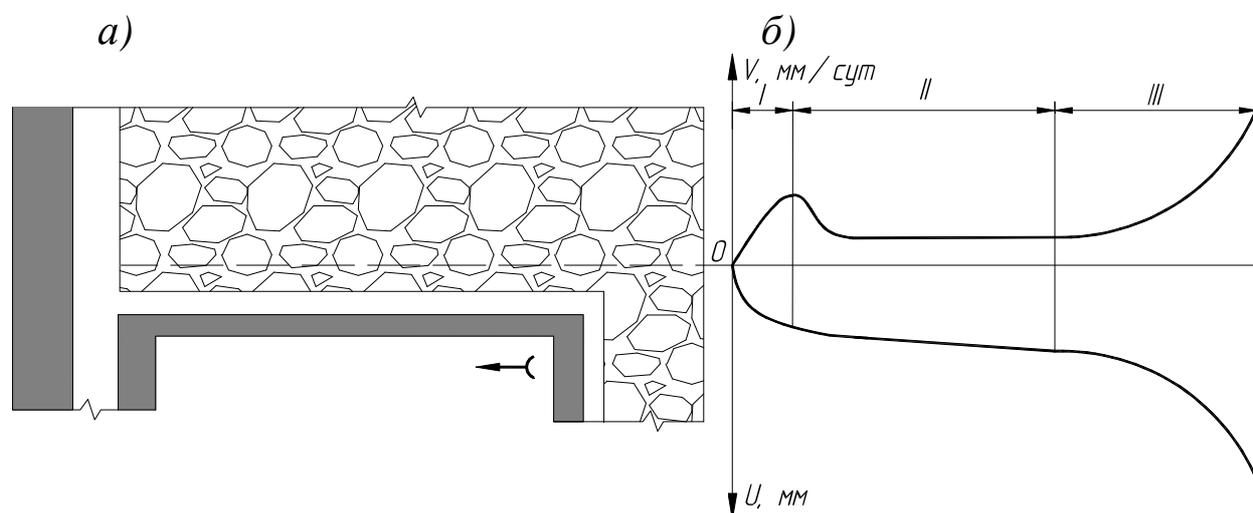


Рис. 8.7. Схема отработки столба с проведением выработки на контакте с обрушенными породами соседнего отработанного столба (а) и характер смещений пород в присечной выработке (б)

Общее смещение пород в выработке за срок службы  $U_{об}$  складывается из величин смещения пород за время пребывания ее на каждом из трех участков, т. е.

$$U_{об} = U_1 + U_2 + U_3. \quad (8.4)$$

Деформации вмещающих пород и устойчивость присечных выработок в большой мере зависят от степени воздействия на них остаточного напряжения соседнего отработанного столба, которое, в свою очередь, в значительной мере зависит от продолжительности разрыва во времени между отработкой соседнего столба и проведением на границе с ним выработки. Для обеспечения благоприятных условий поддержания присечной выработки разрыв во времени ме-

жду отработкой соседнего столба и проведением ее должен быть не менее продолжительности стабилизации напряжений в краевой части столба, подготавливаемого к очередной выемке (см. рис. 8.2).

Проведение выработок на контакте с обрушенными породами после стабилизации напряжений обеспечивает снижение смещения пород кровли и почвы в 3–5 раз по сравнению с проведением их с отставанием от забоя соседней лавы, меньшей протяженности зоны активного сдвижения и обрушения пород кровли за ней. Эти данные указывают на возможность существенного снижения деформаций и смещения боковых пород в присечных выработках посредством разрыва во времени между отработкой столба и проведением их на границе с выработанным пространством.

### **8.5. Пучение пород почвы и особенности его проявлений в выработках**

Одним из весьма значительных видов механических процессов в породах почвы подготовительных (зачастую и очистных) выработок и проявления в них напряжений является пучение пород почвы. *Пучение горных пород – выдавливание породы почвы в горную выработку, обусловленное действием напряжений.*

По характеру пучения горные породы укрупненно можно разделить на два класса: первый – пучение пород происходит в виде пластических и вязкопластических деформаций (течения) под действием напряжений; второй – пучение протекает с преобладанием хрупкого разрушения пород.

При залегании в почве выработок влажных глин и глинистых пород (пород первого класса) пучение происходит обычно вследствие их набухания, которое является результатом действия внутренних сил в породах и растет с увеличением влажности пород и содержания в них фракций тонких глинистых и коллоидных частиц. В зависимости от влажности и силы сцепления частиц, слагающих глины, их можно рассматривать как вязкопластические или вязкоупругие тела. Выдавливание влажных, преимущественно однородных глинистых пород, происходит в основном без разрыва сплошности (рис. 8.8, а). Такие породы довольно часто залегают в почве угольных пластов вблизи земной поверхности (на выходах под наносы).

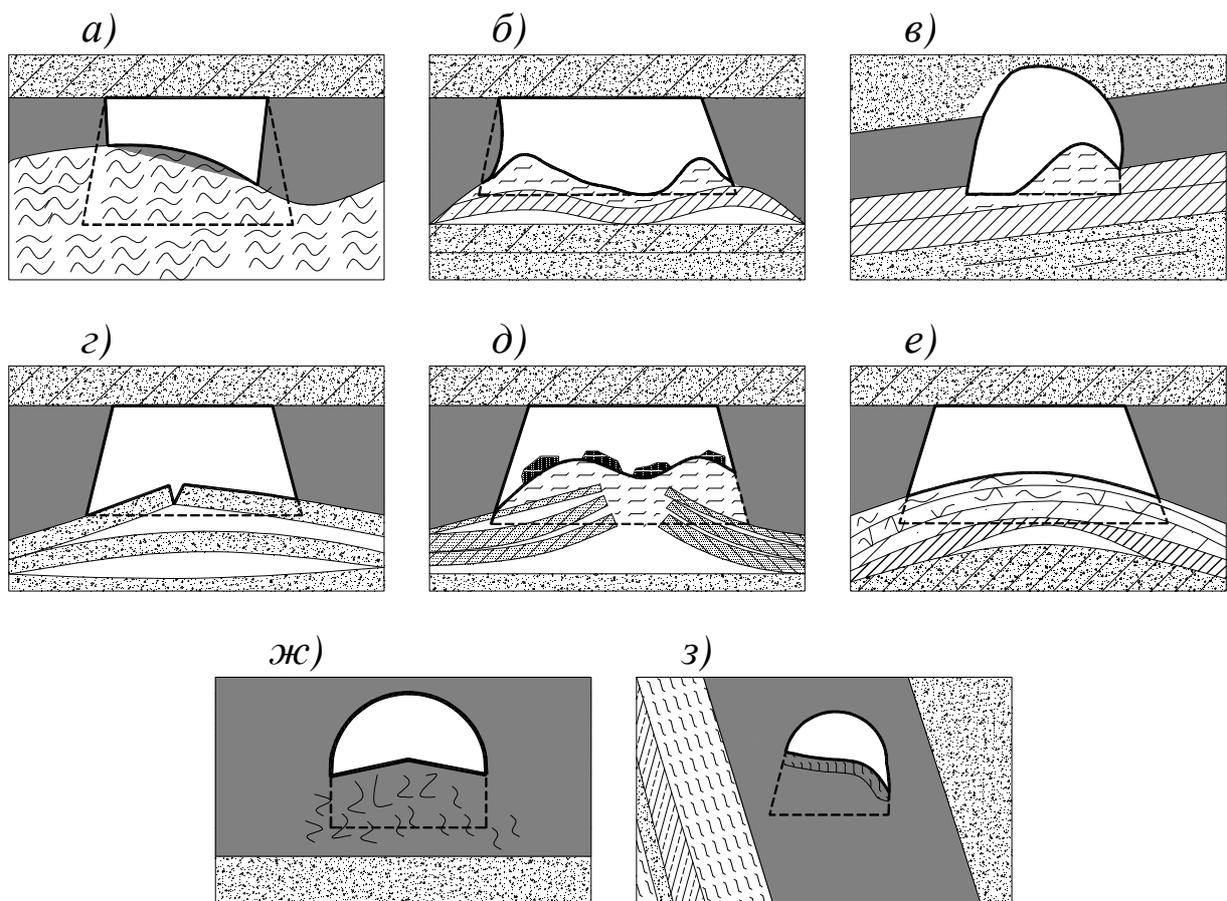


Рис. 8.8. Характерные виды пучения горных пород почвы подготовительных выработок под влиянием проходческих и очистных работ (пояснения в тексте)

Скорость пучения пород почвы в подготовительных выработках  $V$ , склонных к пластическим и вязкопластическим деформациям, может быть определена из выражения, предложенного М. И. Весковым:

$$U = \frac{9 \left[ 2P_n h - 2qh^2 - \tau_s (\pi lh + l^2) \right]}{4a l \pi \tau_s \left( \pi + \frac{2l}{h} \right)^3 \eta_t}, \quad (8.5)$$

где  $P_n$  – горное давление на пучащие породы;  $h$  – толщина слоя пучащих пород;  $q$  – сопротивление крепи, установленной в выработке;  $\tau_s$  – предел текучести породы;  $l$  – протяженность пластической зоны выработки;  $a$  – ширина выработки;  $\eta_t$  – коэффициент вязкости породы в момент времени  $t$ .

$$P_n = K_{\text{сп}} \gamma H, \quad (8.6)$$

где  $\gamma$  – средний объемный вес вышележащих пород до земной по-

верхности;  $H$  – глубина расположения выработки;  $K_{\text{сп}}$  – коэффициент, зависящий от способа охраны выработки (по существу от влияния очистных работ на выработку).

Коэффициент вязкости породы

$$\eta_t = \eta \exp \beta^{\frac{t}{3}}, \quad (8.7)$$

где  $\eta$  – коэффициент вязкости породы при  $t \rightarrow 0$ ;  $\beta$  – коэффициент, равный для глинистых пород 0,25.

Величина смещения пород почвы  $U_n$  за срок службы выработки  $t$  может быть определена по формуле

$$U_n = Ut. \quad (8.8)$$

В тех случаях, когда скорость пучения породы различна в различные периоды существования выработки (вне зоны и в зоне влияния очистных работ и др.),  $U_n$  следует определять, исходя из скорости  $U$  и продолжительности каждого периода  $t_i$ , т. е.:

$$U_n = \sum_{i=1}^n U_i T_i, \quad (8.9)$$

где  $n$  – число различных периодов по скорости пучения почвы за время существования выработки.

Процесс пучения пород почвы, обладающих упругими и упругопластическими свойствами (второй класс пород), существенно отличается от пучения влажных глин, глинистых пород (пород первого класса). Пучение их заключается в постепенном расслоении вглубь почвы по плоскостям напластования и ослабления, продольно-поперечному изгибу, разлому и разрушению отделившихся слоев и толщ под действием напряжения, сконцентрированного в боках выработки. По мере роста напряжения в боках выработки выдавливанием и разрушением вглубь почвы в описанном порядке охватываются нижележащие слои и толщи до тех пор, пока длительная прочность их не окажется больше действующих в них напряжений. Продольно-поперечный изгиб слоев, структурно-текстурных отдельностей и разлом их по ширине выработки наблюдается при горизонтальном и наклонном залегании пород. При мощности слоев 0,2–0,3 м и более разлом их полностью или частично происходит

зачастую и под краевой частью массива и целика на расстоянии до 1 м от боков выработки. При крутонаклонном и крутом залегании пород слои и ослабленные толщи обычно выдавливает в выработку по контактам напластования и ослабления.

Процесс прогиба горизонтально и наклонно залегающих слоев внутрь выработки, расщепление и отрыв их по плоскостям ослабления от нижележащих слоев, а также расщепление, сдвиг и выдавливание крутонаклонно- и крутозалегающих слоев происходят обычно постепенно по мере роста напряжений во вмещающих породах. Пучение слоистых и других пород средней прочности с поверхностями ослабления по существу можно рассматривать как процесс деформирования и разрушения составной балки или плиты (при более мощных слоях отдельностей пород) на упругом основании, защемленной под боками выработки.

Пучение однородных пород небольшой прочности (алевролитов, аргиллитов и др.) проявляется в основном в результате упруго-пластических и упруговязких деформаций, которые наиболее существенно протекают под влиянием напряжений в зоне влияния очистных работ. При напряжениях в породах почвы, превышающих предел их длительной прочности, процесс пучения протекает с разрушением пород и постепенным выдавливанием их внутрь выработок.

В зависимости от степени однородности структурно-текстурных элементов (слоистости, трещиноватости и др.) и их прочности породы (второго класса) почвы выработок могут быть по *особенностям пучения* подразделены на четыре типа.

*Первый* – при залегании непосредственно в почве тонкослоистых, сильнотрещиноватых и других существенно ослабленных пород пучение сводится к постепенному выдавливанию пород и разрушению их на мелкие кусочки. Первоначально выдавливает обычно породы вблизи боков выработки, и по мере роста напряжений в боках выработки пучение распространяется по ширине выработки (рис. 8.8, б, в).

*Второй тип* – при залегании непосредственно в почве слоев (толщ), мощность и прочность которых постепенно возрастает от контура выработки вглубь массива, пучение проявляется в виде прогиба, последовательного расчленения слоев по поверхностям напластования, выдавливания их внутрь выработки, разлома и разрушения. Особенно четко проявляется такое пучение при мощности слоев более 0,15–0,2 м и залегании их под углом до 20–25°. Под выдавленными и разломанными слоями (толщами) образуются значи-

тельные пустоты, которые уменьшаются от верхних слоев к нижним (рис. 8.8, *з, д*).

*Третий тип* – при залегании непосредственно в почве выработки пород средней прочности и прочных небольшой мощности, обычно не более 0,6–1 м, а ниже них – слабых и очень слабых слоистых пород (слои аргиллитов, алевролитов, пропластки угля и углистых пород), а также при почве из слоев различной прочности и разной контактной силой сцепления очагом разрушения являются подстилающие слабые слои и прослойки. В местах их залегания начинается расщепление и постепенное выдавливание пород внутрь выработки. Угольные пачки, слои слабых и очень слабых пород, залегающие на небольшом расстоянии от контура почвы выработки (обычно до 0,8–1 м), являются очагами разрушения и пучения пород.

Непоследовательное и неравномерное расчленение и выдавливание почвы из слоев пород различной прочности по глубине залегания от контура выработки подтверждается скачкообразным смещением глубинных реперов в различных слоях почвы.

*Четвертый тип* – породы однородные значительной мощности, обладают небольшой прочностью. В поле напряжений пучение пород протекает постепенно с выдавливанием и разрушением их от контура почвы выработки вглубь массива.

В подготовительных выработках по мощным пластам с различными углами падения при попадании в зону повышенного влияния очистных работ зачастую происходит пучение угля до 0,8–1 м. В Кузбассе в условиях повышенных напряжений на междукамерные целики пучит также уголь почвы в камерах по мощным пологим и наклонным пластам при отработке их слоями камерно-столбовой системой. На рис. 8.8, *ж, з* приведены характерные виды пучения угля в почве выработок по пологим и крутым пластам.

При ширине выработки до 3–4 м и равномерном давлении на бока выработок максимальное смещение и выдавливание пород происходит в основном в центре выработки. В выработках большей ширины, в особенности бока которых испытывают различное давление, более интенсивно пучит породы вблизи боков, причем больше нагруженных. Особенно четко это проявляется в выемочных штреках лав, охраняемых без целиков и используемых повторно и охраняемых целиками небольших размеров.

Пучение пород почвы горных выработок зависит главным образом от структурно-текстурных элементов строения, прочности и влажности пород, площади сечения, ширины и глубины расположе-

ния выработок и способа их охраны от влияния повышенных напряжений при ведении очистных работ.

Из элементов строения горных пород на пучение почвы выработок наиболее существенно влияют слоистость, мощность слоев, трещиноватость, взаимное расположение структурно-текстурных элементов и угол падения.

Увеличение мощности слоев и снижение трещиноватости во всех случаях сопровождается, при прочих равных условиях, уменьшением выдавливания пород и распространением смещений пород вглубь массива.

Процесс смещения и выдавливания пород почвы вглубь массива в значительной мере зависит и от взаимного расположения слоев и изменчивости их прочности. Пучение слоистых пород различной прочности, с различной силой сцепления слоев происходит скачкообразно, причем скачков смещения тем больше и тем больше их величина, чем разнообразнее слои по мощности и прочности.

Прочность горных пород является одним из основных факторов, определяющих склонность их к пучению и степень пучения. С увеличением прочности пород возрастает устойчивость породных обнажений и снижается пучение почвы выработок. На рис. 8.9 приведены графики смещений пород почвы в отдельных выработках вне зоны влияния очистных работ в зависимости от прочности пород при сжатии.

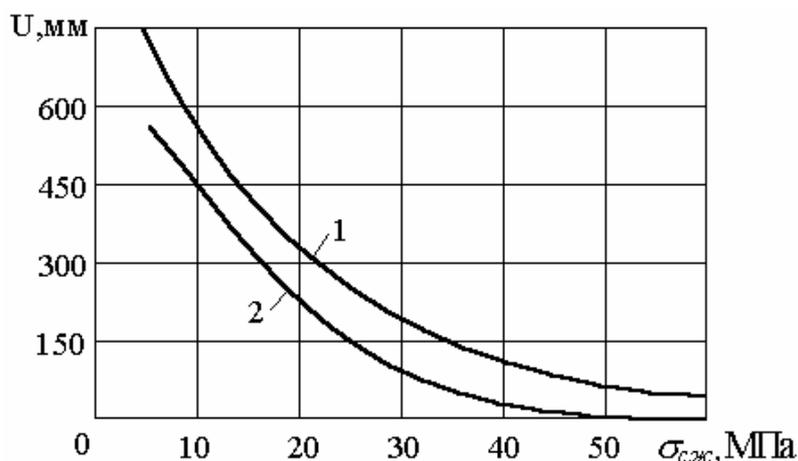


Рис. 8.9. Графики смещений пород почвы выработок в зависимости от прочности при сжатии:

1 – на контуре почвы; 2 – на глубине 2 м от контура почвы

Влияние влажности и обводненности выработок на пучение почвы зависит от изменения прочности пород при взаимодействии

их с водой. Подавляющее большинство боковых пород угольных пластов размягчается при увлажнении и водонасыщении, что приводит к снижению устойчивости породных обнажений и росту пучения почвы выработок. По данным лабораторных исследований и шахтных инструментальных наблюдений при длительном увлажнении пород (алевролитов, аргиллитов, песчаников на глинистом цементе и др.) прочность их при сжатии снижается в основном в 1,3–1,5 раза, и вследствие этого увеличивается пучение их в горных выработках в 1,8–6,5 раза. Особенно отрицательно сказывается повышенная влажность глины и суглинка на пучение почвы выработок на выходах пластов под наносы.

Наиболее существенное пучение пород почвы в подготовительных выработках шахт по добыче угля и других полезных ископаемых происходит под воздействием напряжений в зоне влияния очистных работ.

С увеличением глубины разработки угольных пластов особенно сильно возрастает под воздействием напряжений пучение пород почвы в подготовительных выработках, охраняемых целиками ограниченных размеров и на границе с выработанным пространством (рис. 8.10).

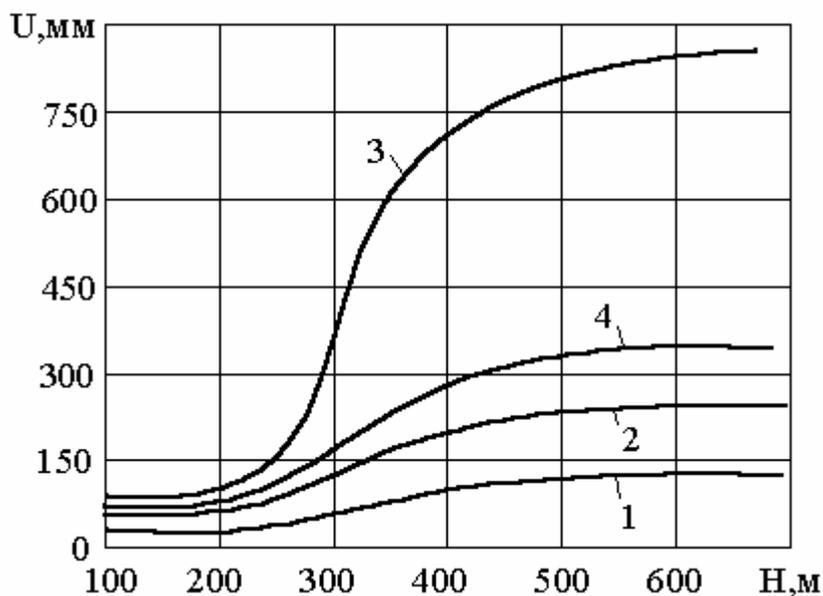


Рис. 8.10. Графики смещений пород почвы подготовительных выработок в зависимости от глубины расположения и способа охраны:

1 – вне зоны влияния очистных работ; 2 – в массиве угля с погашением за очистным забоем; 3 – массив – выработанное пространство (присечные выработки); 4 – массив – целик угля с погашением за очистным забоем

## 9. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В МАССИВАХ ПОРОД ПРИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

### 9.1. Напряженно-деформированное состояние горных пород в бортах и уступах карьеров

Массив пород, ненарушенный горными работами, как показано в п. 5.2, находится в объемном напряженном состоянии. При этом вертикальные напряжения (рис. 9.1, б)

$$\sigma_z = \gamma H, \quad (9.1)$$

а горизонтальные напряжения (рассматривая массив изотропной упругой средой)

$$\sigma_x = \sigma_y = \frac{1-\nu}{\nu} \gamma H = \lambda \gamma H. \quad (9.2)$$

Разработка полезных ископаемых как открытым (наземным), так и подземным способом нарушает начальное (естественное) напряженное состояние массива в некоторой области вокруг подготовительных, очистных и других выработок карьера и приводит к возникновению нового поля напряжений в связи с выемкой пород (полезного ископаемого). В процессе выемки нарушается объемное напряженное состояние пород массива в некоторой области вокруг выработок, и в дальнейшем, находясь в двухосном или одноосном напряженном состоянии, их деформации происходят обычно в сторону выемки и обнажений в выработках.

Состояние пород в приконтурной части бортов (уступов) при плоском в плане откосе характеризуется напряжениями (рис. 9.1, а), определяемыми по формулам

$$\sigma'_z = \gamma H'; \quad (9.3)$$

$$\sigma'_x = \frac{E\varepsilon_x}{1-\nu} + \frac{\nu}{1-\nu} \gamma H'; \quad (9.4)$$

$$\sigma'_y = \frac{\nu}{1-\nu} \gamma H', \quad (9.5)$$

где  $E$  – модуль упругости пород;  $\varepsilon_x$  – относительная деформация пород в направлении оси  $X$  (в сторону откоса);  $\nu$  – коэффициент Пуассона пород;  $H'$  – глубина залегания пород откоса (рассматриваемого сечения).

На рис. 9.2 показано распределение напряжений (изохром) в модели вертикального уступа, полученное поляризационно-оптическим моделированием.

Из рис. 9.2 следует, что по высоте уступа максимальная концентрация напряжений находится в основании уступа.

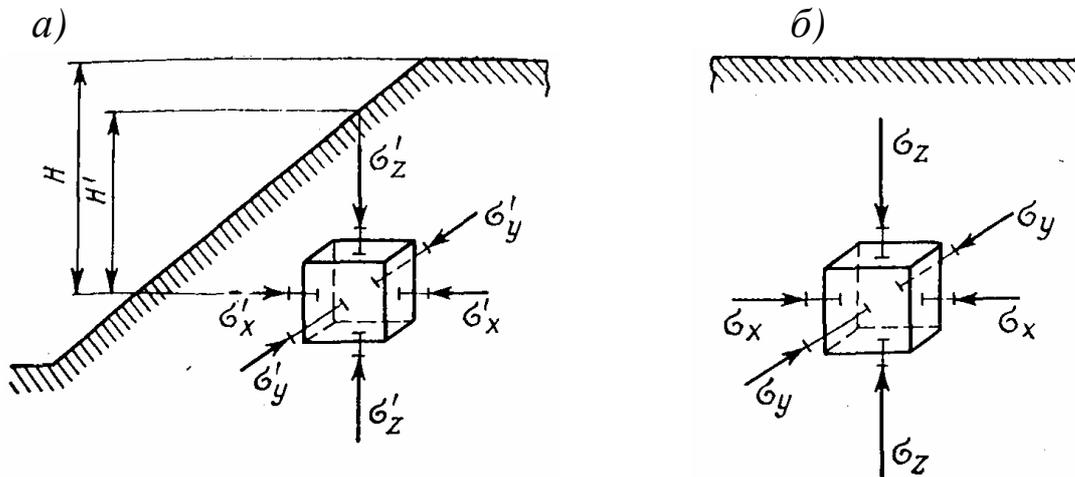


Рис. 9.1. Схема напряженного состояния пород массива:  
а – вблизи откоса; б – естественно

При разработке месторождений углей, железных руд и других полезных ископаемых открытым способом применяют в основном выемочное и транспортное оборудование большой массы. Под действием его веса происходят существенные изменения напряжений в породах массива под ними. С учетом их следует принимать расположение оборудования на рабочих площадках, а также минимально допустимое расстояние его в процессе работы от откоса уступа.

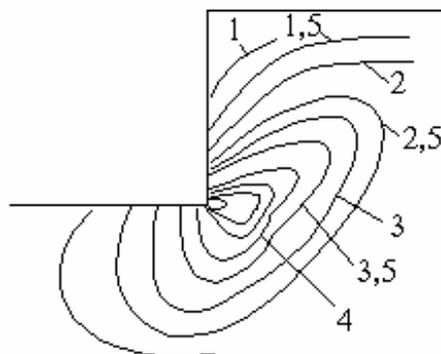
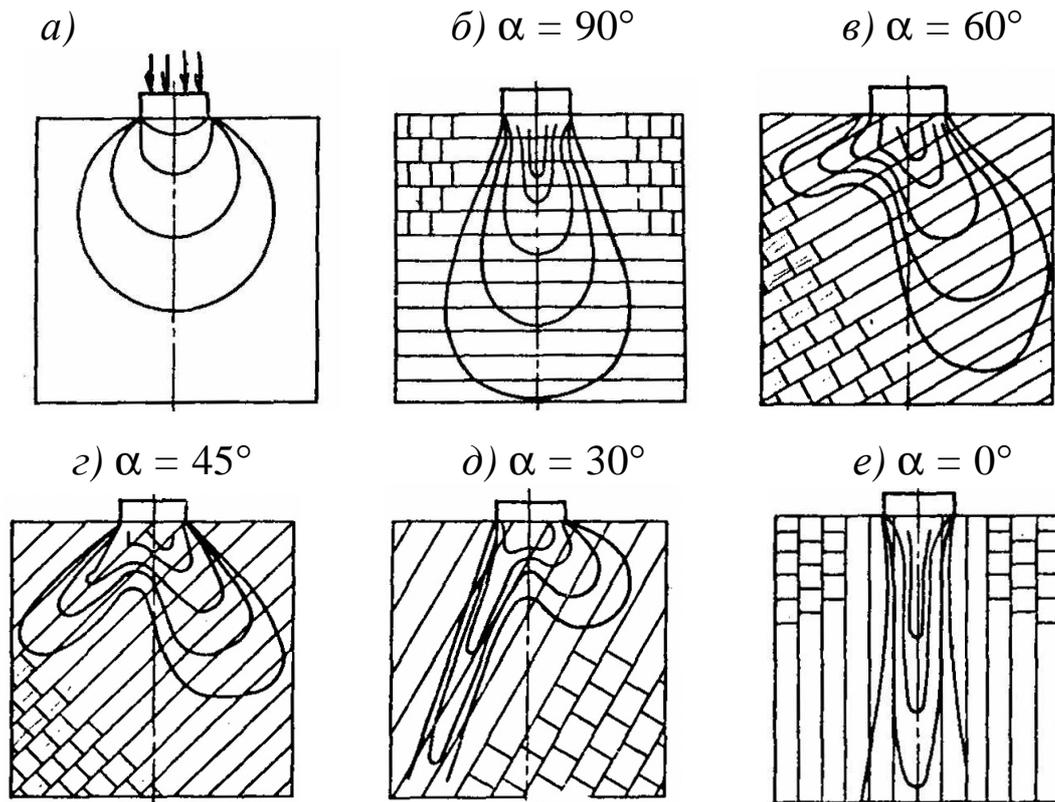


Рис. 9.2. Распределение изохром в краевой части уступа:  
1; 1,5; 2,5; 3 – порядок изохром

Распределение напряжений под жесткой нагруженной плитой в средах различного строения характеризуется данными (рис. 9.3)

по результатам исследований Газиева и Эрликхема. Аналогично распределяются напряжения в породах массива (вне зоны влияния горных работ) под выемочным оборудованием (экскаваторами, механическими лопатами и др.), применяемым в карьерах. Данные рис. 9.3 указывают на большое влияние трещин и расположения их в массиве на характер и область распределения в нем напряжений под действием приложенной нагрузки.



*Рис. 9.3. Распределение напряжений под жесткой нагруженной плитой в однородной (а) и трещиноватой (б, в, г, д, е) средах при различных углах наклона  $\alpha$  трещин (к вертикали)*

Процессы перераспределения напряжений и деформаций пород массивов в бортах открытых горных выработок зависят от горно-геологических (природных), горнотехнических и технологических факторов.

К основным горно-геологическим факторам относят строение месторождения и массивов пород, их структурно-текстурные элементы и тектоническую нарушенность, физико-механические свойства пород и гидрогеологические условия месторождения обрабатываемых участков.

К основным горнотехническим факторам относят параметры

откосов: высоту и угол откоса борта уступов, ориентировку горных выработок или фронта горных работ в карьере относительно поверхности ослабления массива, наличие на бортах и уступах дополнительных нагрузок в виде тяжелого горнотранспортного оборудования и навалов горной массы, эффективность дренажных работ и их своевременность, продолжительность функционирования откосов, время стояния откосов без обновления их поверхности.

Основными технологическими факторами являются способ разрушения и выемки вскрышных пород и полезного ископаемого и скорость подвигания фронта горных работ, в особенности очистных.

Степень и характер деформации пород и других геомеханических процессов в приоткосных массивах пород в значительной мере зависят и от изменения их механических и других свойств под влиянием климатических условий. В результате многократного замораживания и оттаивания, действия агентов выветривания внешней влаги в виде снега, дождя и других факторов обычно снижается прочность пород и, следовательно, возрастают их деформации и вероятность потери устойчивости откосов карьеров.

Под влиянием приведенных факторов постоянно изменяются напряженно-деформационное состояние разрабатываемых массивов горных пород, их физико-механические свойства, а также внешние очертания откоса, его конфигурация.

Степень изменения напряженно-деформационного состояния массива обуславливает возможность сохранения его устойчивого состояния, т. е. состояния без проявления опасных деформаций под воздействием всех влияющих факторов (природных, технических, технологических и др.), или разрушения с образованием обрушения или оползня. В последнем случае один из параметров борта (уступа) должен превысить предельно допустимую величину  $H_{\text{ф}} > H_{\text{пр}}$  или  $\alpha_{\text{ф}} > \alpha_{\text{пр}}$ , где  $H_{\text{ф}}$  и  $H_{\text{пр}}$  – соответственно фактическая и предельная высота борта;  $\alpha_{\text{ф}}$  и  $\alpha_{\text{пр}}$  – соответственно фактический и предельный угол откоса борта.

Различают три состояния массива горных пород в бортах (устапах) открытых выработок: допредельное, предельное и запредельное.

В допредельном состоянии напряжения не достигли значений, при которых в приоткосной зоне образуются площадки скольжения, объединяющиеся в общую поверхность скольжения. Следовательно, в таких откосах нет обрушения или скольжения, и они устойчивы.

В предельном состоянии нормальные и касательные напряжения достигли максимальных значений, при которых образуются площадки скольжения и общая для приконтурного массива наиболее напряженная поверхность, т. е. потенциальная поверхность скольжения. Такое состояние массива имеет одну очень важную отличительную особенность – векторы всех реактивных сил, действующие на потенциальную призму обрушения, отклонены от нормали к потенциальной поверхности скольжения на максимальный угол, равный углу внутреннего трения породы.

Запредельное состояние приоткосных массивов характеризуется тем, что породы в зоне сдвига разрушились, откос частично или полностью деформировался. Породы в приоткосной части полностью потеряли устойчивость.

## 9.2. Устойчивость бортов и уступов

Устойчивость откосов карьеров зависит от многих различных факторов, которые можно разделить на четыре группы (рис. 9.4):

- инженерно-геологические;
- гидрогеологические;
- физико-географические;
- горнотехнические.

Устойчивость карьерных откосов оценивают обычно коэффициентом устойчивости откосов. Под коэффициентом  $K_y$  устойчивости борта или уступа карьера понимают отношение суммы удерживающих сил  $\Sigma F_{уд}$  к сумме сдвигающих сил  $\Sigma F_{сд}$ , т. е.

$$K_y = \frac{\Sigma F_{уд}}{\Sigma F_{сд}}. \quad (9.6)$$

Сдвигающие силы – силы, действующие вдоль поверхности скольжения. Они обусловлены гравитационными, сейсмическими и фильтрационными силами, а также внешними нагрузками на откос (весом горнотранспортного оборудования и др.). Удерживающие силы, действующие вдоль поверхности скольжения, обусловлены сопротивлением горных пород деформированию, сдвигу под действием сдвигающих сил. Они всегда возникают как реакции на действия сил сдвига. Максимальная величина их ограничивается прочностью пород, преимущественно сопротивлением сдвига.

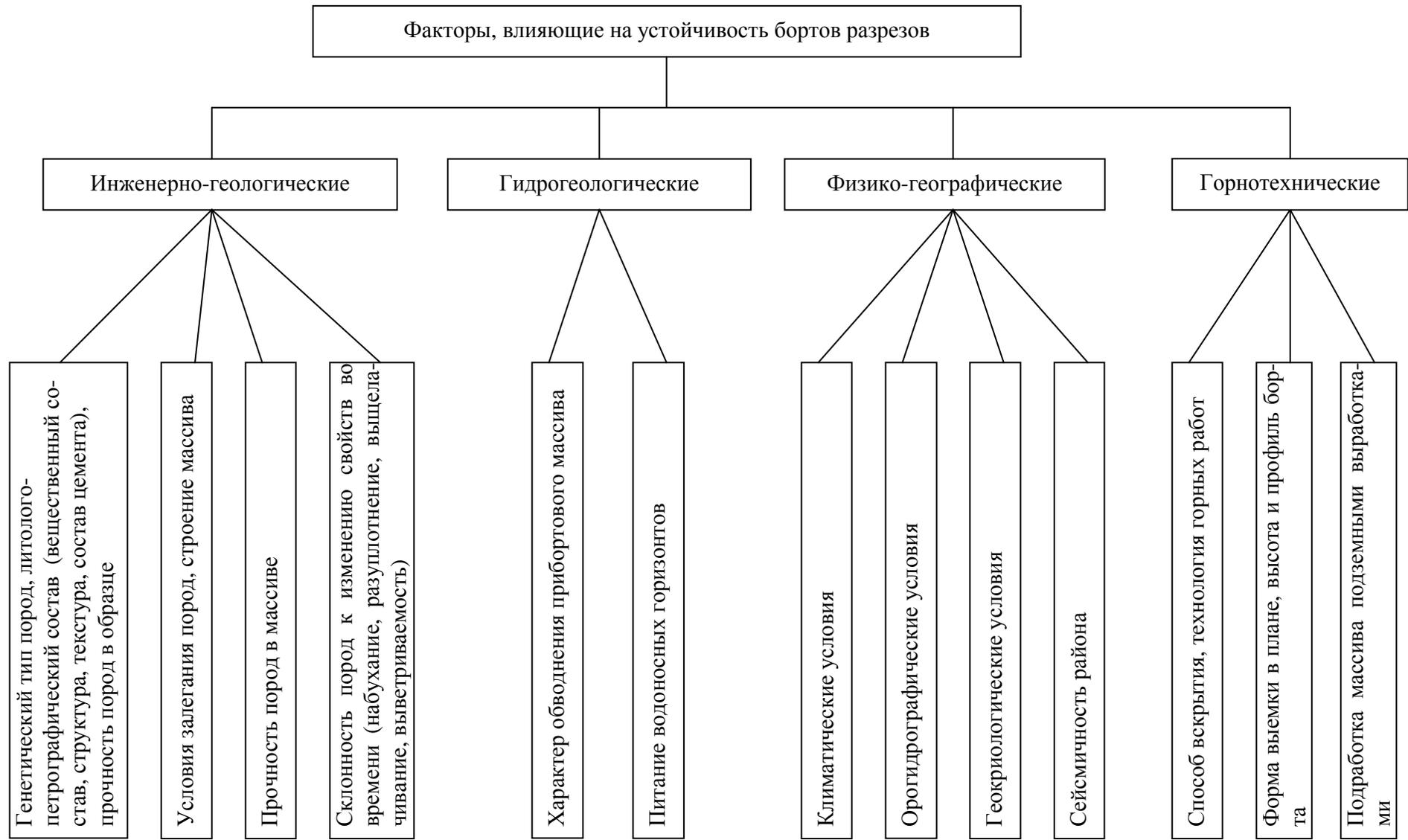


Рис. 9.4. Группа факторов, влияющих на устойчивость бортов разрезов

Для массива горных пород в бортах, уступах открытых выработок, находящихся в допредельном напряженно-деформационном состоянии, коэффициент устойчивости откоса  $K_y > 1$ , в предельном состоянии –  $K_y = 1$  и в запредельном состоянии –  $K_y < 1$ .

При плоской поверхности скольжения коэффициент устойчивости откоса определяют по формуле

$$K_y = \frac{f_{\text{тр}} F_{\text{н}} + CL}{F_{\text{сд}}}, \quad (9.7)$$

при криволинейной поверхности скольжения

$$K_y = \frac{f_{\text{тр}} \sum F_{\text{н}i} + \sum l_i c_i}{\sum F_{\text{сд}i}}, \quad (9.8)$$

где  $F_{\text{н}}$ ,  $F_{\text{н}i}$  – нормальная сила, действующая по всей поверхности скольжения соответственно длиной  $L$  (плоской) и  $i$ -го блока длиной  $l$  (криволинейной), площадью  $1 \text{ м}^2$ ;  $F_{\text{сд}}$ ,  $F_{\text{сд}i}$  – сила сдвига вдоль поверхности скольжения длиной соответственно  $L$  и  $l_i$ ;  $C$  и  $c_i$  – сцепление пород на поверхности длиной соответственно  $L$  и  $l_i$ ;  $f_{\text{тр}}$  – коэффициент трения пород,  $f_{\text{тр}} = \text{tg}\varphi$ ;  $\varphi$  – угол внутреннего трения породы.

Согласно действующим Правилам обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах (карьерах) [17] устойчивость бортов, уступов и отвалов на разрезах обеспечивается при условиях, когда отношение удерживающих сил, действующих по наиболее напряженной (наиболее слабой) поверхности в прибортовом массиве, к сдвигающим силам по этой поверхности составляет не менее величины нормативного коэффициента запаса устойчивости, т. е. выполняется условие

$$n_{\text{н}} \leq \frac{f_{\text{тр}} \sum F_{\text{н}} + CL + A}{\sum F_{\text{сд}} + B}, \quad (9.9)$$

где  $F_{\text{н}}$ ,  $F_{\text{сд}}$ ,  $C$ ,  $L$  и  $f_{\text{тр}}$  – те же параметры, что и в формуле (9.7);  $A$  – другие силы, удерживающие откос;  $B$  – другие силы, сдвигающие откос;  $n_{\text{н}}$  – коэффициент запаса устойчивости откоса,  $n_{\text{н}} > 1,1-1,4$  – для рабочих бортов (в зависимости от надежности исходных геологических данных);  $n_{\text{н}} > 1,2-1,5$  – для нерабочих бортов при состоянии более 10 лет.

Выражение  $f_{\text{тр}}\Sigma F_{\text{н}}+CL$  – сумма сил трения и сцепления, удерживающих откос;  $\Sigma F_{\text{сд}}$  – сумма касательных (сдвиговых) сил, сдвигающих откос.

Основное условие предельного равновесия по любой площадке в откосах горных пород имеет вид

$$\tau = f(\sigma_n), \quad (9.10)$$

где  $\tau$  и  $\sigma_n$  – касательные и нормальные напряжения по заданной площадке.

В однородном откосе элементарные площадки скольжения возникают с глубины:

$$H_{90} = \frac{\sigma_o}{\gamma} = \frac{2C}{\gamma} \text{ctg}\left(\frac{90^\circ - \varphi}{2}\right), \quad (9.11)$$

где  $\gamma$  – объемный вес породы.

В неоднородном массиве площадки скольжения возникают при напряжениях:

$$\sigma = \sigma_o = 2C \text{ctg}\left(\frac{90^\circ - \varphi}{2}\right), \quad (9.12)$$

где  $\sigma_o$  – прочность пород на одноосное сжатие;  $C$  – сцепление породы;  $\varphi$  – угол внутреннего трения породы;  $H_{90}$  – высота вертикальной трещины отрыва.

Максимальную высоту вертикального откоса  $H_{90}$ , сложенного однородными породами, определяют по формуле

$$H_{\text{в}} = H_{90} \left[ 1 + \sqrt{\frac{\sigma_{\text{р.н}}}{C_n} \text{ctg}\left(\frac{90^\circ - \varphi_n}{2}\right)} \right], \quad (9.13)$$

где  $H_{90}$  – высота (глубина) вертикальной трещины отрыва, определяют по формуле (9.11);  $C_n$  – расчетная величина сцепления пород;  $\sigma_{\text{р.н}}$  – расчетная величина удельного сопротивления отрыву горных пород;  $\varphi_n$  – расчетная величина угла внутреннего трения горных пород.

Расчетную ширину ( $a$ ) призмы обрушения вертикального откоса вычисляют по формуле

$$a = H_{90} \left[ 1 + \sqrt{\frac{\sigma_{p.n}}{C_n} \operatorname{tg} \left( \frac{90^\circ - \varphi_n}{2} \right)} \right]. \quad (9.14)$$

Параметры бортов и уступов угольных карьеров, при которых они устойчивы, в слоистых и других существенно макродефектных по строению породных массивах определяют в соответствии с действующими Правилами [17].

Процессы деформации горных пород в откосах карьеров протекают весьма разнообразно, что обусловлено главным образом сложностью и большой макродефектностью их строения. В наибольшей мере это относится к массивам осадочных горных пород. В связи с этим решение вопросов устойчивости бортов и уступов карьеров базируется главным образом на данных натуральных и лабораторных исследований. В практике открытых горных работ наибольшее распространение получили приближенные методы расчета устойчивости и параметров бортов и уступов карьеров, основанные на допущении, что сдвигение происходит по определенной для данных условий поверхности, по которой сдвигающие силы превышают удерживающие.

### 9.3. Основные типы деформаций откосов карьеров и краткая их характеристика

Исследованиями и многолетним опытом разработки угольных и рудных месторождений открытым способом установлено, что основными типами деформаций на карьерах являются обрушения, оползни и осыпания. Сравнительно реже происходят деформации откосов в виде просадки, оплывины и промоины. Ниже дана краткая характеристика этих типов деформаций пород карьерных откосов.

**Обрушения.** В различных инженерно-геологических условиях непосредственное обрушение пород длится от нескольких секунд до нескольких минут. Непосредственному обрушению предшествует более продолжительная по времени неявная стадия микроподвижек. На этой стадии вдоль наиболее напряженной поверхности (потенциальная поверхность обрушения) происходит перераспределение напряжений. Этот процесс можно наглядно представить следующим образом. Неустойчивый массив обладает определенным запасом потенциальной энергии, которая в момент нарушения устойчи-

восте откоса переходит в кинетическую энергию обрушения. Эта потенциальная энергия распределена вдоль наиболее напряженной поверхности между частицами и представляет собой энергию связности породы. В определенных условиях в массиве возникают микродефекты и нарушаются микросвязи. Потеря энергии "лопнувших" связей компенсируется за счет резервов еще существующих, так как количество ее должно сохраняться неизменным до перехода в новое качество. В итоге потенциальная энергия сдвига концентрируется в каком-то критическом минимальном числе "устоявшихся" связей. Этот момент соответствует состоянию предельного равновесия массива, когда коэффициент его устойчивости  $K_y = 1$ . При дальнейшем нарушении связей массив, исчерпавший все свои потенциальные возможности сохранения устойчивости, обрушается. Весь запас потенциальной энергии мгновенно переходит в кинетическую энергию обрушения. Этим и объясняется катастрофический характер этого вида деформации откосов.

Продолжительность неявной стадии микроподвижки зависит от соотношения сдвигающих и удерживающих сил в массиве сразу же после проведения выработки (исходное соотношение сил) и интенсивности потери прочности пород до наступления состояния предельного равновесия. Понятно, что в каждом отдельном случае эта стадия будет иметь различную продолжительность. Наблюдать инструментально микроподвижки обычно начинают уже после появления явных признаков деформации массива. Следовательно, можно говорить только о продолжительности этой стадии. Она длится от нескольких дней до нескольких месяцев. Иногда процесс затухает (например, в результате предотвращения попадания воды в нарушенную зону) и прекращается или же вновь активизируется. На бортах карьеров можно встретить трещины отрыва, образовавшиеся несколько лет назад. Основное отличие обрушения от оползня, проявляющееся после преодоления равновесного барьера ( $K_y = 1$ ), заключается в том, что в случае обрушения преодоление состояния предельного равновесия разрешается катастрофически (происходит своего рода "взрыв"), и прежнее состояние равновесия уже не может быть восстановлено. С точки зрения геомеханики, обрушение – это прогрессирующий во времени необратимый процесс нарушения связности в горных породах, завершающийся быстрым смещением неустойчивого массива.

