

**КЫРГЫЗСКО-РОССИЙСКИЙ СЛАВЯНСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ**

**ЕСТЕСТВЕННО-ТЕХНИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «ФИЗИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ  
ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА»**

***Ш. А. МАМБЕТОВ, А. Р. АБДИЕВ***

**Геомеханические  
процессы  
в породных массивах**

**Учебное пособие**

**Издательство Кыргызско-Российского  
Славянского университета  
Бишкек · 2001**

УДК 622. 831. 1(075. 8)

Мамбетов Ш.А., Абдиев А.Р.

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В ПОРОДНЫХ МАССИВАХ:  
Учебное пособие /Кыргызско-Российский Славянский университет – Бишкек,  
2001 г. – 177 с.

Приведены процессы деформирования, перераспределения напряжения и разрушения массива породы вокруг капитальных, подготовительных и очистных горных выработок. Изложены механизмы, способы прогнозирования и предотвращения геодинамических и газодинамических процессов.

Для студентов специальностей, связанных с открытой и подземной разработкой, физическими процессами горного производства.

Рецензенты: профессор Я.М.Додис,  
доцент Б.Ж.Жетигенов

Печатается по решению  
кафедры «Физические процессы горного производства»  
и РИСО КРСУ

© КРСУ, 2001 г.

## СОДЕРЖАНИЕ

стр.

**Введение ..... 7**

**I. Геомеханические процессы в капитальных и подготовительных (вне зоны влияния очистных работ) горных выработках ..... 9**

1 Основные закономерности деформирования, разрушения и распределения напряжения вокруг выработок ..... 9

2 Устойчивость незакрепленной горной выработки и классификация горных выработок ..... 15

3. Гипотезы горного давления ..... 20

3.1. Гипотезы горного давления на основе использования механики сплошной среды ..... 20

3.2. Гипотезы горного давления на экспериментальной основе ..... 25

3.3. Гипотезы, основанные на применении методов реологии с учетом фактора времени ..... 32

4. Формирование нагрузки в условиях совместного деформирования крепи и массива ..... 33

5. Основные принципы управления механическим состоянием породного массива капитальных и подготовительных выработок ..... 36

6. Управление геомеханическим состоянием породного массива с помощью крепи ..... 39

**II. Геомеханические процессы при ведении очистных работ ..... 42**

7. Основные процессы воздействия на породный массив и виды проявления горного давления при ведении очистных работ ..... 42

8. Периодический характер проявлений горного давления и устойчивость пород кровли в очистных забоях ..... 47

9. Сдвигение горных пород при очистной выемке ..... 49

10. Основные принципы выбора способа управления состоянием породного массива при ведении очистных работ ..... 53

11. Управление породного массива кровли крепями ..... 67

<b>III. Геомеханические процессы в подготовительных выработках в зоне влияния очистных работ.....</b>	<b>73</b>
12. Зона влияния очистных работ впереди, позади очистного забоя .....	73
13. Прогнозирования проявлений горного давления в подготовительных выработках .....	75
14. Управление напряженным состоянием породного массива вокруг подготовительных выработок. Обоснование способов разгрузки породного массива .....	79
15. Управление состоянием породного массива вокруг подготовительных выработок крепями.	
Крепи подготовительных выработок .....	86
16. Упрочнение горных пород.....	86
<b>IV. Геомеханические процессы при надрботке и подработке пластов и жил .....</b>	<b>91</b>
17. Напряжение и деформации в толщах пород при надрботке и подработке пластов и жил .....	91
18. Зоны разгрузки и опорного давления при надрботке и подработке .....	92
19. Границы защитного действия пластов и жил.....	94
20. Принципы и схемы использования защитных пластов .....	97
21. Управление газовым давлением при надрботке и подработке .....	99
22. Учет геомеханических процессов при надрботке и подработке .....	100
<b>V. Геодинамические процессы при ведении горных работ.....</b>	<b>102</b>
23. Формы реализации горных ударов и их классификации .....	102
24. Теория и механизм горных ударов.....	105
25. Прогноз горных ударов .....	106
26. Способы предотвращения горных ударов. Принципы предотвращения горных ударов.....	116
<b>VI. Газодинамические процессы при проведении горных работ .....</b>	<b>124</b>
27. Основы теории внезапных выбросов угля и газа.....	124
28. Прогноз выбросоопасных зон в угольных пластах.....	126
29. Принципы управления газовойделением на выемочных участках шахт .....	128

30. Способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа при вскрытии угольных пластов.....	130
31. Способы предотвращения выбросов при проведении подготовительных выработок и ведении очистных работ .....	131
<b>VII. Термофизические процессы в породном массиве.....</b>	<b>134</b>
32. Теоретические основы самовозгорания угля .....	134
33. Прогноз эндогенной пожароопасности в угольных пластах .....	135
34. Управление пожароопасностью путем регулирования технологических параметров горных работ .....	136
35. Профилактическая подготовка пожароопасных пластов.....	137
36. Общие сведения о поведении пород в условиях многолетней мерзлоты .....	138
<b>VIII. Гидравлические процессы в породном массиве.....</b>	<b>139</b>
37. Шахтные воды. Классификация породных массивов по обводненности .....	139
38. Закономерности движения воды в породных массивах .....	140
39. Управление движением подземных вод при разработке месторождений полезных ископаемых .....	140
<b>IX. Геомеханические процессы на открытых горных работах .....</b>	<b>143</b>
40. Геомеханические процессы на карьерах.....	143
41. Устойчивость открытых горных выработок.....	144
42. Маркшейдерско-геодезические методы прогноза .....	150
43. Физико-технические методы прогноза и контроля состояния бортов и откосов .....	154
44. Методы инженерно-геологической оценки состояния массива.....	157
45. Система долговременного контроля устойчивости бортов карьеров и откосов .....	160
46. Обеспечение устойчивости откосов на карьерах.....	163
<b>X. Рекультивационные работы на горных разработках .....</b>	<b>166</b>
47. Рекультивация нарушенного породного массива и направления его развития .....	166
48. Рекультивация нарушенного породного массива на карьерах нерудных полезных ископаемых.....	167

49. Рекультивация нарушенного породного массива пород при разработке угольных месторождений.....	169
50. Рекультивация нарушенного породного массива при разработке рудных месторождений .....	172
51. Рекультивация нарушенного породного массива пород при разработке россыпных месторождений и затраты на проведение рекультивационных работ .....	174
<b>Л и т е р а т у р а .....</b>	<b>176</b>

## **ВВЕДЕНИЕ**

Геомеханические процессы в породных массивах – это процессы деформирования, перераспределения напряжений и разрушения. Сами геомеханические процессы в породных массивах обычно скрыты от наблюдателя. Предметом наблюдения являются так называемые проявления горного давления: смещения, обрушения, внезапные выбросы, горные удары, прорывы воды и др.

Геомеханические процессы и их проявления изучаются с целью оценки геомеханического состояния породных массивов и управления ими.

Геомеханическое состояние породных массивов – это совокупность показателей, характеризующих деформируемость, прочность и устойчивость породных массивов при определенном силовом воздействии, т.е. характеризующих уровень развития механических процессов деформирования, перераспределения напряжений и разрушений. Количественные проявления геомеханических процессов зависят не только от природных условий, но и от характера деятельности человека, а интенсивность проявления горного давления – в большой степени от способа и параметров ведения горных работ. Следовательно, технология ведения горных работ – первична, а поскольку технологические процессы вызывают деформации окружающих пород, то геомеханические процессы – вторичны.

Геомеханические процессы происходят в широком диапазоне горно-геологических условий в горно-капитальных, подготовительных и очистных выработках и имеют различные проявления. Поскольку первопричиной геомеханических процессов являются горные породы, то в зависимости от технологии ведения горных работ изменяется механическое состояние окружающих пород и поэтому, изменяя технологию или технологические параметры ведения работ, можно управлять геомеханическими процессами.

Тенденция к интенсификации производственных процессов на угольных шахтах, рудниках, рост мощности угледобывающих, горно-рудных предприятий, ухудшение горно-геологических условий отработки месторождений требуют максимальной эффективности при использовании новейшей техники и ресурсосберегающей технологии. А

наиболее полное использование их невозможно без знания физических, геомеханических процессов, протекающих в породном массиве при ведении горных работ. В этих условиях значительно возрастает роль науки, призванной расширять и углублять исследования закономерностей проявления опасных явлений в породном массиве.

Геомеханические процессы в породных массивах призваны изучать и решать задачи управления горным давлением применительно к конкретным типам горных выработок: процессов деформирования, перераспределения напряжений и разрушения породного массива; возможности оценки и прогнозирования этих процессов; путей и способов управления состоянием породного массива; управления геодинамическими и газодинамическими явлениями.

Для решения этих задач используются аналитические, экспериментальные методы и методы моделирования.

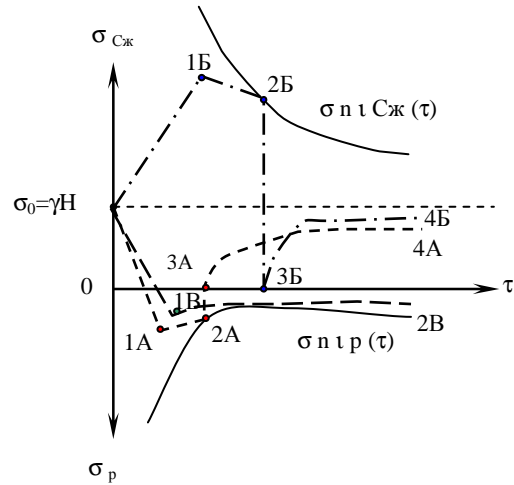
## **I. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В КАПИТАЛЬНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ (ВНЕ ЗОНЫ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ) ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ**

### *1. Основные закономерности деформирования, разрушения и распределения напряжения вокруг выработок.*

При проходке выработок происходит перераспределение напряжений (рис. 1) и деформирование пород (рис. 2) вокруг горной выработки. Величина концентрации и характер образующего поля напряжения вокруг выработок в целом зависит от совокупных условий многих взаимосвязанных факторов:

- пространственно-геометрических параметров рассматриваемых выработок: формы и размера поперечного сечения, соотношения длины, ширины и высоты выработки, близости соседних параллельных и наличие пересекающихся выработок;
- деформационных характеристик пород в непосредственной близости от контура выработки;
- особенности естественного поля напряжений;
- характеристики воздействия на породы вокруг выработки в процессе ее проходки и дальнейшей эксплуатации; динамических нагрузок во время взрывных работ, влияния агентов выветривания (вода, воздух), изменения температурного режима и др.