Отсюда следует, что основную роль в обеспечении устойчивости скальных и полускальных пород играют силы сцепления. Силы трения, обусловленные величиной нормальной составляющей веса пород, при крутых поверхностях сдвига, характерных для обрушений, в несколько раз меньше сдвигающих сил. Наиболее часто обрушения происходят в результате:

- несоответствия проектных параметров откосов геологическим, инженерно-геологическим или горнотехническим условиям;
- несоответствия фактических параметров откосов проектным;
- нарушения технологии ведения горных работ (изменения направления подвигания фронта горных работ, подрезки слабых контактов горными выработками, несоблюдения очередности отработки отдельных блоков или заходок и др.);
- наличия поверхностей ослабления массива, не обнаруженных во время инженерно-геологических изысканий;
- снижения прочностных характеристик пород в результате непредвиденных воздействий на породы;
- нарушения режима осушения месторождения.

Обрушениям чаще всего подвержены уступы. Тип обрушения обуславливается в основном текстурой массива. В отличие от бортов, уступы чувствительны и к мелким нарушениям сплошности массива. Как известно, в любом массиве можно обнаружить несколько систем различно ориентированных трещин. Наличие к тому же контактов между слоями, тектонических нарушений способствует образованию множества поверхностей скольжения и их сочетаний. Наиболее распространенные на карьерах схемы обрушения уступов приведены на рис. 9.5.

Механизм разрушения уступов в основном определяется геологическим строением массива. В анизотропных породах сдвиг происходит по поверхностям ослабления, положение которых предопределено строением пород и степенью их нарушенности. В изотропных породах поверхность скольжения образуется в процессе разрушения откоса. Большое значение имеет также взаимная ориентация поверхностей ослабления и откоса. Более простой случай – падение основной поверхности ослабления в сторону выработки. Параметры откосов определяют путем решения плоской задачи. При диагональной ориентации поверхностей ослабления в ряде случаев необходимо решать объемную задачу, так как сдвиг происходит по двум поверхностям скольжения, ориентированным под некото-

рым углом друг к другу, что обуславливает сложный характер взаимодействия сил, приложенных к призме возможного обрушения.

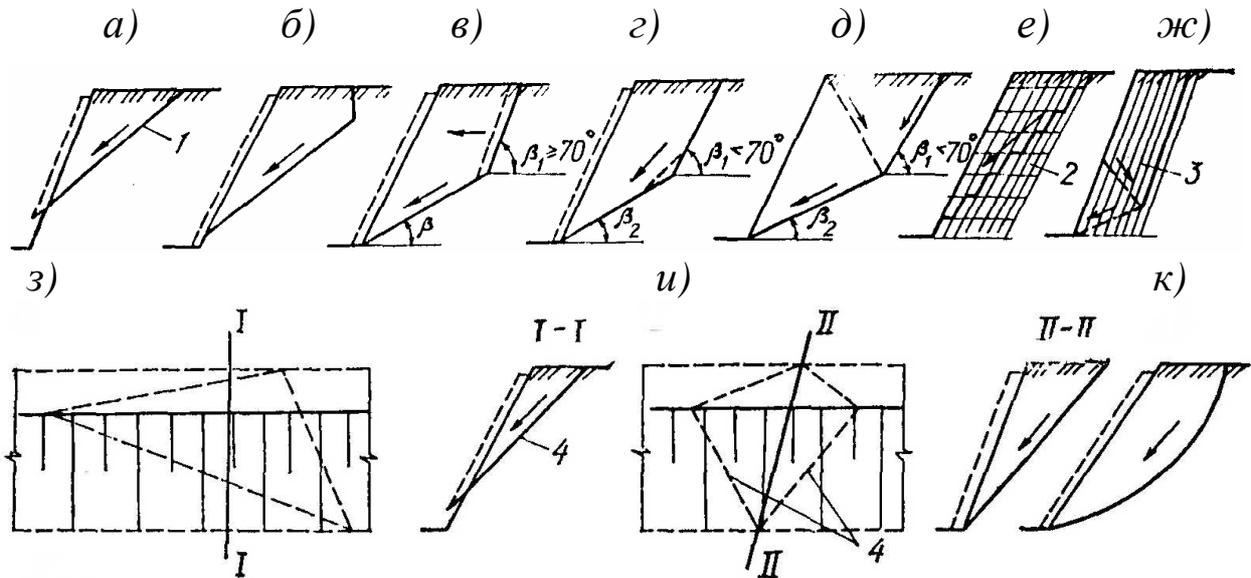


Рис. 9.5. Схемы наиболее распространенных обрушений уступов и формы поверхностей скольжения:

а – плоская; б – то же, с вертикальной трещиной отрыва; в – то же, с наклонной поверхностью отрыва; г – монотонная криволинейная; д – призматическая с дополнительной поверхностью скола; е – ступенчатая; ж – призматическая с дополнительными поверхностями сдвига вкрест слоистости; з – кососекущая с поверхностью отрыва в торце консоли; и – желобчатая; к – круглоцилиндрическая; 1 – согласнопadaющие трещины; 2 – системы трещин; 3 – слоистость; 4 – кососекущие нарушения

Для бортов карьеров наиболее характерны обрушения по подрезанным плоским (криволинейным) поверхностям ослабления при  $\alpha \geq \varphi'$  (табл. 9.3, схема 1.1). Однако не исключены и схемы 1.4 и 1.5.

**Оползни.** Оползание откосов обычно связано с наличием увлажненных глинистых пород. Практически каждый глинистый слой или прослойка может дать начало развитию оползневого процесса. Но оползни возникают не только в глинистых породах. Они возможны в скальных и полускальных породах. Поверхностью скольжения в этих случаях служат трещины, заполненные вторичным материалом (глинкой трения), или тектонические нарушения, в пределах которых породы обычно сильно раздроблены и переувлажнены. Поверхность скольжения оползня проходит по трещинам или зонам дробления, которые и обуславливают ее форму.

Оползание пород – наиболее сложный геомеханический процесс. Хотя оползни очень распространены и их исследованием занимаются специализированные организации, многие вопросы заро-

ждения и деятельности оползней до настоящего времени изучены недостаточно. В оползневом процессе решающую роль играют пластические деформации, переходящие при переувлажнении пород в пластическое течение. Стадию зарождения оползня сопровождают те же процессы потери связей между частицами пород, которые происходят в подготовительный период обрушения. Но если нарушение состояния предельного равновесия откоса завершается его обрушением и процесс на этом заканчивается, то переход процесса в оползневую стадию – только начало деятельности оползня. При первых же подвижках сцепление по поверхности скольжения полностью утрачивается и дальнейшее состояние оползня целиком управляется фрикционными силами. В период затухания процесса оползания происходит некоторое уплотнение пород, и сцепление частично может восстановиться, но оно существенной роли уже не играет и вновь утрачивается после активизации оползня. С точки зрения геомеханики, оползание представляет собой непостоянный во времени регулируемый фрикционными силами процесс медленного смещения пород нарушенной структуры, иногда циклически повторяющийся.

Наиболее существенные отличительные признаки оползней: скорость движения и ее изменение во времени, форма и глубина залегания поверхности скольжения.

Скорость движения оползня влияет на выбор параметров системы разработки при использовании управляемого обрушения. В зависимости от времени формирования оползня и скорости его движения устанавливают длину экскаваторного блока, число экскаваторов, одновременно участвующих в работе, высоту вскрышных уступов и др. Зная скорость деформирования нерабочего борта и внутренних отвалов, можно рассчитать скорость подвигания добычного фронта работ, обеспечивающую постоянное опережение надвигающегося сзади оползня отвала. В условиях открытых работ скорость движения затяжных оползней в активной стадии составляет от нескольких миллиметров до нескольких сантиметров в сутки. Если не принимать меры к стабилизации оползня или его ликвидации, то движение оползня может длиться годами. После преодоления равновесного барьера скорость движения оползня может быть постоянной, нарастающей и убывающей во времени, периодически нарастающей и убывающей.

Оползни возникают по тем же причинам, что и обрушения. Но

при прочих равных условиях в возникновении и развитии оползней решающую роль играет вода. Известно, что после увлажнения глинистые породы теряют прочность и сопротивляемость сдвигу. Сцепление в таких породах полностью утрачивается, а угол внутреннего трения значительно уменьшается. В связи с этим оползни бортов выработок могут возникать при минимальных углах их наклона, составляющих 10–12°. Часто переувлажнение пород допускается при проведении выработок.

В природе существует большое разнообразие типов оползней, которые обуславливаются геологическим строением массива, составом, строением и влажностью пород, рельефом местности и др. В естественных условиях распространены оползни склонов гор, долин, оврагов, балок, в ряде случаев вызываемые подрезкой этих склонов при выполнении строительных работ. Склоновые процессы сопровождаются смещением оползневых масс в течение длительного времени.

**Осыпание откосов** – наиболее распространенный вид деформирования. Осыпанию в результате выветривания в той или иной степени подвержены все разновидности пород. Интенсивность осыпания пород зависит от их крепости, стойкости, состава, структуры, влажности и др. Наиболее интенсивно осыпаются песчано-глинистые породы, которые после обнажения быстро теряют влагу. К ним относят аргиллиты, алевролиты и некоторые разновидности сланцев. Легко выветриваются также породы, в состав которых входят полевошпатовые минералы.

С точки зрения геомеханики, осыпание – необратимый процесс отделения от массива и скатывания к основанию откоса отдельных кусков породы.

Различают *физическое и химическое выветривание пород*.

Физическое (или механическое) выветривание обуславливается колебанием температуры, числом циклов замораживания – оттаивания воды, содержащейся в трещинах и порах, водной и ветровой эрозией, увлажнением и высыханием пород, механическими колебаниями (сейсмическим действием взрывов и вибрациями работающего оборудования).

Химическое выветривание пород связано с изменением их минералогического состава в результате воздействия агрессивных вод, растворов и газов (кислорода, углекислоты и др.).

Если осыпание происходит равномерно по всей поверхности

откоса, то профиль уступа отступает параллельно самому себе (параллельное отступление откоса). При более интенсивном осыпании верхней части откоса, которая обычно больше разрушена, профиль уступа постепенно изгибается, приобретая выпуклую форму (непараллельное отступление откоса). Параллельное отступление характерно для слоистых откосов с крутым падением слоев (рис. 9.6). На большинстве карьеров происходит непараллельное отступление откосов. Породы верхней части откосов обычно сильнее разрушены взрывами в связи с наличием двух обнаженных поверхностей и двойным воздействием на них взрывов: в процессе отработки верхнего горизонта при взрывании скважин с перебуром и заоткоске уступа на данном горизонте.

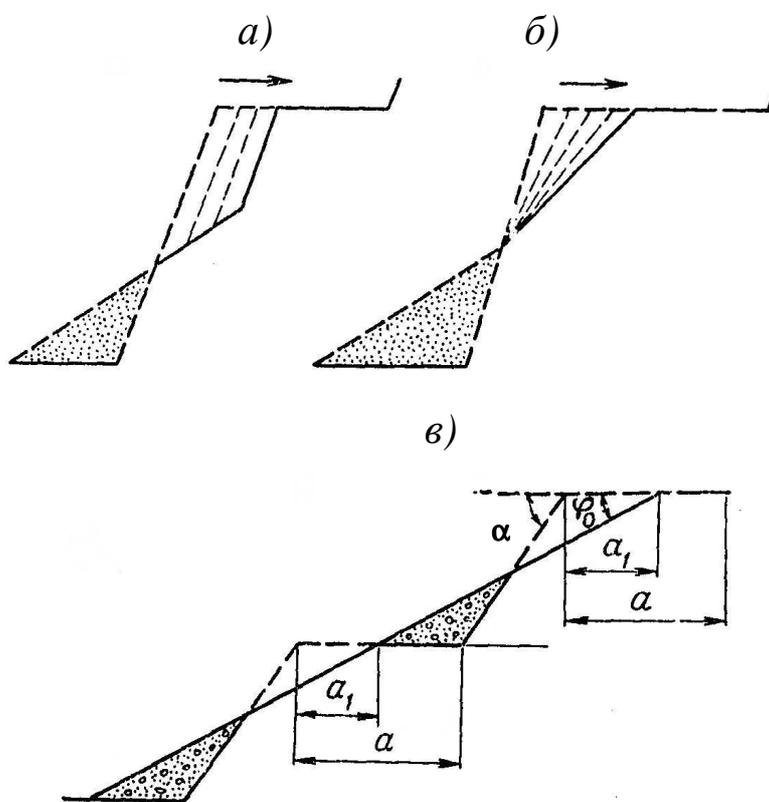


Рис. 9.6. Схемы изменения профиля уступов в результате осыпания пород и сработки верхней части уступа:

*а* – параллельная, *б* – непараллельная, *в* – выполаживание уступов под углом естественного откоса;  $a_1$  – ширина срабатываемой части бермы;  $a$  – первоначальная ширина бермы;  $\alpha$ ,  $\phi$  – соответственно углы откоса уступа и образовавшейся осыпи

Осыпание является основным типом деформаций вмещающих пород и угля в бортах и уступах карьеров Кузбасса. В основном осыпание обусловлено многократным замораживанием и оттаива-

нием мокрых глинистых пород в весенние и осенние периоды и механическим выветриванием пород и угля.

**Просадки** – деформации откосов в вертикальной плоскости без бокового смещения массива. Иногда просадки сопровождаются выпором пород в основании откоса. Причины просадок откосов следующие:

- увлажнение слабых пористых пород (лессов и лессовидных суглинков);

- наличие карстовых пустот в массиве борта карьера, каверн, зон выщелачивания и др.;

- подработка борта карьера подземными выработками при совместной отработке месторождения открытым и подземным способами;

- наличие слабых пластичных пород в основании борта;

- интенсивное осушение водообильных пород, слагающих борт карьера;

- образование пустот в массиве в результате интенсивного окисления, выщелачивания или сгорания полезного ископаемого (сульфидные руды, соли, уголь и др.);

- уплотнение рыхлых вскрышных пород в отвалах.

Просадки обычно носят локальный характер и существенно не влияют на устойчивость борта в целом. Отрицательным последствием просадок может быть опасность попадания в них людей и оборудования (при значительных их размерах), а также нарушения транспортных коммуникаций. Появление просадок часто является признаком начала процесса оползнеобразования.

**Оплывины** – деформации поверхности откоса, характеризующиеся смещением к его основанию водонасыщенных тонкозернистых и пылеватых песчано-глинистых пород в виде грязевых потоков. Поток перемещается по откосу с различными скоростями (в зависимости от консистенции) и в основании откоса растекается под весьма пологим углом. Возникновение оплывин связано с суффозионными явлениями и слабой фильтрацией. Последнее обстоятельство затрудняет осушение пород и снятие напоров. Оплывины напоминают оползни и иногда сопровождаются оползневыми явлениями, но в чистом виде отличаются от оползней отсутствием поверхностей скольжения. Оплывает небольшой по мощности верхний водонасыщенный слой пород откоса. Остальная часть массива находится в ус-

тойчивом состоянии. Оплывание прекращается после уменьшения запасов воды, фильтрующейся через поверхность откоса.

**Промоины** – деформации поверхности откоса, вызванные поверхностным стоком. Участки концентрированного стока воды образуются в местах понижения рельефа местности около карьера и на бермах, оформленных без качественной планировки их поверхности. Промоины сами по себе не создают какой-либо опасности, но по ним в карьер устремляется большое количество воды, которая по трещинам может проникнуть на лежащие ниже горизонты и снизить устойчивость борта. Большие потоки воды разрушают бермы, размывают железнодорожное полотно и автодороги.

Из всех типов деформации бортов карьеров наиболее опасными являются оползни и обрушения. В отечественной и зарубежной практике разработки угольных и рудных месторождений открытым способом известны случаи, когда объемы оползавших пород во внешних отвалах достигали 120–140 млн. м<sup>3</sup>. В табл. 9.1 приведены примеры оползней – обрушений на карьерах.

Таблица 9.1

Примеры оползней-обрушений на карьерах

Карьер (борт)	Параметры до деформации			Призма обрушения		Смещение, м		Скорости смещения, мм/сут		Продолжительность «жизни» борта
	H, м	$\alpha$ , град	L, м	$\alpha$ , м	V, млн. м <sup>3</sup>	ПД	ПУ	U <sub>1</sub>	U <sub>2</sub>	
Ретиховский (рабочий)	70	14	520	70	5	25	40	2–3	35–40	17 дней
Волчанский (рабочий)	140	20	100	120	10	12	20	30	100	Несколько месяцев
Алмалык (нерабочий)	130	26	220	н/д	6	27	15	н/д	н/д	н/д
Копейский (рабочий)	60	33	150	60	0,4	20	75	10	140	9 дней
Батуринский (рабочий)	55	37	270	50	0,5	8	н/д	н/д	н/д	Вскоре после трещины – закола
Коркинский (нерабочий)	55	19	200	60	1,6	22	30	8–9	10–12	Около 2-х месяцев
Трояново-2 (рабочий)	55	5–6	3000	70	50	25	40	0,2	н/д	н/д
Карьер 3 (нерабочий)	110	22	950	120	25	45	150	н/д	н/д	н/д

Оползни в большинстве случаев происходят в слабых породах глинистого или суглинистого состава, преимущественно под действием касательных напряжений. Рыхлым глинистым породам свойственны пластические деформации. Обрушения характерны для горных пород при крутых поверхностях скольжения и преобладании растягивающих напряжений в верхней части борта. Разрушение массивов, в особенности магматических пород, хрупкое.

На большинстве угольных карьеров возможны крупномасштабные оползневые деформации рабочих и нерабочих бортов, связанные с наличием во вскрышной толще водонасыщенных глинистых пород.

Анализ влияния геолого-литологических условий показал, что 75 % деформаций приоткосных массивов происходит в слабых рыхлых породах (песок – 0,5, песчано-глинистых – 15,6, суглинках – 25,4, глинах – 30,7) и только 25 % приходится на трещиноватые, выветрелые скальные и полускальные породы. Оползни составляют 42 %; обрушения – 20,6 %; осыпи – 14,7 %; оплывины и просадки – до 10 %; прочие – 2 %.

#### **9.4. Классификация деформаций карьерных откосов**

Большое разнообразие природных, технических и технологических факторов, влияющих на геомеханические процессы в массивах пород, разрабатываемых открытым способом, обуславливает значительные трудности в разработке универсальной классификации деформаций карьерных откосов.

Основу любой классификации должен составить общий, основной классификационный признак. Исходя из этого, различают морфологические, генетические, морфогенетические и другие классификации, которые делят на общие (универсальные) и местные (региональные). Г. И. Тер-Степанян отмечает сложность вопросов оценки полезности и существенности тех или иных классификационных признаков. Например, скорость смещения оползня – очень важный и существенный признак с точки зрения инженерной геологии. Однако при геоморфологическом анализе оползневого склона (откоса) этот признак теряет свое большое значение. Но соблюдение требований формальной логики обязательно во всех случаях. Г. И. Тер-Степанян сформулировал основные классификации так:

- в классификации необходимо использовать один и тот же

классификационный признак по отношению к каждому исследуемому объекту;

- элементы классификации одного класса должны взаимно исключать друг друга, т. е. на одном классификационном (иерархическом) уровне один класс не должен входить в другой;

- подразделение классов на элементы более низкого порядка следует вести непрерывно, без перескакивания в отдельные подклассы. Эти требования по существу общие для разработки любой классификации.

Имеется более 145 классификаций откосов, склонов, в основу которых положены различные классификационные признаки. Единым в этих классификациях является подразделение крупных гравитационных движений на обвалы, оползни и потоки. Это подразделение было сформулировано еще в классификации А. Бальцера в 1875 г.

С учетом специфик условий развития и функционирования деформаций предложены различные отраслевые классификации.

Наиболее полная классификация, включающая все основные типы деформаций карьерных откосов, предложена Г. Л. Фисенко. Этой классификацией пользуются в нашей стране наиболее широко при разработке угольных, рудных и месторождений других полезных ископаемых открытым способом. В табл. 9.2 приведена классификация деформаций карьерных откосов и их причины проф. Г. Л. Фисенко (с несколько упорядоченными отличительными признаками, сформулированными Э. Л. Галустьяном).

Классификация включает четыре основных признака: тип деформации, наличие или отсутствие поверхности ослабления массива, причины и условия развития деформации.

Для крупномасштабных деформаций карьерных откосов Э. Л. Галустьян составил геомеханическую классификацию (табл. 9.3), которая позволяет более детально отразить признаки процесса (явления), наиболее характерные для деформаций.

Крупномасштабные деформации отличаются наличием поверхности скольжения как в крепких и слабых породах, так и в откосах и отвалах. Классификация, представленная в табл. 9.3, включает все основные типы деформаций бортов, отвалов и частично уступов, протяженность которых  $L \geq 3H_n$ , где  $H_n$  – наклонная высота борта.

Обрушения и оползни отличаются в основном только временным течением процесса. Их объединяет наличие призмы обрушения (оползания), ограниченной поверхностью скольжения.

Таблица 9.2

## Классификация деформаций карьерных откосов Г. Л. Фисенко

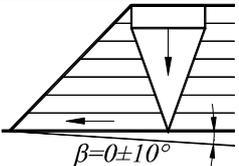
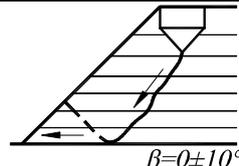
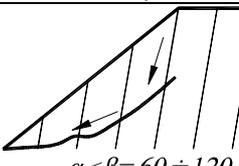
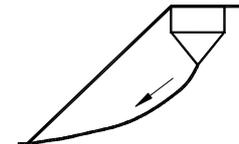
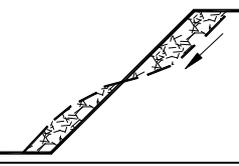
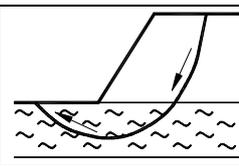
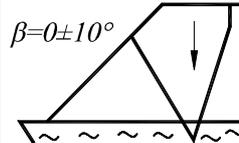
Класс и подкласс	Деформации и их генетический признак	Причины и условия развития процесса
1. Обрушения		
1.1	Контактные	1. Подрезка горными выработками поверхностей ослабления массива с углами наклона $\beta > 35^\circ$
1.2	Бесконтактные	2. Завышение параметров откоса в однородных породах
1.3	Смешанные	3. Сочетание 1 и 2
2. Оползни		
2.1	Покровные	1. Слабый контакт между рыхлыми и коренными породами
2.2	Контактные (зонные)	2. Наличие активных поверхностей ослабления, подрезаемых и не подрезаемых откосом, увлажнение контактной зоны
2.3	Бесконтактные	3. Завышение параметров откоса в рыхлых породах
2.4	Смешанные	4. Сочетание 2 и 3
2.5	Фильтрационные	5. Вынос потоком слабосвязных частиц на поверхность
2.6	Консистентные	6. Насыщение водой рыхлых связных пород
3. Осыпи		
3.1	Естественные	1. Завышение угла откоса в выветривающихся породах
3.2	Техногенные	2. Влияние дробящего и сейсмического действия взрывов
4. Промоины		
4.1	Эрозионные	1. Неорганизованный сброс поверхностных вод
5. Просадки		
5.1	Пустотные	1. Осушение, уплотнение пористых пород, наличие карстов, подземных выработок
5.2	Компенсационные	2. Отжатие (выпор) слабых водонасыщенных пород, залегающих в основании откоса, эффект "тюбика"

Таблица 9.3

## Классификация Э. Л. Галустьяна

Класс и подкласс	Деформации и механизм разрушения	Геологические условия в прибортовой зоне	Механическая модель разрушения массива
1. Поверхностные (надподошвенные и подошвенные)			
1.1	Общий сдвиг (обвал, борт)	Наклонные или пологие активные контакты и прослои (между крепкими слоями, коренными и рыхлыми породами)	

Продолжение табл. 9.3

Класс и подкласс	Деформации и механизм разрушения	Геологические условия в прибортовой зоне	Механическая модель разрушения массива
1.2	Оседание со сдвигом, надвигом (борт, отвал)	Активный контакт (слой) в однородных (слоистых) породах или пассивный контакт в слоистых породах	
1.3	Вращение со сдвигом, надвигом (борт)	Пассивный контакт в основании слоистой толщи	
1.4	Сдвиг с вращением (борт)	Пассивный контакт в верхней части борта (лежащий и висячий бока)	
1.5	Вращение (борт, отвал)	Однородные породы, наличие нейтральных контактов (горизонтальные слои, висячий бок, мульды)	
1.6	Течение (борт, отвал)	Рыхлые водонасыщенные породы	
2. Глубинные (подподошвенные)			
2.1	Вращение с выпором (борт, отвал)	Мощный слой глинистых пород в основании	
2.2	Оседание со сдвигом и выпором (борт, отвал)	Активный заглубленный слабый контакт или прослой	

Условные обозначения:  $\alpha$  – угол откоса борта;  $\beta$  – угол падения поверхности ослабления породы (общей, в призме активного давления);  $\varphi$  – угол внутреннего трения породы по поверхности скольжения.

## **10. МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ. МЕТОДЫ И СРЕДСТВА КОНТРОЛЯ МЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ПОРОД**

### **10.1. Общие положения**

Для изучения геомеханических процессов, происходящих при разработке месторождений полезных ископаемых и строительстве подземных сооружений, наряду с аналитическими и натурными методами исследований широко применяют лабораторные методы моделирования геомеханических процессов.

Сущность моделирования геомеханических процессов (а также процессов и явлений в различных областях естествознания, техники и технологии) заключается в замене разрабатываемого участка, сооружаемого объекта в породном массиве моделью с подобными свойствами и строением пород массива, параметрами и условиями ведения горно-строительных и эксплуатационных работ. Следовательно, модель в области геомеханики представляет собой некоторый физический объект (выработку, комплекс выработок и пород массива вокруг них), на котором изучают явления и процессы, происходящие в натуре.

Теоретическую основу моделирования физических явлений составляет учение о подобии. Основное свойство подобных явлений было сформировано Ж. Бертраном в 1848 г. Согласно определению акад. М. В. Кирпичева "подобными называются явления, происходящие в геометрически подобных системах, если у них во всех сходственных точках отношения одноименных величин есть постоянные числа". Эти отношения (константы, переходные множители) не могут выбираться произвольно, так как величины, характеризующие то или иное явление, находятся в определенной однозначной для данного процесса связи.

Моделирование механических процессов и явлений требует соблюдения подобия в размерах (геометрическое подобие), в массах (динамическое подобие) и времени (кинетическое подобие).

Геометрическое подобие будет соблюдено, если все размеры модели в целом и размеры отдельных элементов ее изменены (уменьшены или увеличены) в одинаковое число раз по сравнению с размерами моделируемой системы в натуре.

Условие геометрического подобия:

$$\alpha = \frac{l_{\text{н}}}{l_{\text{м}}}, \quad (10.1)$$

где  $l_{\text{н}}$ ,  $l_{\text{м}}$  – размер любых сходственных элементов соответственно в натуре и модели;  $\alpha$  – масштаб (постоянный множитель) геометрического подобия.

Для соблюдения динамического подобия необходимо, чтобы массы частиц, подобно расположенные в пространстве на модели и на натуре, были связаны постоянным множителем, т. е.

$$\beta = \frac{m_{\text{н}}}{m_{\text{м}}}, \quad (10.2)$$

где  $m_{\text{н}}$ ,  $m_{\text{м}}$  – масса любых сходственных частей соответственно в натуре и модели;  $\beta$  – масштаб (постоянный множитель) динамического подобия.

Кинетическое подобие требует, чтобы одинаковые по положению в пространстве частицы в модели и натуре двигались по геометрически подобным траекториям и проходили геометрически подобные пути в отрезки времени, отличающиеся постоянным множителем.

Условие кинематического подобия:

$$\gamma_t = \frac{t_{\text{н}}}{t_{\text{м}}}, \quad (10.3)$$

где  $t_{\text{н}}$ ,  $t_{\text{м}}$  – время, в течение которого любые сходственные точки (частицы) проходят геометрически подобные пути соответственно в натуре и модели;  $\gamma_t$  – масштаб кинетического подобия.

Для изучения геомеханических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых и в подземном строительстве наибольшее применение получили метод моделирования эквивалентными материалами и поляризационно-оптический метод. Используют центробежный метод, метод структурных моделей и метод электроаналогий. Основополагающие принципы и область применения каждого из этих методов моделирования различны.

## 10.2. Метод эквивалентных материалов

Метод эквивалентных материалов разработан Г. Н. Кузнецовым в 1936 г. Моделирование этим методом основано на замене ес-

тественных горных пород в массивах такими искусственными материалами в модели, показатели механических и других свойств которых находятся в определенных соотношениях с аналогичными показателями тех же свойств пород природы.

Эти соотношения определяются на основании общих положений теории механического подобия и обеспечивают достижение близкой аналогии в протекании геомеханических процессов, происходящих в природе и в модели под действием гравитационных сил.

Метод эквивалентных материалов позволяет воспроизводить в модели различное строение толщи пород и полезного ископаемого и осуществлять в достаточном приближении к природе производство всех основных горнотехнических процессов и операций по выемке полезного ископаемого и креплению очистных и подготовительных выработок.

*Материалы для изготовления моделей.* Для изготовления моделей используют различные инертные и вяжущие материалы. В качестве инертных наполнителей при изготовлении эквивалентных материалов (эквивалентных горным породам) используют мелкие кварцевые пески и мелкодисперсные материалы (мел, цемент, инертная пыль, порошки солей металлов, молотая слюда, глина и др.), в качестве связующих – парафин, вазелин, гипс, цемент, жидкое стекло, различные смолы, масла и др.

Изготовленные эквивалентные материалы укладывают в металлические стенды, размеры которых принимают в зависимости от параметров моделируемого участка породного массива и изучаемых геомеханических задач. Так, во ВНИМИ и других научно-исследовательских институтах проводят исследования геомеханических процессов при разработке пластовых месторождений полезных ископаемых (угля и др.) на стендах длиной от 1 до 5,5 м, шириной от 0,6 до 1 м и высотой от 2 до 3,5 м.

Укладка смеси эквивалентных материалов в опалубку стендов производится вручную или через дозирующие устройства. Уплотнение смеси осуществляется ручным или механизированным способом. По мере укладки эквивалентных материалов в модели устанавливают приборы, датчики и различные устройства для измерения напряжений, деформаций и смещений моделируемого участка массива пород, нагрузки на крепь выработок и других механических процессов, происходящих в нем при его разработке или проходке

выработок. Затем осуществляют «разработку» имитируемого пласта или рудного тела либо проведение горной выработки и фиксируют происходящие при этом геомеханические процессы.

Обработка результатов моделирования производится обычно в виде построения функциональных зависимостей изучаемых параметров от изменения горно-геологических и горнотехнических условий.

Метод эквивалентных материалов позволяет довольно детально изучить геомеханические процессы при движении забоя очистной и подготовительной выработок, что обычно исключено при других методах моделирования. Поэтому он получил широкое применение при решении задач горной геомеханики.

### **10.3. Поляризационно-оптический метод моделирования**

Поляризационно-оптический или просто оптический метод моделирования позволяет устанавливать распределение и значения напряжений в массивах пород вокруг горных выработок любой формы поперечного сечения при упругих, а также при упругопластических и упруговязких деформациях, происходящих без разрыва их сплошности. Метод основан на способности ряда прозрачных материалов проявлять свойство двойного лучепреломления при приложении к ним механической нагрузки. Такими свойствами обладают исландский шпат, отвержденные эпоксидные смолы, полистиролы, силикатное стекло и др. Свойство двойного лучепреломления в таких материалах, называемых оптически чувствительными, возникает при их деформировании под нагрузками и исчезает при снятии последних. Это свойство было обнаружено английским физиком Д. Брюстером в 1816 г.

Двойное лучепреломление – свойство ряда материалов, в частности исландского шпата (тонкозернистого кальцита), разлагать падающий на них луч света на два луча – обыкновенный и необыкновенный. Первый из них распространяется в материале без преломления, второй преломляется. Обыкновенный и необыкновенный лучи оказываются линейно поляризованными в двух взаимно перпендикулярных плоскостях.

При поляризационно-оптических методах исследования используется поляризованный свет. В естественном свете колебания совершаются в самых различных направлениях, перпендикулярных

направлению распространения волны. В плоскополяризованном свете колебания светового вектора происходят только в одной плоскости.

Если вместо двупреломляющего материала взять нагруженную модель из прозрачного оптически чувствительного материала, то при прохождении через нее поляризованного луча света последний разлагается на два плоскополяризованных луча, плоскости колебания которых взаимно перпендикулярны и совпадают с направлениями главных напряжений в модели. Следовательно, при нагружении материал модели приобретает свойство оптической анизотропии, т. е. свойство, зависящее от направления распространения световой волны и характера ее поляризации.

Вследствие оптической анизотропии материала плоскополяризованные лучи проходят через модель с разной скоростью – один луч отстает от другого, причем отставание лучей прямо пропорционально разности главных максимального  $\sigma_1$  и минимального  $\sigma_2$  напряжений, т. е.  $\sigma_1 - \sigma_2$ . Величина опережения одного луча другим называется оптической разностью хода. Зависимость оптической разности хода и разности главных напряжений в рассматриваемой точке модели имеет вид

$$\Gamma = Cd(\sigma_1 - \sigma_2), \quad (10.4)$$

где  $\Gamma$  – оптическая разность хода, м;  $C$  – коэффициент оптической чувствительности материала по напряжению, 1/Па;  $d$  – толщина модели, м;  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$  – главные нормальные напряжения в модели, Па.

Формула (10.4) выражает основной закон фотоупругости. Она устанавливает количественную взаимосвязь между напряжением в модели и вызванным им оптическим эффектом.

Из теории упругости известно, что полуразность главных нормальных напряжений равна максимальному касательному напряжению  $\tau_{\max}$ , т. е.

$$\tau_{\max} = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2}. \quad (10.5)$$

Из формул (10.1) и (10.2) следует, что  $\Gamma = 2Cd\tau_{\max}$ , откуда

$$\tau_{\max} = \frac{\Gamma}{2Cd}. \quad (10.6)$$

Следовательно, зная толщину пластины (модели)  $d$ , оптический коэффициент  $C$  и разность хода лучей  $\Gamma$ , можно определить значения максимальных касательных напряжений  $\tau_{\max}$ .

Итак, поляризационно-оптический метод позволяет определить распределение максимальных касательных напряжений  $\tau_{\max}$  или разности главных нормальных напряжений  $\sigma_1 - \sigma_2$ . Непосредственно значения напряжений  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$  могут быть получены математическими способами разделения главных напряжений.

Основным прибором, позволяющим изучить распределение напряжений в моделях из оптически чувствительных материалов, является полярископ. Схема простейшего полярископа (поляризационно-оптической установки) показана на рис. 10.1.

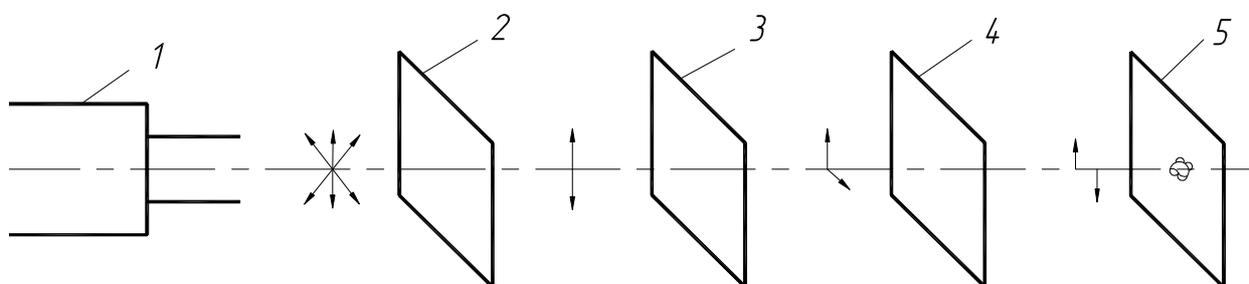


Рис. 10.1. Схема поляризационно-оптической установки:

1 – источник света; 2 – поляризатор; 3 – модель; 4 – анализатор; 5 – экран (глаз наблюдателя)

Луч света от источника 1, пройдя через поляризатор 2, называемый поляризатором, плоско поляризуется. Поляризованный свет, пройдя далее через напряженную модель 3, претерпевает двойное преломление, которое в разных точках модели зависит от величины и направлений главных напряжений в этих точках. Далее оба луча, образовавшиеся в рассматриваемой точке модели в результате двойного лучепреломления, проходят через поляризатор 4, называемый анализатором, и при этом их колебания приводятся в одну плоскость. Прошедшие анализатор плоскополяризованные лучи интерферируют, т. е. дают интерференционную картину.

В результате полученной интерференции наблюдается цветная картина полос при белом источнике света и черно-белая – при монохроматическом (с одной длиной волны). При этом каждая цветная полоса представляет собой геометрическое место точек с одинаковой оптической разностью хода  $\Gamma$  и, следовательно, с одной и

той же разностью главных нормальных напряжений  $\sigma_1 - \sigma_2$ . Эти полосы (линии) называют изохромами.

Оптический метод широко используется для изучения закономерностей распределения напряжений вокруг горных выработок, подземных сооружений любой конфигурации.

#### **10.4. Классификация методов контроля механического состояния массива пород**

Современные методы контроля за состоянием массива горных пород можно разделить на четыре группы: аналитические, экспериментально-аналитические, экспериментальные (натурные) и лабораторные (рис. 10.2).

*Аналитические методы* контроля базируются на методах механики сплошной среды, теории упругости и пластичности. Данные методы еще не вышли из стадии решения наиболее простых задач для выработок правильной формы, располагаемых в однородной среде, что является крайне редким случаем в горной практике.

*Экспериментально-аналитические методы* контроля представляют собой аналитические методы по сути, но с граничными условиями, полученными в натурных условиях. Это позволяет существенно повысить достоверность контроля и наиболее обоснованно подходить к принятию практических решений.

*Лабораторные методы* контроля основаны на законах кинематического и динамического подобия процессов, происходящих в массиве горных пород и модели, и позволяют воспроизводить многообразие натурных условий.

*Экспериментальные (натурные) методы* контроля основаны на взаимосвязи того или иного параметра массива пород в натурных условиях с тем или иным его состоянием. Данные методы дают наиболее достоверную картину о состоянии массива в конкретной горнотехнической обстановке.

Аналитические, экспериментально-аналитические и лабораторные методы чаще всего используются при принятии проектных решений, т. е. оценка состояния той или иной горнотехнической обстановки производится до ее возникновения. В процессе ведения горных работ происходит проверка работоспособности выбранного метода и его уточнение. Преимущества экспериментальных методов перед выше перечисленными очевидны, несмотря на большую их трудоемкость.

Ниже рассмотрим только экспериментальные методы, нашедшие наибольшее распространение на угольных и рудных месторождениях: маркшейдерские, геомеханические, геофизические и визуальный.



Рис. 10.2. Классификация основных методов контроля состояния горных пород массива

### 10.5. Маркшейдерские методы контроля

Маркшейдерские методы контроля получили свое название в связи с тем, что в качестве инструментов (приборов) как средств

наблюдения за перемещением точек массива пород используют различного рода приборы (нивелиры, теодолиты, рулетки и т. д.), применяемые при выполнении маркшейдерских работ. В точках массива, за которым ведется наблюдение, закрепляют жесткие марки – реперы. По способам установки реперов различают три метода: метод контурных реперов, метод глубинных реперов и метод парных реперов.

Метод контурных реперов применяется при наблюдении за деформированием больших объемов пород. В основном его используют при изучении процессов сдвижения. По этой причине реперы устанавливают как на поверхности, так и в горных выработках. Реперы объединяют в профильные линии, длина которых может достигать сотен метров. Один из реперов (опорный репер), как правило, закладывают вне зоны влияния очистных работ и от него начинают измерения.

Основными величинами (параметрами), характеризующими процесс деформирования массива при изучении его данным методом, являются:  $\eta$  – оседания;  $\xi$  – горизонтальные сдвижения;  $i$  – наклоны;  $k$  – кривизна и  $\varepsilon$  – горизонтальные деформации.

Перечисленные выше величины определяют по формулам

$$\eta = Z_{i-1} - Z_i; \xi = D_1 - D_2; \quad (10.7)$$

$$i = \frac{\eta_i - \eta_{i-1}}{l}; k = \frac{i_i - i_{i-1}}{l_{cp}}; \varepsilon = \frac{d_2 - d_1}{l},$$

где  $Z_{i-1}$ ,  $Z_i$  – отметки рабочих реперов соответственно из предыдущего и последующего наблюдений, м;  $\eta_i$ ,  $\eta_{i-1}$  – величины оседаний переднего (по ходу вычислений) и заднего отрезков интервала, мм;  $l$  – длина интервала, мм;  $i_i$ ,  $i_{i-1}$  – величины наклонов последующего и предыдущего интервалов,  $1 \cdot 10^{-3}$ ;  $l_{cp}$  – полусуммы длин последующего и предыдущего интервалов, мм;  $D_1$ ,  $D_2$  – расстояние от опорного до данного рабочего репера из предыдущего и последующего наблюдений, мм;  $d_2$ ,  $d_1$  – горизонтальные проекции интервала из предыдущего и последующего измерений, мм.

*Метод глубинных реперов.* Суть метода в том, что в исследуемой области массива горных пород пробуривают скважины (из горных выработок или с земной поверхности), в которых на определенных расстояниях от устья закрепляют глубинные реперы, а по

изменению расстояний между ними судят о перемещениях соответствующих точек массива, или о деформациях соответствующих интервалов. Если в качестве глубинных реперов применяют скважинные деформометры, то одновременно получают сведения о радиальных смещениях стенок скважин.

Достоинством метода является то, что он позволяет изучать деформации и перемещения участков массива горных пород в глубине, на достаточном удалении от обнажения, т. е. вне зоны влияния горных выработок, из которых пробурены скважины. С помощью глубинных реперов можно наблюдать как деформации растяжения, так и сжатия.

*Метод парных реперов* отличается от метода контурных реперов тем, что измерение деформирования массива в одном из направлений производится с помощью только двух реперов. В зависимости от необходимой информации реперы могут устанавливаться на одной из стенок выработок либо на противоположных. Во втором случае замеряется конвергенция (сближение) стенок выработки.

Расстояние между реперами, устанавливаемыми на одной стенке, составляет, как правило, 1–1,5 м. Расстояние между реперами, устанавливаемыми на противоположных стенках, определяется размером поперечного сечения выработки. В связи с небольшим расстоянием между реперами расстояние между ними измеряют не только с помощью рулетки, но и с помощью специально разработанных для этих целей во ВНИМИ приспособлений (микрометрических стоек СУИ-2 и СУИ-3, производящих измерения с точностью 0,01 мм).

## **10.6. Геомеханические методы контроля**

Геомеханические методы контроля основаны на регистрации различных видов деформаций горных пород специально созданными для этого устройствами.

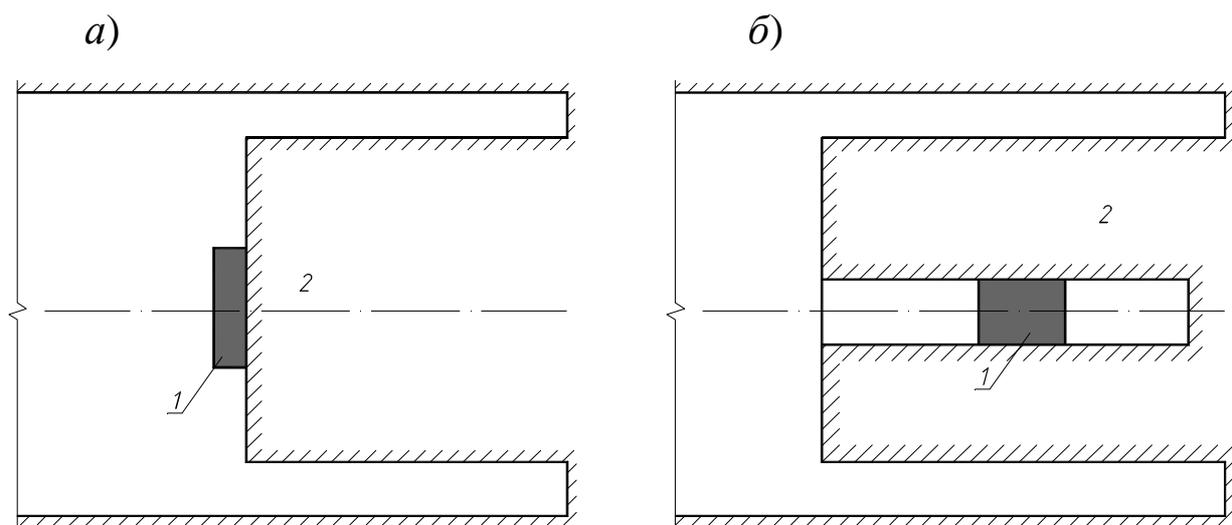
*Метод разгрузки* основан на свойстве горных пород восстанавливать форму элемента после искусственного отделения его от массива.

Область применения распространяется на массивы горных пород, в которых породы на контуре измерительной скважины находятся в упругом состоянии, а также позволяют сохранить сплош-

ность элемента массива (керна) при нарушении его связи с массивом (выбуривании).

По техническому исполнению и приемам пересчета измеренных деформаций разгрузки в напряжения различают несколько схем метода. В России в основном используются две схемы, включающие измерения следующих величин:

- деформаций на торце выбуриваемого керна (рис. 10.3, а);
- деформаций на стенках центральной скважины (рис. 10.3, б).