Устанавливаемому полю напряжений вокруг выработки соответствует поле перемещений. Максимальные перемещения породного массива в направлении выработанного пространства наблюдаются на контуре и также быстро затухают вглубь массива, как и концентрация напряжений. Условно можно выделить упругую и неупругую составляющие перемещения породного контура. Упругие перемещения происходят практически мгновенно со скоростью распространения упругих волн в массиве. Величины упругих перемещений очень малы и, как правило, составляют всего лишь несколько процентов от конечных перемещений.



**Рис.1.** Динамика напряжений в кровле (А), боковой стенке (Б) и почве (В) одиночной выработки:

1А – после проходки (упругие деформации); 2А – релаксация напряжений (пластические деформации в процессе ползучести); 3А – разгрузка (разрывные деформации); 4А – уплотнение над крепью; 1Б – после проходки (концентрация напряжений); 2Б – релаксация напряжений (раздавливание); 4Б – уплотнение под обрушенными породами; 1В – после проходки; 2В – релаксация напряжений (затухающая ползучесть).

Неупругие перемещения более значительны и развиваются со временем. Их величины могут в десятки раз превосходить величину упругих перемещений, особенно при большой глубине заложения выработок и слабых породах.

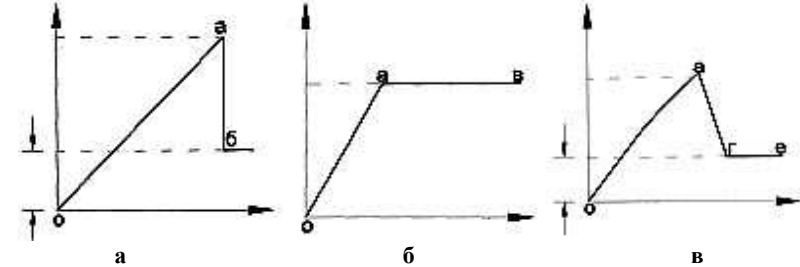
Окружающие выработку породы, с одной стороны, имеют ограниченную несущую способность, т.е. способность сопротивляться увеличению напряжений, с другой стороны, они могут деформироваться без разрывов сплошности только в ограниченных пределах. Поэтому следствием нового напряжения – деформированного состояния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

В этом случае вокруг выработки образуются области запредельного состояния и полного (руинного) разрушения пород, которые могут охватывать часть контура или весь контур выработки. Процесс перехода

из допредельного в запредельное состояния развивается во времени, так как их механические характеристики (и в частности прочности) снижаются под действием длительного приложения нагрузки.

В зависимости от особенностей деформирования различных горных пород (рис. 2) за пределом прочности механические процессы, связанные с разрушением, могут реализовываться в виде пластического течения или в виде хрупкого разрушения.

В хрупко разрушающихся породах образование области предельного равновесия может привести к нарушению сплошного массива на внешней границе этой области, что математически выражается в виде неравенства тангенциальных нормальных напряжений, действующих по обе стороны от указанной границы. В процессе разрушения изменяются механические характеристики пород в области предельного равновесия: прочность породы на сжатие уменьшается до величины остаточной прочности  $\sigma_{сж}$ . Этому случаю соответствует геомеханическая модель деформирования (рис.2а).



**Рис. 2.** Диаграмма деформирования для различных геомеханических моделей.

В пластичных породах образование предельного равновесия может проходить без столь заметных разрушений и проявляться в виде пластического течения без разрывов сплошности. При этом в определенном диапазоне деформаций существенного изменения механических характеристик не происходит. Это позволяет использовать в данном случае геомеханическую модель идеально пластического массива (рис. 2б, т.е. диаграмма оав). Наиболее общей является геомеханическая модель, учитывающая запредельные деформирования пород (рис. 2в, диаграмма оаге).

Выработка кругового поперечного сечения пройдена в однородном изотропном линейно-деформируемом массиве с равнокомпонентным начальным напряженным состоянием. Расчетная схема к решению задачи об образовании области предельного равновесия приведена на рис. 3.

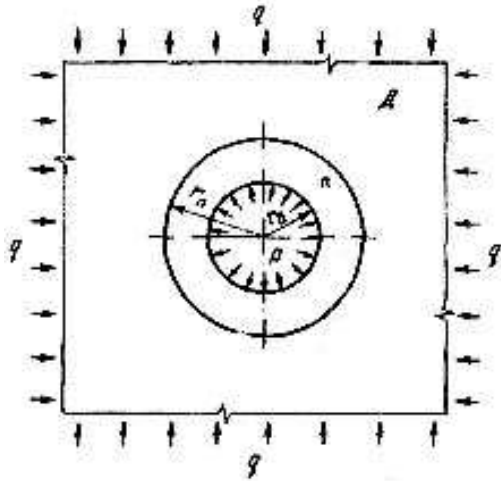


Рис. 3. Расчетная схема породного массива вокруг выработки сложного идеально-хрупкими или идеально-пластичными горными породами:

- n – область предельного равновесия;
- D – область допредельного состояния;
- $r_n$  – радиус границы раздела между этими областями;
- p – реактивное сопротивление крепи;
- $r_n$  – радиус выработки.

I. При хрупком деформировании получены следующие выражения:

а) для компонентов полных напряжений в области предельного равновесия

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{rn} &= (p + \sigma_{сж}^0 / 2\lambda) r^{2\lambda} - \sigma_{сж}^0 / 2\lambda; \\ \sigma_{\theta n} &= (2\lambda + 1)(p + \sigma_{сж}^0 / 2\lambda) \times \sigma_{сж}^0 / 2\lambda \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

б) для радиальных безразмерных смещений в области предельного равновесия

$$U_n = 3/4E \times (2\lambda q + \sigma_{сж}) / (1 + \lambda) \times r_n^2 / r, \quad (2)$$

это же выражение справедливо и для области допредельного состояния;

в) компоненты полных напряжений в области допредельного состояния:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{rD} &= q - 2\lambda q + \sigma_{сж} / 2(1 + \lambda) \cdot x r_n^2 / r^2 \\ \sigma_{\theta D} &= q + 2\lambda q + \sigma_{сж} / 2(1 + \lambda) \cdot x r_n^2 / r^2 \\ \tau_{r\theta D} &= 0 \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

$$\Gamma) r_n = [(2q - \sigma_{сж} / 2(1 + \lambda) \times \sigma_{сж}^0 / 2\lambda) (2\lambda / 2\lambda p + \sigma_{сж}^0)]^{1/2\lambda} \quad (4)$$

для незакрепленных выработок ( $p=0$ )

$$r_n = [\lambda / (1 + \lambda) \times (2q - \sigma_{сж}) / \sigma_{сж}^0 + 1]^{1/2\lambda}.$$

II. При пластичном массиве:

компоненты полных напряжений в области предельного равновесия:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{rn} &= (p + \sigma_{сж} / 2\lambda) r^{2\lambda} - \sigma_{сж} / 2\lambda; \\ \sigma_{\theta r} &= (2\lambda + 1)(p + \sigma_{сж}^0 / 2\lambda) r^{2\lambda} - \sigma_{сж}^0 / 2\lambda; \end{aligned} \right\} \quad (5)$$

в области допредельного состояния:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{rD} &= q - 2\lambda q + \sigma_{сж} / 2(1 + \lambda) \cdot x r_n^2 / r \\ \sigma_{\theta D} &= q + 2\lambda q + \sigma_{сж} / 2(1 + \lambda) \cdot x r_n^2 / r \\ \tau_{r\theta D} &= 0; \end{aligned} \right\} \quad (6)$$

и радиальных безразмерных смещений в обеих областях массива (ф 7.8)

$$U = 3/4E \times (2\lambda q + \sigma_{сж}) / (1 + \lambda) \times r_n^2 / r \quad (7)$$

где  $r_n = [(2\lambda q + \sigma_{сж} / 2\lambda (1 + \lambda) \times (2\lambda / 2\lambda p + \sigma_{сж}))]^{1/2\lambda}$ , (8)

а при  $p = 0$

$$r_n = [2\lambda q + \sigma_{сж} / \sigma_{сж} (1 + \lambda)]^{1/2\lambda}.$$

III. В общем случае, когда вокруг выработки образуются три характерные области. Расчетная схема к решению задачи о запредельном формировании природного массива приведена на рис. 4.

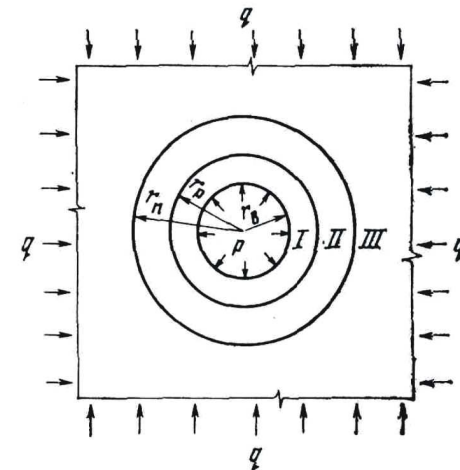


Рис.4. Расчетная схема породного массива вокруг выработки, сложеной породами с наклонной запредельной ветвью деформирования:

I. Область руинного разрушения (остаточной прочности).

Предельное состояние пород в этой области описывается выражением вида

$$\sigma_1 = (2\lambda + 1) \sigma_3 = \sigma_{сж}^0 \quad \text{при } \sigma_{сж}^0 = 0, \quad (9)$$

где  $\sigma_1$  и  $\sigma_3$  – главные нормальные максимальные и минимальные напряжения.

Распределение напряжений  $\sigma_r$  и  $\sigma_\theta$  в области руинного разрушения описываются выражениями (1).

II. Область запредельного состояния.

Эта область характеризуется прочностной и деформационной неоднородностью, т.к. породы разрушены неравномерно: от максимального разрушения на внутренней границе области  $r=r_p$ , до ненарушенного состояния на внешней границе  $r=r_n$ . Процесс деформирования в указанной области сопровождается интенсивным объемным расширением (дилатансией). Связь между продольными и поперечными деформациями определяется зависимостью

$$E_3 = -\beta E_1, \quad (10)$$

где  $E_3$  и  $E_1$  – соответственно продольная и поперечная деформации;  $\beta$  – коэффициент поперечной деформации для запредельного состояния.

Получены выражения для полных напряжений в области запредельного состояния:

$$\begin{aligned} \sigma_r &= pr^{2\lambda} + A\xi + \beta + 1) \sigma_{сж} 2\lambda(\beta + 1) (r^{2\lambda} / r_p^{2\lambda} - 1) \cdot \\ &A\xi / (\beta + 1) (\beta + 1 + 2\lambda) \times (r_n^{\beta + 1} / r^{\beta + 1} - r_n^{\beta + 1} r^{2\lambda} / r_p^{\beta + 1 + 2\lambda}); \\ \sigma_\theta &= (2\lambda + 1) \sigma_r + \sigma_{сж}^0 - A\xi + \beta + 1 (r_n^{\beta + 1} / r^{\beta + 1} - 1); \tau_{r\theta} = 0, \end{aligned} \quad (11)$$

где  $A = 3/2 \times (2\lambda q + \sigma_{сж} / 1 + \lambda)$ ;  $\xi = E/E_0$  – параметр характеризующего отношения модуля деформации в допредельном состоянии.

$$r_n = \left\{ \frac{1}{p} \left[ \frac{A\xi}{(\beta + 1)(\beta + 1 + 2\lambda)} (p^{\beta + 1 + 2\lambda} - 1) - \frac{A\xi + \sigma_{сж}(\beta + 1)}{2\lambda + (\beta + 1)} (p^{2\lambda} - 1) + q - A/3 \right] \right\}^{1/2\lambda}, \quad (12)$$

где  $p = [1 + \sigma_{сж}(\beta + 1) / \xi A]^{1/\beta + 1}$ .

Выражение для определения безразмерных смещений

$$U = A/E [1/2 + 1 / \beta + 1 (p^{\beta + 1} - 1)] r_p^2 / r. \quad (13)$$

III. Область допредельного состояния максимальная, сопротивляемость породы (9) не достигнута. Объемные изменения породы при их деформировании носят двоякий характер и на границе  $r=r_n$  практически равны 0.

## 2. Устойчивость незакрепленной горной выработки и классификация горных выработок.

Механические процессы, возникающие в породных массивах при проведении горных выработок, могут иметь нежелательные последствия в виде обрушений пород в выработку, чрезмерно больших смещений ее контура, а также динамических явлений.

Для обоснованного выбора способов и средств предотвращения этих явлений необходима предварительная оценка степени развития механических процессов в конкретной механической обстановке.

Учесть в равной (степени) мере все выделенные выше группы факторов при определении напряженного состояния вокруг выработок не представляется возможным. Наиболее полно могут быть учтены факторы первой и третьей группы, поскольку разработаны аналитические и экспериментальные методы определения компонентов напряжений и деформаций вокруг выработок при любых статических нагрузках и конфигурациях поперечных сечений. В меньшей степени учитываются факторы второй группы, т.к. разработанные аналитические методы, как правило, основаны на предположении упругого деформирования пород или предполагают приведение к режимам упругого деформирования.

Четвертую группу факторов при определении напряженного состояния пород вокруг выработок пока учитывают лишь качественно. Аналитические методы оценки влияния факторов этой группы еще практически не разработаны, а экспериментальные разработаны в недостаточной степени.

При проектировании горных выработок одним из определяющих факторов является назначение и срок службы выработки, ее роль в функционировании горнодобывающего предприятия в целом.

Таблица 1

Класс выработки		
Класс выработки (класс капитальности)	Наименование выработки	Краткая характеристика условий эксплуатации
1	2	3
I	Главная вскрывающая выработка (вертикальный и наклонный стволы, штольня, квершлаг, транспортная выработка, сопряжение выработки)	Нарушение нормальной эксплуатации ведет к остановке всего горного предприятия
II	Магистральная выработка горизонта (штрек, квершлаг, откаточная выработка, камера околоствольного двора, уклон, съезд между этажами)	Нарушение нормальной эксплуатации выработки ведет к остановке работы отдельного горизонта

Продолжение таблицы 1

1	2	3
III	Участковая и панельная выработки (бремсберг, уклон, штреки, откаточная полевая выработка)	Нарушение нормальной эксплуатации выработки ведет к остановке работы отдельной панели участка
IV	Вспомогательная выработка (участковая, панельная выработки и выработки горизонтов скреперования)	Нарушение нормальной эксплуатации выработки ведет к остановке работы отдельного забоя

Выбор типа, вида и конструкции крепи, окончательные размеры которой устанавливаются расчетом, производится с учетом класса капитальности выработки (табл. 1) и горно-геологических условий ее эксплуатации. Горно-геологические условия характеризуются устойчивостью пород. Под устойчивостью пород понимается способность сохранять форму и размеры обнажений при сооружении выработки. Длительность «стояния» обнажений, характер и интенсивность нарушения устойчивости, определяют степень устойчивости (неустойчивости) пород.

Различают следующие формы нарушения устойчивости пород:

- *вывалообразование в выработку* под действием собственного веса обрушающихся пород;
- *разрушение пород в обнажении* под влиянием начального поля напряжений в массиве, сформировавшегося под действием собственного веса толщи пород (гравитационное поле напряжений), а также тектонических сил (тектоническое поле напряжений);
- *чрезмерное смещение пород в выработку* без видимого их разрушения.

Степень устойчивости пород определяется следующими основными факторами:

- величиной и направлением главных напряжений в нетронутом породном массиве;
- механическими характеристиками пород (сцепление, угол внутреннего трения, прочность при сжатии и растяжении, вязкость, набухаемость и др.);
- степенью нарушенности (число и характер трещин, наличие ослабленных поверхностей);
- обводненностью пород;
- формой и размерами поперечного сечения выработки.

Анализ существующих исследований по данному вопросу показывает, что прогнозирование устойчивости незакрепленной горной выработки обычно сводится к проверке выполнения следующего условия:

$$\sigma_d - \sigma_{сж} \leq 0, \quad (14)$$

где  $\sigma_d$  – главное максимальное напряжение, действующее на контуре незакрепленной выработки;  $\sigma_{сж}$  – прочность породы на одноосное сжатие.

При выполнении условия (14) породное обнажение классифицируется как устойчивое. Не выполнение данного условия связано с образованием в окрестности выработки области предельного равновесия – породное обнажение считается неустойчивым. На базе этого условия разработан ряд численных критериев, позволяющих классифицировать породные обнажения по степени устойчивости.

Наибольшее распространение получил критерий вида

$$K = \gamma H / \sigma_{сж}. \quad (15)$$

Статистическая обработка данных о состоянии массива пород центрального района Донбасса, разрабатываемых без крепи, позволила установить численные значения этого критерия, характеризующие устойчивое и неустойчивое состояние.

Так, при значениях:

$K < 0,1$  – состояние выработок может быть охарактеризовано как устойчивое;

$0,1 \leq K \leq 0,24$  – средней устойчивости;

$K > 0,24$  – неустойчивое.

Следует отметить, что предложения по прогнозированию устойчивости незакрепленных выработок, основанные только на условии (14), не учитывают особенностей механического поведения пород в предельном состоянии. Условие (14) основано на модели идеально хрупкого массива, согласно которой несущая способность пород исчерпывается сразу по достижению напряжения  $\sigma_d$  критического значения (рис.2а, 0аб).

Между тем, как показывает практика, выполнение данного условия не приводит к эксплуатационной потере выработки. При разрушении массива происходит перераспределение напряжений, поэтому несущая способность породных массивов с учетом перераспределения напряжений в результате его разрушения оказывается выше, чем без учета процесса разрушения. Невыполнение условия (14) говорит лишь о том, что разрушения должны иметь место, однако каковы их возможные размеры, это условие не определяет. А именно этот момент и является решающим для предварительного выбора средств и способов поддержания выработки. Поэтому для обоснованного решения вопроса об управ-

лении механическими процессами в породном массиве необходима количественная оценка их проявлений.

Оценить геомеханическое состояние породного массива, вмещающего горную выработку – это значит установить возможность разрушения пород в окрестности выработки и произвести количественную оценку возникающих при этом процессов и явлений. В частности, необходимо определить, происходит ли течение породы (рис. 2б), размеры образующихся зон запредельного состояния (рис. 2в) руинного разрушения и величину смещений породного контура.

Такой подход позволяет разработать классификацию породных массивов, вмещающих горные выработки по устойчивости, т.е. по способности обеспечить нормальное эксплуатационное состояние незакрепленной выработки.

Общий принцип построения подобной классификации заключается в следующем.

К *устойчивым породным массивам* относятся такие, в которых главное максимальное напряжение на контуре незакрепленной выработки не превышает максимальной за расчетный промежуток времени прочности пород на одноосное сжатие. Процесс деформирования в породных массивах данного типа соответствует восходящему участку полной диаграммы «напряжение-деформация». Условие, определяющее состояние породного массива, при котором он считается устойчивым, имеет вид (14).