*Рис. 10.3. Схемы проведения измерений методом разгрузки:*

*а – по деформациям на торце выбуриваемого керна; б – по деформациям на стенках центральной скважины; 1 – датчик; 2 – керн*

В техническом исполнении вторая схема более трудоемка, чем первая, требует выбуривания монолитного керна значительного диаметра и длины, что не всегда возможно, особенно в трещиноватых породах.

Комплект оборудования и измерительной аппаратуры должен включать буровой станок (ГП-1, БСК-100А, НКР-100М и др.), буровые и вспомогательные приспособления, измерительную аппаратуру (СБ-8, УК-Тензор и др.).

*Метод дискования керна* основан на связи параметров дискования керна с уровнем напряженности массива при различных видах напряженного состояния. Основным параметром дискования керна является толщина дисков  $t$ . Диски различной толщины образуются в результате изменения коэффициента концентрации напряжений на забое кольцевой обуриваемой щели в зависимости от длины керна. Причем рост коэффициента концентрации напряжений

ограничен длиной керна, равной половине его диаметра, что подтверждается натурными исследованиями; диски толщиной более половины их диаметра практически не встречаются. Изменение коэффициента концентрации напряжений на внутреннем контуре кольцевой щели и является основной причиной образования дисков различной толщины. Отсюда следует, что разрушающие напряжения в условиях меньшей напряженности массива достигают критической величины при большем коэффициенте концентрации напряжений, а значит и при большей толщине образующихся дисков. Для исследования массива данным методом необходим станок кернового бурения. В основном данный метод используют для контроля удароопасного состояния массива.

*Метод вдавливания индентора* основан на зависимости усилия вдавливания жесткого штампа от механических свойств пород массива и его напряженного состояния. Если в массиве пробурить скважину или шпур и через определенные интервалы вдавливать в забой или стенки штамп до момента разрушения породы, то по изменению некоторых регистрируемых величин можно судить о состоянии массива. Основными регистрируемыми параметрами при исследовании массива данным методом являются:

- $P_1$  – давление в гидросистеме на момент начала разрушения;
- $P_2$  – давление в гидросистеме на момент окончания разрушения;
- $h_1$  – глубина внедрения штампа на момент начала разрушения (деформация породы);
- $h_2$  – полная глубина внедрения штампа до момента окончания разрушения (глубина лунки).

Возможно существование двух модификаций данного метода. Первая – с вдавливанием в торец шпура (скважины), вторая – с вдавливанием в стенки шпура (скважины). Из отечественных приборов для реализации первой модификации используют прибор БП-18, второй – МГД (СА 23).

*Метод параллельных скважин* относят к так называемым методам возмущения (как и метод разгрузки). Оценку действующих напряжений в элементе массива производят путем изменения его напряженного состояния и измерения при этом соответствующей реакции в виде деформаций или смещений. Технически измерения с помощью данного метода производят следующим образом. В пробуренную скважину малого диаметра устанавливают датчики, спо-

собные регистрировать радиальные смещения по различным направлениям. Рядом параллельно бурят скважину большого диаметра, которая вносит возмущение в напряженно-деформированное состояние массива пород, вызывая деформацию стенок скважины малого диаметра. По замеренным деформациям с помощью специально разработанного математического аппарата производится расчет действующих в массиве напряжений. Данный метод эффективно используется для слабых и средней крепости пород, поскольку в крепких он малочувствителен, а бурение возмущающих скважин большого диаметра весьма трудоемко. Другими ограничивающими факторами являются техническая трудоемкость бурения параллельной скважины на большую глубину и измерение толщины перемычки между скважинами.

### 10.7. Геофизические методы контроля

Геофизические методы основаны на изучении физических свойств массивов горных пород: скорости распространения волн, электросопротивления, электромагнитных свойств и т. д. Эти свойства изменяются в зависимости от напряженно-деформированного состояния пород, их нарушенности, а следовательно, и устойчивости.

*Электрометрический метод* основан на зависимости электрического сопротивления массива пород от его напряженного состояния, трещиноватости, обводненности, минерального состава и т. д. С ростом нагрузок электросопротивление большинства горных пород в области упругих деформаций понижается, а с уменьшением нагрузок возрастает. Это позволяет судить об относительном распределении напряжений в массиве пород по изменению величины его электросопротивления. Для сравнительно однородных массивов распределение напряжений характеризует величина  $k_p$ , определяемая из соотношения

$$k_p = \frac{\rho_{н.м}}{\rho_k}, \quad (10.8)$$

где  $\rho_{н.м}$  и  $\rho_k$  – соответственно электрическое сопротивление нетронутого массива и исследуемого участка.

Для неоднородных массивов, когда величину  $\rho_{н.м}$  достоверно установить невозможно, используется критерий  $K_{\Delta\rho}$ .

$$K_{\Delta\rho} = \frac{\rho_i - \rho_0}{\rho_0}, \quad (10.9)$$

где  $\rho_0$  и  $\rho_i$  – первоначальный и последующие замеры в одной точке. При  $K_{\Delta\rho} < 0$  массив испытывает повышенные нагрузки по сравнению с первоначальными, при  $K_{\Delta\rho} > 0$  – пониженные.

Для измерения электросопротивления массива пород используется низкочастотная электроразведочная аппаратура типа ИКС-1, ИКС-50, а для условий рудников, опасных по газу, – искровзрывобезопасная аппаратура АЭСШ-1.

*Микросейсмический метод* относят к числу стационарных. Он позволяет вести непрерывные круглосуточные наблюдения. В основе микросейсмического метода лежит регистрация кинетических и динамических параметров упругих сейсмических волн, возбуждаемых при хрупком разрушении массива. Исследования упругих колебаний проводят в инфразвуковом диапазоне частот, т. е. от сотых долей до нескольких десятков герц. Это дает возможность вести исследования на сравнительно больших базах (1–6 км), т. е. охватывать наблюдениями шахтные поля в целом.

Наблюдения производят одновременно из нескольких пунктов, связанных единой регистрирующей системой, что позволяет установить местоположение источника возбуждения. Указанный метод нашел широкое применение на Североуральском бокситовом и Таштагольском железорудном месторождениях при районировании шахтных полей по степени ожидаемой удароопасности. Для этих целей построены сейсмостанции «Североуральск» и «Таштагол», проектируется строительство таких же станций и в других рудных районах страны.

*Акустический метод (или метод акустической эмиссии)* основан на регистрации распространяющихся в материале волн возмущения в диапазоне частот 10–200 кГц, вызванных динамическим перераспределением локальных напряжений в связи с изменениями кристаллической решетки или движением микро- и макродефектов. Акустическая эмиссия сопровождает весь процесс деформирования материала вплоть до полного его разрушения.

Интенсивность акустической эмиссии (число импульсов в единицу времени) может характеризовать как статическую, так и динамическую устойчивость массива. Данный метод нашел широ-

кое применение при определении устойчивости целиков и потолочин на месторождениях Урала, Кривого Рога, некоторых рудников Средней Азии и Казахстана.

Так, для месторождений Урала установлено, что при регистрации от 1 до 24 импульсов в минуту в рудном массиве происходят микроразрушения, с увеличением их до 30–50 появляются трещины и выпадают отдельные куски. При 70–80 импульсах в минуту начинает нарушаться сплошность массива, т. е. наступает предобвальное состояние.

*Сейсмический метод* основан на зависимости скорости распространения упругих волн в горных породах от величины напряжений. С ростом нагрузок скорость распространения сейсмических волн в области упругих деформаций возрастает, а с уменьшением нагрузок – падает.

В зависимости от конкретной горно-геологической и горно-технической обстановки измерения сейсмическим методом проводятся по одной из следующих модификаций: продольное профилирование, экспресс-метод, прозвучивание, интегральный каротаж. Сейсмические измерения осуществляют аппаратурой ШСА1 и др.

*Метод электромагнитного излучения* основан на регистрации электромагнитной эмиссии горных пород, возникающей при трещинообразовании. Данный метод контроля позволяет выявить участки, где процесс роста напряженного состояния массива пород сопровождается увеличением трещинообразования на макро- и микроуровне.

Аппаратура для этого метода разработана ВНИМИ (ЕГ-6, ЕГ-9, ЕГ-6м) и используется в основном для контроля за удароопасным состоянием массива.

*Радиоизотопные методы.* Прямым предназначением данных методов является определение плотности и влажности горных пород. Поскольку эти два показателя функционально связаны с напряженно-деформированным состоянием массива горных пород и его устойчивостью, радиоизотопные методы в последние годы находят все более широкое применение для исследования и контроля состояния массивов горных пород. Радиоизотопные методы основаны на использовании эффектов взаимодействия нейтронного и гамма-излучения с атомами (ядрами) элементов, слагающих горные породы.

Наибольшее распространение в горной практике нашли сле-

дующие радиоизотопные методы (в скобках указаны приборы, используемые при работах по данному методу):

- гамма-метод измерения (гамма-плотномеры);
- гамма-гамма-метод измерения (гамма-гамма-плотномеры и гамма-гамма-каротажные устройства);
- нейтрон-нейтронный метод измерения (нейтрон-нейтронные влагомеры, нейтрон-нейтронные каротажные устройства);
- нейтрон-гамма-метод (нейтрон-гамма-влагомеры, нейтрон-гамма-каротажные устройства).

### **10.8. Визуальный метод контроля**

*Визуальный метод контроля* основан на том, что форма и место разрушения массива пород на контуре выработки предопределяются напряжениями, действующими в массиве. Отличительной особенностью этого метода является то, что он не требует аппаратуры (за исключением рулетки) и позволяет в короткий срок оценить состояние массива на большой площади, в пределах которой имеются выработки.

Данным способом можно решать следующие задачи:

- качественно сравнивать степень напряженности отдельных конструктивных элементов систем разработки;
- оценивать структуру поля напряжений массива пород, вскрытого выработками;
- ориентировочно определять величину и направление действия наибольших напряжений в нетронутым массиве пород;
- уточнять структурно-текстурные элементы и блочность пород в окрестности выработок;
- обосновывать и принимать более надежные и эффективные способы управления геомеханическими процессами в конкретных условиях.

### **10.9. Устройство наблюдательных станций**

Закладку наблюдательной станции или комплекса наблюдательных станций, а также проведение инструментальных наблюдений осуществляют по заранее составленному проекту, исходя из поставленных задач, геологической и горнотехнической обстановки. Проект состоит из графической части и пояснительной записки.

Графическая часть включает:

- план горных работ на участке наблюдений (с геологическими данными);

- разрезы по простиранию и вкрест простирания рудного тела.

Эти документы содержат:

- схему расположения скважин с указанием их длины, диаметра и углов ориентации;

- схему расположения глубинных и контурных реперов, реперов-деформометров и конструктивные особенности оборудования замерных пунктов и узлов;

- перечень мест проведения исследований с помощью аппаратуры, не требующей проникновения в массив.

Масштаб графических документов выбирается в зависимости от размеров исследуемой области массива пород, от густоты замерных пунктов и протяженности наблюдательных станций.

Пояснительная записка к проекту наблюдательной станции должна содержать:

- изложение цели и задач наблюдений;

- краткую горнотехническую характеристику района закладки наблюдательной станции;

- обоснование выбранного типа наблюдательной станции;

- обоснование принятого расположения реперов;

- описание способов установки реперов и других стационарных измерительных устройств;

- методику отбора образцов горных пород для испытания и определения физико-механических свойств с указанием мест отбора и количества образцов для каждой геологической разности;

- методику производства наблюдений с указанием типов применяемых измерительных устройств, а также частоты и сроков (режима) проведения наблюдений.

В качестве примера на рис. 10.4, 10.5 представлена схема комплексной наблюдательной станции для исследования формирующихся зон с различным напряженно-деформированным состоянием пород вокруг выработанного пространства на одном из рудников Забайкалья, угрожаемого по горным ударам.

Комплексная наблюдательная станция включает в себя (рис. 10.4):

- станции глубинных реперов;

- станции контурных и парных реперов;
- станции со стационарными глубинными электродами;
- аппаратуру "Гроза-16" для контроля за состоянием массива;
- керновые скважины для отбора образцов пород на испытание удароопасных свойств;
- датчики для систематических исследований удароопасных свойств массива методом вызванной акустической эмиссии вдоль рудоконтролирующих разломов.

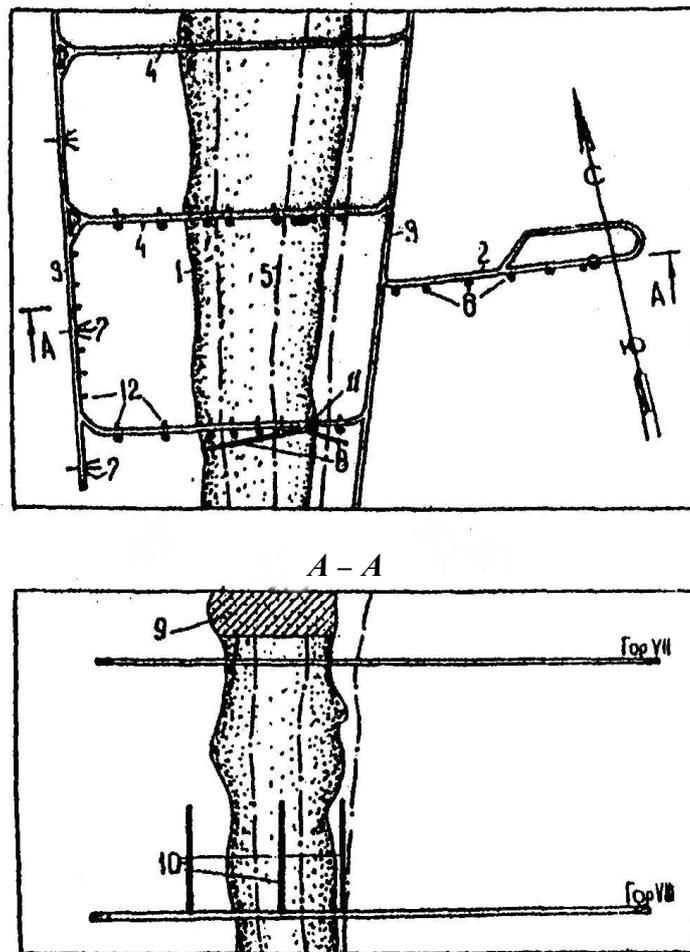


Рис. 10.4. Схема устройства комплексной наблюдательной станции на гор. VIII:

1 – рудное тело; 2 – кваршлаг; 3 – штреки; 4 – орты; 5 – разломы; 6 – станции контурных и парных реперов; 7 – станции глубинных реперов; 8 – керновые скважины; 9 – выработанное пространство; 10 – скважины с электродами; 11 – ниша с аппаратурой «Гроза-16»; 12 – подбурки с датчиками

Станция глубинных реперов представляет собой объемный веер из пяти скважин с четырьмя реперами в каждой скважине.

Такая конструкция станции позволяет определить пространст-

венную ориентацию максимальных нагрузок в зоне опорного давления и реакции на эти нагрузки непосредственно окружающих выработку пород.

Станции контурных и парных реперов устанавливаются в квершлагах и ортах через 10–15 м со сгущением в районах разломов. Назначение данных станций заключается в установлении картины деформаций массива пород со стороны лежачего бока залежи и под выработанным пространством, а также для фиксации возможных подвижек вдоль разломов.

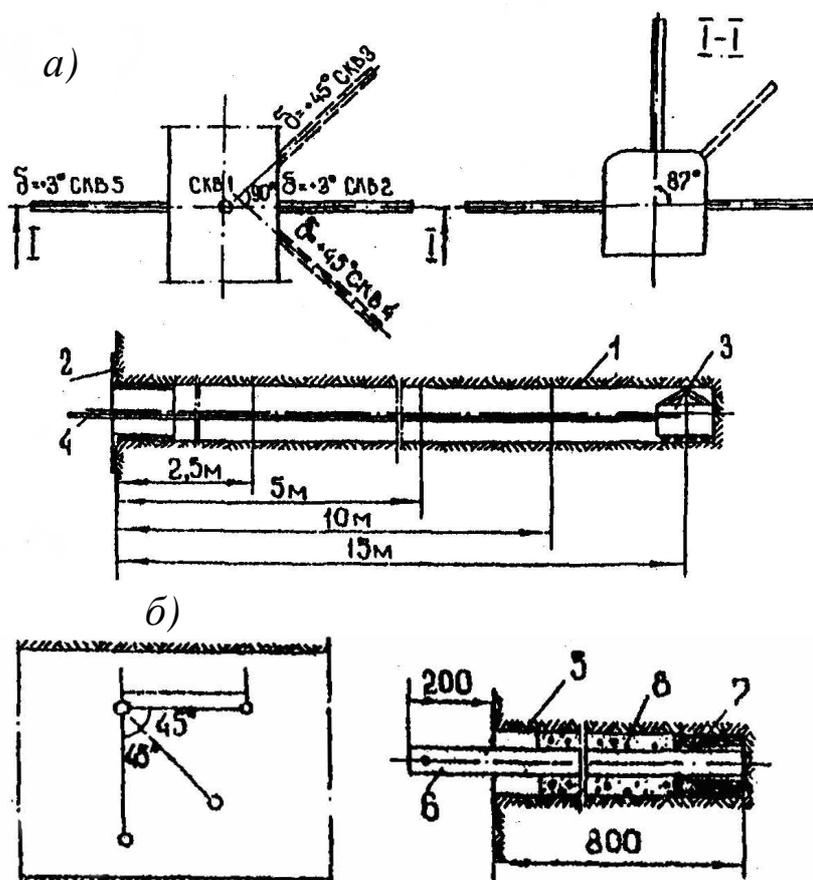


Рис. 10.5. Схема устройства наблюдательных станций глубинных реперов (а) и контурных и парных реперов (б):

1 – скважина; 2 – кондуктор; 3 – репер; 4 – жесткий шток; 5 – шпур; 6 – репер; 7 – металлический клин; 8 – бетон

Станция со стационарными глубинными электродами позволяет контролировать в целом геомеханическое состояние массива пород в районе отработки. В данном случае используется возможность электрометрического метода получать интегральную характеристику массива.

Отработка блока приводит к возникновению высоконапряжен-

ных зон, генерирующих сейсмическую энергию. Произвести локацию этих зон позволяет микросейсмическая аппаратура "Гроза-16", установленная в нише. Сеть датчиков расположена в шпурах, пробуренных в стенках ортов.

В процессе отработки залежи контроль за степенью удароопасности в краевых частях массива производится методом вызванной акустической эмиссии с применением аппаратуры "Прогноз-М". Данным методом осуществляют также поиск районов жестких сочленений разломов, которые являются потенциальными очагами горных ударов.

В подготовительных выработках по угольным пластам, залежам руд и других полезных ископаемых для наблюдения за механическими процессами в породах, вокруг них под влиянием проходческих и очистных работ и за взаимодействием пород с крепью в выработках на участках с характерными условиями (обычно протяженностью 30–50 м) устраивают комплексные или упрощенные замерные станции. Комплексные наблюдательные станции включают в себя парные реперы для замера смещений пород на контуре сечения выработки, глубинные реперы для изучения деформаций пород в глубине массива, динамометры для измерения нагрузки на крепь и керновые скважины в боковых породах для отбора образцов пород на определение механических свойств (главным образом прочностных). На упрощенных замерных станциях закладывают обычно парные реперы для определения смещений пород на контуре сечения выработки, иногда и глубинные реперы. Реперы для замера смещений пород на контуре сечения выработки закрепляют в шпурах длиной 0,3–0,5 м (в зависимости от прочности пород). Деформации пород вокруг выработки в основном изучают, контролируют в пределах 6–10 м.

На наблюдательных станциях (участках) в зависимости от решаемых научных или технических задач определяют абсолютные или относительные смещения пород кровли, почвы и боков выработок. Абсолютные смещения – смещения в отдельности (независимо) кровли, почвы и боков выработки, относительные – смещения кровли и почвы и обоих боков совместно (суммарно). Для определения абсолютных смещений пород применяют в основном точные маркшейдерские приборы.

На рис. 10.6 приведена схема закладки реперов на контуре сечения выработки и в глубине массива.

В зависимости от горно-геологических условий и длины выработки в ней оборудуют от двух до четырех наблюдательных станций протяженностью от 30 до 50 м каждая. На станции реперы закладывают в трех-четырех сечениях, в каждом сечении – обычно в кровлю и почву посередине и по бокам выработки и в боках посередине выработки. Для уменьшения объема буровых работ глубинные реперы, устанавливаемые на различном расстоянии от контура выработки, размещают чаще всего в одной скважине (рис. 10.6, б).

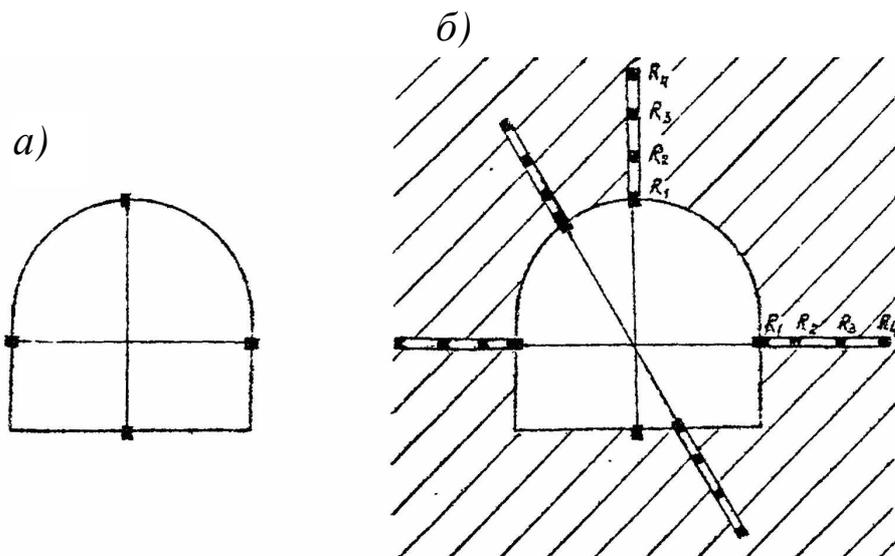


Рис. 10.6. Схема установки реперов на контуре сечения выработки (а) и в глубине (б) массива:

*R2–R4 – реперы глубинные, заложенные в породах на различном расстоянии от контура выработки*

На комплексных станциях наблюдения проводят в основном с момента проведения выработки до ее погашения. Упрощенные станции устраивают обычно в 120–150 м впереди очистного забоя для контроля за механическими процессами в породах вокруг выработок под влиянием очистных работ.

Относительные смещения пород между парами противоположных реперов измеряют металлическими рулетками, стойками СУ-2 или другими мерными устройствами с точностью до  $\pm 1$  мм. Для оценки абсолютных смещений пород кровли и почвы производится нивелировка реперов.

Для измерения нагрузок на крепи применяют механические, гидравлические, электрические динамометры различных конструкций. Частота замеров деформаций пород и нагрузок на крепи принимается в зависимости от интенсивности протекания геомеханиче-

ских процессов (от одного-двух раз в течение 6 ч до одного раза в один-два месяца).

Инструментальные наблюдения за геомеханическими процессами непосредственно в горных выработках в основном довольно трудоемкие. Однако результаты этих работ имеют первостепенное значение для обоснования надежного контроля за геомеханическими процессами во вмещающих породах и за проявлениями напряжений в выработках. Они широко используются также для решения ряда горнотехнических и технологических задач, в частности для выбора и обоснования параметров способа охраны, типа и конструкции крепи выработок, установления параметров зон опорного давления в окрестности очистных выработок, шагов обрушения пород непосредственной и основной кровли пластов в выработанном пространстве, устойчивости породных обнажений кровли, характера и интенсивности деформаций пород и др.

При разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом контроль за геомеханическими процессами сводится главным образом к наблюдениям за деформациями прибортовых массивов карьеров. Для этих целей применяют в основном маркшейдерские методы, которые заключаются в устройстве наблюдательных станций из реперов, закладываемых в прибортовых породах на различной глубине, и измерении смещений их маркшейдерскими приборами.

По данным инструментальных наблюдений:

- оценивают процесс развития деформаций во времени и выявляют причины, влияющие на активизацию процесса деформирования;
- устанавливают тип развивающегося оползня, положение потенциальной поверхности скольжения и размеры возможного оползня на ранних стадиях его развития;
- определяют степень опасности развивающихся деформаций;
- разрабатывают мероприятия по предотвращению опасного развития деформаций прибортовых массивов.

Контроль за геомеханическими процессами при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом должен производиться согласно "Методическим указаниям по наблюдению за деформациями бортов разрезов и отвалов, интерпретации их результатов и прогнозу устойчивости", разработанным ВНИМИ.

### **III. ГЕОДИНАМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В МАССИВАХ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

#### **11. ГОРНЫЕ УДАРЫ**

##### **11.1. Общие сведения о горных ударах**

Наряду со статическими формами проявлений влияния напряжений в массивах горных пород происходят различные динамические явления. В естественных геологических условиях к подобным динамическим явлениям в земной коре относятся землетрясения. При ведении горных работ такими являются горные удары, внезапные выбросы пород и газа, внезапные обрушения пород (преимущественно кровли в выработанном пространстве) и др. Наиболее опасными динамическими явлениями, происходящими при разработке полезных ископаемых, являются горные удары и внезапные выбросы угля (полезного ископаемого) и газа.

Горным ударам подвержены угли всех стадий метаморфизма (бурые, каменные и антрациты), соли, железные, медные, никелевые и полиметаллические руды, кварциты, диориты, песчаники, мрамор и другие породы.

Первые сведения о горных ударах относятся к 1783 г. (оловянные рудники Англии), а систематическое их изучение началось с 80-х годов XIX в. Значительная аварийность горных работ по причине горных ударов наблюдается в угольных и рудных шахтах Польши, Германии, Индии, Франции, Украины, Чехии, Словакии, ЮАР, Китая и других стран мира.

В России первый горный удар зафиксирован в 1944 г. в Кизеловском угольном бассейне. Затем в разных формах горные удары происходили в различных угольных месторождениях и бассейнах бывшего СССР (Кузбасс, Донбасс, Шураб, Сулюкта, Кызыл-Кия, Партизанское месторождение, Воркута, Ткибули). К настоящему времени на шахтах зарегистрировано свыше 750 горных ударов и выявлено свыше 840 шахтопластов, склонных к горным ударам.

В 1960-е годы были отмечены горные удары при разработке рудных месторождений (Таштагольского, Криворожского, Октябрьского, Североуральского бокситового и др.). Число рудных и нерудных месторождений, склонных к горным ударам, превысило 80, на них произошло свыше 360 горных ударов.

В настоящее время в Кузбассе разрабатывают около двухсот

угольных пластов, угрожаемый по горным ударам, и около 20 пластов, опасных по горным ударам, на которых зарегистрировано более 150 горных ударов.

В горнорудной промышленности Кузбасса до недавнего времени пять шахт разрабатывали месторождения, склонные к горным ударам: шахты «Таштагольская», «Казская», «Шерегешская», «Берикульская», «Комсомольская». Кроме того, шахта «Таштагольская» ведет горные работы на участках, опасных по горным ударам. Золоторудные шахты «Берикульская» и «Комсомольская» в настоящее время прекратили добычу, а на «Казской» регистрируются признаки удароопасности.

Горные удары происходят на различной глубине от земной поверхности как в очистных, так и в подготовительных выработках. Имеются сведения о случаях горных ударов при ведении горных работ открытым способом.

В результате горных ударов разрушению подвергаются как отдельные участки выработок, так и целые комплексы выработок, приводящие к остановке горнодобывающих предприятий. При некоторых горных ударах на соляных шахтах разрушениям подвергалась площадь до 3 млн. м<sup>2</sup>. В 1918–1924 гг. на руднике Витватерсранд (ЮАР) произошло 256 сильных горных ударов, погибло 193 и травмировано 498 человек.

В результате серии горных ударов на шахте «Усинская» в Кузбассе были разрушены пять вскрывающих уклонов на протяжении 400 м. Проявление горных ударов сопровождалось сильным сотрясением массива горных пород и земной поверхности. Шахта была выведена из строя действующих по добыче угля на два года.

Мощность проявляющихся горных ударов на Таштагольском и Северо-Уральском бокситовом рудниках достигает более 100 т ВВ по сейсмическому эквиваленту и соответствует 9 классу по выделению энергии в джоулях.

Изучение горных ударов в отечественной науке и решение практических вопросов связаны с именами академика С. Г. Авершина и профессор И. М. Петухова. Головной организацией по проблеме горных ударов является ВНИМИ.

## **11.2. Природа и механизм горных ударов**

Горный удар представляет собой быстропротекающее хрупкое разрушение предельно напряженной части массива в зоне влияния

горных работ (обычно краевой его части возле выработки или целика), при котором происходят в основном интенсивное дробление, измельчение и выброс пород или разрабатываемого полезного ископаемого в выработку, нарушение крепи, имеющих в ней коммуникаций различного назначения.

Горный удар возникает в условиях, когда после достижения предельной нагрузки на разрываемую часть массива, приток энергии в нее из окружающих пород превышает затраты на ее разрушение.

Таким образом, для возникновения горного удара необходимыми и достаточными являются следующие условия: во-первых, действующие в массиве напряжения должны превышать прочность пород на обнажении, во-вторых, жесткость массива, окружающего очаг горного удара, должна быть ниже жесткости пород в очаге, или, что то же самое, приток энергии в вероятный очаг горного удара должен быть выше способности его поглотить ее. Второе условие чаще всего трактуется в следующем виде: породы, слагающие массив, должны обладать высокими упругими свойствами и способностью к хрупкому разрушению под нагрузкой.

В математической форме условия возникновения горного удара можно записать в виде:

*первое* – условие достижения предельной нагрузки

$$P_m \geq P_n, \quad (11.1)$$

где  $P_m$  – максимальная нагрузка, возникающая на краевую часть массива;  $P_n$  – предельная нагрузка, которую способна выдержать рассматриваемая краевая часть массива;

*второе* – условие превышения притока энергии над его поглощением

$$\mathcal{E}_{\text{пр}} > \mathcal{E}_{\text{погл}}, \quad (11.2)$$

где  $\mathcal{E}_{\text{пр}}$  – приток энергии в разрушающиеся породы;  $\mathcal{E}_{\text{погл}}$  – энергия, поглощаемая этими же породами.

Второе условие может быть также выражено зависимостью

$$\frac{M \cdot a_n}{E \cdot h} \geq \mu_0, \quad (11.3)$$

где  $M$  – модуль спада разрушаемой части массива породы (полезного ископаемого);  $E$  – модуль упругости окружающих пород;  $a_n$  – ширина зоны, в которой деформация происходит на падающем участке действия напряжений;  $h$  – половина высоты обнажения пород (половина высоты подготовительной выработки, мощность пласта) (рис. 11.1);  $\mu_0$  – критическое сочетание параметров, зависящее от факторов  $M$ ,  $E$ ,  $h$  и  $a_n$ .

По данным натуральных и лабораторных исследований  $\mu_0 = 1$  для подготовительных выработок,  $\mu_0 = 0,73$  – для очистных выработок.

Зависимость (11.3) характеризует механическое состояние системы "разрушаемый материал – вмещающие породы".

Предотвращение любого из рассматриваемых условий исключает возможность возникновения горного удара.

Горные удары происходят при определенных сочетаниях геологических и горнотехнических условий. Эти сочетания крайне разнообразны и связаны с влиянием многих факторов, которыми определяется не только само возникновение горных ударов, но также их сила и характер проявления.

К наиболее существенным геологическим факторам относят: высокую прочность полезного ископаемого и вмещающих пород; склонность горной породы (угля, руды) к упругому деформированию и хрупкому разрушению; наличие в кровле и почве полезного ископаемого мощных прочных слоев пород; большую относительную глубину ведения горных работ; сильную тектоническую нарушенность месторождения.

К наиболее существенным горнотехническим факторам относят: ведение горных работ с оставлением целиков; изрезанность отработываемого участка большим числом подготовительных и нарезных выработок; ведение работ под целиками, оставленными на смежных пластах или жилах; ведение горных работ встречными забоями; выемку сильнонапряженных целиков; дополнительные импульсные пригрузки, вызываемые взрывными работами; применение камерных и камерно-столбовых систем разработки.

При разработке угольных пластов горные удары происходят наиболее часто в целиках, в подготовительных и очистных выработках в зонах повышенных напряжений, главным образом в зонах опорного давления при ведении очистных работ. По месту проявления происшедшие горные удары на угольных шахтах можно под-

разделить на семь групп, из них шесть – в целиках и в пластовых подготовительных и очистных выработках (рис. 11.1), одна – в выработках и по породам:

- I – в сплошных целиках (рис. 11.1, а);
- II – в целиках, прорезанных выработками (рис. 11.1, б);
- III – в целиках, отделенных от массива угля выработками (рис. 11.1, в);
- IV – в выработках, проведенных в угольном массиве (рис. 11.1, г);
- V – в очистных забоях (преимущественно на участках, испытывающих повышенное напряжение) (рис. 11.1, д);
- VI – в выработках с нарушенной кровлей или почвой пласта (рис. 11.1, е);
- VII – в выработках по породам.

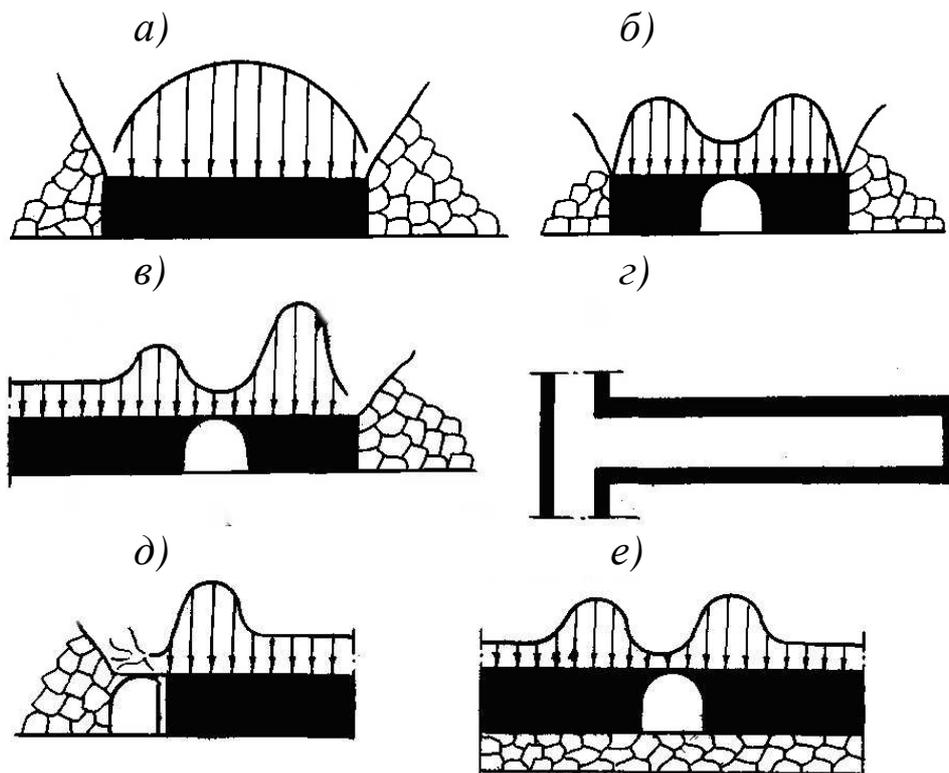


Рис. 11.1. Схема групп горных ударов по месту проявления при отработке угольных пластов (пояснения в тексте)

Большое разнообразие геологических и горнотехнических условий разработки месторождений полезных ископаемых порождает множество механизмов горных ударов. В любом случае горный удар в своем развитии проходит несколько стадий:

- стадию, предшествующую горному удару, когда горная поро-

да достигает такого напряженно-деформированного состояния, при котором становится возможным переход отдельных ее участков в предельное состояние;

- стадию потери устойчивости, при которой в месте разрушения реализуется условие мягкого нагружения;
- стадию распространения волн динамического разрушения;
- стадию спонтанного разрастания очага разрушения пород и его затухания.

Один из механизмов горного удара может быть описан на основании схемы хрупкого разрушения (рис. 11.2).

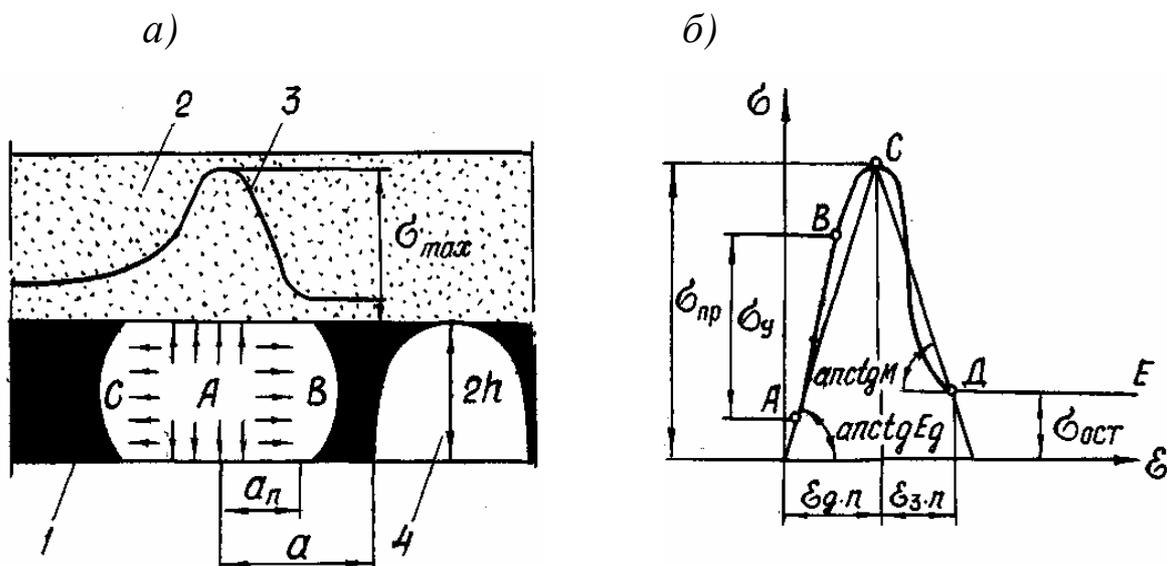


Рис. 11.2. Схема, иллюстрирующая условия и механизм возникновения горного удара (а), полная диаграмма «напряжение – деформация» для хрупких горных пород (б):

1 – угольный пласт; 2 – кровля пласта; 3 – эпюра напряжений в породах кровли пласта; 4 – горная выработка; а – расстояние от центра очага горного удара до выработки

Хрупкое разрушение полезного ископаемого или породы носит характер цепной реакции. В зоне А, находящейся в критическом напряженном состоянии, при появлении трещин-разрывов концентрация напряжений вокруг нее приводит к разрушениям материала вблизи зоны. Разрушение материала в зоне А сопровождается переходом потенциальной энергии этой зоны в кинетическую, следствием чего являются выброс материала в выработку (зона В) и удар в сторону массива (зона С), кровли и почвы.

В процессе горного удара энергия различных элементов мас-

сива горных пород изменяется и перераспределяется между ними в соответствии с законом сохранения энергии.

Баланс энергии представляется равенством

$$W_m + W_n = W_p + W_b + W_c + \Delta k, \quad (11.4)$$

где  $W_m$ ,  $W_p$ ,  $W_b$ ,  $W_c$ ,  $\Delta k$ ,  $W_n$  – соответственно энергия, заключающаяся в разрушаемом материале; расходуемая на разрушение пород; поглощаемая боковыми породами вблизи мест разрушения; расходуемая на сейсмические колебания; расходуемая на придание кинетической энергии кускам разрушенного материала; поступающая из вмещающих пород.

В формуле (11.4) выражение  $W_m + W_n$  характеризует запас полной потенциальной энергии, участвующей в горном ударе,  $W_p + W_b + W_c + \Delta k$  – на что расходуется полностью потенциальная энергия, участвующая в горном ударе.

В связи с тем, что породы (полезные ископаемые), подверженные горным ударам, обладают главным образом упругими свойствами, с некоторым приближением можно принимать  $W_m = W_y$ , где  $W_y$  – энергия упругих деформаций породы. Значение  $W_y$  ориентировочно может быть определено по формуле

$$W_m = W_y = \frac{\sigma_{cp}^2}{2E} V_p, \quad (11.5)$$

где  $\sigma_{cp}$  – среднее напряжение, действующее в разрушаемой породе (полезном ископаемом);  $E$  – модуль упругости породы;  $V_p$  – объем породы, подвергшейся разрушению при ударе.

Потенциальную энергию, поступающую из боковых пород  $W_n$ , проф. И. М. Петухов предложил определять из выражения

$$W_n = \frac{1}{2} \sigma_{cp} S l_0, \quad (11.6)$$

где  $S$  – площадь разрушенной части породы (целика и др.);  $l_0$  – величина сближения боковых пород в результате их расширения при горном ударе;  $\frac{1}{2}$  – коэффициент, учитывающий, что в процессе сближения пород на величину  $l_0$  сила изменяется от  $\sigma_{cp} S$  до нуля.

$$l_0 = 0,4 \cdot 2x_0 \varepsilon_0, \quad (11.7)$$

где  $2x_0$  – ширина выработки или области разгрузки пород при ударе;  $\epsilon_0$  – максимальное относительное расширение пород при разгрузке.

Следовательно, полная потенциальная энергия, участвующая в горном ударе:

$$W_m + W_n = \frac{\sigma_{cp}^2}{2E} V_p + \frac{1}{2} \sigma_{cp} S l_0 = \sigma_{cp} S \left( \frac{\sigma_{cp} h}{E} + 0,4x_0 \epsilon_0 \right), \quad (11.8)$$

где  $h$  – полумощность пласта (половина высоты разрушения части породы);  $V_p = 2hS$ .

Приток энергии из внешней системы является основной характеристикой как самой потери устойчивости, так и интенсивности горного удара.

### 11.3. Классификация горных ударов

*Классификация горных ударов* как система является первоосновой для правильного понимания сущности, выбора способов прогноза и предотвращения явлений. Существует несколько классификаций горных ударов, построенных на различных признаках.

Согласно официальной точке зрения (изложенной в нормативных документах), горные удары по силе и характеру проявления подразделяются на собственно горные удары, горно-тектонические удары, микроудары, толчки и стрельания.

*Собственно горный удар* – представляет собой мгновенное хрупкое разрушение целика или краевой части массива, проявляющееся в виде выброса угля, руды или породы в подземные выработки с нарушением крепи, смещением машин, механизмов, оборудования и вызывающее нарушение технологического процесса. Удар сопровождается резким звуком, сильным сотрясением массива горных пород, образованием пыли и воздушной волной.

*Горно-тектонический удар* – мгновенное разрушение породы (руды, угля) в глубине массива, проявляющееся в виде толчка, вызывающее хрупкое разрушение в выработках и целиках в форме горного удара. Горно-тектонический удар сопровождается сильным сотрясением массива, резким звуком, образованием пыли и воздушной волной.

Такие удары можно определить только с помощью сейсмостанций, специально построенных на месторождениях.

*Микроудар* – проявляется в виде хрупкого разрушения угля, руды или породы с выбросом в горные выработки без нарушения технологического процесса и сопровождается звуком, сотрясением массива и образованием пыли.

*Толчок* – проявляется в виде хрупкого разрушения угля, руды или породы в глубине массива без выброса в горную выработку и сопровождается звуком, сотрясением массива, образованием пыли.

*Стреляние* – отскакивание от массива линзовидных и с острыми краями пластин различных размеров, сопровождаемое резким звуком.

К внешним склонностям массива к удароопасности относятся интенсивное заколообразование и шелушение пород.

*Интенсивное заколообразование* – возникновение заколов вслед за их оборкой. Оно происходит по ненарушенному массиву, не связано с его видимой трещиноватостью (слоистостью, сланцеватостью) и сопровождается звуком. При этом отделяются от обнажения плиты, по форме повторяющие контур выработки.

*Шелушение* – возникновение разрушения породы по контуру выработки на отдельные пластины, имеющие чаще всего чечевицеобразную форму с заостренными краями. Место шелушения в выработке выглядит "свежим" из-за постоянного осыпания пластин. Сюда не относят шелушение некоторых типов пород, связанное с физико-химическими процессами.

В 1994 г. комитет по энергетике Европейской экономической комиссии (ЕЭК) рекомендовал использовать «Международную классификацию ЕЭК динамических явлений в шахтах» в странах-членах ЕЭК и других странах. В связи с данной классификацией подразделение динамических явлений производится по их энергетическому балансу.

В классификации выделяют четыре класса явлений: горные удары, выбросы газа, выбросы угля (породы) и газа, горно-тектонические явления (рис. 11.3).

К классу «горные удары» относят динамические явления, в баланс энергии которых входит энергия, накопленная самим разрушающимся элементом массива горных пород (в данном случае уголь), и энергия, накопленная окружающими породами.

К классу «выбросы газа» относят динамические явления, связанные с внезапным выделением газа через трещины в полости или из зон тектонических нарушений, вскрытых скважиной или горной выработкой.

К классу "выбросы угля (породы) и газа" относят динамические явления, в баланс энергий которых входит упругая энергия угля, пород и газа. При этом имеется в виду, что послойное разрушение угля (породы) происходит под совместным воздействием горного и газового давлений, а разрушенный материал выносится за счет энергии расширяющего газа.

К классу "горно-тектонические явления" отнесены такие динамические явления, в формировании которых, кроме указанных выше видов энергии, участвует энергия сейсмических волн, выделяющаяся при толчкообразном деформировании массива горных пород.



*Рис. 11.3. Классификация динамических явлений по ЕЭК*

Интенсивность динамических явлений по показателям (критериям), регистрируемым в горных выработках, приведена в табл. 11.1.