К *породным массивам средней устойчивости* относятся те, в которых породы переходят сначала в предельное, а затем в запредельное состояние. Процесс их деформирования соответствует нисходящему участку полной диаграммы «напряжение – деформация». Породы в области запредельного состояния частично разрушены и способны к самообрушению под влиянием различных внешних факторов (взрывные работы, выветривание и др.).

Породный массив характеризуется как *неустойчивый* при условии перехода пород из запредельного в состояние руинного разрушения, т.е. при условии  $r_p - 1 > 0$ , где  $r_p$  – приведенный радиус области руинного разрушения,  $r_p = r_n \rho$ .

Следует отметить, что существующие методы оценки прочности породных обнажений, основанные на идеальных геомеханических моделях (идеально хрупкого и идеально пластичного массива), имеют весьма ограниченный диапазон практического применения, так как не учитывают реальных особенностей деформирования и разрушения пород в запредельном состоянии.

Иными словами, несущая способность породных массивов зависит не только от их прочностных свойств и уровня силового воздействия, но и от деформационных параметров  $\xi$ ,  $\beta$ , характеризующих закономерности разрушения этих массивов.

В качестве критерия для оценки устойчивого состояния породного массива вокруг горизонтальных выработок приняты: в одних случаях – смещения на контуре поперечного сечения выработки за весь срок ее службы при отсутствии крепи, т.е. в незакрепленном состоянии (табл. 2), в других случаях – склонности пород к вывалообразованию, к разрушению (табл. 3).

Таблица 2

Оценка устойчивости пород по величине смещения				
Категория устойчивости	Оценка состояния устойчивости пород	Смещения (мм) в породах		
		Осадочных (песчаники, алевролиты, аргиллиты, известняки, уголь и др.)	Изверженных (граниты, диориты, порфириды, базальты и др.)	Соляных (каменная соль, сильвинит, карналит и др.)
I	Устойчивые	до 50	до 20	до 200
II	Среднеустойчивые	свыше 50 до 200	свыше 20 до 100	свыше 200 до 300
III	Неустойчивые	свыше 200 до 500	свыше 100 до 200	свыше 300 до 500
IV	Сильно неустойчивые	свыше 500	свыше 200	свыше 500

Таблица 3

Оценка степени устойчивости по склонности к разрушению				
Категория устойчивости	Оценка степени устойчивости	Общая характеристика состояния пород		
		Склонных к вывалообразованию	Склонных к разрушению	Склонных к вязкопластичному течению
1	2	3	4	5
I	Вполне устойчивые (до 1000 м <sup>2</sup> )	Вывалы отсутствуют	Разрушение отсутствует	Смещение пород до 10 см
II	Устойчивые (до 500 м <sup>2</sup> )	Возможны отдельные незначительные отслоения	Возможны неупругие деформации без разрушения, возникновение технологических трещиноватостей	Смещение пород до 20 см
III	Средней устойчивости (до 200 м <sup>2</sup> )	Возможно образование вывалов из кровли выработки	Образование локальных зон разрушения	Смещение пород до 30 см

Продолжение таблицы 3

1	2	3	4	5
IV	Неустойчивые	Образование вывалов вскоре после обнажения пород, в боках выработки	Зоны разрушения охватывают большую часть сечения выработки	Смещение пород до 50 см
V	Весьма неустойчивые	Обрушение пород вслед за обнажением	Значительное развитие зоны разрушения, охватывающей весь контур сечения выработки. Пучение почвы выработки	Смещение свыше 50 см, не затухающее во времени смещение пород

### 3. Гипотезы горного давления

#### 3.1. Гипотезы горного давления на основе использования механики сплошной среды.

В исследовании процессов деформаций, перемещений и разрушений горных пород вблизи выработки применяются методы механики сплошной среды: теории упругости, пластичности, ползучести, сыпучей сферы и комбинированных сплошных сред. Приложение их к решению горных задач осуществляется на основе различных гипотез, которые отличаются друг от друга совокупностью исходных допущений и предположений.

Наиболее распространенными из этих гипотез являются:

1. Гипотеза сплошной среды, использована в работах А.Н. Динника, Г.Н. Савина, И.В. Баклашова и др.

2. Гипотеза сплошной среды, использована в работах Р.Н. Феннера, А. Лабасса, К.В. Руппенейта.

3. Гипотеза упруго-пластичной среды, использована в работах К.В. Руппенейта, Ю.М. Либермана, Л.В. Ершова, Ю.З. Заславского и др.

4. Гипотеза наследственной ползучести, использована в работах Ж.С. Ержанова, А.П. Максимова, И.Л. Черняка, Ю.В. Векслера и др.

Рассмотрим наиболее подробно некоторые из них.

*Гипотеза Р. Феннера.* Он теоретически показал, что в выработках типа вертикальных стволов, пройденных в пластических породах, при определенных условиях может образоваться зона текучести.

Главные напряжения в зоне текучести у вертикального ствола:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_r &= P(r/R_0)^{k-2}; \\ \sigma_a &= P(K-1)(r/R_0)^{k-2} \end{aligned} \right\}, \quad (16)$$

где  $P$  – напряжение в крепи;  $R_0$  – радиус ствола;  $r$  – текучий радиус.

$$K = 2 / 1 - \sin \varphi. \quad (17)$$

Радиус зоны текучести определяется из формулы:

$$v = R_0^{k-2} \sqrt{2\gamma H / K(K-1)P}, \quad (18)$$

где  $H$  – глубина расположения рассматриваемого сечения ствола.

Следовательно, для данных условий внешняя граница зоны текучести имеет форму окружности.

Далее Р. Феннер предполагает, что для горизонтальной выработки (штольня, штрек) зона текучести может рассматриваться приближенно в форме эллипса, большая ось которого ориентируется по вертикали.

Подчеркнем, что Р. Феннер не доказывал образования пластичной зоны вокруг выработки, пройденной в упругой среде.

*Гипотеза А.П. Соколова.* Он теоретически рассматривал состояние упругой пластинки, имеющей круглый вырез, свободный от внешних усилий. Пластинка подвергается двухосному растяжению. Действующие на бесконечности растягивающие напряжения:

$$\sigma_z = q\sigma_s, \quad y = p\sigma_s, \quad (19)$$

где  $\sigma_s$  – предел текучести при линейном растяжении,  $q$  и  $p$  – безразмерные параметры, характеризующие величину напряжения.

Автор принял, что  $q$  и  $p$  мало отличаются между собой. При решении уравнения введена безразмерная величина

$$\rho = r / R_0. \quad (20)$$

Получено уравнение внутренней границы пластической зоны.

$$r = 1 / 2 - (q+p) + 2(q-p) / [2 - (q+p)]^2 \times \cos \theta. \quad (21)$$

Ряд авторов принимают данное решение в качестве исходного при разработке методов расчета горного давления для горизонтальных выработок глубокого заложения.

Следует отметить, что принятое им допущение о малой разнице в величинах начальных напряжений далеко не всегда приемлемо для горных массивов.

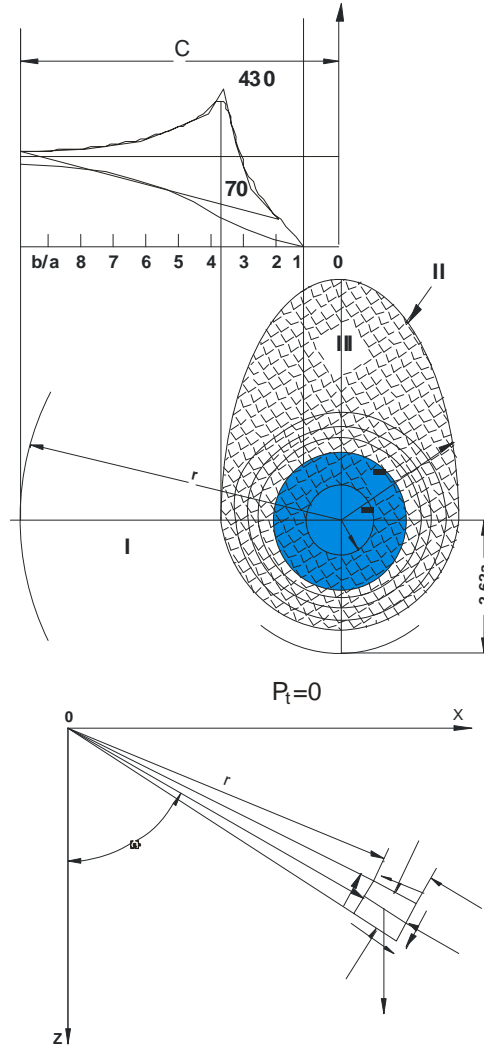
Кроме того, следует иметь в виду, что горные породы являются телами хрупкими и их разрушение в местах превышения действующих напряжений над соответствующими пределами прочности пород происходит не в виде перехода в пластическое состояние, а в виде образования трещин.

*Гипотеза А. Лабасса.* Он полагает, что вокруг горизонтальных выработок образуется три зоны (рис. 5).

$I$  – зона ослабленных пород; породы в этой зоне разбиты трещинами различных размеров; напряжения  $\sigma_i$  и  $\sigma_r$  в этой области малы; зона пониженных напряжений.

II – зона повышенных напряжений с переменным радиусом  $v$ ; здесь разность  $\sigma_t - \sigma_r$  достигает максимума, что приводит к развитию трещин и увеличению радиуса этой зоны до установления равновесия пород.

III – зона, в которой напряжения не вызывают разрушений пород; ширина этой зоны определяется радиусом влияния выработки.



**Рис. 5.** Схема расположения основных зон вокруг горизонтальной выработки (а) и к расчету напряжений в ослабленной зоне (б) по А.Лабассу.  
 $\sigma_r$  – сумма проекций всех сил на радиус  $r$ ;  
 $\sigma_t$  – сумма проекций всех сил на касательную к окружности радиусом  $r$ .