Таблица 11.1

**Интенсивность динамических явлений**

Класс	Горные удары	Выбросы	
	масса разрушаемого угля (породы) $P$ , т	масса разрушаемого угля (породы) $P$ , т	объемы выброшенного газа $V$ , м <sup>3</sup>
Слабые	$P < 5$	$P < 10$	$V < 100$
Средние	$5 < P < 100$	$10 < P < 200$	$100 < V < 1000$
Сильные	$100 < P < 1000$	$200 < P < 2000$	$1000 < V < 10000$
Катастрофические	$P > 1000$	$P > 2000$	$V > 10000$

При использовании критериев по массе угля и объему газа класс выброса принимают по тому критерию, который дает более высокий класс.

Существует классификация горных ударов по энергетическому признаку – количеству сейсмической энергии, выделяющейся при ударе. По энергетическому признаку выделяют пять классов горных ударов. В табл. 11.2 приведены данные о сейсмической энергии ударов каждого класса и их сейсмичности в эпицентре.

Таблица 11.2

Сейсмичность горных ударов

Класс горного удара	Сейсмическая энергия, Дж	Уровень сейсмичности в эпицентре, балл
Микроудары (стреляние, толчки)	$< 10$	$< 1$
Слабые	$10-10^2$	1–2
Средние	$10^2-10^4$	2–3,5
Сильные	$10^4-10^7$	3,5–5
Катастрофические	$> 10^7$	$> 5$

Под *катастрофическими горными ударами* понимают удары, при которых происходят спонтанное, в форме цепной реакции, разрушение ряда целиков, завал выработок в пределах целого участка или горизонта. Площадь горных выработок, разрушаемых при таком ударе, иногда достигает многих сотен тысяч квадратных метров.

Приведенные классификации не исчерпывают их многообразия, а только дают представление, по каким основным направлениям они развиваются.

Согласно действующим нормативным документам в угольной и рудной промышленности месторождения полезных ископаемых подразделяют на *неопасные* и *склонные к горным ударам*.

К угрожаемому по горным ударам относят месторождения:

- на которых при ведении горных работ в выработках наблюдаются явления шелушения и интенсивного заколообразования;
- если происходили горные удары на соседней шахте в пределах той же разности пород с аналогичными геологическими условиями;

– в пределах которых имеются породы и руды с высокими упругими свойствами и склонные к хрупкому разрушению под нагрузкой, а также с высокими напряжениями в нетронутом массиве.

К опасным по горным ударам относится часть угрожаемого месторождения, начиная с глубины, на которой появились горные удары.

#### 11.4. Прогноз горных ударов

Научный прогноз горных ударов отражает объективно существующую реальность, базируется на выявлении закономерностей ее развития и при этом предусматривает осуществление мероприятий, направленных на:

- установление удароопасности месторождений;
- региональный прогноз удароопасности в пределах шахтного поля;
- прогноз степени удароопасности отдельных участков угольных пластов, рудного и породного массивов (рис. 11.4).

На этапе установления удароопасности месторождения оценка склонности горных пород к хрупкому разрушению осуществляется в лабораторных условиях или натуральных условиях с использованием следующих коэффициентов:

$$K_1 = \frac{\varepsilon_y}{\varepsilon_n} \quad \text{и} \quad K_2 = \frac{E}{M}, \quad (11.9)$$

где  $\varepsilon_y$  – упругая деформация;  $\varepsilon_n$  – полная относительная деформация;  $E$  – модуль упругости;  $M$  – модуль спада.

При значениях  $K_1 > 0,7$  и  $K_2 < 1$  порода является хрупкой и относится к удароопасной.

Склонность горных пород к хрупкому разрушению оценивают обычно показателем хрупкости:

$$N = \frac{U_n}{U_{пр}}, \quad (11.10)$$

где  $N$  – показатель хрупкости породы;  $U_n$  – скорость изменения напряженного состояния на данном участке породы (полезного ископаемого);  $U_{пр}$  – предельная (максимальная) скорость релаксации напряжений на данном участке породы.

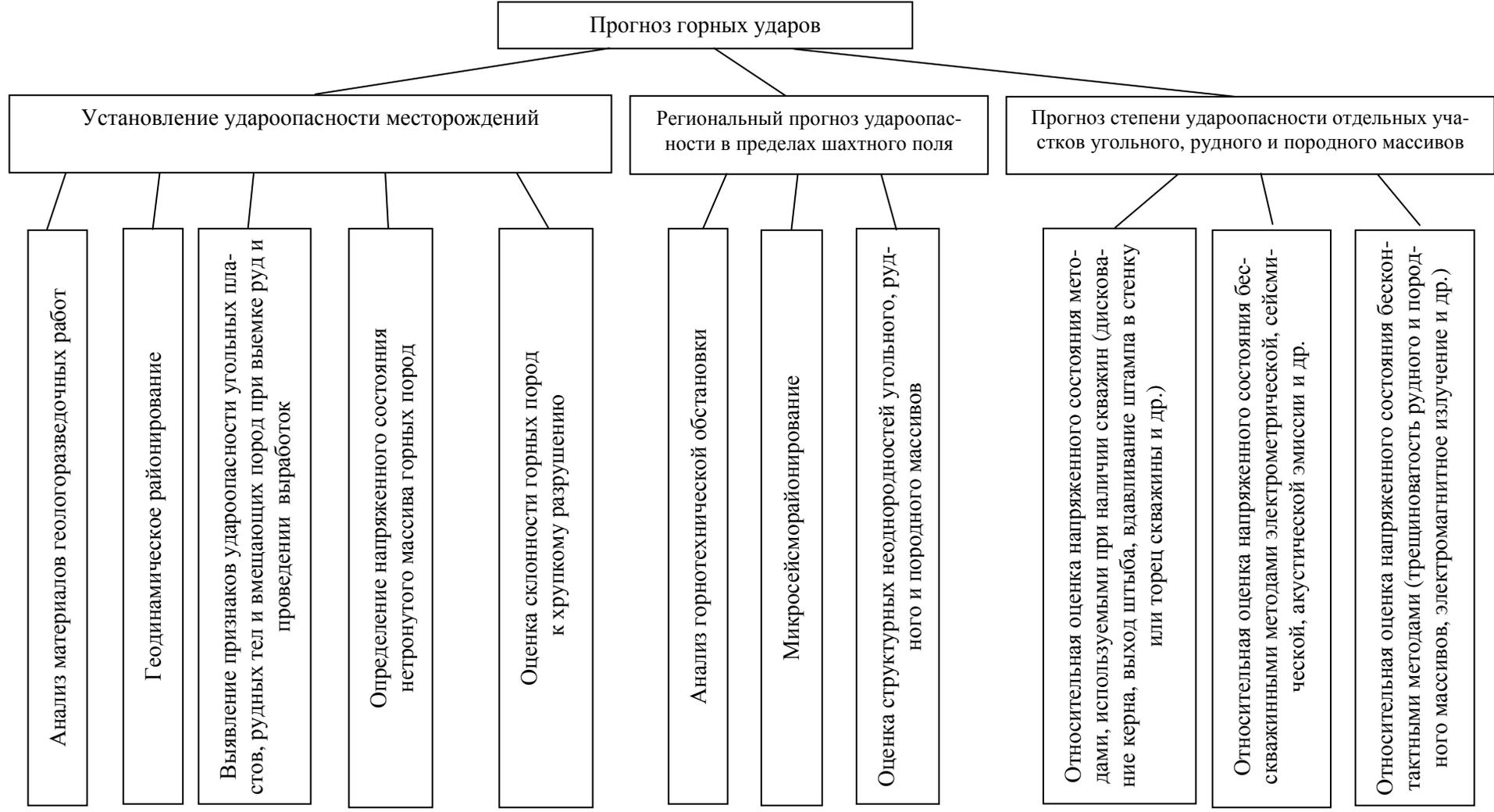


Рис. 11.4. Классификация видов прогноза горных ударов

Напряженное состояние пород в нетронутым массиве на стадии геологоразведочных работ определяется методом дискования керна. По толщине дисков по геологоразведочным скважинам на участке интенсивного дискования керна определяют действующие в массиве напряжения. Месторождение относится к склонным к горным ударам, если уровень напряженности  $\sigma_{н м} / \sigma_{сж}$  превышает 0,8:  $\sigma_{н м}$  – напряжения в нетронутым массиве;  $\sigma_{сж}$  – предел прочности горных пород на одноосное сжатие.

Региональный прогноз осуществляется путем геодинамического районирования месторождений, которое осуществляется до начала его разработки и включает в себя:

- выявление блочной структуры массива горных пород в районе расположения месторождения по данным геоморфологии с выделением тектонически напряженных зон;
- установление динамики взаимодействия по тектонофизическим и геологическим данным;
- оценку удароопасности массива и его участков по структурному анализу.

Геодинамическое районирование дополняется прогнозом по данным автоматизированной системы контроля горного давления (АСКГД). Система АСКГД предполагает создание сети сейсмических пунктов, связанных в единую систему (сейсмостанцию), которая позволяет выявить в пределах шахтного поля зоны, опасные по горным ударам, на основе непрерывной регистрации параметров сейсмической активности. Региональный прогноз удароопасности по данным АСКГД включает:

- регистрацию количества сейсмических явлений, определение их координат и сейсмическую энергию;
- составление карт сейсмической активности, совмещенных с планами горных работ (карты регионального прогноза удароопасности);
- определение зон, опасных по горным ударам.

Прогноз степени удароопасности отдельных участков массива пород вокруг выработок в настоящее время производится по соотношению величины нагрузки при максимальных напряжениях в зоне опрессованного давления и расстояния до максимума от обнажения. По степени опасности участки массива горных пород вокруг выработок разделяют на две категории: «Опасно» и «Не опасно» (рис. 11.5 и 11.6).

Категория «Опасно» соответствует напряженному состоянию массива в приконтурной части выработки, при котором может произойти горный удар. Такой участок выработки должен быть приведен в неудароопасное состояние. До приведения выработки в неудароопасное состояние запрещается ведение горных работ и передвижение людей, не связанных с проведением профилактических мероприятий.

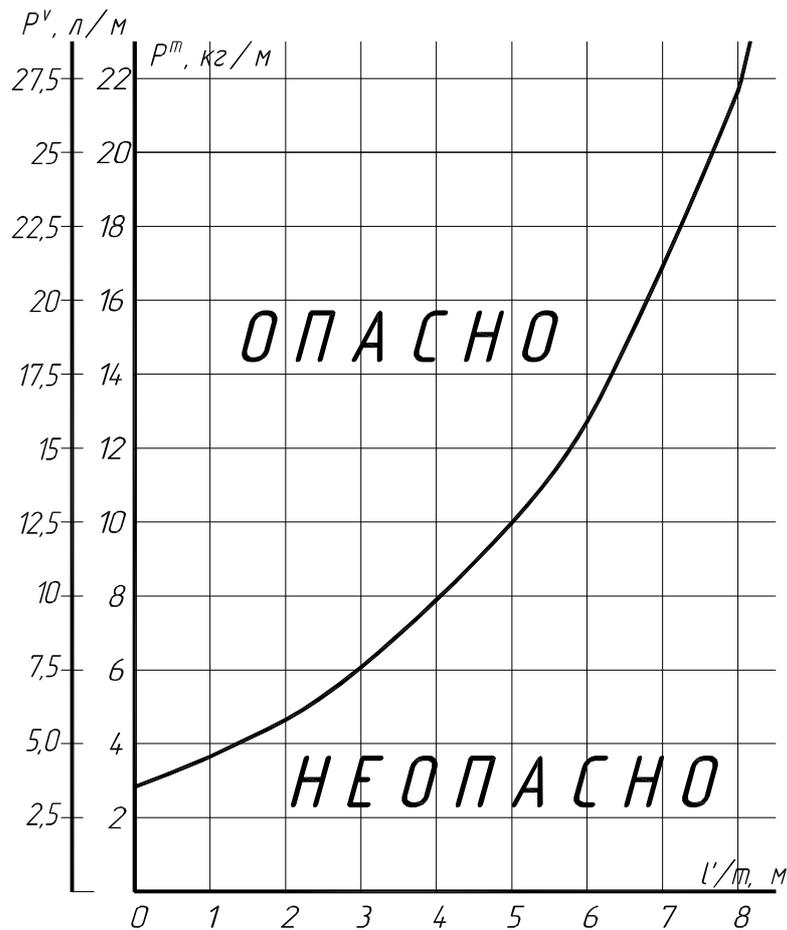


Рис. 11.5. Номограммы для установления категории удароопасности каменноугольных пластов по выходу буровой мелочи:

$l$  – расстояние от устья скважины, м;  $t$  – мощность пласта (вынимаемого слоя), м;  $P^V$  – объем буровой мелочи с одного метра скважины, л/м;  $P^m$  – масса буровой мелочи с одного метра скважины, кг/м

Категория «Не опасно» соответствует неудароопасному состоянию и не требует проведения противоударных мероприятий. При этом сохраняется необходимость прогноза удароопасности.

В настоящее время разработаны, освоены и широко апробированы следующие методы:

- по выходу буровой мелочи;
- по толщине дисков керна;

- по электрическому сопротивлению;
- по вдавливанию индентора в торец или стенку скважины;
- по скорости прохождения сейсмических волн;
- по интенсивности электромагнитного излучения;
- по интенсивности акустической эмиссии.

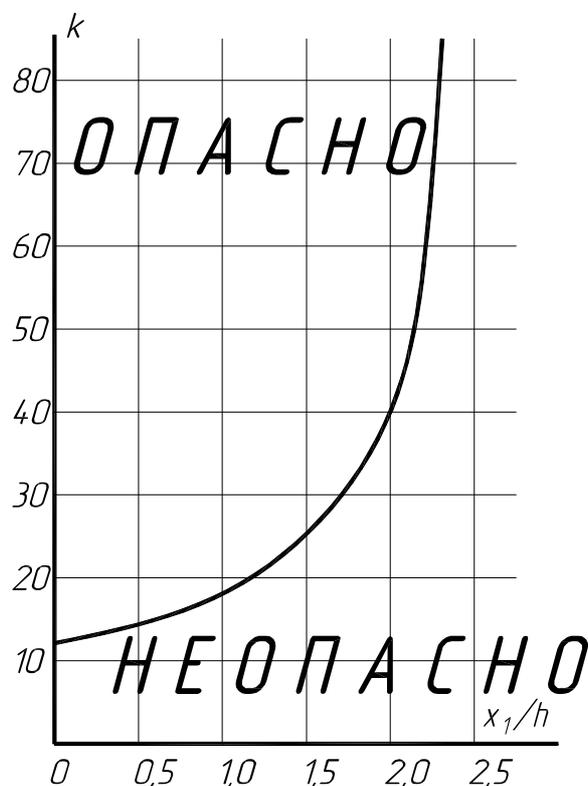


Рис. 11.6. Номограмма для установления категории удароопасности по дискованию керна:

$k$  – число дисков керна с одного метра скважины в зоне максимальных напряжений;  $x_1$  – расстояние до максимального напряжения в зоне опорного давления;  $h$  – высота выработки

Базовым методом при прогнозе степени удароопасности на угольных шахтах признан метод буровой мелочи, а на рудных шахтах – дискования керна. Номограммы для установления категории удароопасности данными методами представлены соответственно на рис. 11.5, 11.6.

Номограммы для оценки степени удароопасности, подобные приведенным на рис. 11.5, 11.6, должны разрабатываться для каждого метода прогноза на основе обобщения данных, полученных в процессе изучения напряженного состояния участков массива горных пород вокруг выработок и проявлений горных ударов на отдельном месторождении.

## 11.5. Предотвращение горных ударов

Из изложенных выше материалов следует, что основными факторами, обуславливающими горные удары, являются высокая прочность и упругие свойства горных пород (полезного ископаемого) массива, их способность накапливать большую потенциальную энергию под действием напряжений без проявления существенных пластических деформаций и давление на породы (напряженное состояние), превышающее их предел прочности. Исходя из этой обстановки разрабатывают и применяют способы предотвращения горных ударов для конкретных горно-геологических и горнотехнических условий.

Разработка комплекса мер предотвращения горных ударов ведется по нескольким направлениям: снижение напряжений на угольный, породный, рудный массив, уменьшение способности угля, породы, руды к накоплению упругой энергии, управление удароопасностью при ведении горных работ, защита людей и горных выработок от последствий горного удара.

В комплекс первого направления входят опережающая отработка защитных пластов, рудных тел, слоев, исключение зависания пород, ведение очистных работ без оставления целиков, сокращение количества выработок впереди очистных работ, исключение встречных очистных фронтов и др. Накопление упругой энергии в породах устраняется путем их увлажнения и рыхления камуфлетными взрывами, разгрузочными скважинами и щелями.

Управление удароопасностью производится выбором параметров буровзрывных работ, изменением скорости движения очистного забоя, приданием выработке наиболее устойчивого сечения, рациональным расположением выработок относительно действия главных напряжений в массиве.

Использование проходческих щитов и комплексов с ограждающими приспособлениями различных видов, поддерживающих, ограждающих, комбинированных крепей позволяет надежно защищаться от последствий горных работ.

Многообразие способов предотвращения горных ударов подразумевает определение горнотехнических условий их применения, отработку параметров применительно к конкретным условиям, выбор оптимального варианта управления удароопасным состоянием массива по фактору надежности, технологичности и экономичности.

Способы предотвращения горных ударов (внезапных выбросов горных пород и газа) при разработке месторождений полезных ископаемых обычно разделяют на две группы: региональные и локальные.

Региональные способы предназначены для предотвращения горных ударов в пределах региона, крыла, выемочного поля или участка шахтного поля. Их выполняют в основном до начала ведения горноподготовительных и очистных работ в пределах региона, перечисленных частей шахтного поля. Локальные способы предотвращения горных ударов – способы, выполняемые на локальных участках непосредственно в проводимых выработках, в очистных забоях и в других выработках.

Основными региональными способами являются:

- предварительная разгрузка обрабатываемого полезного ископаемого и вмещающих его боковых пород (путем надработки и подработки пластов, рудных тел и др.);
- отработка пластов, рудных тел без оставления по ним целиков;
- увлажнение полезных ископаемых (главным образом угольных пластов) через длинные скважины;
- ориентировка основных горизонтальных выработок и выработок околоствольных дворов вдоль направления действия максимальной горизонтальной составляющей горизонтальных напряжений в нетронутым массиве пород (особенно при разработке месторождений с полями высоких тектонических напряжений).

К основным локальным способам предотвращения горных ударов относят:

- бурение из забоя проводимых выработок коротких разгрузочных скважин;
- устройство разгрузочных щелей (преимущественно в боках выработок);
- увлажнение удароопасных участков угольных и других массивов через короткие скважины;
- камуфлетное взрывание;
- предотвращение зависания подработанных пород кровли в выработанном пространстве на краевые части массива полезных ископаемых и на целики;
- проведение выработок в краевых частях массива на границе

с выработанным пространством после затухания в них остаточных напряжений (после затухания сдвижения и обрушения пород в выработанном пространстве);

– придание подготовительным выработкам (по возможности и целесообразности) наиболее устойчивой формы поперечного сечения – круглой, арочной и др.

Наиболее надежной и технологичной рациональной мерой предотвращения горных ударов является защитная выемка пластов, рудных тел или слоев. Суть защитной выемки заключается в том, что вокруг очистного пространства формируется защищенная зона (рис. 11.7) – часть зоны разгрузки, в пределах которой напряжения меньше, чем в нетронутом массиве на глубине от земной поверхности, начиная с которой при производстве горных работ возникают горные удары или другие геодинамические явления, или установлена категория "Опасно". В пределах защищенной зоны не возникают горные удары или другие геодинамические явления.

Возможно образование защищенной зоны с образованием области восстановления опасных нагрузок и без образования таковой области (рис. 11.7 и 11.8).

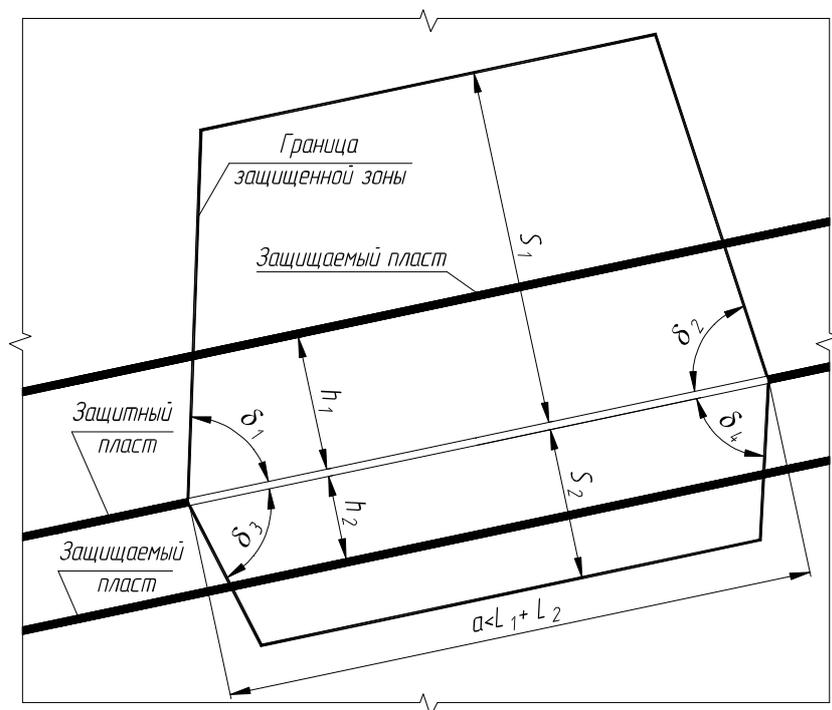


Рис. 11.7. Защищенная зона при отработке защитного пласта длинными столбами по простираю без образования области восстановления опасных нагрузок (на разрезе вкост простираия пласта)

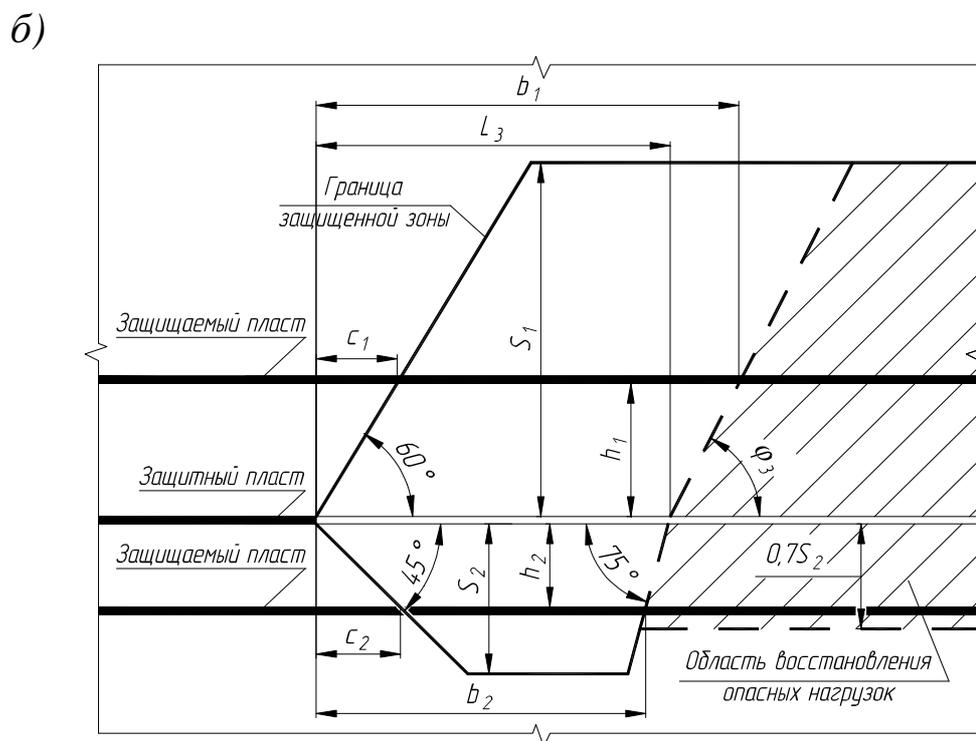
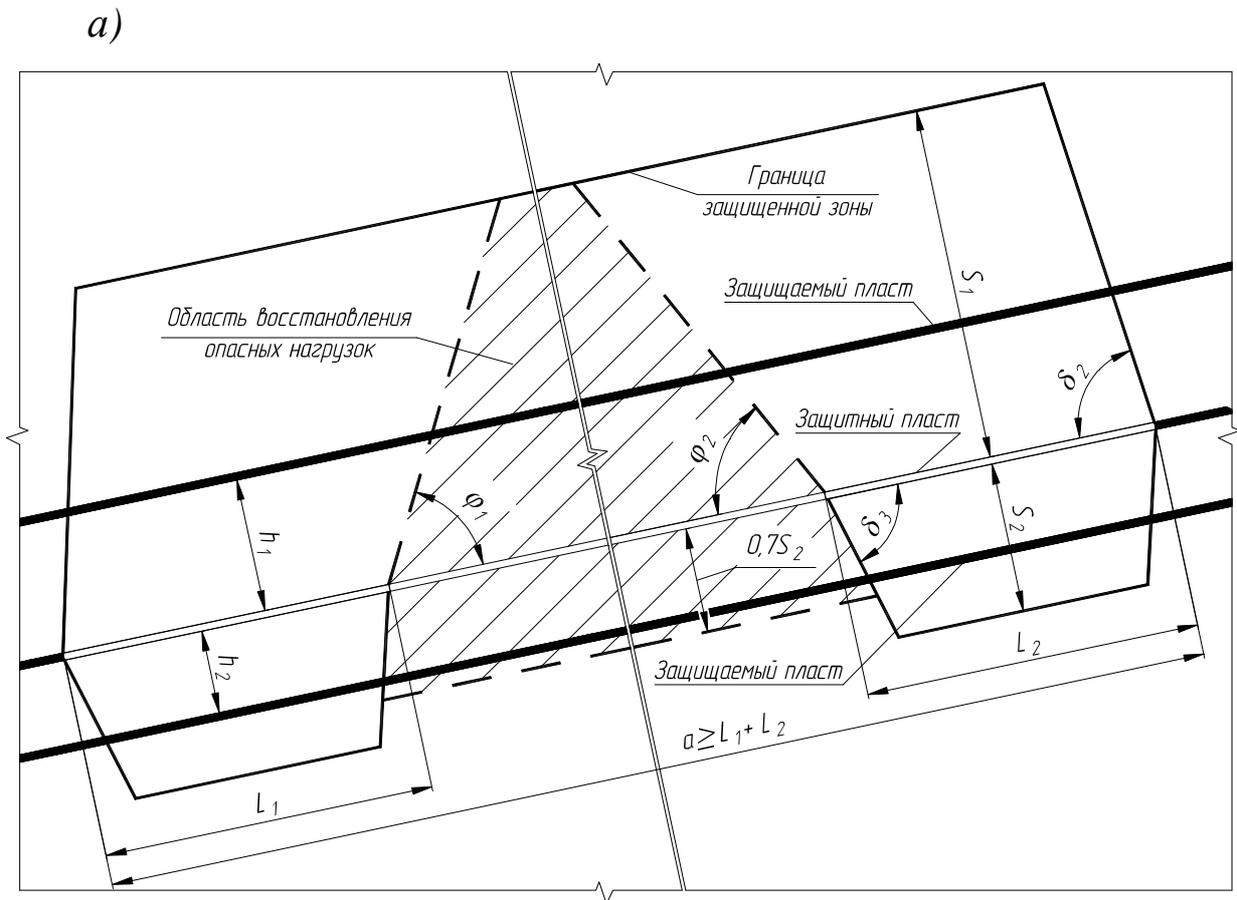


Рис. 11.8. Защищенная зона с образованием области восстановления опасных нагрузок (отработка защитного пласта длинными столбами по простиранию):  
 а – построение на сечении вкрест простирания пласта; б – построение на сечении по простиранию пласта

Размеры защищенных зон зависят в основном от размеров выработанного пространства, глубины ведения горных работ, способа управления вмещающими породами, угла падения пласта или рудного тела и соотношения главных напряжений в нетронутом массиве. Защищенная зона, как и зона разгрузки, имеет эллиптическую форму, однако для простоты построения на практике изображается в виде трапеции.

Размеры защищенной зоны в кровлю  $S_1$  и почву  $S_2$ , углы защиты  $\delta_1$ ,  $\delta_2$ ,  $\delta_3$  и  $\delta_4$ , а также углы давления  $\varphi_1$ ,  $\varphi_2$  и  $\varphi_3$  индивидуальны для конкретных горно-геологических и горнотехнических условий.

Региональное увлажнение как мера предупреждения горных ударов используется при разработке гидрофильных и пористых полезных ископаемых (в частности угля). В результате увлажнения угольных пластов происходит уменьшение прочности угля, он становится более пластичным и из потенциально опасного переходит в неудароопасное состояние.

Наиболее эффективно производить региональное увлажнение пласта или свиты пластов через скважины, пробуренные из полевых выработок или выработок, проведенных по другим пластам (рис. 11.9).

Скважины для региональной гидроотработки бурят диаметром 56–90 мм и оборудуют на всю длину водоподающими трубами с фильтром. Породный интервал скважины герметизируют цементным раствором на глубину не менее 10 м.

Параметры нагнетания воды для различных бассейнов колеблются в широких пределах:

норма увлажнения  $N$ , 10–50 л на 1 т угля;

давление нагнетания  $P$ , до 30 МПа;

радиус увлажнения  $R$ , 20–70 м.

Норму увлажнения определяют с учетом недостатка водонасыщения порового пространства угля по формуле

$$N = 10 (W_{\text{п}} - W_{\text{с}}), \quad (11.11)$$

где  $W_{\text{п}}$  – полная влагоемкость угля, %;  $W_{\text{с}}$  – естественная влажность угля, %.

Приведение горных выработок в неудароопасное состояние осуществляют путем создания в краевой части массива защищенной зоны.

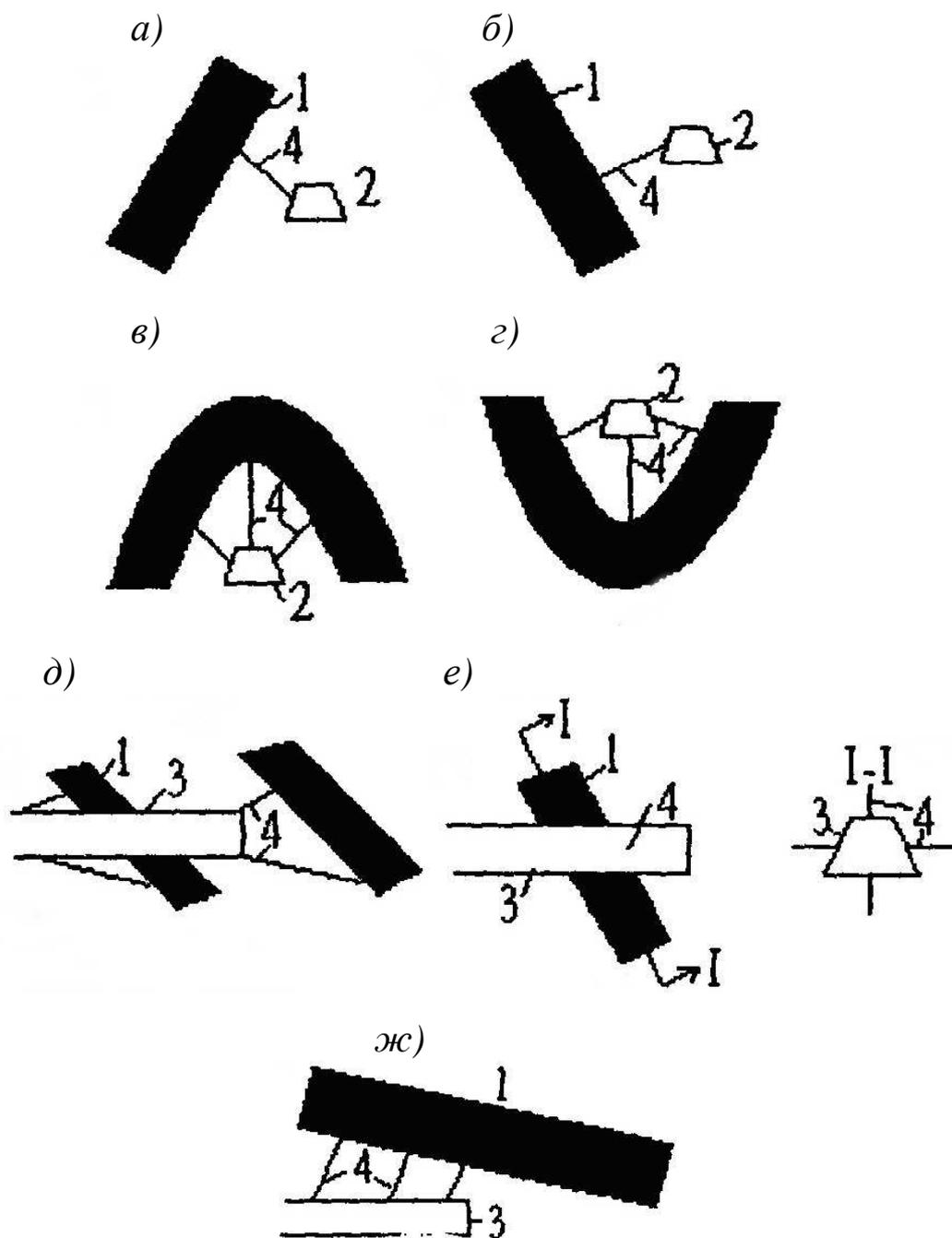
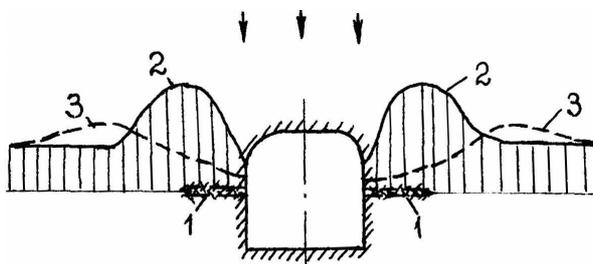


Рис. 11.9. Схемы расположения скважин для нагнетания жидкости в угольные пласты:

а, б, в, г – скважины бурят из полевого штрека на пласт; д, е, ж – то же, из квершлага по пласту; 1 – пласт; 2 – полевой штрек; 3 – квершлаг; 4 – скважина для увлажнения

Защищенная зона – зона нарушенных или разгруженных горных пород вблизи контура выработки, препятствующая проявлению в ней горного удара. Принципиальная сторона создания защищенной зоны заключается в перемещении максимального напряжения в зоне опорного давления вглубь массива от контура выработки

(рис. 11.10). Так как чем ближе максимальное напряжение располагается к обнажению и чем выше в нем концентрация напряжений, тем больше вероятность, что горный удар произойдет.



*Рис. 11.10. Схема формирования защищенной зоны:*

*1 – защищенная зона; 2 – эпюра напряжений в зоне опорного давления; 3 – кривая напряжений в зоне опорного давления после создания защищенной зоны*

Защищенную зону создают с помощью камуфлетного взрывания, разгрузочных скважин, разгрузочных щелей, полостей и сочетанием перечисленных способов. Плоскость разгрузочных щелей, как правило, перпендикулярна направлению действия максимальных напряжений в массиве.

Камуфлетное взрывание представляет собой дробление породы зарядами внутреннего действия без выброса в выработку. Оно может быть выполнено в нескольких вариантах:

- камуфлетное взрывание шпуров;
- камуфлетное взрывание скважин;
- камуфлетное взрывание с компенсационными шпурами и скважинами.

Выбуривание щелей для создания защищенной зоны – мера эффективная, но трудоемкая. Щели выбуриваются сплошные (рис. 11.11, *а*), либо с такими межскважинными (межшпуровыми) промежутками (рис. 11.11, *б*), которые не позволяют накапливать в краевых частях энергию, достаточную для возникновения горного удара. Данный параметр для каждого месторождения определяется индивидуально.

Согласно действующим нормативным документам по безопасному ведению горных работ на угольных шахтах, разрабатывающих пласты, склонные к горным ударам, ширина обрабатываемой полосы (зоны)  $l_{об}$  впереди забоя проводимой очистной выработки должна быть не менее

$$l_{об} = v + n, \quad (11.12)$$

где  $v$  – подвигание забоя за цикл или несколько циклов (но не более 12 м);  $n$  – ширина защищенной зоны (значение  $n$  принимается по Инструкции ВНИМИ).

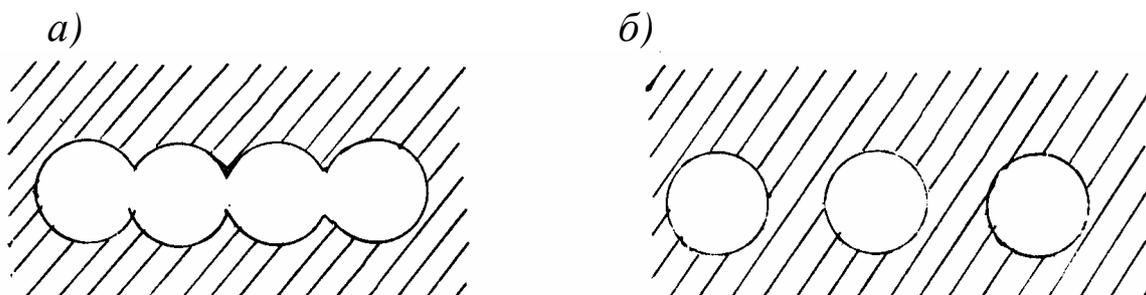


Рис. 11.11. Формы разгрузочных щелей:  
а – сплошная; б – с межскважинными щелями

Характер изменения напряженного состояния угля и пород в призабойной зоне проводимой выработки показан на рис. 11.12.

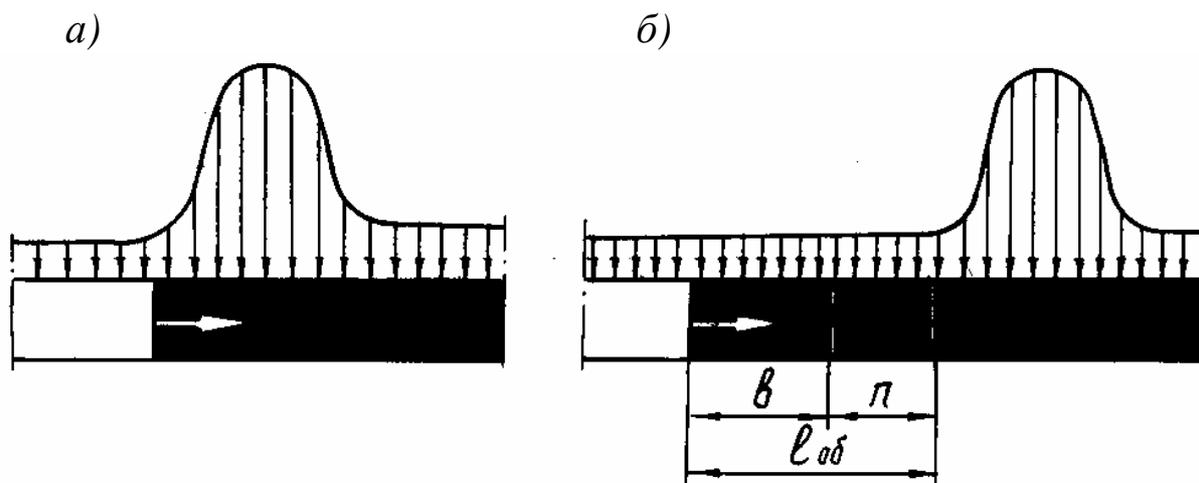


Рис. 11.12. Схема распределения напряжений в зоне опорного давления  
впереди движущейся подготовительной выработки:  
а – при необработанной призабойной части пласта; б – то же, обра-  
ботанной на ширину  $v + n$

Из рис. 11.12 видно, что при обработке призабойной полосы, шириной  $l_{об} \geq v + n$  вынимаемый уголь очередного проходческого цикла (циклов) окажется разгруженным от повышенных напряжений в зоне опорного давления.

## 12. ГАЗОДИНАМИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ В МАССИВАХ ГОРНЫХ ПОРОД

### 12.1. Общие сведения о газодинамических явлениях

Проблема предупреждения газодинамических явлений – это одна из самых сложных проблем обеспечения безопасности работ в угольных и ряде рудных шахт. Газодинамические явления представляют собой быстрое разрушение краевой части массива с выделением большого количества газа. Среди этих явлений наиболее сложными по своей природе и опасными по последствиям являются внезапные выбросы угля (породы) и газа, а также внезапные выбросы соли и газа.

В России выбросы происходили на угольных шахтах Кузбасса, Воркутинского месторождения, Печорского бассейна, Партизанского и Подгородненского месторождений Приморского бассейна, Ростовского района Донбасса, Ботняковского месторождения острова Сахалин, Норильского района, Тунгусского бассейна, Егорлинского месторождения Урала. При разработке рудных месторождений наибольшее количество выбросов произошло на Солигорских калийных шахтах.

Первый внезапный выброс был зарегистрирован в 1834 г. на шахте «Исаак» во Франции, а первый выброс в нашей стране произошел в 1906 г. в Донбассе. В последние годы газодинамическая опасность шахт значительно возросла в связи с тем, что на значительном числе шахтопластов горные работы достигли глубин ниже критических по внезапным выбросам.

Сила внезапных выбросов измеряется количеством выброшенного угля и достигает нескольких тысяч тонн. В Донбассе после одного из выбросов было отгружено 14 тыс. т угля. Количество выбрасываемого газа измеряется кубическими метрами и обычно в 15–40 раз превышает количество выбрасываемого угля. Самый мощный внезапный выброс в Кузбассе произошел на шахте № 12 в 1990 г., при котором количество выброшенного угля составило 682 т, а количество выделившегося газа – 41400 м<sup>3</sup>. Всего на угольных шахтах России произошло свыше 700 внезапных выбросов, в том числе на шахтах Кузбасса – более 200. Сила внезапных выбросов на рудных шахтах также может достигать нескольких меганьютонов.

Газы угольных месторождений подразделяются на газы воздушного происхождения – углекислый газ, азот и инертные газы, проникающие в угольные пласты из атмосферы; и газы метаморфизма угля – метан, гомологи метана, водород, сероводород.

В недрах угольных месторождений газовая фаза не находится в состоянии покоя, газы метаморфизма угля и радиоактивного распада перемещаются из глубины недр вверх к земной поверхности, а газы воздушного происхождения и биохимического процесса – в обратном направлении.

Наибольший интерес и значимость представляет метан, так как с ним связаны основные опасности в шахтах. Метан ( $\text{CH}_4$ ) – газ без цвета, вкуса и запаха.

В метановой среде можно задохнуться от недостатка кислорода, метан в смеси с кислородом может взорваться. После взрыва метана может произойти взрыв угольной пыли или пожар с образованием окиси углерода и других ядовитых газов. Метан химически инертен. Растворимость в воде низкая. Он легче воздуха. Температура воспламенения метана 650–850 °С, зависит от концентрации давления состава атмосфер и рода воспламенителя.

Процесс образования метана протекал одновременно с формированием пластов. При превращении 1 т торфянистого вещества в бурый, а затем в каменный уголь выделялось от 365 до 665 м<sup>3</sup> метана.

В угле метан находится в трех агрегатных состояниях:

- газообразном – свободный газ и заполняющий объем угольных пор и трещин;
- жидком – сорбированный или связанный метан на поверхности угольных пор и в промежутках между макромолекулами;
- твердом – газогидратные соединения метана с водой в условиях многолетней мерзлоты.

Для угольных шахт практическое значение имеют сорбированный и свободный метан. 85–90 % метана находится в сорбированном и 10–15 % – в свободном состоянии.

Количество газов, содержащихся в природных условиях в весовой или объемной единице горной породы, называется природной газоносностью, которая измеряется в метрах кубических на тонну или в метрах кубических на метры кубические.

С глубиной погружения угольных пластов растет давление за-

ключенного в них метана и соответственно повышается их метаносность. Давление изменяется почти по прямой линии.

Изменение давления метана  $P$  в угольных пластах с глубиной их залегания может быть приближенно определено из выражения

$$P = 0,01(H - H_0), \quad (12.1)$$

где  $H$ ,  $H_0$  – соответственно исследуемая глубина погружения пласта и глубина зоны метанового выветривания, м.

Газовыделения в горную выработку бывают обыкновенные, суфлярные и внезапные.

Обыкновенное выделение метана происходит с обнаженной поверхности угольного массива через мелкие, невидимые трещины.

Суфлярными называют выделения метана из крупных, видимых для глаза трещин и пустот в угле и породах. Дебит может составлять до десятков тысяч кубометров в сутки, а продолжительность – от нескольких часов до нескольких лет.

Внезапные газодинамические явления подразделяются на внезапные высыпания (обрушения) угля с повышенным газовыделением, внезапные выдавливания угля с повышенным газовыделением, внезапные разрушения пород почвы (кровли) с выносом метана и угля, внезапные выбросы угля и газа и внезапные выбросы породы и газа. На рис. 12.1 приведены схемы газодинамических явлений, происходящих в подготовительных выработках на угольных шахтах.

*Внезапное высыпание (обрушение) угля с повышенным газовыделением* представляет собой разрушение пород под действием собственного веса и частично давления газа нависающей призабойной части угольного массива, сопровождающееся загазированием выработки.

*Внезапное выдавливание угля с повышенным газовыделением* представляет собой быстропротекающий процесс отжима угля горными и газовыми давлениями из призабойной части пласта в выработку.