Ими получено:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_r &= P(r/R_0)(2 \sin \gamma / 1 - \sin \gamma) + (3/2 \gamma R_0) \times \\ &\times (3 \sin \gamma - 1 / 1 - \sin \gamma) [(r/R_0) \times (2 \sin \gamma / 1 - \sin \gamma) - (r/R_0)] \cos \omega; \\ \sigma_t &= (1 + \sin \gamma / 1 - \sin \gamma) \sigma_r, P - \text{давление со стороны крепи.} \end{aligned} \right\} \quad (22)$$

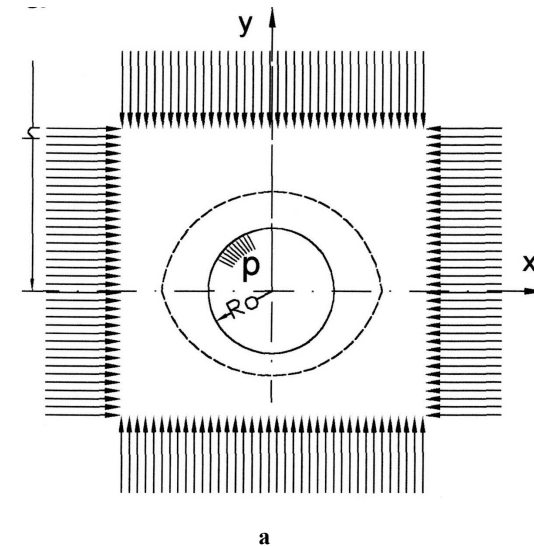
Эти зависимости справедливы только для точек на осях, т.е. при  $w = 0; \pi; \pi/2; 3/2\pi$ .

$$P = 1/2(1 - \sin \gamma) \mu / 1 - \mu \lambda H [1/\mu - 2(1/\mu - 2) \cos^2 \omega] \times (R_0/v)^{2 \sin \gamma / 1 - \sin \gamma} - 3/2 \gamma R_0 \times 1 - \sin \gamma / 3 \sin \gamma - 1 \times [1 - R_0/v]^{2 \sin \gamma / 1 - \sin \gamma - 1} \cos \omega.$$

Экстремальные значения  $P$  – уравновешивающие усилие крепи – определяются при  $w=P$ ; в середине кровли – при  $w = P$  и  $3/2P$  в середине почвы – при  $w=0$ , причем в последнем случае  $P$  всегда отрицательно.

Расчет А.Лабасса не учитывает механических характеристик работы крепи; прочностный состав пород, глубины работ и время.

*Гипотеза К.В.Руппенейта.* Предполагается, что по контуру выработки приложено равномерно распределенное радиальное давление, которое начинает действовать в момент приложения напряжений гравитационного поля (рис.6)



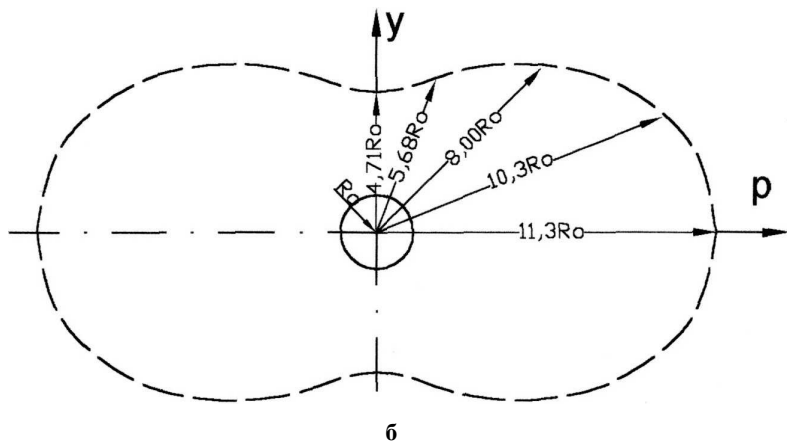


Рис. 6. К гипотезе К.В.Рупнейта:

а – расчетная схема к определению давления на крепь горизонтальной выработки;  
 б – очертание области неупругих деформаций (сложная конфигурация и вытянута вдоль горизонтальной, а не вертикальной оси, как у Лабасса и форма не овоидальная).

Задача об определении давления на крепь выработки разделена на две самостоятельные:

$$1. U_0 = f_1(P_r), \quad (24)$$

где  $U_0$  – радиальное перемещение на контуре выработки;  $P_r$  – радиальное давление

$$2. U_0 = f_2(P), \quad (25)$$

где  $U_0$  – радиальное смещение крепи;  $P$  – реакция крепи.

Ими предлагается

$$U_0 = \alpha R_0 / 4G (P + K \operatorname{ctg} \rho) (r_0)^{2+2}, \quad (26)$$

где  $G$  – модуль сдвига;  $K$  – коэффициент сцепления;  $\rho$  – угол внутреннего трения;  $\alpha = 2 \sin \rho / 1 - \sin \rho$ ;  $r_0$  – средний безразмерный радиус области неупругих деформаций

$$P = R_0 2/2 (10^6 / )^{2/2} \times \Omega - K \operatorname{ctg} \rho, \quad (27)$$

$$\Omega = (2 / 4 \times 10^3 I_0) [(1 - \sin \rho)(\lambda_3 \gamma h + K \operatorname{ctg} \rho)]^{2+2/2},$$

где  $h$  – глубина работ,  $\lambda$  – коэффициент бокового давления.

Автором предпринята попытка ввода уравнения контура области неупругих деформаций математическим путем, что является положительным.

Однако ряд произвольных допущений и предположений, как при построении расчетной схемы, так и при вводе уравнения, являются неправомерными.

1. В реальных условиях значительная часть упругих и неупругих деформаций проходит до момента возведения крепи, поэтому приложение радиальных давлений крепи по контуру выработки в момент приложения основного поля напряжений неправомерно.

2. Разбитые трещинами, частично раздробленные породы, предполагаемые области «неупругих деформаций» недопустимо рассматривать как сплошную среду.

3. Не учитывается влияние забоя данной выработки.

4. Не учитывается характеристика крепи.

### 3.2. Гипотезы горного давления на экспериментальной основе.

*Гипотеза упругой среды.* Задача о концентрации напряжений у вырезов в упругой среде изучались с конца XIX в. многими учеными (Г.Кирш 1898 г., Г.В.Колосов 1910 г., К.Е.Инглне 1913, А.И.Мусхалишвили 1933 г. и др.). Использование ее для горных выработок было впервые предложено А.И.Динником в 1925-1938 гг. Он считал, что толщии горных пород в вертикальном сечении можно уподобить бесконечной упругой полуплоскости, а выработку круглого сечения – круглому вырезу в ней (рис. 7).

$$\text{Вертикальное напряжение в центре выработки до ее проведения} \quad \sigma_z = \gamma H. \quad (28)$$

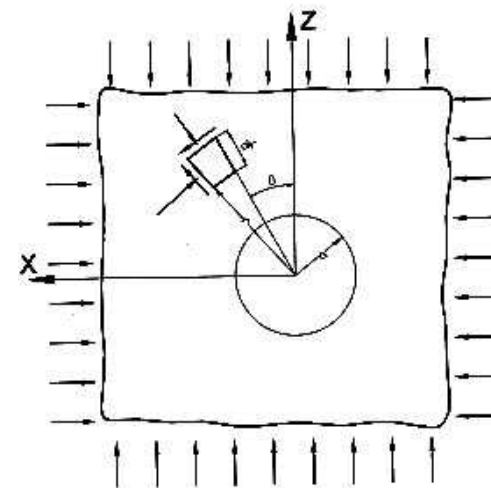


Рис. 7. Расчетная схема к определению напряжений в упругих однородных породах.

Для плоской задачи в соответствии с законом Гука относительная деформация в горизонтальном направлении

$$E_x = M\sigma_z/E + M\sigma_x/E - \sigma_x/E. \quad (29)$$

Поскольку окружающие породы не дают проявиться этой деформации  $E_x = 0$ , следовательно

$$\sigma_x = \mu / 1 - \mu \times \sigma_z. \quad (30)$$

При значениях главных напряжений  $\sigma_1 = \sigma_z$  и  $\sigma_2 = \sigma_x$  на бесконечном удалении от выработки на основании теории упругости (задача Г.Кирта) получено:

$$\sigma_r = \gamma H / 2(1 - \mu)x(r^2 - R_0^2) / r^2 + \gamma H(1 - 2\mu) / 2(1 - \mu)x(1 - 4xR_0^2 / r^2 + 3R_0^4 / r^4) \cos 2\theta; \quad (31)$$

$$\sigma_\theta = \gamma H / 2(1 - \mu)x(r^2 + R_0^2) / r^2 - \gamma H(1 - 2\mu)x(1 + 3xR_0^4 / r^4) \cos 2\theta;$$

$$\tau_{r\theta} = \gamma H / 2(1 - \mu)x(-1 - 2R_0^2 / r^2) / + 3xR_0^4 / r^2 \sin 2\theta,$$

где  $\sigma_r$  – нормальное напряжение на площадке, перпендикулярной к радиусу;  $\sigma_\theta$  – нормальное напряжение на площадке, совпадающей с радиусом;  $\tau_{r\theta}$  – касательное напряжение, действующее на указанных взаимоперпендикулярных площадках;  $H$  – глубина залегания выработки;  $r, \theta$  – полярные координаты, определяющие положение точки плоскости.

На контуре выреза:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_r = \tau_{r\theta} = 0; \\ \sigma_\theta = \gamma H / 1 - \mu [1 - 2(1 - 2\mu) \cos 2\theta]. \end{aligned} \right\} \quad (32)$$

Экстремальные значения нормальных напряжений определяются из формулы:

$$\sigma_{\max, \min} = \sigma_r - \sigma_\theta / 2 \pm \sqrt{4\tau_{r\theta}^2 + (\sigma_r - \sigma_\theta)^2}. \quad (33)$$

Приведенные формулы справедливы лишь для однородных изотропных упругих материалов.

**Гипотеза свода.** Над выработкой, проведенной в толще любых горных пород (за исключением пльвунов) на любой глубине образуется свод давления, который воспринимает на себя все вышележащие толщи пород, разгружая крепь выработки. Максимальная нагрузка на крепь определяется весом пород внутри свода, называемого ядром свода или сводом давления.

По В.Риттеру сущность образования свода заключается в отрыве свода от вышележащей толщи пород ядра свода под действием собственного веса, рис. 8.

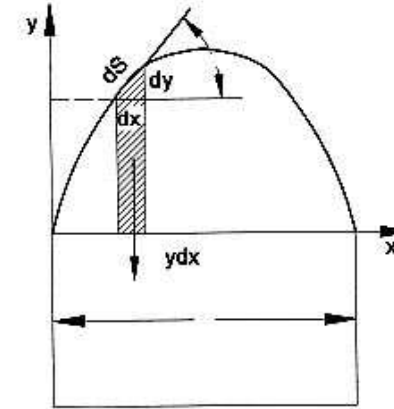


Рис. 8. Расчетная схема В.Риттера.

Условие равновесия:

$$P = \int_0^l \gamma y dy - \sigma_p \int_0^l \frac{1}{\cos \alpha} ds, \quad (34)$$

где  $P$  – давление на крепь;  $\gamma$  – удельный вес породы;  $l$  – пролет выработки;  $\delta_p$  – прочность пород на разрыв;  $\alpha$  – угол наклона касательной к кривой свода в рассматриваемой точке;  $ds$  – дифференциал кривой, ограничивающей отрывающуюся часть пород.

Риттер определил максимальную высоту свода при

$$x = l/2 \quad \sigma_{\max} = \gamma l^2 / 16 \sigma_p \quad (35)$$

$$P = 1/48 \sigma_p (l^2 \gamma^2 - 1/48 \sigma_p^2) \quad (36)$$

$l_{\text{пр}} = 7\sigma_p / \gamma$  – значение пролета, соответствующего моменту, предшествующему отрыву свода.

По М.М.Протождяконову, сущность ядра свода состоит в том, что горизонтальному распору  $T$  (рис. 9), действующему в вершине свода и вызывающему сдвигающие усилия, противостоят силы трения по оси  $ox$  в пределах полупролета  $a=x$ .



*Гипотеза сыпучей среды.* Основное значение для нагрузки на крепь будет иметь давление, создаваемое породами зоны разрыхления (рис. 11).

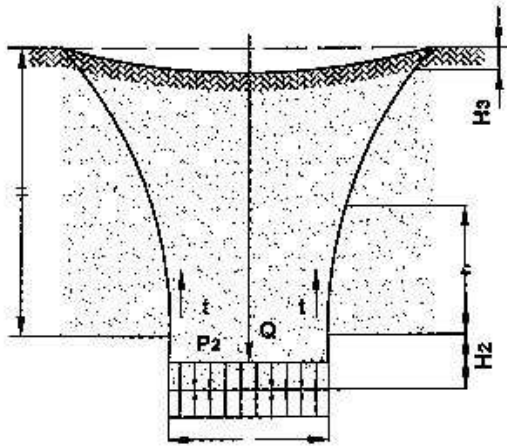


Рис. 11. Схема взаимодействия крепи и сыпучих пород кровли при больших перемещениях крепи.

Условие равновесия выражается равенством:

$$P_2 l = Q - 2 n/z t, \quad (46)$$

$$n/z t = 1/2 P_2 h \xi \operatorname{tg} \gamma, \quad (47)$$

где  $t$  – сила трения;  $\xi$  – коэффициент бокового давления;  $P_2$  – нагрузка на крепь. Отсюда

$$P_2 l + P_2 h \xi \operatorname{tg} \gamma = \gamma h l, \quad (48)$$

$$\text{поскольку } h = \Delta K_2 / K_{cp} - 1, \quad (49)$$

где  $K_{cp}$  – средний коэффициент разрыхления породы

$$\Delta H_2 = q_2 / \lambda - \text{ жесткость крепи} \quad (50)$$

$$q_2 = P_2 l \lambda (K_{cp} - 1) / \gamma l - P_2 \xi \operatorname{tg} \gamma - \text{ величина реакции крепи} \quad (51)$$

$$K_{cp} = H + (\Delta H_2 - \Delta H_3) / H. \quad (52)$$

*Гипотеза трещиноватости среды.* Механизм разрушения трещиноватых пород в кровле сложный. Проведение выработки приводит к перемещениям несплошных плит, слагающих кровли (рис. 12). Трещины раскрываются вблизи середины и опор. С момента начала опускания середины балок возникает распор  $T$ , в результате действия которого возникают большие силы трения по трещинам. Перемещение частей такой балки происходит в виде поворота плит относительно опор А и В.

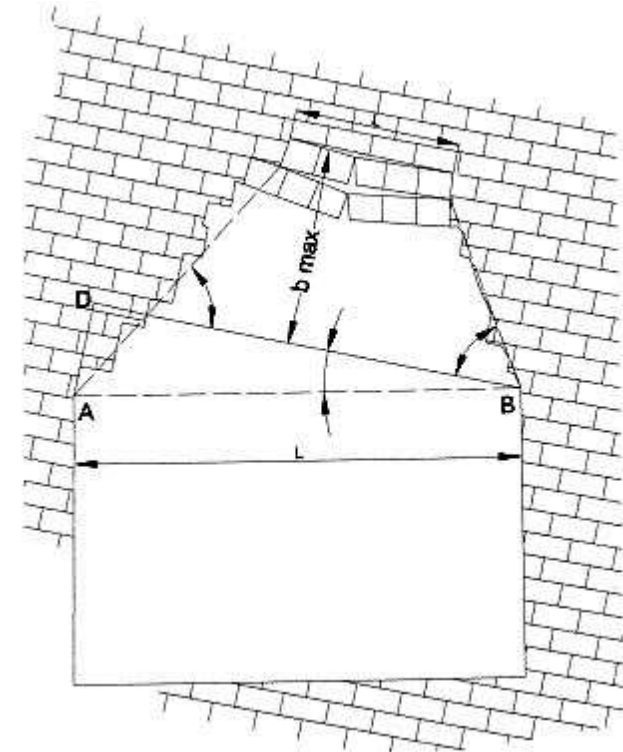


Рис. 12. Схема разрушения трещиноватых пород в кровле выработки.

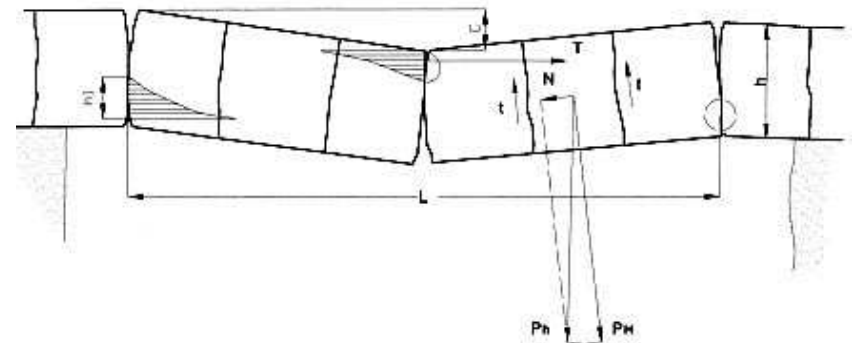


Рис. 13. Схема работы составной трехшарнирной арки.

Связь между опусканием среднего шарнира С и горизонтальным распором Т определяется формулой

$$T = q_i l_i^2 / 8(h_i - c). \quad (53)$$

Границей распространения обрушений в кровле является арка, имеющая достаточный запас несущей способности.

$$L_i = \xi \sqrt{0,04 \sigma_p a_i / \pi \gamma}, \quad (54)$$

где  $L_i$  – значение устойчивого пролета породного слоя;  $\xi$  – коэффициент ползучести,  $\xi = 0,5-0,7$ ;  $a_i$  – расстояние между трещинами в направлении, нормальном к поверхностям системы трещин наибольшего ослабления.

### 3.3. Гипотезы, основанные на применении методов реологии с учетом фактора времени.

*Гипотеза А. Селустовича.* Он использовал реологическую модель Кельвина (рис.14) и для определения давления на крепь горизонтальной выработки круглого сечения, которая сразу же после установки имеет плотный контакт с породами по всему периметру, и предложил формулу:

$$P_o = \gamma H - 2G (\gamma H + K_T I_o) \{ 1 + P_o K_T / 2G \times [ 1 - (2G + P_o K_T / P_o (\gamma H + K_T I_o)) e^{-\beta t} ] \}, \quad (55)$$

где  $G$  – модуль сдвига при  $K_T$  длительном нагружении;  $\beta = 2G + aK_T / 2\eta$  – коэффициент, характеризующий относительную скорость упругого последствия пород;  $\eta$  – вязкость пород;  $K_T$  – коэффициент жесткости крепи;  $I_o$  – податливость крепи;  $t$  – срок службы выработки.

$$P_{0max} = \gamma H - 2G (\gamma H + K_T I_o) / (2G + P_o K_T). \quad (56)$$

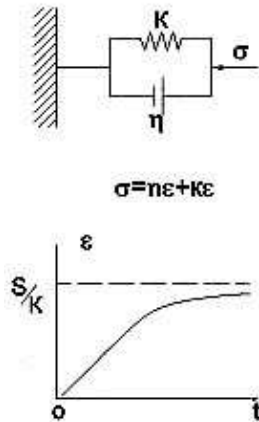


Рис. 14. Модель описывает первичную полезность.

Некорректность постановки задачи, допущение плотного примыкания крепи к породам по всему контуру в момент ее установки, крайне слабая изученность вязкости пород, периода релаксации в них напряжения делают этот метод неприемлемым.