*Внезапное разрушение пород почвы (кровли) с выносом метана и угля* – быстропротекающее разрушение пород почвы (кровли) выработки с интенсивным выделением газа.

*Внезапный выброс угля и газа* представляет собой быстропротекающий лавинообразный процесс разрушения угля газоносных пластов под действием горного давления и давления газа, сопрово-

ждающийся интенсивным дроблением и измельчением разрушенно-го угля и отбрасыванием его в выработку с одновременным выделе-нием значительного количества газа.

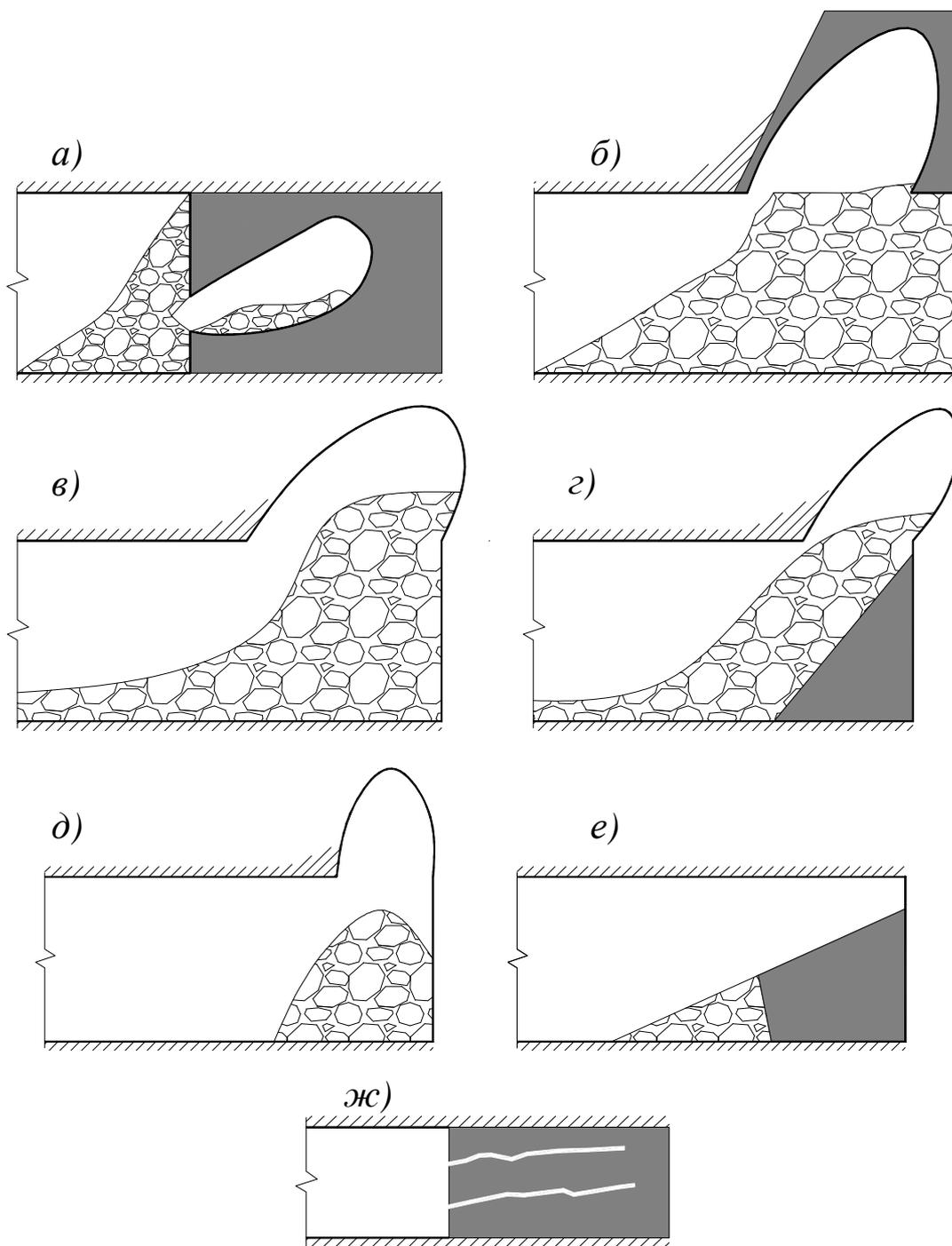


Рис. 12.1. Схемы газодинамических явлений в проводимых подготови-тельных выработках по угольным пластам:

а, б – внезапный выброс угля и газа соответственно по пологим и кру-тым пластам; в – внезапный выброс породы и газа; г – внезапный выброс у-гля, породы и газа; д – внезапное высыпание (обрушение) угля с повышенным выделением газа; е – внезапное выдавливание угля с повышенным выделением газа; жс – суфлярное газовыделение

Отличительными признаками внезапного выброса угля и газа являются:

- отброс угля от забоя на расстояние, превышающее протяженность возможного размещения его под углом естественного откоса;
- образование в угольном массиве полости;
- повышенное по сравнению с обычным выделением газа в горную выработку.

Дополнительными признаками внезапных выбросов угля и газа могут быть повреждение и отброс оборудования, наличие тонкой угольной пыли на откосе выброшенного угля и на крепи.

*Внезапный выброс породы и газа* – быстропротекающий процесс разрушения породы под действием горного давления и давления газа и отброс разрушенной породы от забоя, дробление ее с повышенным выделением газа в выработку.

Отличительными признаками выброса породы и газа являются:

- образование в массиве полости, оконтуренной породой, расслоившейся на тонкие пластинки;
- отброс породы от забоя и дробление значительной ее части на мелкие кусочки;
- повышенное выделение газа в выработку.

Выбросы породы и газа происходят в основном в выработках, проводимых по песчаникам, характеризующимся повышенными значениями показателей хрупкости, упругости и газоносности.

Газодинамические явления в калийных рудниках подразделяются на газовыделения, выбросы соли и газа, обрушения пород из кровли и явления комбинированного типа. К последним относятся, например, обрушения пород с повышенным газовыделением или выбросом соляных пород, залегающих выше обрушенной пачки.

Ниже приводятся отличительные признаки для каждого вида газодинамических явлений, сопутствующие и характеризующие их.

*Внезапные выбросы соли и газа* (рис. 12.2, а) происходят из кровли, забоя, боков и почвы горных выработок и представляют собой быстрый лавинообразный процесс выноса разрушенной породы с выделением газа в течение весьма короткого промежутка времени (от долей до нескольких секунд).

Выбросу иногда предшествуют предупредительные признаки: отскакивание кусочков соляных пород, прогиб кровли, потрескивание массива, выделение газа из шпуров и трещин. Сопровождается

выброс звуковым эффектом, напоминающим в отдельных случаях выстрел или взрыв, интенсивным разрушением и выносом породы, воздушной волной и газовыделением. Стенки полостей выбросов, как правило, разбиты характерными трещинами, ориентированными перпендикулярно к длинной оси полости выброса.

По интенсивности выбросы подразделяются на три типа: малой (до 1 т), средней (до 100 т) и большой (более 100 т) интенсивности.

Обрушения соляных пород (рис. 12.2, б) происходят из кровли очистных и подготовительных выработок, являются следствием действия повышенных напряжений, могут вызываться и взрывными работами. Иногда обрушению предшествуют предупредительные признаки: прогиб кровли, потрескивание пород, характеризующие их начальное разрушение.

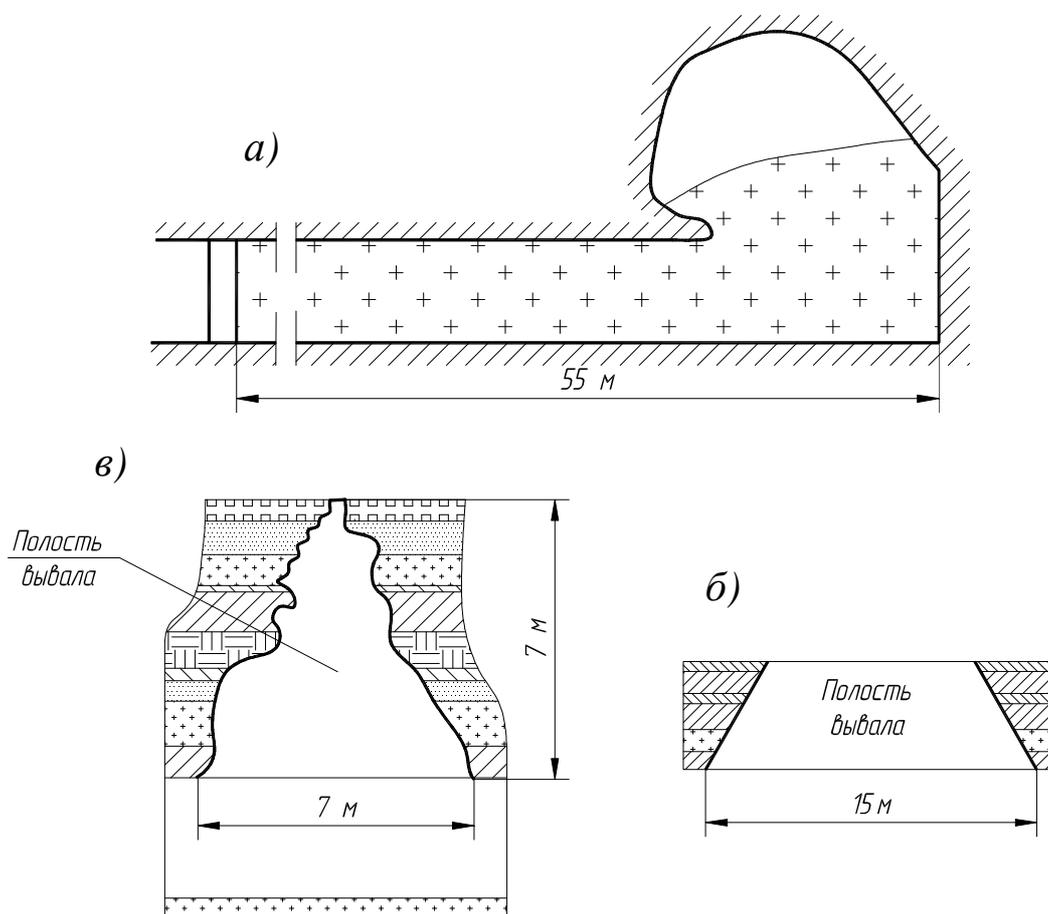


Рис. 12.2. Характерные примеры газодинамических явлений, происшедших на Солигорских рудниках:

а – внезапный выброс соли и газа; б – обрушение соляных пород; в – явление комбинированного типа

Полости обрушения имеют различные очертания и размеры в зависимости от интенсивности обрушения. В отличие от полостей

выбросов они имеют характерную сводчатую или трапециевидную форму, значительно меньшую по сравнению с основанием высоты, на стенках отсутствуют характерные для выбросов трещины. Иногда наблюдается расслоение пород по контактам напластований.

Обрушенная порода представлена обычно большими отдельными блоками, не отбрасывается от места обрушения, отсутствует характерное для выбросов дробление до мелкого чешуеобразного или пылевидного состояния.

*Явления комбинированного типа* (рис. 12.2, в) происходят, как правило, в кровле горных выработок, когда обрушение соляных пород мощностью от нескольких десятков сантиметров до метра может вызвать внезапное обнажение выбросоопасных пород. При резком изменении их напряженного состояния происходят инициирование и последующее развитие выбросов. Для газодинамических явлений такого типа характерны все предупредительные признаки и сопутствующие явления, изложенные выше для обрушений и выбросов соляных пород и газа.

*Газовыделения* происходят из кровли, почвы, забоя и боков горных выработок при ведении взрывных работ, при бурении шпуров и скважин во всех направлениях. Следует отметить, что частота и интенсивность газовыделений из забоя, боков и почвы горных выработок на Солигорских рудниках весьма незначительны. Наибольшие скопления свободно содержащихся и выделяющихся при ведении горных работ газов приурочены к кровле.

## **12.2. Природа, механизм и баланс энергии внезапных выбросов угля и газа**

Относительно причин и вероятного механизма внезапных выбросов существуют различные точки зрения. Одни исследователи приписывают основную роль газовому фактору (давлению газов, заключенных в порах выбросоопасных пород), другие – горному давлению.

Однако большинство исследователей считают, что возникновение и развитие всех газодинамических явлений обуславливается сочетанием факторов: давления газа и горного давления, характеристик пласта и вмещающих пород, и свойств угля. Под влиянием эти факторов формируются активные силы, стремящиеся нарушить равновесное состояние угольного массива, и пассивные силы, пре-

пятствующим развитию внезапного выброса. Активными являются силы газового и горного давления, пассивными – силы сопротивления угля отрыву.

Возникновение и развитие газодинамических явлений в массивах горных пород в значительной мере зависит также от горнотехнических условий: способа проведения, формы и размеров поперечного сечения выработки; способа выемки полезного ископаемого и способа управления горным давлением в очистной выработке; глубины разработки; скорости подвигания забоя подготовительной выработки и очистного забоя и др.

Практика ведения горных работ показывает, что даже при высоких величинах активной силы газодинамическая опасность может проявляться и не проявляться в зависимости от характеристик пласта (мощности, структуры, трещиноватости и др.) и физико-химических свойств угля (прочности, десорбционной способности и др.).

В связи с большой изменчивостью строения и свойств угольного пласта еще нет достоверного математического описания процесса его деформирования под действием горного давления и давления газов, а, следовательно, и механизма протекания внезапного выброса. Однако на основании экспериментальных данных получены эмпирические и полуэмпирические зависимости, позволяющие связать основные природные и технологические параметры условиями, выражающими возможность реализации внезапных выбросов угля и газа.

Наиболее признанной у нас в стране является теория внезапных выбросов, разработанная проф. В. В. Хоботом и его сотрудниками, получившая название "энергетическая". Внезапный выброс объясняется как результат скачкообразного изменения напряженного состояния участка газоносного угольного пласта (полезного ископаемого) или вмещающей горной породы. Это изменение различных факторов: взрывной отбойки, сотрясательного взрывания, механического внедрения в массив рабочего органа, подхода выработки к тектоническому нарушению, вскрытия забоем выработки пласта или слоя, резко отличного по своим деформационным и прочностным свойствам, динамической нагрузки в призабойной части массива в связи с обрушением зависших пород в выработанном пространстве и др.

Согласно энергетической теории возбуждение и развитие внезапного выброса возможны при условиях:

$$W_n + W_k > A_c + A_p; \quad (12.2)$$

$$U_p > U_{\partial}; \quad (12.3)$$

$$P > \frac{m}{S} [\partial(f \cos \alpha \pm \sin \alpha) + a], \quad (12.4)$$

где  $W_n$  – потенциальная энергия, накопленная в участке полезного ископаемого или породы в пределах полости выброса;  $W_k$  – кинетическая энергия вмещающих пород;  $A_c$  – работа, затрачиваемая на смещение полезного ископаемого или породы из полости выброса;  $A_p$  – работа на разрушение выбрасываемой массы;  $U_p$  – скорость разрушения ископаемого или породы;  $U_{\partial}$  – скорость падения давления газа, заключенного в ископаемом или породе;  $P$  – давление газа;  $m$  – масса ископаемого или породы, захваченная выбросом;  $S$  – площадь поперечного сечения разрушенного при выбросе участка полезного ископаемого (породы);  $\partial$  – ускорение силы тяжести;  $f$  – коэффициент трения выбрасываемого материала по поверхности его смещения;  $a$  – ускорение силы инерции, т. е. ускорение, которое необходимо сообщить материалу для его отброса.

Итак, процесс внезапного выброса связан как с действием повышенных напряжений потенциальной упругой энергии сжатия горных пород (полезного ископаемого), находящихся в условиях предельного напряженного состояния, в кинетическую энергию хрупкого разрушения, так и с дробящим и метательным действием расширяющихся газов.

В последние годы энергетическая теория была развита и дополнена новыми положениями, в частности исследованиями проф. И. М. Петухова и проф. А. М. Линькова. Авторами показано, что движение в сторону выработки разрушенного материала не сразу охватывает весь его объем, а происходит последовательно от обнаженной поверхности, в результате последовательного отрыва частиц вглубь массива.

Дополнительную энергетическую теорию иногда называют энергетически-силовой теорией внезапных выбросов. Обеспечение условий, вытекающих из энергетического баланса, и силовых условий отрыва частиц полезного ископаемого (породы) является основой энергетически-силовой теории внезапного выброса. Именно силовые условия, выполненные на фронте волны, обеспечивают распространение волны разрушения.

На основании изложенного механизм формирования и развития внезапного выброса угля (породы) и газа упрощенно можно представить следующим образом (рис. 12.3). В призабойной части *A* угольного пласта под действием горного давления раскрываются трещины и через них происходит выделение газа. В этой части фактическая величина горного давления  $P_{г} < P_{г. е}$ , где  $P_{г. е} = \gamma H$  – горное давление на пласт в условиях естественного поля напряжений. За призабойной частью *A* формируется зоной опорного давления *Б*. В ней, как известно, величина горного давления  $P_{оп} < P_{г. е}$ , за зоной опорного давления (в зоне *В*) уголь пласта и вмещающие его породы находятся в естественном напряженном состоянии (рис. 12.3).

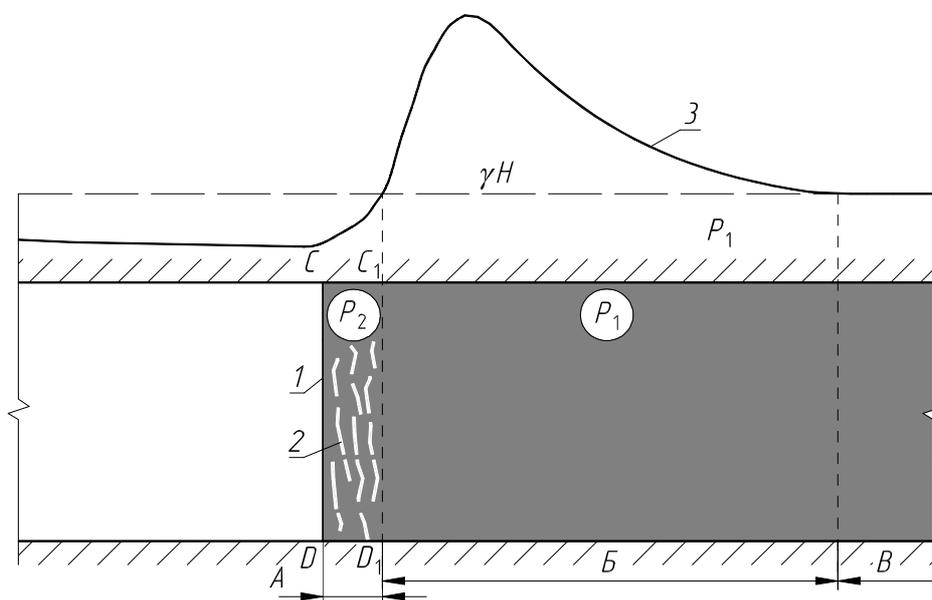


Рис. 12.3. Схема формирования и развития внезапного выброса угля и газа в проводимой выработке:

1 – забой; 2 – газонаполненные трещины, параллельные забою; 3 – кривая горного давления

Если в некоторый момент времени давление газа в призабойной части *A* (на поверхности разрушения) упадет со значения  $P_1$  в массиве до  $P_2$ , то призабойный слой *CD* будет испытывать растяжение. Если прочность слоя призабойной части *A* (всей небольшой призабойной части) на растяжение и отрыв меньше давления газа в пределах  $P_1 - P_2$ , то под действием этого давления газа происходит не только отрыв слоя, но и прорастание трещин. После отделения частиц слоя *СДД<sub>1</sub>С<sub>1</sub>* обнажается поверхность *С<sub>1</sub>Д<sub>1</sub>* и вновь возникает сила, отрывающая слой, частицы. Расширяющийся свободный и десорбируемый газ выносит разрушенный материал в выработку.

Перемещение зоны опорного давления вглубь пласта (массива), образование и раскрытие в нем новых трещин, главным образом параллельных забою выработки, с выносом угля (породы) прекращаются самопроизвольно за счет самоподбучивания выброшенной горной массы или когда полость выброса доходит до слоя угля, прочность на растяжение которого больше давления газа.

Фильтрация газа через поверхность обнажения снижает давление  $P_1$  и уменьшает отрывающий импульс. Отрыв угля (горной породы) происходит при условии

$$m_T [P_1(l) - P_1] \geq \sigma_p, \quad (12.5)$$

где  $P_1(l)$  – давление перед фронтом волны на расстоянии  $l$  от начальной поверхности забоя;  $P_2$  – давление за фронтом волны разрушения;  $\sigma_p$  – предел прочности угля (породы) на растяжение.

$$m_T = \frac{1}{\psi_c} \left[ 1 + \frac{\sigma_1(l)}{\sigma_{сж}} \right]^{-1}, \quad (12.6)$$

где  $\psi_c$  – функция, определяемая отношением расстояния от поверхности забоя к характерному размеру трещины, для удаления трещин  $\psi_c \cong 1$ ;  $\sigma_1(l)$  – главное напряжение на расстоянии  $l$ ;  $\sigma_{сж}$  – предел прочности угля на одноосное сжатие.

Процесс выброса продолжается от нескольких секунд до двух минут с образованием характерных полостей в угольном пласте (рис. 12.4), размер которых достигает нескольких тысяч квадратных метров.

Баланс энергии при внезапном выбросе угля и газа можно представить следующим равенством:

$$W_T + W_M + W_n = W_p + W_k + W_б + W_c. \quad (12.7)$$

Левая часть равенства характеризует выделяющуюся энергию, правая – ее поглощение. Выделяющаяся энергия включает энергию расширения газа  $W_T$ , энергию упругих деформаций разрушаемого материала  $W_M$ , энергию окружающих пород  $W_n$ . Она частично расходуется на разрушение  $W_p$  и придание кинетической энергии  $W_k$  кускам разрушенного материала. Оставшаяся часть поглощается боковыми породами  $W_б$  и расходуется на сейсмические колебания  $W_c$  (около 10 %).

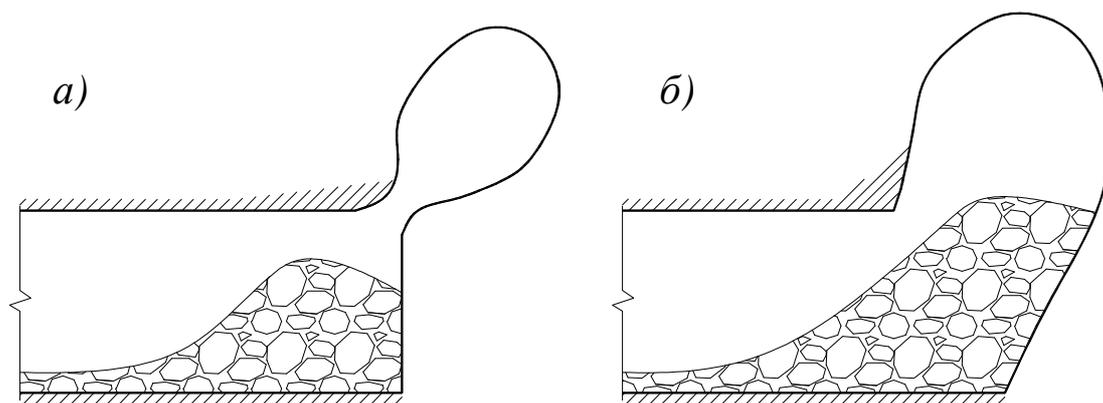


Рис. 12.4. Характерные полости при внезапном выбросе угля и газа:  
 а – грушевидная; б – кармановидная

### 12.3. Деление шахтопластов по степени опасности по внезапным выбросам угля (породы) и газа

Угольные шахтопласты по степени опасности подразделяют на опасные, угрожаемые и неопасные.

К выбросоопасным относят шахтопласты в пределах шахтного поля, на которых произошли внезапные выбросы или выбросоопасность которых установлена текущим прогнозом или прогнозом при вскрытии.

К угрожаемым по внезапным выбросам относят пласты, обладающие низкой прочностью, высокой газоносностью и залегающие ниже критической глубины.

Под критической по внезапным выбросам глубиной  $H_{кр}$  понимают глубину, начиная с которой возможны внезапные выбросы угля (породы) и газа по газовому фактору. Начиная с этой глубины осуществляется прогноз выбросоопасности при вскрытии пластов и текущий.

К особо выбросоопасным относят шахтопласты со сложными условиями разработки, а также участки выбросоопасных шахтопластов на период перехода зон опорного давления, створов очистных работ, при работе встречными забоями и в зонах геологических нарушений.

### 12.4. Прогноз внезапных выбросов угля и газа

Прогноз внезапных выбросов угля и газа подразделяется на региональный, локальный и текущий. На стадии регионального прогноза устанавливают критические по газодинамическим явлени-

ям глубины. Локальный прогноз выполняется на опасных и угрожаемых по внезапным выбросам угля и газа пластах перед их вскрытием. Текущий прогноз должен осуществляться постоянно при проведении выработок и ведении очистных работ на опасных и угрожаемых по внезапным выбросам пластах.

Прогноз выбросоопасности угольных пластов производится на следующих этапах освоения месторождения (шахтного поля):

- при ведении геологоразведочных работ;
- при вскрытии пластов;
- при проведении подготовительных выработок и ведении очистных работ.

По результатам прогноза выбросоопасности при ведении геологоразведочных работ устанавливают критические по внезапным выбросам глубины, начиная с которых осуществляется прогноз выбросоопасности (при вскрытии и текущий). В табл. 12.1 приведены значения критических глубин для некоторых бассейнов, районов, месторождений.

На планах горных работ, планшетах и рабочих эскизах проводят изолинии критических глубин, с которых могут начаться внезапные выбросы угля и газа.

Таблица 12.1

Значения критических глубин для некоторых бассейнов

Угольный бассейн, район	Критическая глубина $H_{кд}$ , м
Прокопьевско-Киселевский	150
Томусинский и Ускатский	200
Кемеровский	210
Бунгуро-Чумышский	220
Беловский, Байдаевский,	300
Ленинский	340
Анжерский	500
Аралический	190
Печорский	400
Партизанское месторождение и месторождение о. Сахалин	250

Установление критической глубины по внезапным выбросам для вновь строящихся шахт или прирезок к шахтному полю действующей шахты в пределах верхних горизонтов можно осуществлять простым способом с большим резервом безопасности. При наличии закрытых (экранирующих выход метана из пласта в земную атмо-

сферу) антиклинальных складок или дизъюнктивов типа взбросов, надвигов и сдвигов выбросы не происходят до глубины 150 м. В этих условиях до глубины 150 м произошло значительное выделение метана из угля пластов и вмещающих пород в атмосферу (естественная дегазация и образование безметановой зоны).

Для нижних горизонтов при наличии карты прогноза газоносности пласта и данных о выходе летучих веществ из угля и содержании в нем наиболее мягкого и хрупкого ингредиента фюзинита критическая выбросоопасная глубина разработки пласта  $H_{кр}$  уточняется по формуле

$$H_{кр} = H_5 + 8\sqrt{\left(\frac{H_5}{\text{grad } x} - 10\right)^2} + 10 + \frac{1}{3}(V^{daf} - 22)^2 + \frac{300}{F + 20}, \quad (12.8)$$

где  $H_5$  – глубина изогазы 5 м<sup>3</sup>/т сухой беззольной массы (с.б.м), т. е. глубина, на которой природное содержание метана в 1 т угля составляет 5 м<sup>3</sup> (глубина залегания поверхности метановой зоны), м;  $\text{grad } x = \frac{10^3}{\Delta H}$  – градиент нарастания газоносности на 100 м от изогазы 5 м<sup>3</sup>/т с.б.м;  $\Delta H$  – приращение глубины залегания пласта между изогазы 5 и 15 м<sup>3</sup>/т с.б.м;  $V^{daf}$  – среднее значение выхода летучих из угля в метановой зоне, %;  $F$  – среднее содержание фюзинита в пласте, %.

Только начиная с глубины  $H_{кр}$  выполняются последующие этапы прогноза выбросоопасности.

Для выполнения локального прогноза выбросоопасности в месте вскрытия по пласту бурят разведочные скважины (не менее двух), отбирают угольные керны для определения коэффициента крепости слагающих пласт пачек угля. После чего замеряют давление газа, исходящего из скважины.

В Кузнецком бассейне прогноз выбросоопасности пласта в месте вскрытия определяют по показателю  $\Pi_0$  из выражения

$$\Pi_0 = 0,1P_{г\max} - 14f_{\min}^2, \quad (12.9)$$

где  $P_{г\max}$  – наибольшее давление газа в пласте на данной глубине от земной поверхности, МПа;  $f_{\min}$  – наименьшее значение коэффициента крепости угля по угольным пачкам, выявленным разведочной скважиной.

При  $P_0 \geq 0$  зона пласта в месте вскрытия считается опасной.

Для выполнения текущего прогноза при проведении по пласту подготовительных выработок бурят контрольные шпуры (не менее двух). Контрольные шпуры бурят с интервалами длиной в 1 м, за исключением первого интервала, длина которого составляет 0,5 м. После окончания бурения каждого интервала измеряют скорость газовыделения и выход бурового штыба. По максимальным значениям начальной скорости газовыделения и выхода бурового штыба подсчитывают показатель  $R$  выбросоопасности:

$$R = (S_{\max} - 1,8)(q_{n \max} - 4) - 6, \quad (12.10)$$

где  $S_{\max}$  – максимальное значение выхода бурового штыба с 1 м шпура, л/м;  $q_{n \max}$  – максимальное значение начальной скорости газовыделения, л/(мин·м).

При  $R \geq 0$  зона пласта считается выбросоопасной. Если по всем контрольным шпурам получено  $R < 0$ , то пересекаемая выработкой зона пласта неопасная, и забой можно продвинуть безопасно на 4–5 м. По газовыделению и выходу бурового штыба из контрольных шпуров можно прогнозировать опасность проявлений суфляров, внезапных высыпаний угля и горных ударов. Для такого дифференцированного прогноза удобно пользоваться номограммой (рис. 12.5).

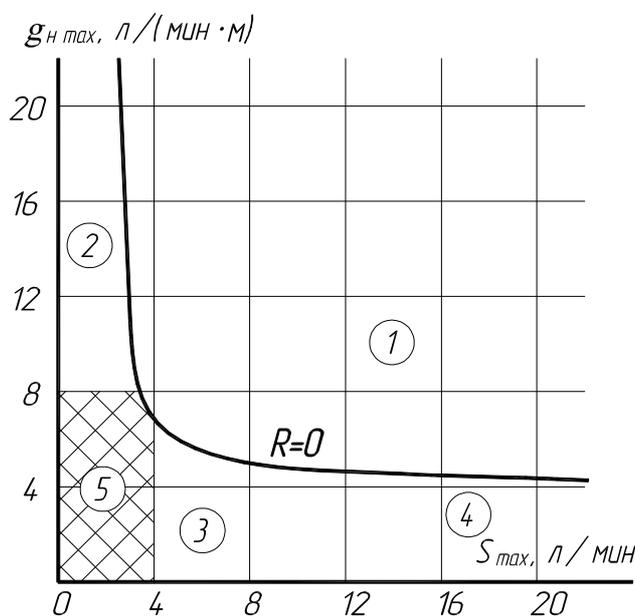
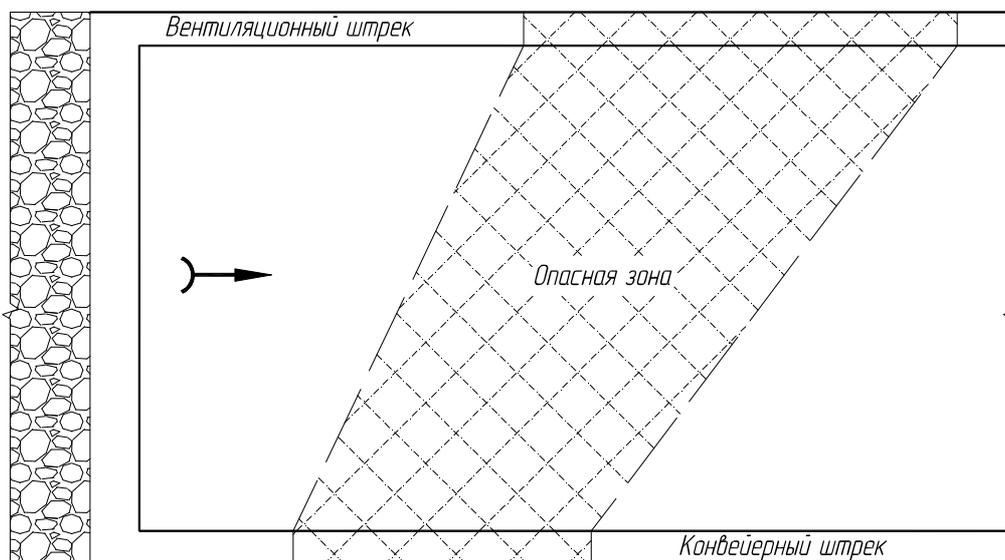


Рис. 12.5. Номограмма для оценки опасности газодинамических явлений угольных пластов:

1 – опасно по внезапным выбросам угля и газа; 2 – опасно по суфлярам; 3 – опасно по горным ударам; 4 – опасно по внезапным высыпаниям угля; 5 – не опасно по газодинамическим явлениям

*Прогноз границ выбросоопасных зон при ведении очистных работ.* Вследствие низкой технологичности бурения контрольных шпуров в очистных забоях, особенно в лавах, оснащенных механизированными комплексами, о выбросоопасности этих забоев судят по результатам текущего прогноза в прилегающих к ним подготовительных выработках, например как показано на рис. 12.6.



*Рис. 12.6. Прогноз выбросоопасности очистного забоя по результатам текущего прогноза в прилегающих подготовительных выработках:*

В Донбассе о выбросоопасности в очистных забоях зачастую судят по сейсмоакустической активности пласта при выемке угля. Без учета газовыделения такой прогноз часто вызывает ложную тревогу.

Выбросоопасность горных пород (в основном песчаников) устанавливают по делению кернов на диски выпукло-вогнутой формы с выпуклостью, направленной в сторону забоя скважины, наличию кольцевых трещин на кернах.

Признаки степени выбросоопасности пород следующие:

- наличие более 30–40 выпукло-вогнутых дисков на одном метре керна показывает, что выработка будет проводиться в зоне высокой степени опасности;
- наличие на одном метре керна не более 20–30 дисков, перемежаемых породными цилиндрами, длиной 50–100 мм, с характерными кольцевыми трещинами, показывает, что выработка будет проводиться в зоне средней степени опасности;
- выход кернов размером 150–200 мм и более, опоясанных

трещинами и перемежаемых одиночными дисками, свидетельствует о том, что выработка будет проводиться в зоне невысокой степени опасности.

Выбросоопасные песчаники по своему составу отличаются от невыбросоопасных большим содержанием кварца, более крупным размером зерен, меньшим содержанием слоисто-глинистых минералов. Природная газоносность выбросоопасных песчаников почти в 3–4 раза выше, нежели невыбросоопасных, пористость – в 1,5–2 выше. Выбросоопасные песчаники более подвержены хрупкому разрушению, модель их упругости в 1,25–1,5 больше, чем невыбросоопасных песчаников.

## **12.5. Предотвращение внезапных выбросов угля и газа**

### **12.5.1. Общие положения**

Из механизма формирования внезапных выбросов угля и газа вытекают три основных положения, на которых базируются все способы противовыбросного воздействия на угольный пласт и породы:

- снижение повышенных напряжений в угольном пласте и во вмещающих горных породах;
- снижение давления газа в угольном пласте и во вмещающих породах;
- снижение прочностных и упругих свойств углей и вмещающих пород.

Способы предотвращения внезапных выбросов, как и способы предотвращения горных ударов, делят обычно на региональные и локальные. Основными региональными способами являются опережающая защитная наработка (пласта, пород массива), опережающая защитная подработка, дегазация пласта (выемочного поля или столба пласта), дегазация пласта с последующим увлажнением через длинные скважины.

К основным локальным способам относят бурение коротких опережающих скважин (для разгрузки призабойной части массива от повышенных напряжений и ее дегазации); гидрорыхление угольного пласта; гидровывывание опережающих полостей; образование разгрузочных щелей и пазов; регулируемый отжим угля пласта; сотрясательное и камуфлетное взрывание; увлажнение угольного пласта.

При выборе способов противовыбросного воздействия следует исходить из условий их проектной эффективности и безопасности выполнения. Наиболее эффективным и безопасным способом является опережающая защитная надработка, а наименее эффективен и безопасен – гидроотжим пласта. Эффективность и безопасность выполнения способов снижаются в такой последовательности:

- опережающая защитная надработка;
- опережающая защитная подработка;
- региональная дегазация пласта;
- региональная дегазация пласта с последующим увлажнением;
- региональное увлажнение пласта;
- низконапорное увлажнение пласта;
- гидрорыхление пласта;
- гидровывывание опережающих полостей (щели);
- бурение опережающих скважин;
- регулируемый гидроотжим пласта.

Опережающая защитная надработка или подработка – это универсальный способ снижения напряженности пласта, горного и газового давления в пласте. Надработка предпочтительней подработки, поскольку при последней наиболее опасная нижняя часть этажа оказывается незащищенной и даже пригруженной горным давлением (рис. 12.7).

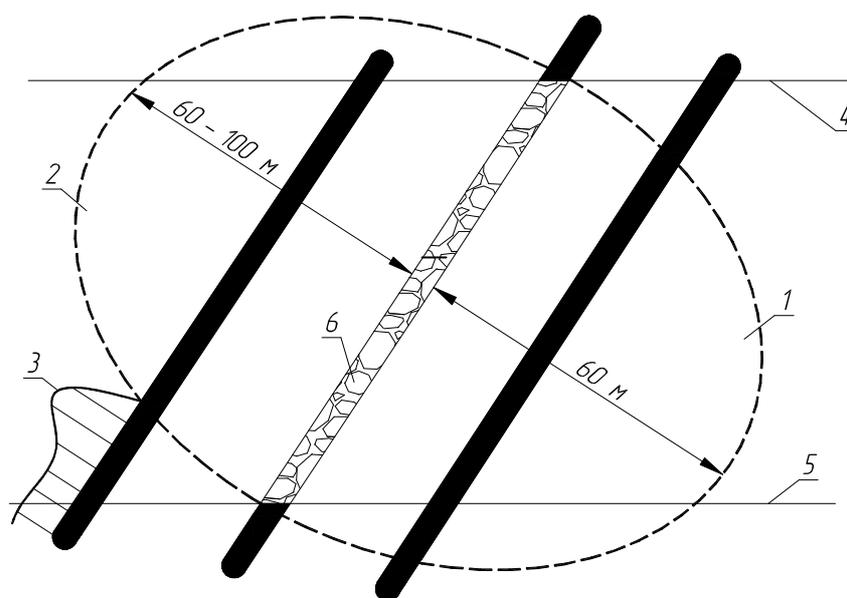


Рис. 12.7. Схема защитной подработки и надработки пласта:

1, 2 – зоны разгрузки в почву и кровлю пласта; 3 – зона опорного давления; 4, 5 – соответственно вентиляционный и откаточный горизонты; 6 – обработанный защитный пласт

Защитным считается такой пласт (пропласток), опережающая разработка которого обеспечивает полную безопасность в отношении внезапных выбросов на защитном пласте свиты. защите подлежат угольные пласты, опасные и угрожаемые по внезапным выбросам угля и газа.

Границы защищенных зон и зон повышенного горного давления (ПГД) строят по упрощенной схеме на 60 м ниже и на 60–100 м выше по нормали от защищенного пласта. Детальное построение границ защищенных зон регламентируется нормативными документами.

Защищенная зона появляется на расстоянии двойной мощности пород междупластья  $h_m$  от нормальной проекции линии очистного забоя защитного пласта, а зона повышенного горного давления (ПГД) от оставленного на защитном пласте целика соответствует нормальной проекции целика, увеличенной в обе стороны на мощность междупластья  $h_m$  (рис. 12.8).

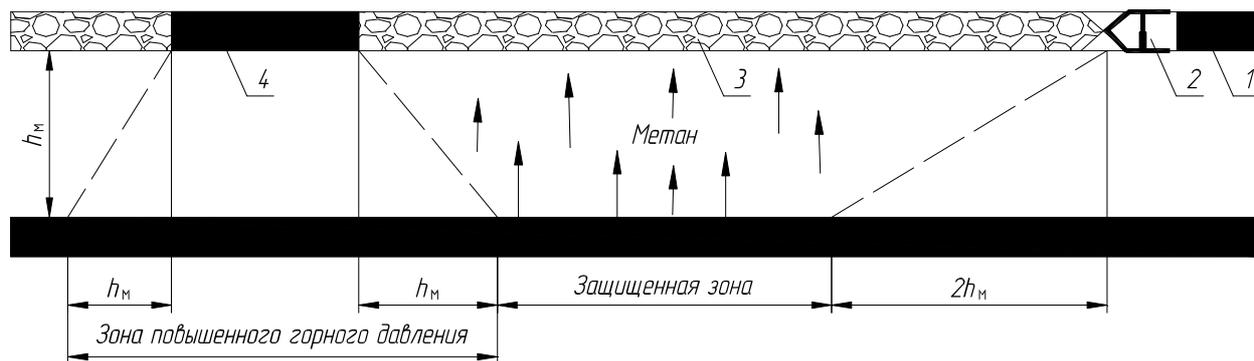


Рис. 12.8. Схема к определению параметров защищенной зоны и зоны повышенного горного давления (ПГД):

1 – защитный пласт; 2 – очистной забой; 3 – выработанное пространство; 4 – целик

### 12.5.2. Способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа при проведении подготовительных выработок и ведении очистных работ

Для предотвращения внезапных выбросов угля и газа при проведении подготовительных выработок и последующем ведении очистных работ на незащищенных выбросоопасных пластах рекомендуются следующие региональные способы: дегазация пласта, дегазация пласта с гидроразрывом, низконапорное увлажнение пласта.

При *дегазации* происходят снижение газоносности пласта и усадка угольного вещества с раскрытием существующих в пласте многочисленных трещин, по которым часть оставшегося газа дренирует в выработки, и градиент давления газа впереди забоя снижается. Также повышается прочность скелета угля и растет сопротивление отрыву угля давлением газа.

С целью ускорения дегазации при недостатке времени на ее осуществление производят *гидроразрыв* пласта высоким напором воды с минимальным обводнением пласта, а в образующиеся зоны повышенной газопроницаемости бурят дегазационные скважины.

В результате *низконапорного увлажнения* пласта происходит блокировка метана в мельчайших угольных порах капиллярным давлением воды.

Дегазацию и увлажнение пласта можно осуществлять через скважины как по простиранию (рис. 12.9, а), так и вкрест простирания пласта (через породную толщу) (рис. 12.9, б, в).

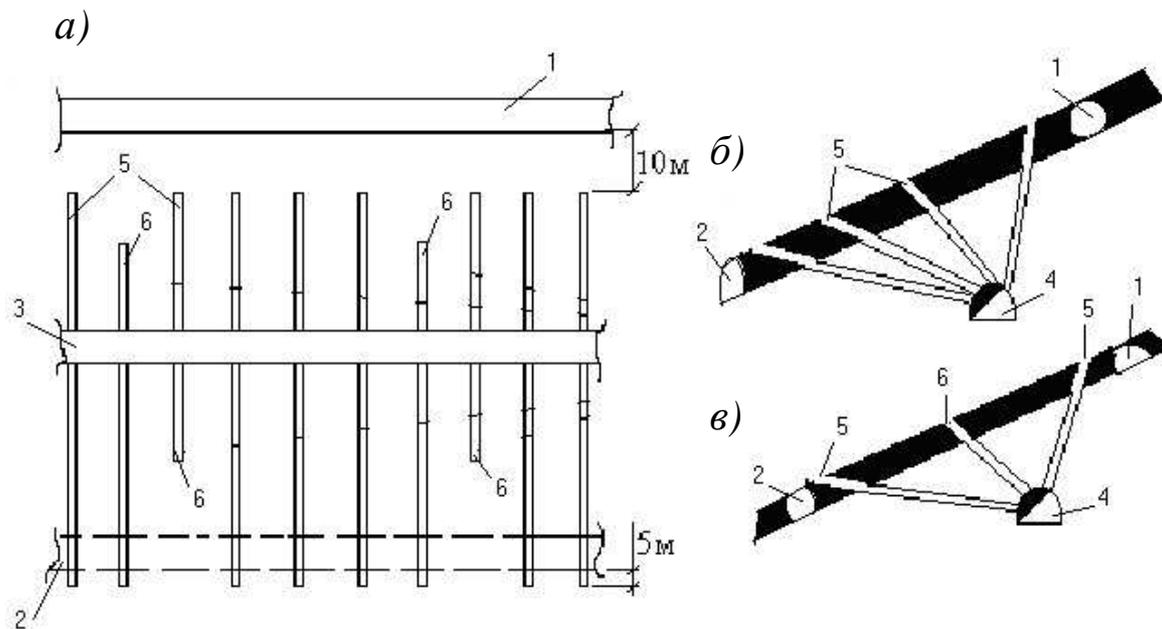


Рис. 12.9. Технологические схемы дегазации и увлажнения пласта через скважины по простиранию (а) и вкрест простирания пласта (б, в):

1, 2, 3, 4 – соответственно вентиляционный, конвейерный (откаточный), промежуточный и полевой штреки; 5 – дегазационные скважины; 6 – скважины гидроразрыва

Если выработка, противоположная той, из которой бурят скважины, уже пройдена (рис. 12.9, а), то скважины следует недобуривать до нее на 10 м (чтобы при последующем увлажнении пла-

ста не допустить выдавливания массива в выработку). Если же такая выработка не пройдена и ее проходку можно задержать на весь период дегазации и увлажнения, то скважины должны перебуривать контур будущей выработки на 5 м.