*Гипотеза Ж.С.Ержанова.* Он использовал уравнение теории линейной наследственности Больцмана – Вольтерра:

$$E(t) = \sigma(t) / E + 1/E_0 \int_0^t L(t_1 \tau) \sigma(\tau) d\tau, \quad (57)$$

где  $E(t)$  – деформация;  $\sigma(t)$  – напряжение;  $L(t, \tau)$  – ядро ползучести.

Принято степенное ядро типа Абеля:

$$L(t_1 \tau) = \delta L(t - \tau)^{-\alpha},$$

где  $\alpha, \delta$  – характеристики ползучести;  $\alpha$  – безразмерная;  $\delta$  – имеет размерность «время степени  $\alpha - 1$ ».

Ядром ползучести называют характерную для данного материала функцию, которая отражает (учитывает, наследует) влияние единичного нагружения  $\delta(+)$  в единичный промежуток времени на деформацию в момент времени  $t$ .

Возможность учета деформаций ползучести весьма полезна и надо надеяться, что при условии дальнейшего развития, теория линейной наследственности найдет применение в геомеханике.

Недостатки – решение предлагается осуществлять не на основе изучения физической сущности явления ползучести, а формально, по произвольно принятым параметрам.

### 4. Формирование нагрузки в условиях совместного деформирования крепи и массива.

Деформирование породных массивов без разрывов сплошности характерно, прежде всего, для пластичных пород, а также имеет место и в породах, склонных к хрупкому разрушению, но при условии достаточно высокой жесткости конструкции крепи горных выработок, ограничивающих смещения породного контура выработки. Нагрузка на крепь, возникающая на контакте крепи и массивов, определяется из уравнения совместности смещений породного контура и крепи предложенного Ф.А.Белаенко. Для случая асимметричной задачи это уравнение имеет следующий вид:

$$U_\infty(P) = U_o + U(P), \quad (58)$$

где  $U_{\infty}(P)$  – смещение породного контура к моменту установления статического равновесия в системе крепь-массив;  $U_0$  – начальные смещения породного контура, соответствующие промежутку времени от обнажения участка породного контура до момента ввода крепи в работу;  $U(P)$  – смещение внешнего контура крепи к моменту установления статического равновесия в системе крепь-массив.

Особенностью уравнения (58) является то, что оно позволяет решить задачу по определению нагрузки на крепь для любого из механических состояний породного массива: допредельного, запредельного и состояния различного разрушения. Для этого в него следует подставить слагаемые, соответствующие одному из этих состояний.

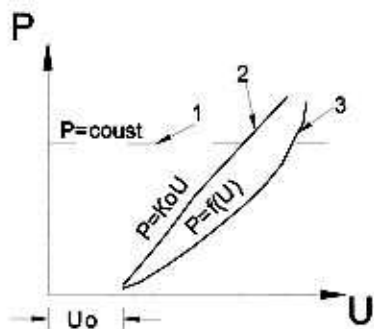


Рис. 15. Деформационные характеристики крепи при совместном деформировании ее с породным массивом

Если деформирование слагающих массив пород не выходит за рамки допредельной стадии и его механическое состояние характеризуется как устойчивое (рис. 15), то слагаемые уравнения (58)

$U_{\infty}(P)$  и  $U_0 + I(P)$  с учетом

$U = rE_0 = 3/2E \times q-p / r$  – (радиальные безразмерные смещения) и

$U = 3/2 \times q-p/E_0 \times n+2 / n+2-2a [\alpha + (1-\alpha) 1^{-1/\alpha a}] 1/r$  – (смещения в пределах первого типа) записываются следующим образом:

$$U_{\infty}(P) = 3/2 \times q-p/E_{\infty} \times R_b \quad (59)$$

$$U_0 = 3/2 \times q/E_0 \times f_1 [\alpha + (1-\alpha) 1^{-1/\alpha a}] f_1 R_b, \quad (60)$$

где  $E_{\infty}$  – статический длительный модуль деформации (МПа) в породном массиве, связанный с начальным модулем деформации  $E_0$  зависимостью  $E_{\infty} = E_0/\alpha$ ; значения  $\alpha$  для некоторых топов пород приведены в табл.4.

Таблица 4

Порода	Параметры				
	$\alpha$	$\beta$	A	m	$t_p$ , сут
Слабые глинистые сланцы	1,5	600-800	10-15	1,2-1,	30-40
Крепкие глинистые сланцы	1,3	200-300	-	-	5-10
Песчаные сланцы	1,2	100	5-10	1,1-1,2	3-5
Песчаники	1,1	20	1-5	1,0-1,05	2-3

где A, m,  $\alpha$ ,  $\beta$  – параметры аппроксимации;  $t_p$  – время ретардации (лат. замедление, задержка);  $\tau$  – расчетный промежуток времени от момента выемки породы до введения в работу постоянной крепи, сут.;  $R_b$  – радиус выработки или приведенный радиус выработки, м;  $f_1 = n+2/(n+2-2a)$  – коэффициент, учитывающий влияние способа выемки породы; a и n – параметры аппроксимации кривой распределения

$$a = 0,98^n \quad n = 1/Cg(1+M/R_b \cdot b^m), \quad (61)$$

$R_b$  – радиус выработки в проходке, м; при некруговом очертании выработки следует определить эквивалентный радиус

$$R_b^1 = \sqrt{F/\Pi}, \quad (62)$$

где F – площадь поперечного сечения выработки, м<sup>2</sup>; B – расстояние между оконтуривающими шпурами, м; M и m – коэффициенты, принимаемые в зависимости от прочности  $\sigma_{сж}$ , табл.5

Таблица 5

$\sigma_{сж}$ , МПа	Коэффициенты	
	M	m
20-40	1,8	0,85
40-60	1,3	0,75
60-80	1,0	0,70
более 80	0,9	0,60

$f_2$  – коэффициент, учитывающий отставание постоянной крепи от забоя выработки. Принимается в зависимости от величины отношения расстояния l от забоя выработки до места установки крепи к радиусу выработки (табл.6).

Таблица 6

$l/R_b$	0,25	0,5	0,75	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0
$f_2$	0,5	0,65	0,8	0,85	0,9	0,95	0,97	0,98

Величина третьего члена в уравнении (58)  $U(p)$ , представляющая перемещение внешнего контура крепи и называемая конструктивной податливостью, зависит от материала крепи (бетон, железобетон, металл и т.д.), конструктивного исполнения крепи (сборная, монолитная, шар-

нирная), наличия забутовки, тампонажного раствора и т.д. между крепью и породным контуром.

$$U(p) = U_1 + U_2 + U_3(p), \quad (63)$$

где  $U_1$  – смещение за счет деформаций уплотнения забутовочного материала, тампонажного раствора и т.п.

Ориентировочно можно принимать  $U_1 = 0,25 d_3$ , где  $d_3$  – толщина забутовочного слоя;  $U_2$  – смещение от закрытия конструктивных зазоров в крепи; для сборной крепи кругового сечения, состоящей из  $i$  элементов с величиной зазоров  $\Delta$ ,  $H_2 = i\Delta/2P R_6$ ; величину  $\Delta$  для железобетонных тубингов можно принимать равной 0,001-0,002 м;  $U_3(p)$  – смещение, определяемое жесткостью конструкции и в общем случае нелинейно зависящее от нагрузки  $P$ .

По данным КузНИИШахстроя, величина конструктивной деформативности  $U(p)$  составляет: для монолитной бетонной крепи в кровле – 6-8 см, в стенках – 4 см; для сборной железобетонной тубинговой крепи с забутовкой из породы – 12-18 см, для арочной из спецпрофиля в кровле – 30 см, в стенках – 20 см.

### **5. Основные принципы управления механическим состоянием породного массива капитальных и подготовительных выработок**

Задачи управления состоянием породного массива вокруг сечений выработок включают в себя:

- обеспечение необходимых требований к форме, размерам поперечных и сохранности выработок во времени с точки зрения технологии ведения горных работ;
- обеспечение безопасных условий работы людей и механизмов на протяжении всего срока эксплуатации выработок;
- выбор наиболее экономичных мероприятий по повышению устойчивости выработок и их поддержанию.

Мероприятия по управлению состоянием породного массива должны быть направлены на снижение действующих напряжений в массиве и на повышение деформационной способности и прочностных характеристик приконтурной части массива.

Основные методы управления горным давлением в капитальных и подготовительных выработках: сокращение сечения выработок; выбор рациональной формы; установка крепи, обладающей необходимой несущей способностью.

Вопросы управления состоянием породного массива возникли с утверждением представления о породном массиве как о системе с опре-

деленным запасом энергии. Это представление дало толчок новым разработкам как в области управления горным давлением при поддержании выработок, так и в области разрушения горных пород. Оно открывает также возможность не только управления состоянием породного массива, но и использования накапливаемой массивом энергии для повышения эффективности проводимых работ.

Существующие способы обеспечения устойчивого состояния горных выработок в зависимости от характера их влияния на геологическое состояние массива можно объединить в три группы:

*активные* – позволяющие в конкретной геологической обстановке ограничить (или вообще исключить) вредные проявления механических процессов путем управления напряженно-деформированным состоянием массива;

*пассивные* – обеспечивающие устойчивое состояние выработок без изменения напряженно-деформированного состояния массива;

*комбинированные* – представляющие собой сочетание активных и пассивных способов.

В горнотехнической литературе конкретные способы, входящие в каждую из перечисленных групп, обычно объединяют понятиями охрана, крепление и поддержание горных выработок. Под охраной горных выработок понимают совокупность мероприятий, направленных на создание наиболее благоприятной для устойчивого состояния выработок геомеханической и инженерно-технической обстановки.

К числу способов, применяемых при строительстве капитальных горных выработок относятся следующие:

- предусматривающие рациональное расположение выработок в массиве (расположение в прочных породах, ориентировка выработок относительно напластования пород);
- обеспечивающие создание благоприятного напряженно-деформированного состояния породного массива (проектирование выработок с рациональной формой поперечного сечения, взаиморасположение выработок, расположение выработок в разгруженных областях массива, снижение напряжений в окружающем выработку массиве методом щелевой, скважинной разгрузки и др.).