Обычно вентиляционный (выемочный) штрек вблизи выработанного пространства проводят без дегазации, так как угольный массив в его окрестности дренирован выработанным пространством соседнего столба. А та выработка, из которой будут бурить первые дегазационные скважины, должна проводиться с бурением барьерных скважин из боковых ниш, нарезанных в шахматном порядке, неснижаемое опережение забоя которыми должно быть не менее десяти с каждого борта выработки. Эти скважины выполняют роль разведочно-дегазационных, так как позволяют не только снижать газообильность выработки в процессе проходки, но и осуществлять заблаговременное обнаружение газонаполненных трещин и дизъюнктивных нарушений (рис. 12.10).

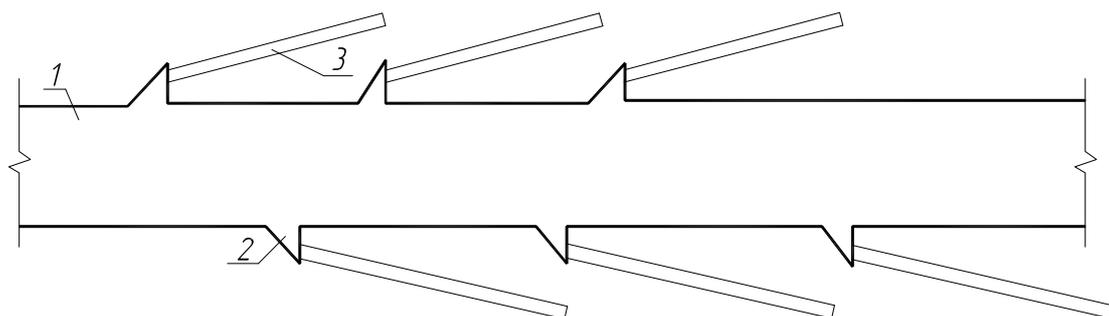


Рис. 12.10. Схема дегазации при проведении подготовительной выработки:  
1 – выработка; 2 – ниша; 3 – барьерная скважина

Критерием эффективности региональной дегазации является снижение давления газа в отработанном пласте до 0,6 МПа, а регионального увлажнения – повышение влажности угля в массиве до 6 %.

Основными параметрами локальных способов в подготовительных и очистных забоях являются глубина разработки призабойной части пласта (подвигание забоя выработки обычно за смену или сутки)  $l$  и величина неснижаемого опережения  $l_{н.о}$ , связанные зависимостью

$$l = l_{н.о} + v_n, \quad (12.11)$$

где  $v_n$  – величина подвигания забоя за цикл, м;  $n$  – число циклов (допустимое) выработки.

Величину неснижаемого опережения  $l_{н.о}$  принимают по действующим нормативным документам в зависимости от используемого способа предотвращения внезапного выброса. Так, при гидроразрыхлении угольного пласта величина  $l_{н.о}$  принимается равной длине фильтрующей части скважины, но не менее 2 м, и может быть определена из выражения

$$l_{н.о} = k m \sqrt{v}, \quad (12.12)$$

где  $m$  – мощность пласта, м;  $k$  – коэффициент, учитывающий степень опасности пласта, скорость подвигания забоя.

Для конкретных условий  $k = 0,5-2$ .

Ширину обрабатываемой полосы  $L$  в подготовительной выработке находят из выражения

$$L = B + 2c, \quad (12.13)$$

где  $B$  – ширина угольного забоя, м;  $c$  – ширина обрабатываемой полосы за контуром выработки, принимается не менее 1 м.

Параметры скважин для разгрузки призабойной части пласта, скважин для нагнетания воды, а также количество воды, подлежащее нагнетанию в одну скважину, принимают по действующим нормативным документам.

### **12.5.3. Способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа при вскрытии угольных пластов**

Вскрытие выработок выбросоопасных и угрожаемых угольных пластов и пропластков (мощностью более 0,3 м) осуществляется с применением комплекса работ по предотвращению выбросов и созданию безопасных условий труда.

Работы по вскрытию пласта производят в такой последовательности:

- разведка положения пласта относительно забоя вскрываемой выработки с помощью разведочных скважин;
- введение режима сотрясательного взрывания при проведении вскрываемой выработки буровзрывным способом;
- прогноз выбросоопасности в месте вскрытия;
- обнажение и пересечение пласта;
- возведение усиленной крепи в местах сопряжения выработки с пластом;

– удаление (отход) от пласта.

Следовательно, работы по вскрытию выбросоопасных и угрожаемых пластов должны производиться в следующем порядке:

- приближение забоя вскрывающей выработки к пласту;
- обнажение пласта;
- пересечение пласта;
- удаление от пласта.

При вскрытии тонких крутых пластов квершлагами обнажение и пересечение пласта выполняют за одно взрывание.

При вскрытии угольных пластов квершлагами и другими способами для предотвращения внезапных выбросов производят бурение дренажных скважин, возведение каркасной крепи, гидрорыхление или увлажнение угольного массива, гидровывывание угольного пласта, образование разгрузочных полостей во вмещающих породах проходческими комбайнами, а в сложных горно-геологических условиях допускается сочетание этих способов.

На рис. 12.11 показана схема расположения для гидрообработки угольного массива перед вскрытием пологих, наклонных и крутонаклонных пластов, на рис. 12.12 – схема перед вскрытием крутого пласта (схемы и их параметры нормативные).

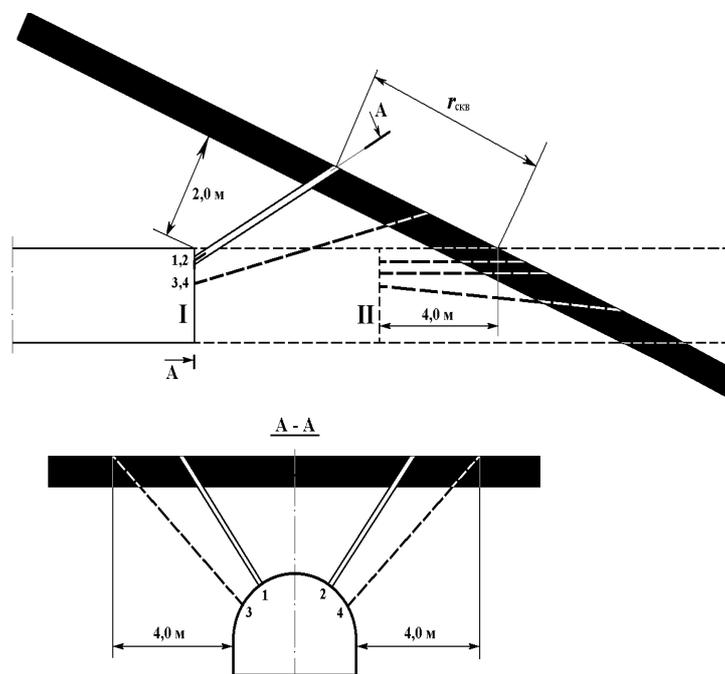


Рис. 12.11. Схема расположения скважин для гидрообработки угольного массива перед вскрытием пологих, наклонных и крутонаклонных пластов:

1, 2 – скважины для гидрорыхления массива; 3, 4 – шпурсы для замера давления газа;  $r_{скв}$  – радиус эффективного влияния скважины; I, II – циклы обработки пласта

Обработка водой угольного массива по схеме на рис. 12.11 осуществляется через серии скважин, которые бурят по мере продвижения забоя. Неснижаемое опережение  $l_{o.n}$  обработанной части угольного массива должно быть не менее 4 м. Нагнетание воды производят последовательно в каждую скважину до тех пор, пока вода не проникнет в соседнюю скважину и центральную контрольную скважину (на крутом пласте). Диаметр скважин для нагнетания воды должен составить 45–60 мм, контрольной скважины посередине забоя – 100 мм.

При вскрытии стволами угольных пластов для предотвращения внезапных выбросов производят бурение дренажных скважин, возведение каркасной крепи, гидрообработку угольного массива, а в сложных горно-геологических условиях допускается сочетание этих способов. В углубляемых стволах дополнительная разведка пересекаемой стволом толщи пород осуществляется разведочными скважинами с расстояния 10 м до пласта по нормали.

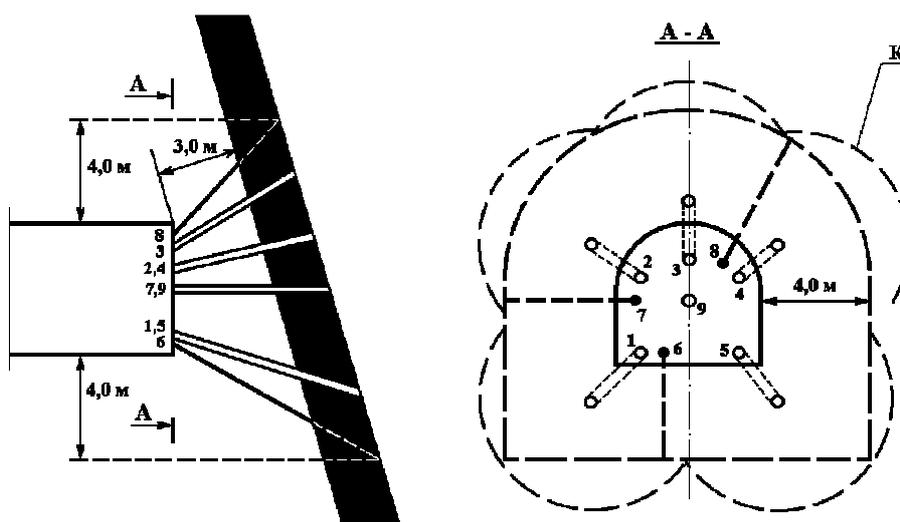


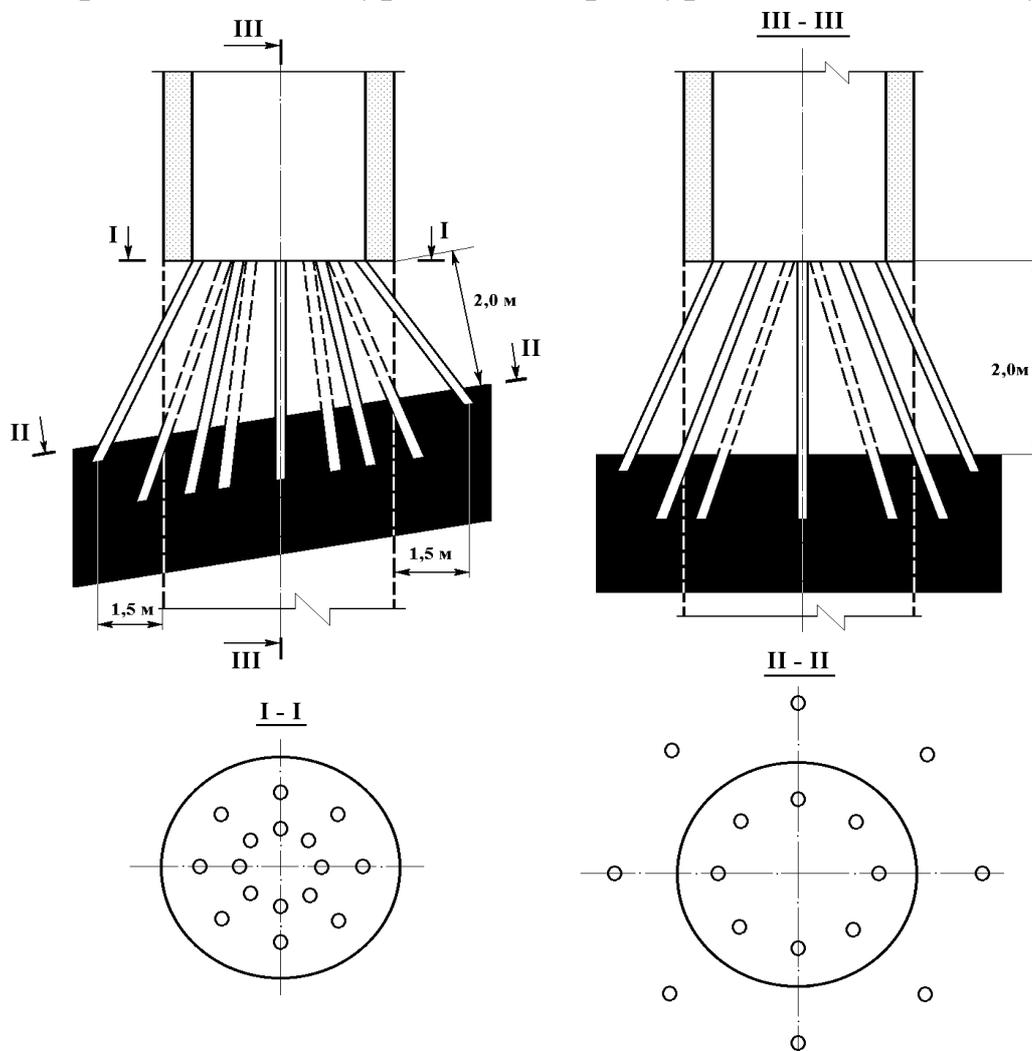
Рис. 12.12. Схема расположения скважин для гидрообработки угольного массива перед вскрытием крутого пласта:

1, 2, 3, 4, 5 – скважины для рыхления массива; 6, 7, 8 – шпурсы для замера давления газа; 9 – контрольная скважина; к – контур отработанного массива

На рис. 12.13 показана схема расположения дренажных скважин в забое ствола при вскрытии пологих и наклонных стволов.

Каркасную ограждающую крепь устраивают из металлических стержней периодического профиля диаметром 36–38 мм или труб диаметром 40–50 мм и цементируют в скважинах диаметром 60–80 мм. Она должна опережать забой ствола не менее чем на 2 м. Свободные концы стержней заделывают в постоянную крепь ствола на длину не менее 2 м. Скважины для каркасной крепи необхо-

димо бурить с расстояния 2 м от пласта по нормали и располагать по периметру через 0,3–0,5 м, считая по точкам входа скважин в пласт. Угол наклона скважин должен быть таким, чтобы в плоскости забоя любой заходки они располагались на расстоянии не менее 1,5 м от проектного контура ствола при бурении скважин по углу.



*Рис. 12.13. Схема расположения дренажных скважин при обнажении пологих и наклонных пластов*

В заключение необходимо отметить, что применяемые способы и средства предотвращения внезапных выбросов (а также горных ударов), методы прогноза горных ударов и внезапных выбросов разработаны на основе результатов специальных экспериментальных работ, главным образом в производственных условиях, и обобщения накопленного практического опыта. Все они по своей физической сущности базируются на указанных выше положениях управления напряженным состоянием угольных массивов (других выбросоопасных полезных ископаемых) и вмещающих горных по-

род, управления давлением заключенных в углепородных массивах газов и прочностными и упругими свойствами углей (пород) непосредственно в массиве.

С увеличением горного давления, ростом газоносности угля пластов, вмещающих пород и давления газов с углублением горных работ возникает необходимость в разработке более эффективных способов предотвращения внезапных выбросов, в совершенствовании применяемых способов и уточнении их параметров.

*Локальные противовыбросные способы.* При вскрытии выбросоопасных пластов стволами рекомендуют бурение дренажных скважин и возведение каркасной крепи. Эти способы осуществляют при приближении забоя к пласту на расстояние не менее 2 м по нормали.

Дренажные скважины располагают равномерно в контуре ствола и на удалении 1,5 м за контур. Диаметр скважин 80–100 мм.

Каркасную крепь из стальных стержней, диаметром не менее 36 мм, или труб, диаметром не менее 40 мм, зацементированных в скважины, диаметром до 80 мм, пробуренных через пласт на расстоянии 0,5 м друг от друга, располагают за контуром ствола на удалении 1,5 м от него.

При вскрытии выбросоопасных пластов квершлагами рекомендуется бурение опережающих (дренажных) скважин, диаметром 130 мм с промывкой или диаметром 250 мм без промывки.

При проведении подготовительных выработок в выбросоопасных зонах рекомендуется:

- бурение опережающих скважин (так же, как и при вскрытии пластов квершлагами);

- низконапорное увлажнение пласта через скважину по оси выработки (при давлении нагнетания воды в кгс/см<sup>2</sup> не более 0,2*H*, где *H* – глубина горных работ);

- регулируемый гидроотжим пласта через один-два шпура длиной 3–5 м.

## **IV. ОСНОВЫ УПРАВЛЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

### **13. УПРАВЛЕНИЕ МЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ В МАССИВАХ ПОРОД ВОКРУГ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК**

#### **13.1. Общие положения**

Под управлением геомеханическими процессами при разработке месторождений полезных ископаемых понимают совокупность мероприятий по регулированию этих процессов в целях обеспечения необходимых производственных условий, повышения эффективности ведения горных работ и безопасности. Управление геомеханическими процессами при подземной разработке месторождений полезных ископаемых заключается главным образом в управлении горным давлением на выработки и породы массивов вокруг них.

Разработаны и применяются различные способы управления состоянием массивов пород и механическими процессами в них при разработке месторождений полезных ископаемых подземным и открытым способами. По своей сущности все способы управления можно разделить на пять групп:

- первая – способы, направленные на сохранение естественного состояния и прочности пород массивов;
- вторая – способы по упрочнению породных массивов и повышению их устойчивости и несущей способности;
- третья – способы по разгрузке массивов и снижению напряжений в них;
- четвертая – способы управления грузонесущими и поддерживающими конструкциями (крепями, ограждениями и др.);
- пятая – комбинированные из способов групп один-четыре.

В зависимости от условий прогнозируемых геомеханических процессов и ожидаемой эффективности горных работ состоянием и свойствами пород массива управляют до начала ведения или в процессе ведения в них горных работ. При небольшой глубине разработки и строительства подземных сооружений (выработок околовольного двора и др.) слабые массивы горных пород в некоторых случаях упрочняют цементно-песчаными растворами и другими вя-

жущими, которые подаются по скважинам, пробуренным с земной поверхности. Вяжущие смеси через скважины обычно подают под давлением насосами из расчета заполнения пор и открытых трещин. В результате затвердения вяжущих существенно (в 1,5–3 раза) возрастают прочность пород массива и их несущая способность.

Через скважины с поверхности дегазируют часть угольных пластов, производят гидроразрыв пластов и разупрочнение породных толщ (основной кровли угольных пластов и др.)

### **13.2. Способы повышения устойчивости подготовительных выработок, проводимых и поддерживаемых вне зоны влияния очистных работ**

При проведении и в течение всего времени поддержания горных выработок происходят различные по характеру и величине изменения напряженно-деформированного состояния пород массивов вокруг выработок. Основными способами управления механическими процессами в породных массивах вокруг подготовительных выработок и повышения их устойчивости являются:

- расположение выработок по возможности в прочных и очень прочных породах;
- проведение выработок механизированным способом, преимущественно комбайнами, в два этапа, пластовых со смешанным забоем – с присечкой наиболее слабых боковых пород (кровли и почвы пласта);
- упрочнение пород твердеющими вяжущими материалами;
- разгрузка пород массивов в окрестности выработок и непосредственно выработок с помощью щелей и скважин;
- крепление выработок крепью, в наибольшей мере соответствующей (по несущей способности, конструктивной податливости и другим параметрам) конкретным геомеханическим условиям их проведения и поддержания.

За счет расположения выработок в прочных и очень прочных породах (по сравнению с размещением их в слабых породах) обеспечивают при прочих равных условиях значительное повышение использования несущей способности вмещающих массивов, снижение давления на выработки и повышение их устойчивости. Данный способ особенно эффективен при большом сроке службы выработок, в частности для комплекса камер при вертикальных и наклонных

стволах, полевых штреков, главных квершлагов и других выработок отрабатываемых горизонтов угольных и рудных месторождений.

Существенное динамическое силовое воздействие на горные породы вблизи контуров выработок оказывают взрывы зарядов взрывчатых веществ при проведении выработок буровзрывным способом. В результате этих воздействий снижается устойчивость породных обнажений, возрастают деформации пород и нагрузки на крепь выработок. По данным инструментальных наблюдений в выработках по угольным пластам при комбайновом способе проведения площадь устойчивого обнажения пород кровли, при прочих равных условиях, на 10–35 % больше, чем при буровзрывном, а нагрузка на анкерную крепь (анкеры) от взрывов возрастает на 15–30 % в зависимости от количества одновременно взрывааемых взрывчатых веществ в забое выработки. Наиболее благоприятно сказывается комбайновый способ проведения выработок на устойчивость породных обнажений при залегании в кровле слоистых и трещиноватых пород.

В условиях повышенного горного давления, в особенности на больших глубинах разработки угольных месторождений, одним из эффективных способов управления механическими процессами в породах массива вокруг подготовительных выработок является проведение их в два этапа: сначала передовую выработку (I этап), затем после образования за ней зоны неупругих деформаций заданных размеров ее расширяют до проектных размеров и возводят постоянную крепь (II этап).

Сущность способа (рис. 13.1) заключается в образовании вокруг передовой выработки (1) зоны (3), в которой происходит главным образом перераспределение напряжений и деформаций до расширения выработки до проектного контура (2).

При проведении выработки в два этапа основные смещения пород в пределах контура проектного сечения выработки проходят под защитой породной оболочки, ограниченной контуром передовой выработки.

При правильно выбранных размерах передовой выработки основные деформации пород происходят в пределах проектного контура 2–1, т. е. в пределах участка между контурами сечений передовой и проектной выработки. При расширении деформированные породы удаляются. В результате породный контур проектного сече-

ния выработки сохраняется в менее нарушенном состоянии и повышается его устойчивость в 2–2,5 раза.

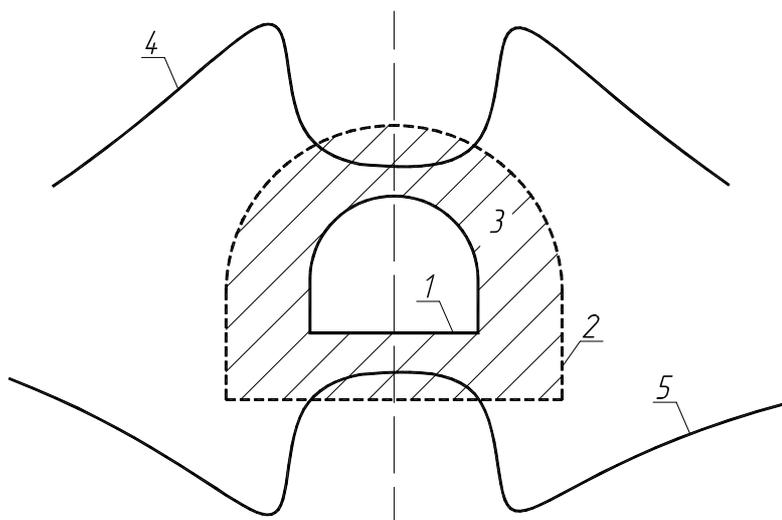


Рис. 13.1. Схема проведения выработки в два этапа:

1 – передовая выработка; 2 – контур проектной выработки; 3 – зона пород, испытывающих повышенные деформации под действием опорного давления в окрестности выработки 1; 4, 5 – эпюры напряжений в породах соответственно кровли и почвы выработки

Способ обладает существенными технологическими недостатками, основными из которых являются необходимость крепления передовой и проектной выработок крепями различных параметров, низкие темпы проходки, а в отдельных случаях (в зависимости от площади сечения передовой выработки) и необходимость использования различного проходческого оборудования при проведении передовой выработки и расширении ее до проектного контура.

Одним из эффективных способов повышения несущей способности слабых, трещиноватых и других пород массива вокруг подготовительных выработок является упрочнение их цементно-песчаными, химическими и прочими вяжущими растворами. Для этого по закрепляемому контуру выработки бурят скважины обычно длиной до 2–2,5 м и через них под давлением подают раствор в массив.

Упрочняющий раствор, проникая в открытые поры, трещины, скрепляет породы в единое целое. В результате в окрестности выработки формируется толща упрочненных пород, способная воспринимать повышенные напряжения без проявления опасных деформаций. Данный способ успешно применяется для предотвращения пучения пород почвы в полевых выработках с большим сроком службы на угольных шахтах.

Профессор Г. Г. Литвинский разработал активный способ управления состоянием породного массива, основанный на целенаправленном изменении напряженного состояния и прочности горных пород вокруг выработки. Геомеханическая сущность способа состоит в образовании вокруг выработки или на части ее контура разгруженной зоны пород и превращении этой зоны в породонесущую конструкцию путем нагнетания в нее скрепляющего раствора. Разгрузку пород от напряжений производят камуфлетными взрывами зарядов ВВ (пород кровли и боков под защитой крепи – опалубки). В разрыхленных породах бурят инъекционные скважины и через них нагнетают скрепляющий раствор.

Образованную таким образом грузонесущую породную конструкцию вокруг выработки называют крепью «Монолит».

Работы по разгрузке пород следует производить вслед за забоем выработки или с отставанием не более чем на длину участка, начиная с которого за забоем необходимо предотвратить пучение.

Толщину упрочняемых пород (крепи «Монолит») определяют из условия обеспечения устойчивости выработки на протяжении всего срока службы. Обычно она составляет не более 1,5–2 м.

Существенная разгрузка вмещающих пород достигается устройством щелей и бурением скважин по контуру выработок. Разгрузочные щели и скважины создают условия, при которых наибольшая концентрация напряжений перемещается вглубь массива, где породы находятся в объемном напряженном состоянии (рис. 13.2).

Оптимальная высота щели для снятия упругих деформаций разгружаемых пород может быть определена из выражения

$$h_{щ} = 5r \frac{\gamma H}{E}, \quad (13.1)$$

где  $r$  – радиус выработки в проходке;  $H$  – глубина расположения выработки;  $\gamma$  – средний объемный вес пород над выработкой;  $E$  – модуль упругости.

На практике используют щели длиной от 1 до 4 м. Высота щели, обеспечивающая снятие упругих деформаций, составляет 15–20 мм, что практически выполнить невозможно. Обычно их устраивают высотой 0,1–0,15 м.

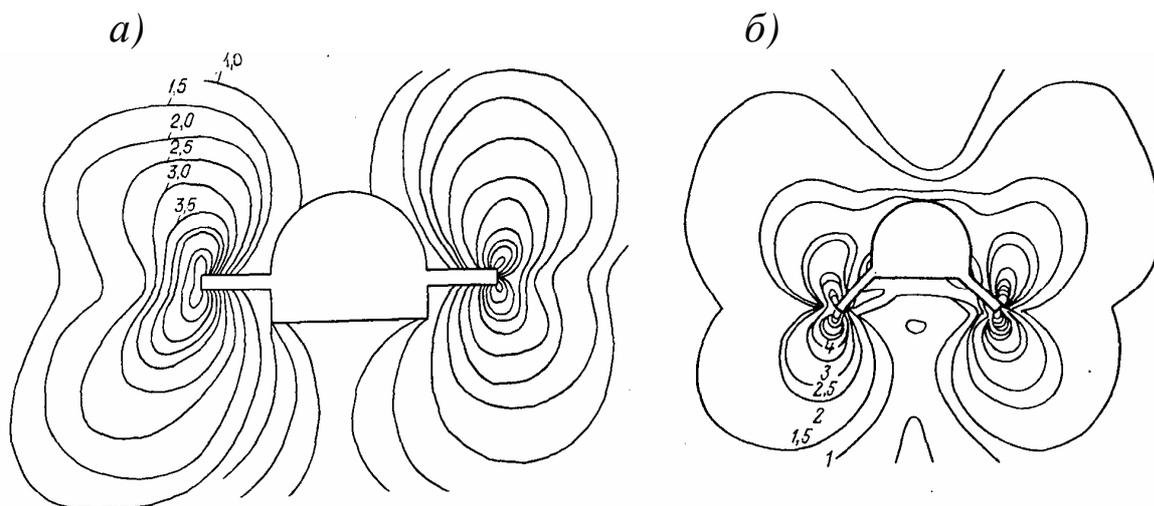


Рис. 13.2. Распределение изохром вокруг разгруженной выработки разгрузочными щелями в боках (а) и в почве (б):  
1; 1,5; 2; 2,5; 3... – порядок изохром

Разгрузку массива можно производить с помощью буровых скважин, расположенных в боках выработки на одинаковом уровне. Расстояние между скважинами  $L$  определяют из выражения

$$L = \frac{K_p r_{ск}^2}{1,6r \frac{\gamma H}{E} + 0,63r_{ск} (K_p - 1)}, \quad (13.2)$$

где  $r_{ск}$  – радиус скважины;  $K_p$  – коэффициент разрыхления угля (породы).

Расстояние  $L$  принимают из условия, что уголь (порода) между скважинами под действием напряжений на бока выработки разрушается и образуется податливая разгрузочная полоса, за пределы которой перемещаются повышенные напряжения вглубь массива.

Способ применяется зачастую для разгрузки массивов, склонных к горным ударам и внезапным выбросам.

В настоящее время управление механическими процессами в породах массивов вокруг подготовительных выработок угольных и рудных шахт производится в основном крепями различных конструкций. Для крепления горизонтальных и наклонных выработок наиболее широко применяют металлические крепи арочной и трапециевидной форм из специального взаимозаменяемого профиля (СВП). Важным условием совместной работы рамной крепи и массива горных пород как единой системы «крепь – массив» является

плотное забучивание пространства между крепью и массивом пород (закрепное пространство).

К наиболее прогрессивным крепям горных выработок относится анкерная крепь. Сущность ее работы основана главным образом на использовании несущей способности пород массива вокруг выработок, не испытывающих опасных деформаций.

### **13.3. Управление механическими процессами в массивах пород вокруг подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ**

#### **13.3.1. Выработки, охраняемые в массиве и погашаемые за очистным забоем**

Подготовительные выработки, проводимые в нетронutom массиве и погашаемые за очистным забоем (выемочные штреки и другие выработки при разработке пластов полезных ископаемых длинными столбами), испытывают влияние напряжений в зоне опорного давления впереди очистного забоя. Следовательно, управление геомеханическими процессами в породах вокруг этих выработок, обусловленными влиянием очистных работ, заключается главным образом в уменьшении концентрации напряжений впереди очистного забоя.

Основными способами снижения напряжений впереди очистного забоя и повышения устойчивости выработок, расположенных в отрабатываемом массиве, являются уменьшение зависания пород кровли пластов в выработанном пространстве на призабойную и краевые части массива путем принудительного обрушения их буровзрывным и другими способами, отработка пластов с труднообрушающейся кровлей с полной закладкой выработанного пространства, увеличение несущей способности крепи в очистной выработке и повышение скорости подвигания очистного забоя.

Управление состоянием и процессами в породных массивах вокруг выработок, как вне зоны влияния очистных работ, так и в зоне воздействия напряжений, может производиться теми же способами, что и в подготовительных выработках, проводимых и поддерживаемых вне зоны влияния очистных работ (способами, описанными в п. 13.2).

Повышение сопротивления крепи, в особенности в зонах по-

вышенных напряжений, приводит к существенному снижению смещения и расслоения пород кровли и почвы выработок. Так, по данным инструментальных наблюдений на угольных шахтах при увеличении сопротивления крепи с 50 до 260 кН/м<sup>2</sup> смещения пород кровли и почвы выработок уменьшаются в 2,2–3 раза. В зависимости от сопротивления крепи изменяется и размер зоны впереди очистного забоя, где породы разрушаются.

С увеличением сопротивления крепи существенно снижаются деформация и разрушение пород вглубь массива от контура выработки.

### **13.3.2. Выработки, охраняемые целиками**

В зависимости от системы разработки полезных ископаемых, порядка подготовки и отработки выемочных столбов и блоков подготовительные выработки охраняются целиками с одной стороны или с обеих сторон от выработанного пространства. При этом на угольных шахтах применяют обычно следующие варианты проведения выработок на границе соседнего столба (с оставлением целика):

- выработку проводят после отработки соседнего столба;
- выработку проводят до отработки соседнего столба;
- выработку проводят позади очистного забоя соседнего столба;
- выработку проводят навстречу действующему очистному забою с оставлением целика между ней и встречной лавой по всей длине выемочного столба.

Основные способы управления механическими процессами в породных массивах вокруг подготовительных выработок, охраняемых целиками, заключаются в выборе оптимальных параметров целиков и снижении напряжений на них и на выработку при отработке как первого столба (блока) из смежных, так и второго.

В связи с тем, что увеличение размеров целиков связано с ростом потерь угля, руд в недрах земли и с другими отрицательными явлениями (горными ударами, внезапными выбросами, пожарами и др.), наиболее целесообразны способы, направленные на уменьшение напряжений на краевые части обрабатываемых столбов и целики.

Геомеханическая оценка вариантов проведения выработок, с оставлением целика угля между выработкой и выработанным пространством или столбом, обрабатываемым после ее проходки, показывает следующее.

При первом варианте проходки деформации и смещения пород кровли и почвы, а также боков выработки происходят под действием напряжений, обусловленных проходческими работами  $U_{пр}$ , остаточного опорного давления соседнего отработанного столба  $U_{ост}$  и опорного давления впереди очистного забоя отрабатываемого столба  $U_{оп}$ . Суммарная величина смещения пород  $U_{об}$  за срок службы выработки составит:

$$U_{об} = U_{пр} + U_{ост} + U_{оп}. \quad (13.3)$$

Величина остаточного горного давления  $U_{ост}$  в большей мере зависит от продолжительности разрыва между отработкой столба и проведением выработки в краевой части соседнего столба. При разрыве во времени, меньшей продолжительности сдвижения и обрушения пород кровли в выработанном пространстве и стабилизации опорного давления в краевой части отрабатываемого столба (см. рис. 8.2) смещения пород в выработке под воздействием опорного давления соседнего столба зачастую составляют (в зависимости от ширины целика) 50–70 % от всей величины смещений пород за срок ее службы.

Весьма неблагоприятным характеризуется вариант, при котором подготовительная выработка проводится навстречу забою очистной выработки в соседнем столбе. При недостаточной ширине целика (исключающей взаимное влияние выработок) в зоне встречи забоев происходит наложение напряжения подготовительной выработки на напряжение впереди очистной выработки, а позади забоя очистной выработки – наложение напряжения подготовительной выработки на боковое напряжение на целик, краевую часть массива. При этом особенно интенсивно проявляются деформации и разрушения пород на участке с 30–40 м впереди очистного забоя до 50–60 м за ним.

Наиболее благоприятный вариант, при котором выработка проводится после отработки соседнего столба и практически полной стабилизации напряжений в краевой части столба на границе с выработанным пространством. Ведение очистных и горноподготовительных работ в выемочных полях, столбах по этому варианту обеспечивает по сравнению с рассмотренными выше вариантами снижение смещения пород в выработках, охраняемых целиками угля, в 1,5–4 раза.

В связи со значительными недостатками способа охраны выработок целиками с углублением горных работ и обусловленным им ростом напряжений, большую научную и инженерно-техническую актуальность приобретает проблема разработки угольных, рудных и других месторождений полезных ископаемых без оставления целиков возле выработок или целиков небольших размеров в сочетании с другими эффективными способами и средствами, обеспечивающими нормальное их состояние и безопасное ведение подготовительных работ.

### **13.3.3. Повторно используемые выработки на границе с выработанным пространством**

Подготовительные выработки, сохраняемые на границе с выработанным пространством и используемые повторно для отработки соседнего столба, испытывают в основном повышенное напряжение в зоне активного сдвижения и обрушения пород позади очистного забоя в первом столбе и в зоне опорного давления впереди очистного забоя во втором соседнем столбе, т. е. в периоде 3 и 5 (рис. 8.4) их эксплуатации. Эту группу выработок составляют в основном выемочные штреки лав при разработке угольных пластов длинными столбами.

Механическими процессами в породах массивов вокруг повторно используемых выработок и их устойчивостью управляют преимущественно с помощью крепей, жестких ограждений с повышенной несущей способностью и торпедирования пород кровли пластов.

При проведении выработки крепят обычно рамной или анкерной крепью, которую, начиная с 8–10 м, впереди очистного забоя в первом столбе усиливают рамной крепью или прогонами. По мере подвигания очистного забоя непосредственно за призабойным пространством в выработках для их охраны со стороны выработанного пространства устраивают ограждающе-грузонесущие опоры из металлических стоек (органые ряды), железобетонных блоков, выкладывают костры из дерева или отрезков металлических профилей и др. Накоплен некоторый опыт охраны выемочных штреков жесткими полосами из твердеющих материалов на шахтах Донбасса и Германии. Ширина литых полос составляет в основном 1,0–1,5 м, в качестве материала для возведения полос применяют щебень, песок, природный ангидрит ( $\text{CaSO}_4$ ), цемент и другие материалы.

Полосы из твердеющих материалов применяют обычно в выработках по пологим и наклонным пластам, мощностью 1,1–1,5 м, кровля и почва которых представлены прочными устойчивыми породами.

На шахтах Кузбасса в повторно используемых штреках устанавливают со стороны выработанного пространства металлические стойки или деревянные стойки в виде органного ряда.

Для уменьшения зависания прочных, труднообрушающихся пород кровли пласта и снижения напряжений на выработку разработаны способы торпедирования кровли. Торпедирование пород кровли осуществляют обычно двумя вариантами: по первому варианту разупрочняют породы впереди забоя первой лавы по мере ее подвигания, по второму – за ней. При этом отсечные скважины чаще всего бурят со стороны выработанного пространства.

Длину скважин, расстояние между ними и величину зарядов ВВ определяют опытным путем, исходя из мощности, строения и прочности пород кровли, склонных к зависанию над краевой частью соседнего столба.

Способ торпедирования пород кровли в подготовительных выработках трудоемкий, имеет ряд технологических недостатков.

#### **13.3.4. Присечные выработки**

Эффективность проведения и устойчивость подготовительных выработок вприсечку к выработанному пространству в большой мере определяются изменением напряженно-деформированного состояния угля пласта и боковых пород в краевой части столба под действием отработанного столба. Наиболее существенные изменения напряжений и деформаций в краевой части столба, подготавливаемого к очистной выемке, происходят под действием бокового напряжения отработанного столба (рис. 6.5). Поэтому одним из основных способов управления механическими процессами в углепородных массивах вокруг присечных выработок является взаимосвязка во времени проведения присечной выработки и отработки соседнего столба из условия, чтобы продолжительность разрыва между ними составила не менее продолжительности затухания сдвига и обрушения пород кровли в выработанном пространстве и стабилизации напряжений в краевой части подготавливаемого столба. Выполнение этого условия обеспечивает снижение смеще-

ния кровли и почвы в выработках в 3–5 раз по сравнению с проведением их с отставанием от очистного забоя в соседнем столбе менее чем на 20–30 м.

В табл. 13.1 приведены параметры охраны присечных выработок в зависимости от обрушаемости пород кровли угольных пластов и глубины разработки, рекомендуемые ВНИМИ.

При залегании в кровле средне- и труднообрушающихся пород для уменьшения их зависания на краевую часть соседнего столба и напряжений на ней может применяться способ обрушения их буровзрывным методом по мере отработки первого столба.

В процессе отработки столба устойчивостью присечных выработок управляют обычно металлическими податливыми рамными, анкерными и комбинированными (анкерно-рамными) креплениями.

Таблица 13.1

Параметры охраны присечных выработок

Показатели		Кровля		
		легкообрушающаяся	среднеобрушающаяся	труднообрушающаяся
Требуемое отставание забоя проводимой выработки от движущегося очистного забоя при глубине ее расположения, м	< 300	90	120	180
	300–600	120	150	210
	> 600	150	180	250
Необходимый разрыв во времени между отработкой столба и проведением выработки (мес.) при глубине ее расположения, м	≤ 600	3	5	8
	> 600	4	6	10

### 13.3.5. Надрабатываемые и подрабатываемые выработки

Механические процессы, происходящие в породных массивах при их надработке и подработке, отличаются большой сложностью, что обусловлено влиянием множества различных горно-геологических, горнотехнических и технологических факторов. При разработке свиты сближенных пластов перераспределение напряжений и деформации пород происходят обычно в пределах довольно больших участков породных массивов. Так, надработка угольных пластов имеет радиусы действия, достигающие 120 м, подработка – 40–50 м и более.

Способы управления механическими процессами в надрабатываемых и подрабатываемых массивах заключаются главным образом в выборе порядка и очередности отработки сближенных пластов, взаимоувязке в пространстве и во времени очистных работ по соседним сближенным пластам, определении места расположения надрабатываемых и подрабатываемых подготовительных выработок относительно границ очистных выработок по надрабатываемому и подрабатываемому пластам и взаимном расположении забоев очистных и подготовительных выработок по соседним пластам.

Во всех случаях наиболее благоприятны геомеханические условия подготовительных выработок при проведении их после отработки надрабатываемого или подрабатываемого пласта в выработанном пространстве надрабатываемой или подрабатываемой очистной выработки, т. е. при проведении в ранее полностью надработанном или подработанном массиве. Продолжительность процесса сдвижения и обрушения пород кровли в надрабатываемых и подрабатываемых очистных выработках может быть принята по табл. 13.1. По данным инструментальных наблюдений на угольных шахтах смещение кровли и почвы в подготовительных выработках под воздействием надработки при проведении их после надработки массива в 4–8 раз меньше, чем при полной надработке их после проведения.

Следовательно, проведение выработок в надработанных (разгруженных) массивах является одним из наиболее эффективных способов снижения напряжений и повышения их устойчивости.

При подготовке новых горизонтов, выемочных полей и столбов не всегда возможны или целесообразны предварительная надработка массивов и проведение в них подготовительных выработок. Для решения вопросов охраны и крепления выработок, надрабатываемых после проведения, необходимо знать минимальную мощность междупластья, при которой надработка не вызывает опасных деформаций вмещающих пород и потери устойчивости выработок. Натурными наблюдениями на угольных шахтах установлены минимальные мощности междупластьев в зависимости от прочности пород при сжатии и глубины расположения выработок, при которых последующая полная надработка пластовых и полевых подготовительных выработок не вызывает опасных деформаций пород и применяемой в них крепи (рис. 13.3). При этих величинах междупла-

стьев и прочности пород не наблюдались опасные деформации металлической рамной, анкерной и сборной железобетонной крепей.

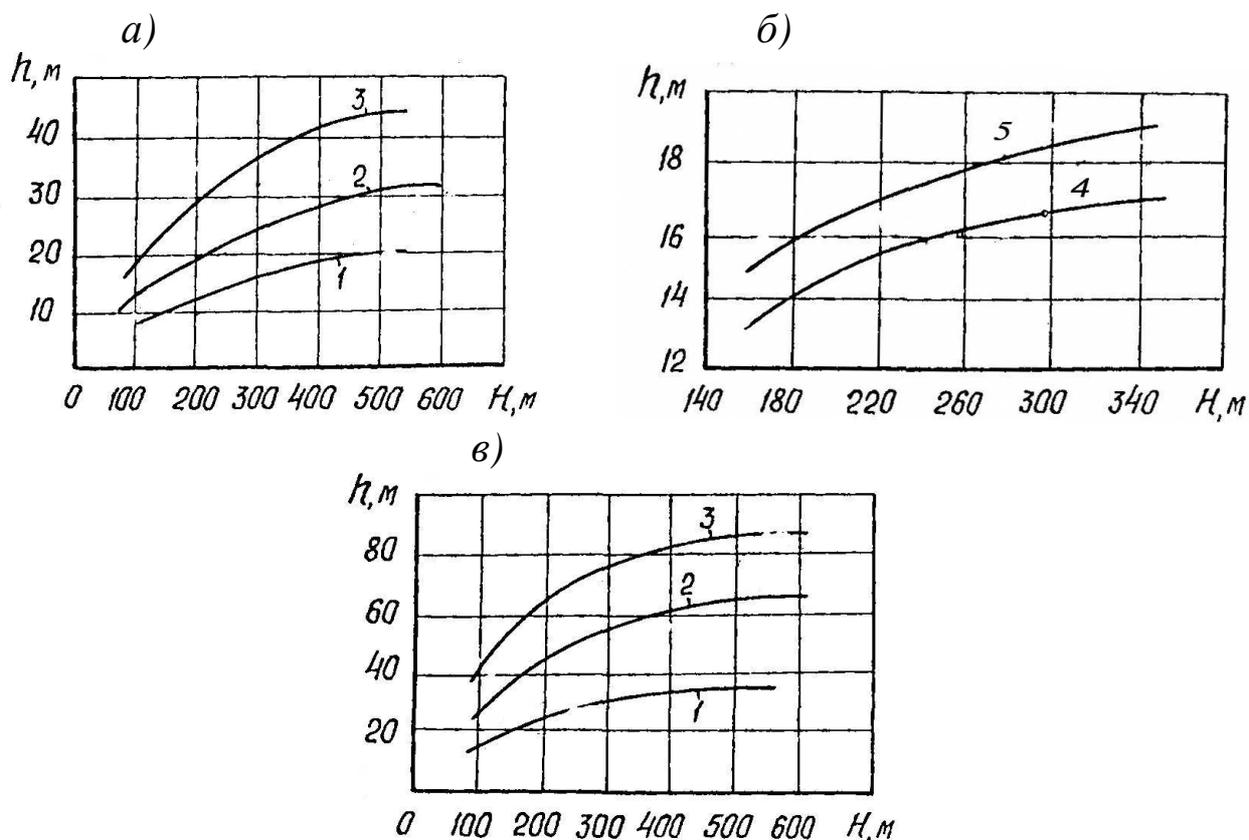


Рис. 13.3. Графики зависимости минимальной мощности междупластья  $h$  от глубины расположения  $H$  выработок по пологим и наклонным пластам (а), крутонаклонным и крутым пластам (б) и полевым (в), при которой последующая надработка их безопасна:

1 – прочность междупластья  $\sigma_{сж} = 70\text{--}90$  МПа; 2 –  $\sigma_{сж} = 50\text{--}65$  МПа; 3 –  $\sigma_{сж} = 30\text{--}40$  МПа; 4, 5 – для выработок соответственно на крутонаклонных и крутых пластах,  $\sigma_{сж} = 50\text{--}75$  МПа

Краевые части пласта (вообще полезного ископаемого) вблизи границ выработанного пространства, как показано в п. 7, нагружены опорным давлением со стороны кровли и действуют на породы почвы подобно своеобразным штампам. В результате в почве под краевой частью надрабатывающего пласта образуется зона повышенных напряжений. Глубина распространения опорного давления под краевой частью массива в основном в 1,4–2,0 раза больше, чем в полностью надработанном массиве. На пластах пологого и наклонного падения опорное давление на краевую часть пласта распространяется вглубь массива под выработанное пространство под углом 40–45° (считая от нормали к кромке пласта), крутонаклонных

и крутых пластах – под углом 20–25° в сторону падения пласта (рис. 6.1).

На рис. 13.4 приведены графики смещений пород кровли и почвы в полевом штреке площадью сечения 17 м<sup>2</sup> на глубине 500 м под влиянием надработки на участке, полностью надработанном после проведения, и под краевой частью массива.

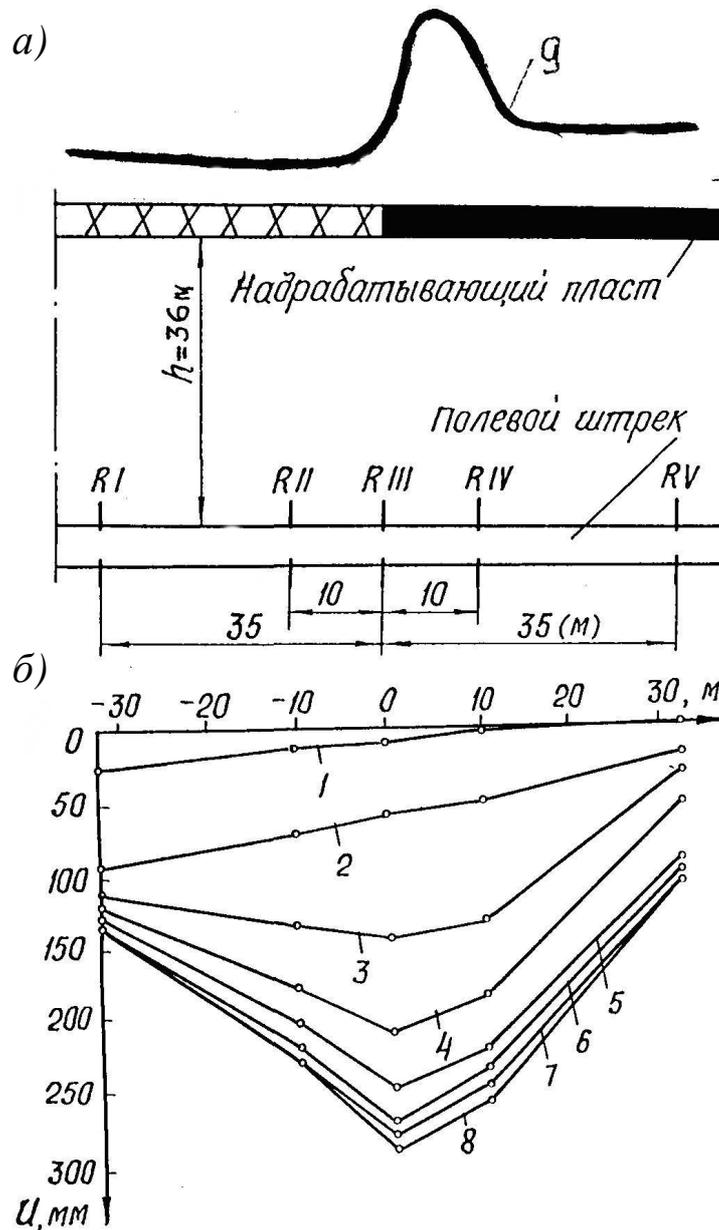


Рис. 13.4. Схема закладки контурных реперов (а) и графики смещений пород кровли и почвы (б) в полевом штреке на участке вблизи и под краевой частью подрабатывающего пласта на границе с выработанным пространством под влиянием надработки:

1 – на момент подхода лавы к реперной паре R I; 2 – на момент лавы к R III (отработка столба); 3, 4, 5, 6, 7, 8 – соответственно через 1, 2, 3, 4, 6, 8 и 13 мес. после отработки столба; 9 – кривая давления в кровле пласта

Аналогичны результаты распределения напряжений в окрестности выработки, расположенной под краевой частью и под выработанным пространством надрабатывающего пласта, полученные поляризационно-оптическим методом моделирования (рис. 13.5).

Данные рис. 13.4 и 13.5 показывают, что краевые части массива вблизи границ выработанного пространства являются концентраторами повышенных напряжений.

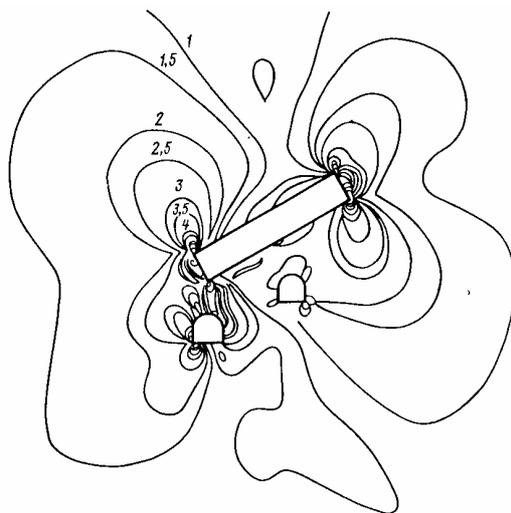


Рис. 13.5. Распределение изохром вокруг подготовительной выработки, расположенной под краевой частью массива и под выработанным пространством надрабатывающей очистной выработки:  
1; 1,5; 2; 2,5; 3... – порядок изохром

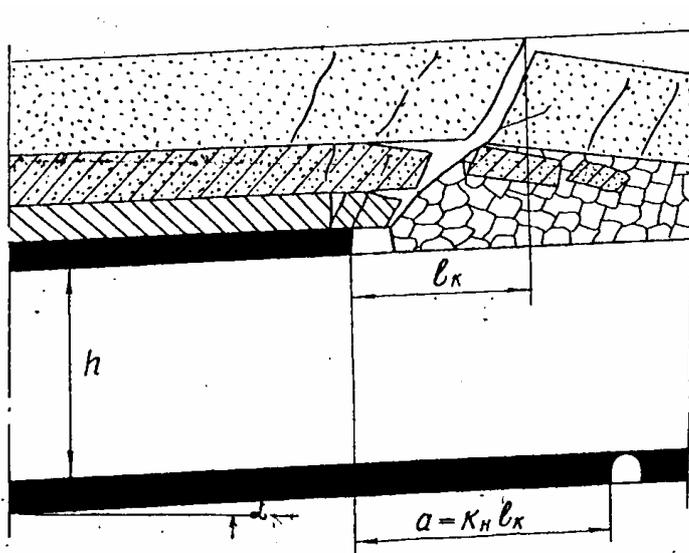


Рис. 13.6. Схема к определению расположения надрабатываемой подготовительной выработки относительно кромки надрабатывающего пласта на границе с выработанным пространством

Исходя из закономерностей распределения напряжений и формирования зон существенно различного напряженно-деформированного состояния в массивах пород при их надработке следует выбирать рациональные места расположения надрабатываемых подготовительных выработок, взаимное расположение очистных выработок по надрабатывающему и надрабатываемому пластам. Во всех случаях подготовительные выработки, проводимые как в ранее надработанном массиве, так и надрабатываемые после проведения, необходимо располагать за пределами зоны опорного давления под краевыми частями массивов на границе с выработанным пространством.

При одностороннем влиянии надрабатывающих очистных выработок надрабатываемые подготовительные выработки по угольным пластам рекомендуется располагать от кромки надрабатывающего пласта (под отработанную или отработываемую площадь после проведения выработки) на расстоянии  $a$  (рис. 13.6), определяемом из формулы

$$a \geq K_{\text{н}} l_{\text{к}}, \quad (13.4)$$

где  $l_{\text{к}}$  – длина консоли основной кровли, зависящей над краевой частью надрабатывающего пласта;  $K_{\text{н}}$  – коэффициент, учитывающий неравномерность длины консоли основной кровли и обрушения пород. По данным шахтных наблюдений  $K_{\text{н}} = 1,2-1,4$ .

Выработки, подвергаемые воздействию смежных столбов, отработываемых последовательно, не будут испытывать вредное влияние остаточного напряжения на краевую часть массива надрабатывающего пласта на границе с выработанным пространством первого столба и повторных активных сдвижений пород кровли в этой зоне при отработке второго столба, при расположении их на расстоянии  $a_1$  от кромки надрабатывающего столба:

$$a_1 \geq (1,3 - 2,2)a. \quad (13.5)$$

При залегании в кровле надрабатывающего пласта легкообрушающихся пород  $a_1 = (1,2 - 1,3)a$ , среднеобрушающихся –  $a_1 = (1,5 - 1,8)a$ , труднообрушающихся пород  $a_1 = (1,8 - 2,2)a$ . Эти зависимости получены для пологих и наклонных пластов, расстояние между которыми не превышает 30 м. При мощности междупластья более 30 м выработки, испытывающие двустороннее влияние

надработки, безопасно располагать на расстоянии  $a$ , определяемом из выражения (13.4).

Способы управления механическими процессами в породных массивах вокруг подготовительных выработок при их подработке базируются на закономерностях геомеханических процессов в подрабатываемых массивах, рассмотренных в гл. 7. Основные способы управления заключаются в проведении выработок по пластам в массивах после их подработки и стабилизации процесса сдвижения и обрушения пород кровли в выработанном пространстве подрабатывающего пласта; расположение выработок за пределами зоны опорного давления (зоны сжатия пород) и зоны наибольших изгибов пород, т. е. зоны неполной подработки пород (рис. 7.5 и 7.6); отработке подрабатывающих пластов без оставления целиков и креплении выработок податливыми крепями. Наибольшие изгибы подрабатываемых пород (пластов полезного ископаемого) происходят обычно на участке перехода от зоны сжатия I к зоне разгрузки II пород (рис. 7.5).

Наиболее благоприятны условия поддержания подработанных выработок при расположении их в полностью подработанных массивах на расстоянии более 60–70 м от кромки подрабатывающего пласта на границе с выработанным пространством.

#### **13.4. Способы управления пучением пород почвы подготовительных выработок**

Устойчивость почвы, как и всего контура выработки, в конечном итоге зависит от соотношения длительной прочности пород массива вокруг выработки и действующих в них напряжений. Породы почвы выработки устойчивы при выполнении условия

$$K\gamma H < R_m, \quad (13.6)$$

где  $\gamma$  – средний объемный вес пород над выработкой до земной поверхности;  $H$  – глубина расположения выработки;  $K$  – коэффициент концентрации напряжений в породах почвы;  $R_m$  – длительная прочность пород массива в почве выработки.

Следовательно, все способы и средства управления массивами пород почвы горных выработок должны сводиться к снижению напряжений во вмещающих породах и повышению прочности последних.

Для предотвращения пучения пород подготовительных выработок на угольных шахтах применяют различные способы. Основными из них являются:

- проведение выработок в ранее надработанных массивах и расположение их за пределами влияния зоны опорного давления под краевыми частями надрабатывающего пласта (пластов);

- разгрузка пород в боках и почве выработок путем устройства разгрузочных щелей, бурения скважин и взрывания камуфлетных зарядов;

- разупрочнение пород почвы с последующим упрочнением их вяжущими материалами;

- проведение выработок в краевых частях массивов после отработки соседних столбов и затухания в выработанном пространстве сдвижений и обрушений пород кровли, и стабилизации остаточного напряжения;

- выемка слабых маломощных слоев пород почвы пластов при проведении выработок;

- крепление выработок крепью с обратным сводом или кольцевой крепью.

Геомеханическая сущность перечисленных способов управления процессами пучения почвы в подготовительных выработках изложена в гл. 6, 7, 8 и пп. 13.2–13.3.

Основа способа разгрузки почвы подготовительных выработок взрыванием камуфлетных зарядов заключается в том, что вблизи контура выработки в почве пласта создаются искусственные зоны разрыхленной породы путем взрывания серии шпуров. При разрыхлении пород вблизи контура выработки максимальные напряжения перемещаются вглубь угольного массива или целиков за пределы зон разрушенных пород. Кроме того, разрыхленные породы играют роль амортизирующей подушки, принимающей на себя давление пород почвы.

Для образования зоны разрыхленных пород из горной выработки под разными углами к горизонту пробуривают шпуры. Длину шпуров и массу зарядов подбирают таким образом, чтобы разрушительное действие взрыва не повлияло на нормальное состояние выработки и крепи. В зависимости от мощности пучащих пород и глубины их сдвига при пучении шпуры бурят в один или два ряда под углами 15–30° и 45–60° к горизонту. Разгрузочные зоны в почве

выработок вблизи их контура создают шириной до 2 м, а под целиками угля – до 3 м.

По мере уплотнения разрыхленных пород эффект разгрузки почвы выработок уменьшается или практически полностью исчерпывается при приобретении ими первоначальной плотности.

Для предотвращения пучения разрушенных пород в выработку на почву укладываются лежни, на которые устанавливаются чаще всего гидравлические стойки. Разрушенные породы почвы в данном случае играют роль демпфера. Работы по взрыванию пород почвы производят одновременно с проведением выработки (при пучении их под воздействием проходческих работ) или перед попаданием выработки в зону влияния очистных работ.

Для предотвращения пучения пород почвы в выемочных штреках и других выработках в зоне влияния очистных работ, преимущественно в зоне опорного давления впереди забоя лавы, бурят шпурсы, длиной до 1,0–1,5 м, непосредственно в породы почвы и разупрочняют их камуфлетными взрывами зарядов ВВ.

Способ разгрузки пород почвы камуфлетными взрывами зарядов ВВ с последующим упрочнением их скрепляющими растворами (способ Г. Г. Литвинского) позволяет создать в почве породонесущую конструкцию в виде обратного свода, способного предотвратить пучение пород почвы подготовительных выработок.

Разгрузку пород в почве выработки осуществляют взрыванием в шпурах зарядов ВВ, рассчитанных на образование зоны интенсивной трещиноватости. Это позволяет снять повышенные напряжения и обеспечивает проникновение скрепляющего раствора в образованные трещины. В результате формируется упрочненная породная толща, предотвращающая пучение почвы выработки.

На рис. 13.7 приведена в качестве примера схема упрочнения пород почвы подготовительной выработки по описанному способу.

Основной областью целесообразного применения данного способа являются полевые штреки, квершлагги и другие выработки с существенно пучащими породами почвы с большим сроком службы.

Для предотвращения пучения пород почвы подготовительных выработок сравнительно небольшой мощности, не склонных к пластическим и вязкопластическим деформациям, ниже которых залегают прочные породы, могут быть использованы сталеполимерные и другие анкеры. Целесообразно, в основном, анкерование почвы

при мощности пучащих пород не более 1,4–1,6 м. Замки анкеров рекомендуется заглублять в породы, залегающие под пучащими породами на 0,5–0,6 м.

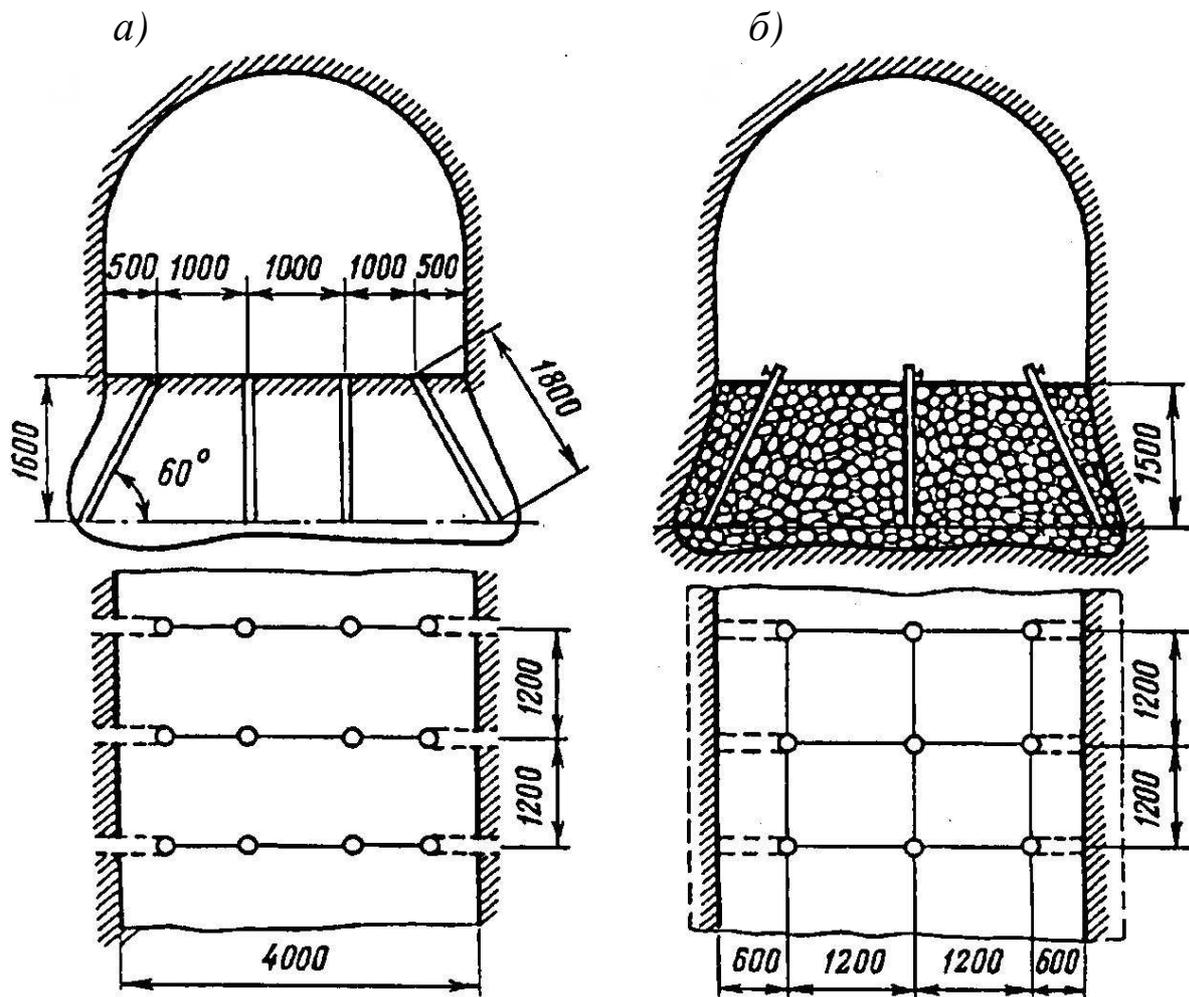


Рис. 13.7. Схема активной разгрузки пород почвы выработки (а) с последующим упрочнением пород (б)

Для обеспечения надежной и эффективной работы анкеров с породами почвы выработки как единой системы анкеры в ряду следует соединять между собой подхватами и вплотную затягивать почву. Установка анкеров без затяжки почвы приводит к выдавливанию пород между ними и к частичной или полной разгрузке анкеров.

## **14. УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ В ПОРОДНЫХ МАССИВАХ ПРИ ВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ОЧИСТНЫХ РАБОТ**

### **14.1. Общие сведения**

Управление механическими процессами при очистной выемке угля пластов и залежей руд заключается в управлении механическими процессами непосредственно в призабойном пространстве и во вмещающих породах в выработанном пространстве.

В зависимости от прочности и устойчивости пород кровли (и пород почвы при крутонаклонном и крутом залегании) полезных ископаемых и системы их разработки поддержание призабойного пространства производится за счет естественной устойчивости окружающих пород или устанавливаемой в нем крепи.

При разработке угольных пластов и рудных залежей наибольшее влияние на геомеханические процессы во вмещающих породах и проявление напряжений в призабойном пространстве оказывает способ управления породами кровли в выработанном пространстве.

Способы управления кровлей в выработанном пространстве разделяют на четыре группы: поддержание кровли за счет ее естественной устойчивости в обнажении и несущей способности, полное обрушение пород кровли в выработанном пространстве; частичное обрушение пород кровли в выработанном пространстве; искусственное поддержание кровли в выработанном пространстве. Все эти способы направлены на максимальное сохранение естественной несущей способности боковых пород в призабойном пространстве и снижение напряжений на забой и краевые части массива на границе с выработанным пространством, а также на прилегающие подготовительные выработки.

### **14.2. Управление кровлей пластов полным обрушением пород в выработанном пространстве**

Сущность способа управления кровлей полным обрушением заключается в периодическом обрушении пород кровли по мере подвигания очистного забоя за пределами призабойного пространства с целью уменьшения напряжений на забой и крепь призабойного пространства.

Полное обрушение производят путем удаления призабойной и

специальной крепи в той части призабойного пространства, где не требуется его поддержание для обеспечения нормальной работы людей и механизмов. Уменьшение поддерживаемого призабойного пространства и шага посадки (расстояния, через которое производится искусственное обрушение пород кровли) способствует значительному снижению давления на крепь и деформаций пород в забое.

С полным обрушением пород кровли в выработанном пространстве отрабатывается подавляющее большинство угольных пластов, а также часть солей и пластов других полезных ископаемых. Выемку угля из пологих пластов производят в основном механизированными комплексами с полным обрушением пород кровли в выработанном пространстве. Таким же способом отрабатывается и часть пластов солей. При легко- и среднеобрушающихся породах кровли обрушение их происходит произвольно в выработанном пространстве за механизированной крепью по мере ее подвигания.

Одним из наиболее эффективных средств управления труднообрушаемой кровлей угольных пластов в очистных забоях (преимущественно длинных) являются механизированные крепи с повышенным сопротивлением. Опыт применения механизированных комплексов с крепями повышенного сопротивления показал следующее: на 35 % уменьшается смещение кровли и резко улучшается ее состояние; в 2,9 раза уменьшается число блоков, на которые расчленяется кровля в призабойном пространстве; в 2,4 раза – зависание кровли за крепью; в 2,5–3,0 раза – вывалообразование кровли; от резкого динамического к умеренному и плавному изменяется режим нагружения и податливости крепи; в 3–5 раз снижается деформируемость узлов машин комплекса; повышаются безопасность и надежность забойного оборудования. Об этом свидетельствует, в частности, опыт отработки пологих пластов мощностью 1,8–3,5 м механизированными комплексами в Кузбассе с фактической нагрузкой на забой 3,0–3,5 млн. т угля в год.

Труднообрушаемые кровли угольных пластов представлены в основном породами с пределами прочности при сжатии 70–100 МПа мощностью от 5 до 45 м. Они могут быть в значительной мере приведены в состояние управляемых путем разупрочнения, подработкой, увлажнением, гидроторпедированием, передовым торпедированием, взрывогидродинамической обработкой и другими способами.

Подработка пластов может быть применена как региональный способ разупрочнения труднообрушаемых кровель на больших площадях шахтного поля при выдержанном их залегании. При этом должно выполняться условие, выраженное зависимостью (7.3), на пологих и наклонных пластах и условие (7.4) – на крутонаклонных и крутых пластах.

Для предотвращения зависания труднообрушаемой кровли в выработанном пространстве и исключения воздушных и динамических ударов на механизированный комплекс при одновременном обрушении зависших пород на большой площади разработан способ передового торпедирования пород кровли. Суть его состоит в том, что впереди движущегося очистного забоя в кровле бурят длинные скважины, в которых взрывают заряды взрывчатых веществ. В результате труднообрушаемые породы разрушаются на блоки, обрушение которых происходит сравнительно спокойно, не создавая динамических осадок. По физической сущности передовое торпедирование является способом искусственного разупрочнения пород и нарушения сплошности кровли. Способ применяется как для первичной посадки кровли, так и для разупрочнения пород при периодическом обрушении кровли.

Для каждого отрабатываемого столба схему расположения скважин и параметры способа следует принимать, исходя из конкретных условий: прочности и мощности пород кровли, мощности и угла падения пласта, строения пород кровли, длины очистного забоя и других влияющих факторов. Основные параметры способа:

- расстояние между скважинами разупрочнения (шаг торпедирования);
- длина скважины;
- угол между осью скважины и плоскостью пласта;
- угол разворота скважин относительно оси штрека
- масса заряда в скважине.

При длине лавы более 120 м применяют двусторонние схемы (скважины бурят из вентилиационного и конвейерного штрека). При длине лавы 120 м и менее применяют односторонние схемы (скважины бурят из одного штрека). В более прочных породах применяют двухъярусные схемы. Примеры двусторонних схем разупрочнения представлены на рис. 14.1 и 14.2.

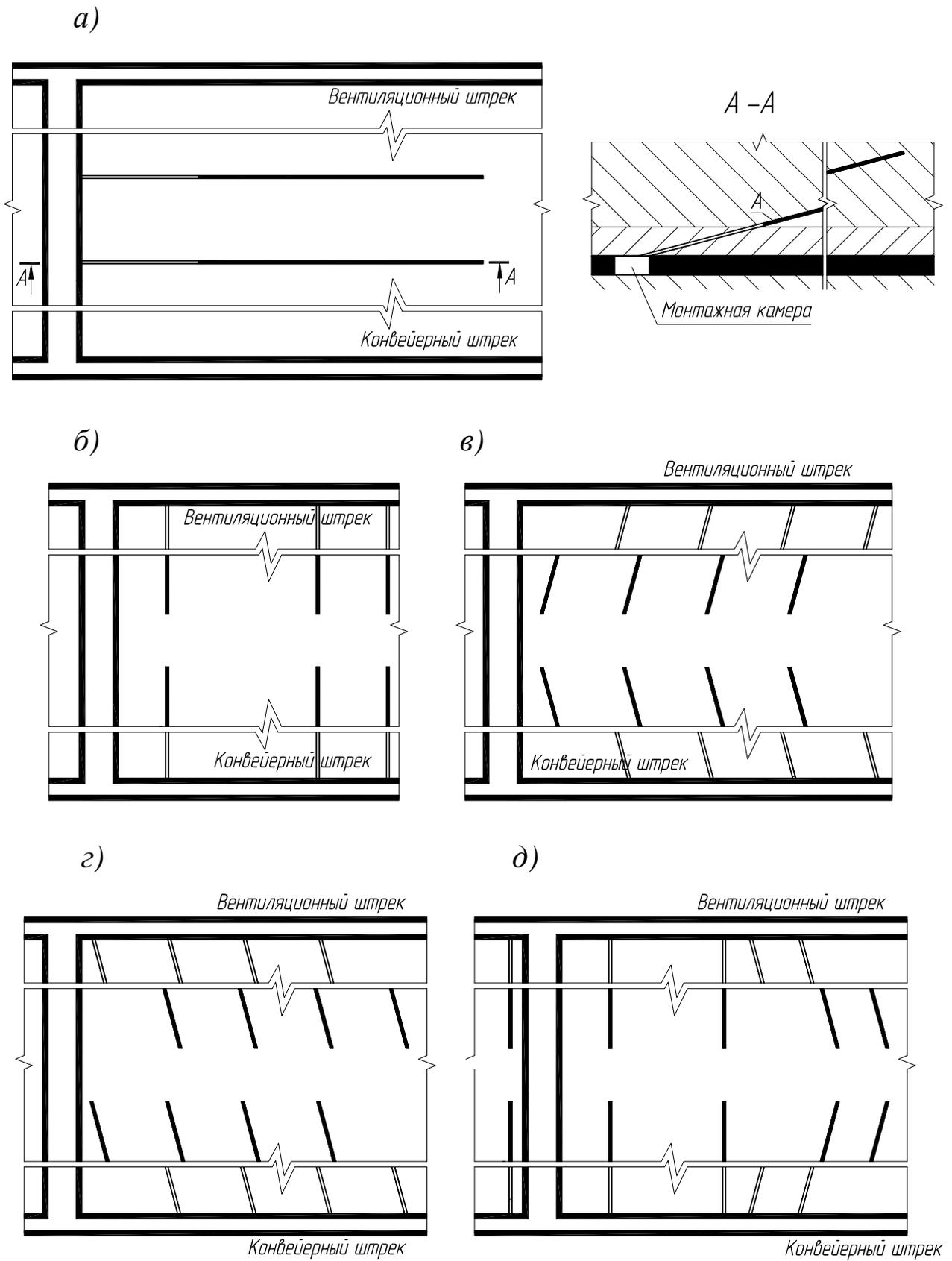
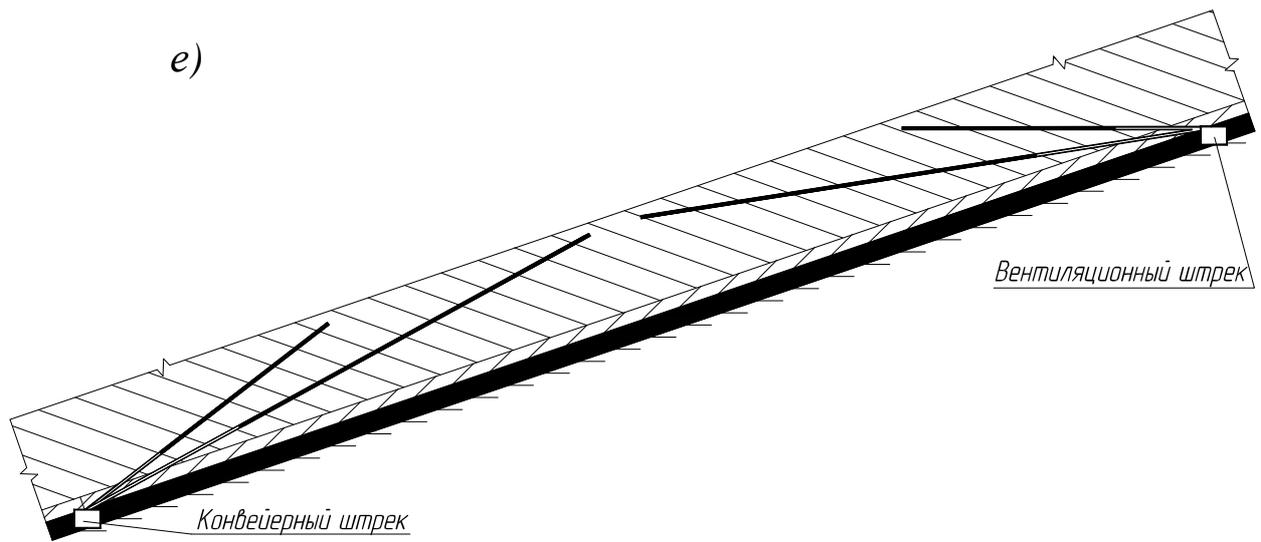
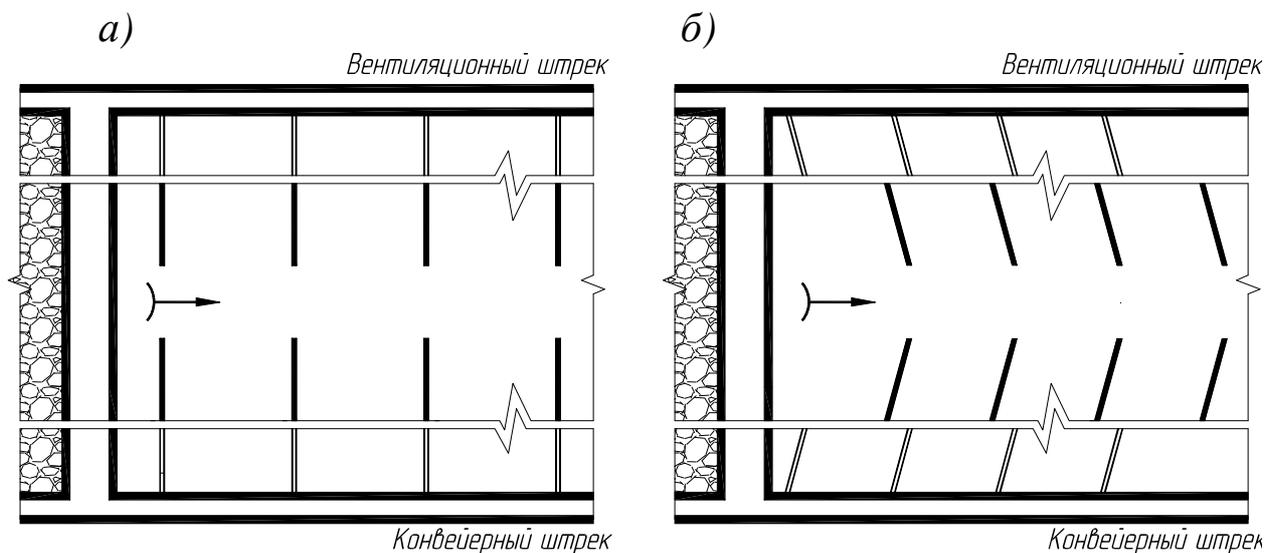


Рис. 14.1. Схемы разупрочнения основной кровли при первичной посадке



*Рис. 14.1. Продолжение*

*а – перпендикулярная схема; б – параллельная схема; в – наклонная схема с разворотом на забой; г – наклонная схема с параллельными встречными скважинами; д – комбинированная схема; е – расположение скважин при двухъярусной схеме (сечение вкrest простирания пласта)*



*Рис. 14.2. Схемы разупрочнения основной кровли при периодических обрушениях:  
а – параллельная схема; б – наклонная схема*

Управление труднообрушающимися кровлями осуществляют также увлажнением и гидроразрывом пород массива. Увлажнение пород приводит к существенному снижению их прочности, уменьшению шага обрушения труднообрушаемой кровли в 1,5–1,8 раза, а нагрузки на призабойную крепь – в 1,2–1,4 раза. Продолжительность и эффективность гидрообработки породных массивов в боль-

шей мере зависят от пористости и проницаемости пород, слагающих кровлю.

Выбор конкретного способа управления труднообрушаемой кровлей или группы способов, с наибольшей эффективностью обеспечивающих решение проблемы, – сложная техническая и экономическая задача. Условие правильности выбора – максимальная возможная эффективность (производительность) работы очистного забоя при максимальной безопасности труда.

### **14.3. Управление боковыми породами пластов частичной закладкой выработанного пространства**

Для поддержания непосредственной и основной кровель пластов в выработанном пространстве и уменьшения напряжений на очистной забой применяют ряд способов с частичной закладкой выработанного пространства.

При разработке угольных пластов, обычно мощностью не более 1,2–1,3 м, в выработанном пространстве по мере подвигания очистного забоя выкладывают бутовые полосы из породы, которые получают от подрывки кровли или почвы в бутовых штреках. В большинстве случаев подрывают породы кровли, так как при этом существенно снижается трудоемкость работ.

Бутовые полосы выкладывают на расстоянии одна от другой, равном устойчивому пролету пород кровли. Ширину бутовой полосы на пологих пластах принимают 4–6 м, но менее трех- – пятикратной мощности пласта. Отбойку породы в бутовых штреках производят буровзрывным способом. Для безопасности работ бутовые штреки закрепляют временной крепью на протяжении не менее 3 м от забоя и обеспечивают свободный выход в призабойное пространство лавы.

На крутых пластах при управлении боковыми породами частичной закладкой бутовые полосы могут располагаться по простиранию и по падению.

Способ управления боковыми породами частичной закладкой выработанного пространства бутовыми полосами очень трудоемкий, сравнительно высока опасность работ по подрывке пород и возведению бутовых полос.

Поэтому данный способ в последние годы почти не применяется. Его целесообразно применять лишь тогда, когда невозможно полное обрушение.

Разработаны способы управления боковыми породами пластов частичной закладкой выработанного пространства путем сооружения в нем опорных полос из твердеющих материалов. Однако из-за ряда технологических недостатков и высокой себестоимости они пока не получили промышленного применения.

#### **14.4. Управление боковыми породами пластов полной закладкой выработанного пространства**

Разработка пластов углей и других полезных ископаемых с полной закладкой выработанного пространства обеспечивает благоприятные условия управления механическими процессами во вмещающих породах. С полной закладкой выработанного пространства целесообразно отрабатывать угольные пласты, в особенности мощные и средней мощности, под застроенными территориями, промышленными зданиями и сооружениями, водными и другими объектами, а также пласты с труднообрушаемыми кровлями, склонные к горным ударам, внезапным выбросам и с другими сложными горно-геологическими условиями.

По данным инструментальных наблюдений при разработке мощных крутых пластов с гидравлической закладкой выработанного пространства протяженность зоны опорного давления впереди забоя в 1,4–1,6 раза меньше, чем при отработке их с полным обрушением пород кровли, коэффициент концентрации напряжений в призабойной части угольного массива ниже в 1,5–2,0 раза, а область существенного перераспределения напряжений в породах кровли и почвы в 3–4 раза. Значительно снижается напряжение на краевые части угольного массива на границе с заложённым выработанным пространством при отработке пластов с труднообрушаемыми породами кровли. Это обусловлено тем, что массив закладки является задней опорой пород кровли пласта, причем снижение компрессионных свойств закладочного материала способствует более равномерному распределению напряжений на призабойное пространство, массив закладки и непосредственно на забой.

Выемка угля с закладкой выработанного пространства эффективна и при разработке мощных наклонных и крутых пластов углей, склонных к самовозгоранию, особенно с увеличением глубины разработки.

Закладочным материалом служат пески, гранулированные шлаки, отходы обогатительных фабрик, породы отвалов, крупно-

стью до 50–60 мм при гидравлической закладке и крупностью до 60–80 мм при пневматической закладке. Лучшими закладочными материалами, обеспечивающими наименьшую усадку, являются пески, а также песчано-породная смесь с содержанием песка, соответствующего полному заполнению пор между кусками дробленой породы (практически 25–35 %).

#### **14.5. Управление механическими процессами при выемке руд**

Управление механическими процессами при выемке рудных тел состоит, как и при отработке пластов углей, других пластовых залежей, в управлении деформациями и состоянием массивов пород кровли и почвы в призабойном очистном пространстве и выработанном пространстве.

Призабойное пространство, в зависимости от системы разработки и устойчивости боковых пород в обнажениях, либо не крепят, либо закрепляют стоечной или анкерной крепью. Выработанное пространство поддерживается за счет естественной устойчивости боковых пород и искусственными способами, основные из которых: поддержание магазинированной рудой, закладка выработанного пространства сыпучими материалами, закладка твердеющая и применение крепи.

Управление естественной устойчивостью пород кровли в очистных выработках (преимущественно при камерно-столбовой и камерной системах разработки) обеспечивается путем обоснования и выбора устойчивого пролета выработки (п. 6.4.2) и междукамерного целика.

##### **14.5.1. Поддержание выработанного пространства магазинированной рудой**

Способ применяется для временного поддержания вмещающих пород при разработке крутых рудных тел. Руда в камерах (блоках) отбивается буровзрывным способом по восстанию сплошным или потолкоуступным забоем. Для создания призабойного пространства после отбойки производится частичный (30–40 % по объему) выпуск руды. Остальную часть отбитой руды оставляют в выработанном пространстве вплоть до выемки запасов камеры (рис. 14.2).

Она принимает на себя давление вышележащих пород и передает его на породный массив почвы выработанного пространства. Вследствие этого напряжение на призабойное пространство снижается, поддержание его упрощается и эффективность выемки руды повышается.

Способ применяется главным образом при отработке устойчивых руд в устойчивых вмещающих породах, которые не склонны, при относительно длительном хранении в выработанном пространстве, к слеживанию, окислению и самовозгоранию.

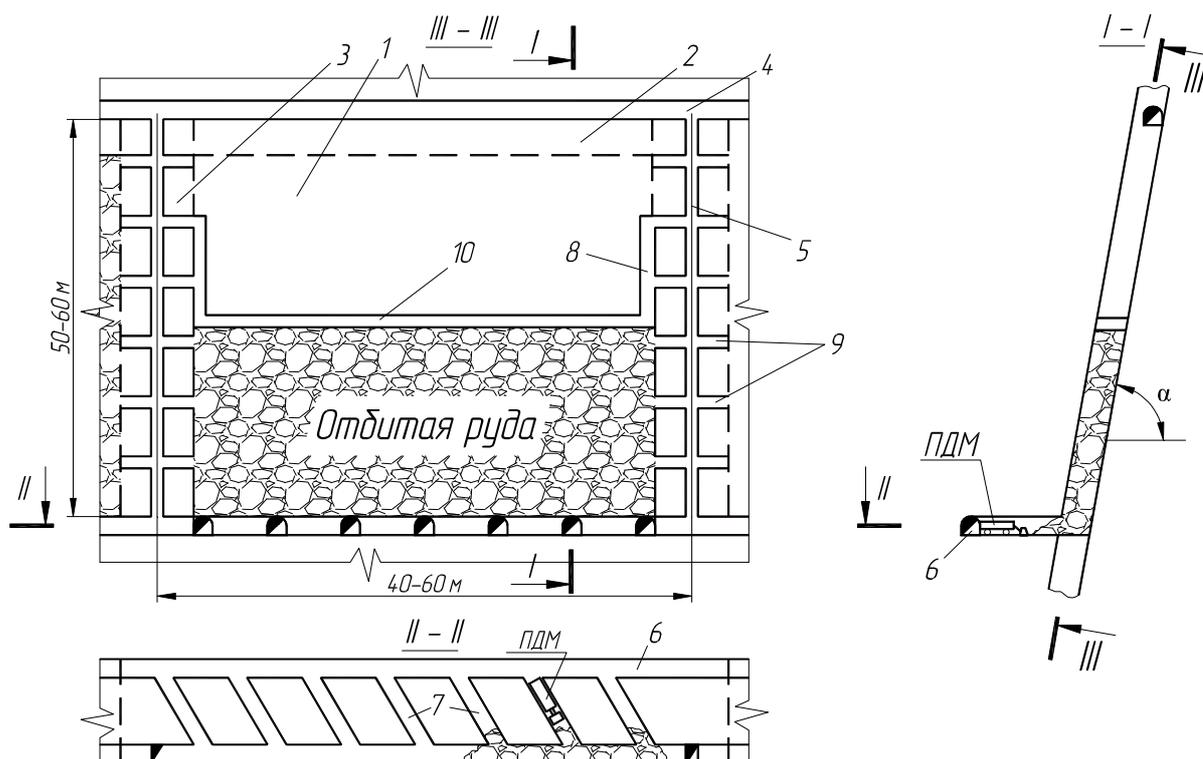


Рис. 14.3. Система разработки с магазинированием руды:

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

После окончательного выпуска отбитой руды камеры остаются пустыми или частично заполненными обрушенными породами. Для предотвращения внезапного обрушения налегающих пород в оставшиеся пустоты необходимо перепускать породы сверху или заполнять закладочным материалом.

### 14.5.2. Закладка выработанного пространства

Поддержание выработанного пространства закладочным мате-

риалом производят наиболее часто при разработке ценных руд в сложных горно-геологических условиях. Разработка рудных тел с закладкой выработанного пространства обеспечивает снижение проявления повышенных напряжений в призабойном пространстве и прилегающих к нему выемочных выработках, уменьшение потерь и разубоживания руды и повышение безопасности работ.

Закладку выработанного пространства осуществляют в основном дроблеными горными породами, реже для этой цели используют шлаки металлургических заводов и хвосты обогатительных фабрик.

При разработке рудных тел с закладкой выработанного пространства применяют, как и при разработке угольных пластов с закладкой, самотечный, пневматический, гидравлический и механический способы закладки. Способ закладки выработанного пространства при разработке конкретного месторождения (рудного тела) следует принимать исходя из допустимых деформаций подрабатываемого массива пород. Наименьшая усадка закладочного материала и, следовательно, деформация подработанных породных массивов происходят обычно при гидравлической закладке, наибольшая – при самотечной.

Для уменьшения усадки и повышения прочности закладочного материала в него, после размещения в выработанном пространстве, нагнетают вяжущие растворы. Закладочный материал должен обладать хорошей проницаемостью для обеспечения его равномерного и надежного упрочнения.

Для инъекции применяют цементные или химические растворы, способные проникать в закладочный материал на значительные расстояния от места инъекции.

Данный способ закладки выработанного пространства обеспечивает по сравнению с закладкой без упрочнения материала существенное уменьшение деформаций и смещений вмещающих пород.

### **14.5.3. Закладка выработанного пространства твердеющими материалами**

Наиболее благоприятны геомеханические условия при выемке руд (других полезных ископаемых) с закладкой выработанного пространства твердеющими материалами. Монолитная искусственная закладка (бетонная), обладая низкой податливостью и высокой прочностью, снижает опускание пород кровли и опасность динами-

ческих проявлений горного давления.

Твердеющая закладка применяется для создания искусственных массивов (полная закладка), искусственных целиков (столбов), ограждающих подпорных стенок и др.

При отработке рудных месторождений камерно-столбовой и камерной системами без закладки вся нагрузка от подработанных пород воспринимается междукамерными целиками и прилегающим к выработанному пространству рудным и породным массивом. Последующее заполнение камер твердеющим закладочным материалом существенно изменяет первоначальное распределение напряжений. Затвердевшая бетонная закладка воспринимает часть напряжений, обеспечив тем самым существенную разгрузку целиков и прилегающих к ним обрабатываемых руд и вмещающих пород (рис. 14.4).

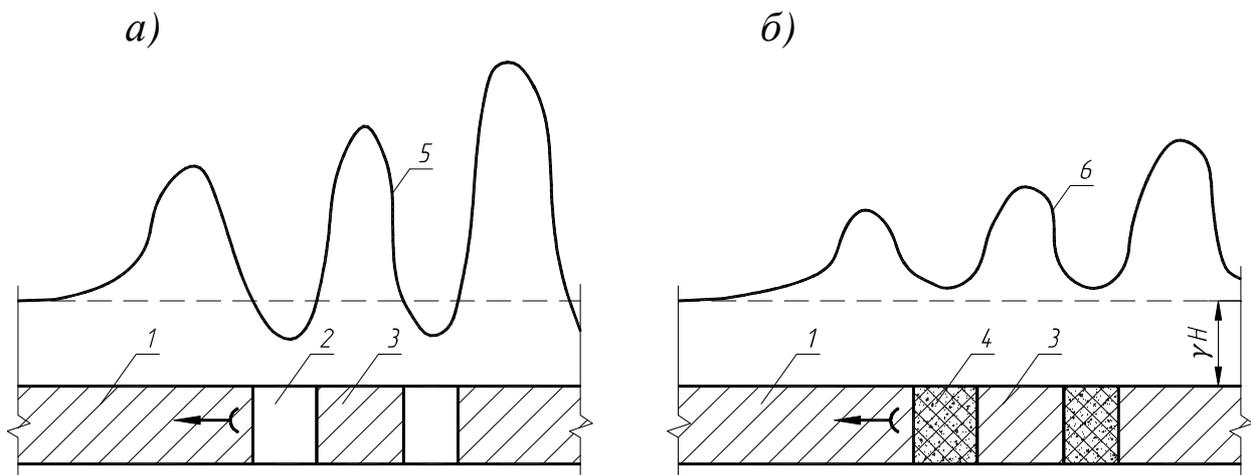


Рис. 14.4. Схема распределения напряжений на рудный массив, камеры, междукамерные целики и закладочный массив при отработке руды без закладки выработанного пространства (а) и с закладкой твердеющим материалом (б):

1 – рудный массив; 2 – камеры; 3 – междукамерные целики; 4 – закладочный массив; 5, 6 – эпюры напряжений

Величина напряжений на закладочный массив (бетонную закладку) зависит от ряда факторов, основными из них являются пролет подработки, прочность и жесткость закладки; прочность руды и вмещающих пород и глубина разработки. При жестких закладочных смесях, когда коэффициент компрессии небольшой и затвердевший материал надежно подпирает кровлю, напряжение на краевые зоны рудного массива и на междукамерные целики нарастает медленнее и величина его значительно меньше, чем при податливых смесях.

На практике коэффициенты компрессии бетонной закладки изменяются в пределах от 2 до 10 %. Коэффициент концентрации напряжений в средней части закладочного массива достигает максимального значения при  $L \geq H$  (где  $L$  – пролет подработки;  $H$  – глубина работ). По данным исследований на моделях наибольшие значения вертикальных напряжений  $\sigma_z$  на закладочный массив:

$$\sigma_z = (1-1,5)\gamma H . \quad (14.1)$$

Установлено, что твердеющие закладочные смеси существенно упрочняют целики и повышают их несущую способность.

Повышение несущей способности целиков при плотном заполнении выработанного пространства смежных камер в значительной мере обусловлено также тем, что они воспринимают нагрузки, находясь практически в объемном напряженном состоянии.

Профессор Н. З. Галаев предложил степень упрочнения рудного целика после закладки смежных камер характеризовать коэффициентом упрочнения  $K_y$ , учитывающим соотношение упругих показателей руды и закладочного материала:

$$K_y = \frac{(v + 2aE_3/E_p)(v + 2a)}{v[v + 2a(1+V_3)/(1+V_p)]} \cdot \frac{(1-V_p) - 0,6}{\{ [v - (1-V_p) + 2a(1-V_3)] / (v + 2a) \} - 0,6}, \quad (14.2)$$

где  $v$ ,  $a$  – соответственно ширина целика и заложеной камеры;  $E_3$ ,  $E_p$ ,  $V_3$ ,  $V_p$  – соответственно модули упругости и коэффициенты Пуассона закладочного материала (затвердевшего бетона) и руды.

Значение  $K_y$  при применяемых в настоящее время закладочных смесях изменяется в пределах от 1,2 до 2,0.

## 15. УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

### 15.1. Основные способы управления устойчивостью открытых горных выработок

Механическими процессами в породных массивах вокруг открытых подготовительных и очистных выработок разрабатываемых месторождений полезных ископаемых управляют различными технологическими и техническими способами. Основные из них следующие:

- обоснование и выбор параметров (углов откосов, высоты и др.) бортов и уступов, обеспечивающих их устойчивость на протяжении всего срока эксплуатации;

- расположение внешних вскрывающих выработок в прочных, устойчивых горных породах;

- выбор направления и скорости подвигания фронта горных работ в карьерном поле, исходя из структурно-текстурных особенностей строения вмещающих пород и полезного ископаемого;

- выбор способа и технологии взрывных и очистных работ и типов выемочного и транспортного оборудования, исключающих нарушение устойчивости бортов и уступов;

- обоснование и выбор последовательности отработки карьерного поля с учетом сложности его строения, степени ослабленности пород массива трещинами, другими макродефектами и исходя из устойчивости откосов;

- укрепление откосов;

- осушение обводненных массивов горных пород (полезных ископаемых), защита карьеров от подземных и поверхностных вод.

Устойчивость нерабочих (стационарных) и рабочих бортов и уступов карьеров на протяжении всего времени их функционирования обеспечивается при выполнении условий:

$$\alpha_{\text{ф}} < \alpha_{\text{пр}}; \quad (15.1)$$

$$H_{\text{ф}} < H_{\text{пр}}, \quad (15.2)$$

где  $\alpha_{\text{ф}}$  и  $\alpha_{\text{пр}}$  – угол откоса борта (уступа) соответственно фактический и предельный;  $H_{\text{ф}}$  и  $H_{\text{пр}}$  – высота борта (уступа) соответственно фактическая и предельная.

Рабочие борта и уступы стабильно устойчивы, когда фактический коэффициент их устойчивости  $n_{\phi}$  больше предельного коэффициента  $n_{пр}$ , т. е. при  $n_{\phi} > n_{пр}$ . Коэффициент  $n$  определяют обычно из выражения (9.2) или (9.3) в зависимости от поверхности скольжения пород (полезного ископаемого).

Параметры бортов и уступов в карьерах рассчитывают в основном по действующим методическим указаниям. При этом надежность расчетных параметров зависит главным образом от полноты и надежности данных об инженерно-геологических и гидрогеологических условиях разрабатываемых полезных ископаемых и вмещающих массивов горных пород.

Получение достоверной информации об инженерно-геологических условиях и тектонической нарушенности массива – самая сложная задача, решаемая при оценке геомеханических процессов и устойчивости откосов. Для оценки устойчивости откосов инженерными методами используют механические характеристики массива, которые определяют обычно на образцах в лаборатории и непосредственно в натуральных условиях. Исходя из состояния и механических свойств пород массивов вначале необходимо установить положение в них поверхностей, по которым откосы разрушаются в случае потери ими устойчивости.

Поверхности разрушения (скольжения) могут быть трех типов:

- естественного происхождения поверхности ослабления массива, обусловленные геологическим строением массивов, структурой, текстурой и нарушенностью пород;
- поверхности, образующиеся в процессе разрушения массива;
- комбинированные, образующиеся в результате частичного сдвига призмы обрушения по естественной и вновь образованной поверхностям.

При разработке вскрышных пород без применения буровзрывных работ высоту рабочего уступа целесообразно принимать равной высоте черпания экскаватора. В отличие от нерабочих бортов рабочее борта следует рассчитывать в динамике. Если призму возможного обрушения в нерабочем борту можно рассматривать как геометрическое тело, ограниченное фиксированной поверхностью скольжения, то в рабочем борту призма возможного обрушения в процессе разработки постоянно смещается вглубь массива.

Расчет устойчивости рабочего борта в динамике, т. е. по со-

стоянию на каждый характерный момент разработки, позволяет проанализировать все возможные ситуации, выявить участки, опасные по возникновению деформаций, и предусмотреть профилактические меры по их предупреждению. Для этого необходимо иметь полную информацию о геологическом строении массива, гипсометрии пластов, структуре и текстуре массива и физико-механических свойствах пород.

Существенное повышение устойчивости рабочего борта (уступа) обеспечивается при направлении подвигания очистного забоя по падению слоев, трещин и других значительных поверхностей ослабления в породных массивах и полезном ископаемом. Во всех случаях необходимо стремиться вести горные работы таким образом, чтобы угол встречи поверхностей ослабления пород массива с бортом (уступом) был максимальным. При угле их встречи, близком или равном нулю, высока опасность деформаций и обрушений пород бортов.

На месторождениях с горизонтальным залеганием слоев пород направление разработки не влияет на устойчивость откосов. Переменными параметрами являются высота и угол наклона борта (уступа). Высоту уступа целесообразно регулировать при использовании экскаваторов с верхним черпанием, а угол откоса – при использовании экскаваторов с нижним черпанием.

В связи с большим сроком эксплуатации капитальных траншей карьеров их следует (по возможности) располагать в прочных породах, а углы откоса боков обосновать с учетом длительной прочности вмещающих пород.

Значительное влияние на механические процессы в породных массивах, разрабатываемых открытым способом, и на устойчивость бортов и уступов оказывают буровзрывные работы. Взрывы скважинных зарядов вызывают за пределами взрываемого блока деформации поверхности уступов и пород массива. Упругие колебания при взрывах зарядов являются существенной дополнительной нагрузкой на породы массива. Под их воздействием уступы, находящиеся в равновесном состоянии, близком к предельному, могут опасно деформироваться и потерять устойчивость даже на больших расстояниях от места ведения взрывных работ.

Снижение влияния вредного действия взрывов на породные массивы может достигаться: ограничением массы одновременно

взрываемых зарядов; применением контурного взрывания наклонных скважин и короткозамедленного взрывания; созданием на пути распространения сейсмических волн экранизирующих поверхностей, предварительной заоткоской уступов и их укреплением или упрочнением.

Средства экранирования (искусственные щели, амортизирующие слои и др.) поглощают часть энергии взрыва или препятствуют распространению волн напряжений и сейсмических волн в контурный массив.

## **15.2. Укрепление откосов**

### **15.2.1. Общие сведения**

Укрепление откосов карьеров при разработке месторождений со сложными горно-геологическими условиями на больших глубинах, а также в условиях, когда разнос борта практически осуществить трудно или невозможно, является эффективным способом управления деформационными процессами в породах приоткосных зон и повышения их устойчивости.

В глубоких карьерах укрепление откосов осуществляют в основном с целью поддержания транспортной связи между отдельными участками нерабочего борта карьера и увеличения общего угла наклона борта. В результате значительно сокращается объем вскрышных пород в конечных контурах карьерного поля. При длительном стоянии нерабочих уступов в предельном положении возможны локальные обрушения берм, так как борта карьера обычно пересекают различно ориентированные нарушения и места с различной прочностью пород и полезного ископаемого.

Необходимость укрепления локальных участков бортов карьера может быть связана с аномалией в залегании слоев, ослаблением массива крупными разломами, интенсивным выветриванием пород и др. Накопленный практический опыт и технико-экономические расчеты показывают высокую эффективность укрепления бортов в сравнении с их выполаживанием.

На карьерах, в строительстве тоннелей различного назначения (метрополитенов, автодорожных и др.) открытым способом и на других объектах применяют различные способы укрепления откосов.

### 15.2.2. Классификация способов укрепления откосов

По принципу воздействия на укрепляемый массив способы укрепления откосов на карьерах (в специальном и гидротехническом строительстве) делят на четыре основные группы (табл. 15.1):

- основанные на механическом удержании пород (механические);
- направленные на повышение прочности и устойчивости пород (упрочнение пород);
- обеспечивающие изоляцию пород поверхности откоса от воздействия внешних факторов (изоляция пород);
- комбинированные.

Таблица 15.1

Способы укрепления откосов

Группы способов	Основные способы групп
1. Механическое укрепление пород	Анкеры клинораспорные, сталеполимерные, канатные, железобетонные и др. Железобетонные сваи с цементацией пород вокруг сваи Сваи большого диаметра Железобетонные шпоны Железобетонные плиты Железобетонные стенки Контрфорсы
2. Упрочнение пород	Цементация Смолизация Силикация и электросиликация Термическая обработка Уплотнение энергией взрыва и др.
3. Изоляция пород	Набрызгбетон Покрытие металлической сеткой, другими материалами Смолизация и др.
4. Комбинированные (сочетание способов групп один и три)	

### 15.2.3. Механические способы укрепления откосов

Сущность укрепления откосов механическими способами основана на перераспределении напряжений в породах массива при откосной зоны. Воспринимая давление призмы обрушения, укреплен-

тельные конструкции и сооружения передают это давление устойчивой части массива, находящейся за пределами зоны опасных деформаций и обрушений пород. Необходимым условием применения механических способов укрепления откосов является наличие прочного, устойчивого массива за поверхностью или зоной обрушения (скольжения) или же в основании откоса.

В качестве средств механического укрепления откосов применяют одиночные конструкции (анкеры, тросовые тяжи, сваи, шпон и др.) и сплошные сооружения (подпорные и защитные стенки, контрфорсы). Первые применяют преимущественно для укрепления откосов скальных и полускальных пород, вторые – для предупреждения оползней и укрепления глинистых пород и фильтрующих откосов.

На рис. 15.1 приведены схемы наиболее широко применяемых механических способов укрепления карьерных откосов.

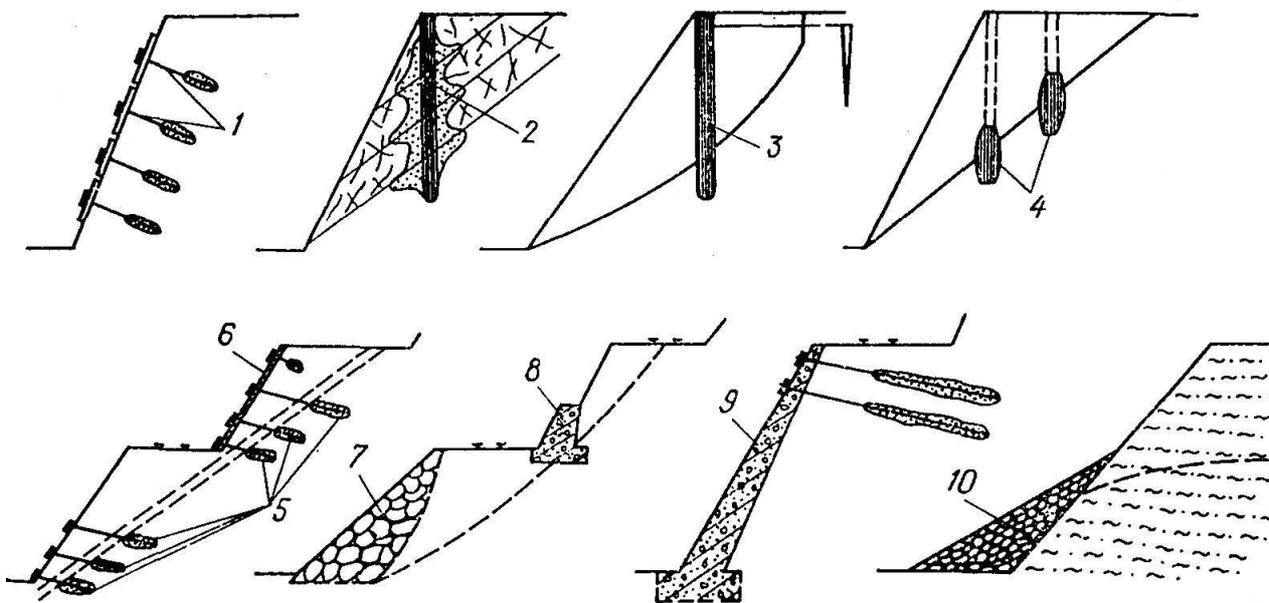


Рис. 15.1. Способы укрепления карьерных уступов:

1 – анкерами; 2 – железобетонными сваями с цементацией пород вокруг сваи; 3 – сваями большого диаметра, работающими на изгиб; 4 – железобетонными шпонами; 5 – анкерными тяжами; 6 – железобетонными плитами; 7 – контрфорсом; 8 – подпорной гравитационной стенкой; 9 – подпорно-защитной заанкерванной стенкой; 10 – пригрузкой из фильтрующего материала

Анкеры целесообразно применять для укрепления откосов маловыветренных твердых горных пород крупнообломочного, слоистого и сланцеватого строения (рис. 15.1, 1). Необходимую длину стержней определяют мощностью ослабленной зоны, требующей

укрепления, и ограничиваются технологическими возможностями их установки. Максимальная длина анкеров, рекомендуемая к применению в карьерах, составляет 4–5 м. Высокой прочностью закрепления обладают сталеполимерные анкеры, анкеры, замковая часть которых замоноличена цементно-песчаным раствором.

Достоинствами способа укрепления откосов анкерами являются простота установки анкеров, высокая надежность и эффективность их в работе, низкая себестоимость, широкий диапазон условий, в которых они применимы.

Железобетонные сваи – наиболее перспективный вид крепи неустойчивых уступов, подсеченных поверхностями ослабления, подающими в сторону выработки под углами 25–50° (рис. 15.1, 2, 3).

Основными достоинствами свайной крепи являются высокая несущая способность свай; простота возведения свай; полная механизация работ; возможность укрепления участков значительной протяженности и большой мощности с глубоким залеганием поверхностей скольжения.

Для укрепления уступов необходимо, чтобы свая была установлена ниже ослабленной зоны на глубину, обеспечивающую ее устойчивость. Применяют сваи круглой, квадратной, прямоугольной и трубчатой форм диаметром от 0,2 до 1 м с жесткой и гибкой арматурой. В зависимости от характера деформирования откоса, прогнозируемого давления пород, склонных к обрушению, и прочности свай последние устанавливают в один или несколько рядов.

По характеру в деформирующемся массиве различают сваи, работающие на деформации среза и изгиба. Сваи, работающие на срез, имеют обычно сплошное поперечное сечение, на изгиб – трубчатое сечение.

*Подпорные стенки* относятся к сплошным сооружениям. Они создают единый фронт сопротивления сдвигающимся горным породам, поэтому их применяют для стабилизации оползней глинистых пород.

Подпорные стенки могут оказать сопротивление оползню только в том случае, если ширина их больше фронта распространения оползня, а высота достаточна, чтобы предотвратить обрушение пород через стену; основание (фундамент) стены должно находиться вне зоны действия оползня, в горных породах, обладающих достаточным сопротивлением сдвига. Для удовлетворения этого требо-

вания подпорные стены сооружают на прочном скальном или полускальном основании (рис. 15.2, а) или на свайных фундаментах (рис. 15.2, б). Во избежание скопления воды за подпорной стеной и тем самым создания дополнительных напоров необходимо в подпорных стенах устанавливать на определенном расстоянии дренажные трубы.

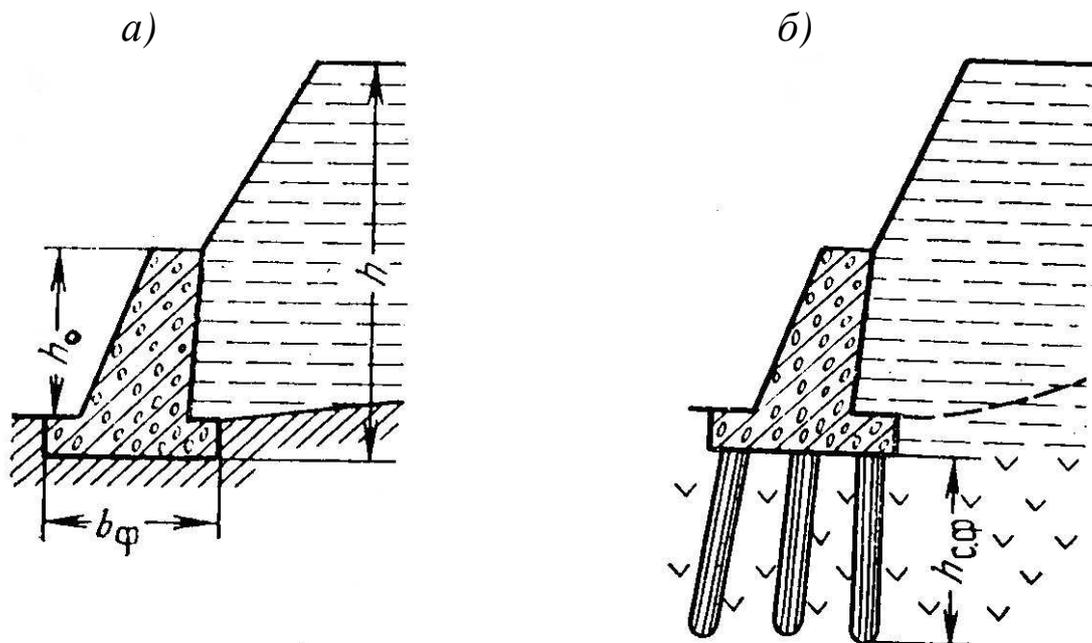


Рис. 15.2. Схема подпорной стенки на скальном основании (а) и свайном фундаменте (б):

$h$ ,  $h_0$  – высота уступа и стенки соответственно;  $b_ф$  – ширина фундамента;  $h_{с.ф.}$  – глубина свай фундамента

Подпорно-защитные стенки сооружают для предотвращения вывалов, обрушений небольшого объема и осыпей в откосах, сложенных интенсивно выветривающимися породами (рис. 15.1, 9). Их устойчивость обеспечивают заделкой фундамента в основание укрепляемого уступа и анкерровкой верхней части стенки.

Тонкие подвесные стенки толщиной 0,05–0,1 м сооружают для предотвращения образования осыпей. Фундаментов они не имеют. Металлическую сетку навешивают на анкеры длиной 1,5–2,5 м.

Вариантом подвесной стенки является затяжка поверхности откоса сборными железобетонными плитами.

Контрфорсы (контрфорс – французское слово – противодействующая сила) применяют для укрепления откосов уступов нерабочих бортов, капитальных траншей и отвалов рыхлых пород. Их отсыпают из разрушенных скальных и полускальных горных пород

(рис. 15.1, 7). Они являются подпорной силой, препятствующей обрушению (сползанию) пород откосов. По существу они выполняют те же функции, что и подпорные стены, но, в отличие от последних, они менее трудоемки и значительно дешевле, в особенности там, где вскрышные породы скальные.

Размеры контрфорса должны обеспечить породам откоса дополнительное удерживающее усилие. Обрушение пород откоса не произойдет при выполнении условия

$$F_{от} \leq F_k f_T, \quad (15.3)$$

где  $F_{от}$  – давление пород призмы возможного обрушения;  $F_k$  – общее сопротивление контрфорса сдвигу (противодействующая сила);  $f_T$  – коэффициент трения контрфорса по основанию.

Сила  $F_k$  может быть определена по формулам

$$F_k = mg; \quad (15.4)$$

$$F_k = V\gamma, \quad (15.5)$$

где  $m$  – масса контрфорса;  $g$  – ускорение силы тяжести;  $V$  – объем контрфорса;  $\gamma$  – объемный вес пород контрфорса.

Данному способу управления устойчивостью откосов присущи и некоторые недостатки: большая собственная масса и большие площади, требующие значительной ширины берм, на которые отсыпают контрфорсы. Для сохранения ширины берм производят частичную выемку рыхлых пород и замену их скальными.

Обычно контрфорсы не имеют фундаментов, но их отсыпают на специально подготовленное основание с повышенным сопротивлением сдвигу.

Для предотвращения фильтрационных деформаций уступов поверхность откосов уступов пригружают фильтрующим материалом (рис. 15.1, 10) – гравием, щебнем, скальными породами вскрыши. Этот способ предохраняет поверхность откоса от размыва сточными водами и препятствует развитию фильтрационных деформаций откоса.

#### 15.2.4. Упрочнение пород

Из способов упрочнения породных массивов наиболее широко

применяют *цементацию*. Основную область ее эффективного применения составляют трещиноватые осадочные, магматические и метаморфические породы.

В зависимости от размеров укрепляемых участков бортов карьеров, цементация может быть поверхностной и глубинной. Поверхностной цементацией упрочняют приоткосные породы на глубину до 7 м от поверхности.

Глубинную цементацию применяют для упрочнения больших объемов трещиноватых массивов. Цементный раствор в короткие скважины подается под давлением 0,8–1,0 МПа, в длинные – под давлением 2–4 МПа и более. Нагнетание цементного раствора производят через веер скважин диаметром 50–200 мм, пробуренных с верхней площадки уступа или с поверхности откоса (рис. 15.3). После нагнетания (иногда и до нагнетания) раствора в скважины вводят металлическую арматуру. Армирование пород откосов существенно повышает их прочность и устойчивость. В некоторой мере арматура работает по принципу железобетонных анкеров, замоноличенных по всей длине скважины.

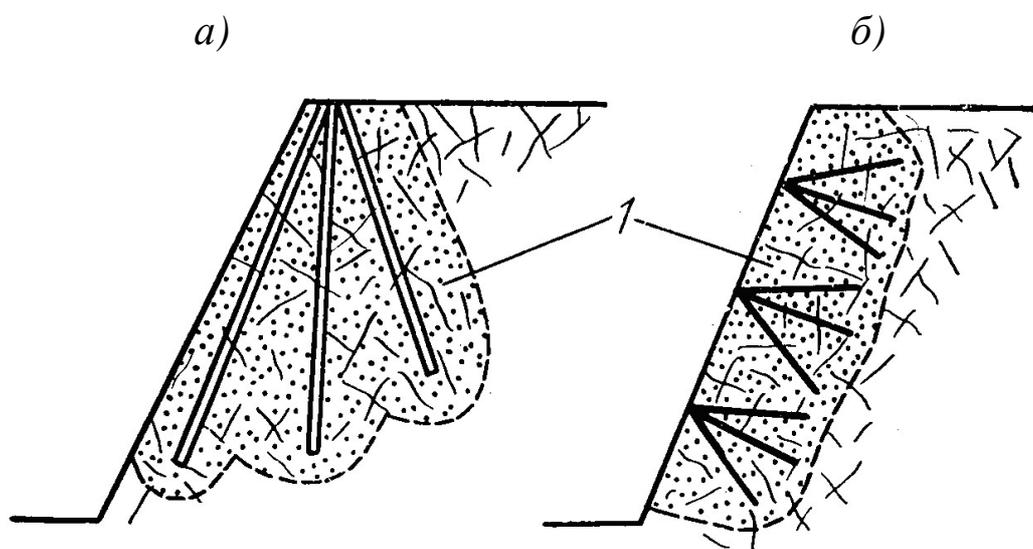


Рис. 15.3. Схема расположения цементационных скважин:  
а – с верхней площадки уступа; б – с поверхности откоса; 1 – зона упрочнения пород

Сущность *силикатизации* заключается в том, что при обработке песчаных массивов силикатным раствором заполняются пустоты, и они приобретают повышенную прочность, водонепроницаемость и водостойкость.

Применяют двухрастворную и однорастворную силикатиза-

цию. Способ упрочнения, при котором в породы нагнетают поочередно жидкое стекло и раствор хлористого натрия, получил название двухрастворного способа силикатизации. При однорастворной силикатизации в породы нагнетают раствор жидкого стекла с добавками фосфорной кислоты или серной кислоты и серного алюминия.

Силикатизацию, в отличие от цементации, служащей в основном для упрочнения трещиноватых и слоистых скальных пород, используют для укрепления песков и лессов.

Для упрочнения крупно- и среднезернистых песков с коэффициентом фильтрации от 2 до 80 м/сут применяют двухрастворный способ силикатизации, а для закрепления как мелких и пылеватых песков с коэффициентом фильтрации 0,5–5 м/сут, так и лессов с коэффициентом фильтрации 0,1–2,0 м/сут – однорастворный способ силикатизации.

Технология производства работ по силикатизации породных массивов заключается в следующем. Приготовленные растворы жидкого стекла и необходимые добавки по трубопроводам насосными установками нагнетаются через пульт управления и распределяются в иньекторы. Последние забивают в закрепляемые породы пневматическими молотками, механическими копрами, другими средствами. Извлечение иньекторов производят с помощью домкратов или тали, а оставшиеся после удаления иньекторов скважины тампонируют растворами.

В отечественной практике силикатизация получила наибольшее распространение для укрепления оснований фундаментов зданий и сооружений. Успешно применяется способ для силикатизации плывунов при разработке месторождений полезных ископаемых открытым и подземным способами.

Перспективным направлением снижения деформаций пород массивов в бортах и уступах карьеров является укрепление их *синтетическими смолами*.

В последние годы у нас в стране довольно широко применяют синтетические смолы (полиуретановые и др.) для упрочнения угля нарушенных пластов, обрабатываемых подземным способом. Накоплен и некоторый положительный опыт укрепления угля пластов в карьерах.

### **15.2.5. Изоляция пород**

Для предотвращения разрушения пород в обнажениях от

влияния различных агентов выветривания поверхности откосов укрепляют с помощью изолирующих покрытий. Отметим, что выветривание – совокупность процессов физического и химического разрушения минералов и горных пород на месте их залегания под влиянием ветра; колебаний температуры; замерзания и оттаивания воды; газов, находящихся в атмосфере и растворенных в воде; деятельности животных и растительных организмов и др.

При разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом на процессы выветривания пород откосов бортов и уступов карьеров оказывают главным образом влияние ветер, осадки в виде дождя и снега, колебания температуры в осенние и весенние периоды. Под воздействием этих факторов происходят наиболее существенное снижение прочности и разрушение пород нерабочих (стационарных) бортов и уступов. В зависимости от степени влияния агентов выветривания на породы применяют изолирующие или защитно-изолирующие покрытия.

В качестве изолирующих покрытий применяют: набрызгбетон; металлические сетки (решетки), покрытые тонким слоем набрызгбетона или торкретбетона; полимерные материалы и др. Наиболее дешевыми и простыми являются покрытия из набрызгбетона по металлической сетке. При толщине бетонного слоя 50–70 мм такие покрытия обычно устойчивы и долговечны.

Из защитно-изолирующих покрытий применяют преимущественно подвесные стенки, металлическую сетку на анкерах, покрытых слоем набрызгбетона толщиной 80–100 мм и др.

#### **15.2.6. Комбинированные способы укрепления откосов**

Комбинированные способы укрепления откосов обычно применяют в сложных горно-геологических условиях, в которых в отдельности ни одним из рассмотренных способов не может быть обеспечено надежное управление механическими процессами в породных массивах в откосах карьера. В этих условиях наиболее часто применяют железобетонные сваи в сочетании с анкерами; железобетонные сваи с анкерами и изоляцией поверхности откоса и другие сочетания способов укрепления.

В общем комплексе работ по управлению механическими процессами в породных массивах, разрабатываемых открытым способом, значительное место занимают вопросы управления устойчивостью рабочих и нерабочих берм уступов и способы их укрепления.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данном учебном пособии изложены общие положения горной геомеханики. Главная цель учебного пособия заключается в формировании у студентов полного представления о явлениях и процессах, происходящих в земной коре при добыче полезного ископаемого и строительстве горных предприятий. Авторы пособия предусматривали, чтобы материал излагался понятным языком, была максимально полная расшифровка символов, терминов и понятий, чтобы, придя на производство в будущем, молодые специалисты могли либо прямо воспользоваться данными материалами, либо знали, где интересующий его материал изложен полно.

В силу того, что исторически геомеханика развивалась неравномерно, а научная проработка отдельных вопросов существенно отстает, поэтому изложение материала в пособии по главам неравномерно. Своеобразие учебного пособия в том, что оно написано в Кузбассе – главном угольном бассейне России. По ряду проблем геомеханики у научной общественности еще не сложилось общих представлений, и эти вопросы пока нами не рассматриваются. В первую очередь это относится к проблеме геомеханики закрывающихся шахт.

Геомеханика относится к тем разделам горной науки, которые не прекращали своего развития даже в кризисные для страны годы. Проблемы геомеханики перманентны, пока человек живет на Земле. В силу этого изложенный в пособии материал будет в дальнейшем изменяться и дополняться.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Арсентьев, А. И. Устойчивость бортов и осушение карьеров / А. И. Арсентьев, И. Ю. Букин, В. А. Мироненко. – Москва : Недра, 1982. – 165 с.
2. Охрана подрабатываемых подготовительных выработок / Н. П. Бажин, О. И. Мельников, В. С. Пиховкин, В. В. Райский. – Москва : Недра, 1978. – 253 с.
3. Баклашов, И. В. Механика подземных сооружений и конструкции крепей / И. В. Баклашов, Б. А. Картозия. – Москва : Недра, 1993. – 543 с.
4. Баклашов, И. В. Механические процессы в породных массивах / И. В. Баклашов, Б. А. Картозия. – Москва : Недра, 1980. – 372 с.
6. Булычев, Н. С. Механика подземных сооружений. – Москва : Недра, 1994. – 382 с.
7. Галаев, Н. З. Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений. – Москва : Недра, 1990. – 177 с.
8. Галустьян, Э. Л. Геомеханика открытых горных работ. – Москва : Недра, 1992. – 272 с.
9. Грицко, Г. И. Горное давление в подготовительных выработках / Г. И. Грицко, В. Н. Цыцаркин. – Новосибирск : Изд-во СО АН СССР, 1982. – 86 с.
10. Грицко, Г. И. Измерение напряжений в горных породах фотоупругими датчиками / Г. И. Грицко, Г. И. Кулаков. – Новосибирск : Наука СО АН СССР, 1978. – 144 с.
11. Геомеханика : практикум / А. А. Ренев, К. А. Филимонов, Л. А. Белина, Д. В. Зорков ; Кузбас. гос. техн. ун-т им. Т. Ф. Горбачева. – Кемерово, 2014. – 92 с.
12. Зубов, В. П. Особенности управления горным давлением в лавах на больших глубинах разработки. – Ленинград : ЛГУ, 1990. – 103 с.
13. Прогноз и предотвращение динамических явлений в угольных шахтах / В. С. Зыков, П. В. Егоров, В. В. Сидорчук, С. Е. Решетов. – Кемерово : КузГТУ, 1999. – 171 с.
14. Методы и средства решения задач горной геомеханики (ВНИМИ). – Москва : Недра, 1987. – 222 с.
15. Петухов, И. М. Механика горных ударов и выбросов / И. М. Петухов, А. М. Линьков. – Москва : Недра, 1987. – 280 с.
16. Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах / ВНИМИ. – Санкт-Петербург, 1998. – 208 с.
17. Якоби, О. Практика управления горным давлением. – Москва : Недра, 1987. – 565 с.

18. Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах (Сборник документов). Серия 05. Выпуск 2 // Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам (РД 05-328-99) // колл. авт. – 2-е изд., испр. – Москва : Гос. унит. предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. – 320 с.

19. Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах (Сборник документов). Серия 05. Выпуск 2 // Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа (РД 05-350-00) // колл. авт. – 2-е изд., испр. – Москва : Гос. унит. предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. – 320 с.

20. Проскураков, Н. М. Управление состоянием массива горных пород. – Москва : Недра, 1991. – 368 с.

21. Ржевский, В. В. Основы физики горных пород / В. Р. Ржевский, Г. Я. Новик. – Москва : Недра, 1984. – 359 с.

22. Ставрогин, А. Н. Прочность горных пород и устойчивость выработок на больших глубинах / А. Н. Ставрогин, А. Г. Протосеня. – Москва : Недра, 1985. – 272 с.

23. Турчанинов, И. А. Основы механики горных пород / И. А. Турчанинов, М. А. Иофис, Э. В. Каспарьян. – Ленинград : Недра, 1989. – 488 с.

24. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. – Ленинград : ВНИМИ, 1986. – 222 с.

25. Фисенко, Г. Л. Укрепление откосов в карьерах / Г. Л. Фисенко, М. А. Ревазов, Э. Л. Галустьян. – Москва : Недра, 1974. – 208 с.

26. Цытович, Н. А. Механика грунтов. – Москва : Высш. шк., 1983. – 288 с.

27. Черняк, И. Л. Управление состоянием массива горных пород / И. Л. Черняк, С. Я. Ярунин. – Москва : Недра, 1995. – 395 с.

28. Физико-химические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна / Г. Г. Штумпф, Ю. А. Рыжков, В. А. Шаламанов, А. И. Петров. – Москва : Недра, 1994. – 447 с.

29. Горное давление в подготовительных выработках угольных шахт / Г. Г. Штумпф, П. В. Егоров, А. И. Петров, Б. В. Крайников. – Москва : Недра, 1996. – 351 с.

30. Ямщиков, В. С. Методы и средства исследования и контроля горных пород и массивов. – Москва : Недра, 1982. – 290 с.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ.....	3
I. СОСТОЯНИЕ И МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД. МЕХАНИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИ- ВА ГОРНЫХ ПОРОД.....	4
1. МАССИВ ГОРНЫХ ПОРОД И ЕГО СОСТОЯНИЕ.....	4
1.1. Общие сведения о горных породах и массивах горных пород.....	4
1.2. Структурно-текстурные особенности горных пород и массивов.....	5
2. МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД.....	12
2.1. Основные понятия и определения.....	12
2.2. Плотностные свойства горных пород.....	13
2.3. Прочностные свойства горных пород.....	17
2.4. Деформационные свойства горных пород.....	28
2.5. Пластические и реологические свойства горных пород..	35
2.6. Акустические свойства горных пород.....	39
2.7. Особенности механического состояния массивов грун- тов.....	44
2.8. Механические свойства грунтов.....	47
3. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД.....	55
3.1. Общие понятия о моделях массива горных пород.....	55
3.2. Упругая модель массива.....	56
3.3. Пластическая модель массива.....	59
3.4. Упругопластическая модель массива.....	60
3.5. Реологические модели массива.....	61
4. ЕСТЕСТВЕННОЕ НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД.....	67
4.1. Общие замечания.....	67
4.2. Напряженное состояние массива горных пород, обу- словленное гравитационными силами.....	67
4.3. Напряженное состояние массива горных пород, обу- словленное тектоническими процессами.....	70
4.4. Сейсмические напряжения в массиве горных пород.....	74
4.5. Напряженное состояние массива сыпучих горных по- род.....	77
II. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В МАССИВАХ	

ПОРОД ПОД ВЛИЯНИЕМ ПОДЗЕМНЫХ И ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ.....	79
5. МЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В МАССИВАХ ПОРОД ВОКРУГ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК, ПРОВОДИМЫХ ВНЕ ЗОНЫ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ.....	79
5.1. Исходные положения.....	79
5.2. Напряженно-деформированное состояние массива пород вокруг одиночных выработок.....	80
5.3. Напряженно-деформированное состояние пород вокруг взаимовлияющих выработок.....	88
5.4. Устойчивость породных обнажений в выработках.....	91
5.4.1. Общие положения.....	91
5.4.2. Характеристика породных обнажений и основные причины потери ими устойчивости.....	93
5.4.3. Оценка устойчивости породных обнажений в выработках.....	94
6. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В МАССИВАХ ПОРОД ПРИ ВЕДЕНИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ ПО ОДИНОЧНЫМ ПЛАСТАМ И РУДНЫМ ТЕЛАМ.....	100
6.1. Перераспределение напряжений в породных массивах вокруг очистных выработок.....	100
6.2. Деформация и разрушения пород непосредственной и основной кровли при разработке пологих и крутых пластов длинными столбами.....	102
6.3. Механические процессы в породах вокруг очистных выработок по рудным телам.....	110
6.4. Механические процессы в зоне опорного давления.....	112
6.5. Устойчивость пород кровли в очистных забоях.....	117
6.5.1. Устойчивость обнажений кровли в очистных выработках по угольным пластам.....	117
6.5.2. Устойчивость обнажений кровли в очистных выработках по рудным залежам.....	121
6.6. Сдвигание горных пород при очистной выемке.....	124
7. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ НАДРАБОТКЕ И ПОДРАБОТКЕ ПЛАСТОВ.....	129
7.1. Общие сведения.....	129
7.2. Механические процессы в надрабатываемых пластах и породных толщах.....	130
7.3. Влияние основных факторов на механические процессы	

в надрабатываемых массивах.....	134
7.4 Механические процессы в подрабатываемых пластах и породных толщах.....	137
7.5. Факторы, влияющие на механические процессы в подрабатываемых массивах.....	142
8. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ, ПРОВОДИМЫХ И ПОДДЕРЖИВАЕМЫХ В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ.....	144
8.1. Процессы деформаций пород в зоне опорного давления впереди очистного забоя.....	144
8.2. Процессы деформаций пород при оставлении целиков возле выработок.....	146
8.3. Механические процессы в породных массивах вокруг выработок, сохраняемых на границе с выработанным пространством и используемых повторно.....	150
8.4. Механические процессы в выработках, проводимых и поддерживаемых вприсечку к выработанному пространству.....	154
8.5. Пучение пород почвы и особенности его проявлений в выработках.....	156
9. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В МАССИВАХ ПОРОД ПРИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ.....	163
9.1. Напряженно-деформированное состояние горных пород в бортах и уступах карьеров.....	163
9.2. Устойчивость бортов и уступов.....	167
9.3. Основные типы деформаций откосов карьеров и краткая их характеристика.....	171
9.4. Классификация деформаций карьерных откосов.....	180
10. МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ. МЕТОДЫ И СРЕДСТВА КОНТРОЛЯ МЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ПОРОД.....	184
10.1. Общие положения.....	184
10.2. Метод эквивалентных материалов.....	185
10.3. Поляризаторно-оптический метод моделирования.....	187
10.4. Классификация методов контроля механического состояния массива пород.....	190
10.5. Маркшейдерские методы контроля.....	191
10.6. Геомеханические методы контроля.....	193
10.7. Геофизические методы контроля.....	196

10.8. Визуальный метод контроля.....	199
10.9. Устройство наблюдательных станций.....	199
<b>III. ГЕОДИНАМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В МАССИВАХ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖ- ДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....</b>	
11. ГОРНЫЕ УДАРЫ.....	206
11.1. Общие сведения о горных ударах.....	206
11.2. Природа и механизм горных ударов.....	207
11.3. Классификация горных ударов.....	213
11.4. Прогноз горных ударов.....	217
11.5. Предотвращение горных ударов.....	222
<b>12. ГАЗОДИНАМИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ В МАССИВАХ ГОРНЫХ ПОРОД.....</b>	
12.1. Общие сведения о газодинамических явлениях.....	230
12.2. Природа, механизм и баланс энергии внезапных выбросов угля и газа.....	236
12.3. Деление шахтопластов по степени опасности по внезапным выбросом угля (породы) и газа.....	241
12.4. Прогноз внезапных выбросов угля и газа.....	241
12.5. Предотвращение внезапных выбросов угля и газа.....	246
12.5.1. Общие положения.....	246
12.5.2. Способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа при проведении подготовительных вырабо- ток и ведении очистных работ.....	248
12.5.3. Способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа при вскрытии угольных пластов.....	251
<b>IV. ОСНОВЫ УПРАВЛЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕ- НИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....</b>	
13. УПРАВЛЕНИЕ МЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ В МАССИВАХ ПОРОД ВОКРУГ ПОДГОТОВИТЕЛЬ- НЫХ ВЫРАБОТОК.....	256
13.1. Общие положения.....	256
13.2. Способы повышения устойчивости подготовительных выработок, проводимых и поддерживаемых вне зоны влияния очистных работ.....	257
13.3. Управление механическими процессами в массивах пород вокруг подготовительных выработок в зоне влия- ния очистных работ.....	262
13.3.1. Выработки, охраняемые в массиве и погашаемые	

за очистным забоем.....	262
13.3.2. Выработки, охраняемые целиками.....	263
13.3.3. Повторно используемые выработки на границе с выработанным пространством.....	265
13.3.4. Присечные выработки.....	266
13.3.5. Надрабатываемые и подрабатываемые выработки.....	267
13.4. Способы управления пучением пород почвы подгото- вительных выработок.....	273
14. УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕС- САМИ В ПОРОДНЫХ МАССИВАХ ПРИ ВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ОЧИСТНЫХ РАБОТ.....	277
14.1. Общие сведения.....	277
14.2. Управление кровлей пластов полным обрушением пород в выработанном пространстве.....	277
14.3. Управление боковыми породами пластов частичной за- кладкой выработанного пространства.....	282
14.4. Управление боковыми породами пластов полной закладкой выработанного пространства.....	283
14.5. Управление механическими процессами при выемке руд.....	284
14.5.1. Поддержание выработанного пространства магази- нированной рудой.....	284
14.5.2. Закладка выработанного пространства.....	285
14.5.3. Закладка выработанного пространства твердеющими материалами.....	286
15. УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕС- САМИ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....	289
15.1. Основные способы управления устойчивостью откры- тых горных выработок.....	289
15.2. Укрепление откосов.....	292
15.2.1. Общие сведения.....	292
15.2.2. Классификация способов укрепления откосов.....	293
15.2.3. Механические способы укрепления откосов.....	293
15.2.4. Упрочнение пород.....	297
15.2.5. Изоляция пород.....	299
15.2.6. Комбинированные способы укрепления откосов.....	300
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	301
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	302

Егоров Петр Васильевич

Штумпф Генрих Георгиевич

Ренев Алексей Агафангелович

Шевелев Юрий Анатольевич

# **Г Е О М Е Х А Н И К А**

## **УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ**

Редактор З. М. Савина

Подписано в печать 17.06.2015. Формат 60×84/16  
Бумага офсетная. Гарнитура «Times New Roman»  
Уч.-изд. л. 19,4. Тираж 500 экз. Заказ

КузГТУ, 650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28

Издательский центр УИП КузГТУ, 650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4 «А»