Все эти способы имеют различную эффективность, которая определяется условиями их применения.

Направленное изменение состояния породного массива зависит от пассивных и активных факторов. К первым следует отнести свойства и структуру пород, угля, а также их компонентов, ко вторым – технологиче-

ские воздействия, механическую и динамическую обработку массива, изменение таких силовых характеристик, как напряжение и давление газа.

Изучение физико-механических характеристик материалов со сложной структурой показывает, что их прочность и упругое поведение существенно зависит от размеров дефектов, а также составляющих частиц. Следовательно, изменение структурных параметров среды приводит к изменению свойств и поведения системы, т.е. направленным изменением можно получить системы с требуемыми свойствами.

В практике ведения горных работ принципы изменения пористости для изменения состояния массива успешно используется при торпедировании, применении мощных взрывов и др.

Активным элементом управления состоянием породного массива является сама технология ведения горных работ. Так, успешна и безопасна отработка податливых целиков-столбов при камерно-столбовой системе разработки руды. Примерами активного фактора технологического воздействия на состояние породного массива могут служить выработки, забои различной формы, щели различной длины и жесткости, способ сооружения выработок. Так, сравнение поведения породного массива вокруг выработки, проводимой отбойным молотком, комбайном и с применением буровзрывных работ, показало, что при последнем способе смещение пород происходит скачкообразно, причем наибольший скачок происходит на расстоянии 5,0–6,5 м от забоя. Плавное и наиболее благоприятное распределение смещений, характеризующих состояние породного массива, наблюдается при комбайновой проходке выработок. Кроме того, на напряженно-деформированное состояние и давление газа оказывает влияние площадь поперечного сечения забоя и глубина его подвигания. Однако, как показывает практика, не всегда имеется возможность варьировать технологию ведения горных работ, особенно в условиях прочных пород. Скорость деформирования, прямо пропорционально связанная со скоростью подвигания забоя, является существенным активным фактором управления изменением состояния массива в призабойной области.

В настоящее время основной объем подготовительных выработок при подземной разработке полезных ископаемых проводится буровзрывным способом. Детально разработаны методы выбора типа ВВ и его объема для оптимального разрушения части породного массива. Тем не менее, не всегда их повсеместное использование приводит к положительным результатам. Приходится в зависимости от конкретных горно-геологических условий изменять вид ВВ и его расположение.

#### **6. Управление геомеханическим состоянием породного массива с помощью крепи.**

Необходимость возведения крепи в выработке решается после оценки незакрепленной выработки. Величина, направление и распределение нагрузки на крепь в общем случае зависят от следующих основных факторов:

- 1) физических свойств породного массива;
- 2) глубины заложения выработки;
- 3) размера выработки;
- 4) конструкции и характеристики крепи;
- 5) отрезка времени между выемкой породы и постановкой крепи;
- 6) условий залегания пород (угла падения, направления слоистости, трещиноватости).

Наличие столь большого числа разнообразных и сложных факторов, влияющих на формирование нагрузки, до сих пор не позволило создать научно обоснованный и точный метод определения целесообразной величины нагрузки на крепь.

В результате, до настоящего времени для расчетов крепи еще часто пользуются эмпирическими методами, построенными на различных «частных» гипотезах.

В нормативных документах, регламентирующих порядок выбора конструкций крепей и обделок, единого методического подхода к решению этого сложного вопроса на сегодняшний день нет. И хотя общие исходные положения, содержащиеся в различных нормативных документах достаточно близки друг другу, конкретные нормативные требования базируются на различной научной основе. Так, если при выборе конструкций подземных сооружений в гидротехническом и транспортном строительстве исходят в основном из учета прочностных свойств вмещающих пород, показателем которых является коэффициент крепости по М.М.Протодаьяконову, что крепи горных выработок шахт и рудников выбирают в соответствии с категорией устойчивости пород, показателем которой является их смещение. В связи с таким положением представляется целесообразным изложение рассматриваемого вопроса дифференцированно.

*Выбор крепи вертикального ствола* производится отдельно для устья, протяженной части и участков сопряжений в зависимости от инженерно- геологических, гидрогеологических условий месторождения, а также с учетом особых требований, связанных с воздействиями динамических нагрузок, агрессивных подземных вод и др.

Основой для выбора типа крепи протяженного участка ствола и сопряжений служит критерий С (табл. 7), определяющий категорию устойчивости пород.

Таблица 7

Критерий устойчивости пород вертикальной выработки

Категория устойчивости, С	Оценка состояния устойчивости пород	Критерий устойчивости пород вертикальной выработки
I	устойчивое	до 3
II	среднеустойчивое	от 3 до 6
III	неустойчивое	от 6 до 10
IV	очень неустойчивое	более 10

В породах I, II, III категорий устойчивости при отсутствии вредных воздействий от очистных работ, водопонижения и соседних выработок рекомендуется, как правило, применять монолитную бетонную крепь.

В породах IV категории устойчивости на участках ствола с нагорными водами (а также на калийных месторождениях) для крепления стволов следует применять, как правило, тубинговую, железобетонную и многослойную крепь.

Стволы с гибкой армировкой, а также вентиляционные стволы, шурфы, восстающие и рудоспуски в породах I и II категории следует крепить набрызгбетонной крепью или комбинированной крепью из анкеров, металлической сетки и набрызгбетона. Если притоки воды превышают 8 м<sup>3</sup>/ч, то в породах I, II и III категорий устойчивости, указанные выработки следует крепить монолитной бетонной крепью.

Выбор типа и параметров крепей капитальных горизонтальных выработок также производится в зависимости от категории устойчивости пород. В породах различных категорий устойчивости рекомендуется применять:

I – анкерную или набрызгбетонную крепь толщиной не менее 30 мм. В монолитных, малотрещиноватых породах допускается оставление выработки в незакрепленном состоянии;

II – монолитную бетонную крепь, набрызгбетонную крепь в сочетании с анкером, сборную тубинговую, металлическую податливую крепь без обратного свода, анкер-металлическую, а также усиливать металлическую арочную крепь тампонажем закрепного пространства;

III и IV – сборную тубинговую, блочную и железобетонную крепи.

Выбор проектных решений сводится к решению сложной технико-экономической задачи. Из существующих подходов к ее решению заслуживает внимания следующая методика.

Критерием для экономического сравнения конкурентоспособных вариантов крепи являются приведенные затраты С.

Оптимальным из сравниваемых вариантов считается тот, для которого величина С окажется минимальной. В общем виде это условие записывается следующим образом:

$$C = E_a \times C_k + C_3 \rightarrow \min, \quad (64)$$

где  $C_k$  – капитальные затраты на сооружение выработки;  $E_a$  – отраслевой нормативный коэффициент вложений: для угольной промышленности  $E_a = 0,10$ , горнорудной  $E_a = 0,14$ , горно-химической  $E_a = 0,33 \pm 0,2$ , строительства во всех отраслях  $E_a = 0,17$ ;  $C_3$  – эксплуатационные расходы на обеспечение нормального состояния выработки в течение ее срока службы.

$$C_k = C_{пр} \times l \times K_{нр} \times K_{ор} / 0,4 + 0,6 K_{кр}, \quad (65)$$

где  $C_{пр}$  – прямые нормируемые затраты на сооружение 1 м выработки, руб/м;  $l$  – протяженность выработки, м;  $K_{нр} = 1,344$  – коэффициент накладных расходов и плановых накоплений;  $K_{ор}$  – коэффициент общешахтных расходов, равный примерно 2,14 для строящихся шахт и 1,37 для действующих;  $K_{кр}$  – коэффициент влияния типа крепи на скорость проведения выработки; значения этого коэффициента составляют для незамкнутых блочных крепей – 0,9, сборных железобетонных и металлобетонных (жестких) – 1,0, металлобетонных (податливых) и рамных из спецпрофиля – 1,1, анкерных и набрызгбетонных – 1,2, для замкнутых конструкций крепи значения  $K_{кр}$  должны быть уменьшены в 1,1 раза.

$C_3$  складываются из затрат на амортизационные отчисления  $C_a$ , вентиляцию  $C_b$  и ремонтно-восстановительные  $C_p$ :

$$C_3 = C_a + C_b + C_p, \quad (66)$$

где  $C_a = 0,01 A_r C_k$ ;  $A_r$  – расчетный годовой проект амортизационных отчислений, определяемый как отношение балансовой стоимости объекта к его сроку службы.

$$C_b = (190 \alpha N I Q^3) / S^2, \quad (67)$$

где  $\alpha$  – коэффициент аэродинамического сопротивления выработки;  $N$  – периметр выработки;  $Q$  – количество воздуха, проходящего по выработке в единицу времени, м<sup>3</sup>/с;  $S$  – площадь поперечного сечения выработки, м<sup>2</sup>;  $l$  – тариф оплаты электроэнергии.

$$C_p = (1 - R_k) l n K_{нр} \times K_{ор}, \quad (68)$$

где  $R_k$  – надежность работы конструкции крепи;  $n$  – коэффициент, характеризующий отношение стоимости восстановления деформированного участка выработки к стоимости его первоначального строительства.

## II. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ ВЕДЕНИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

### *7. Основные процессы воздействия на породный массив и виды проявления горного давления при ведении очистных работ*

При ведении очистных работ в зависимости от физико-механических свойств полезного ископаемого (угольного пласта, рудной залежи) осуществляются процессы: резание (при добыче комплексом) или разрушение (отбойка с помощью БВР), а затем обрушение (посадка кровли) или укрепление (штанговое и др.), удержание (целики). По сравнению с подготовительными и капитальными очистные выработки обладают некоторыми особенностями. Важнейшими из них являются значительно большие размеры поперечных сечений, непрерывное движение забоя, обуславливающее постоянное изменение поля напряжений вокруг выработки, а также существенно меньшее время эксплуатации. Эти особенности очистных выработок определяют в свою очередь и специфические проявления горного давления в них.

Значительные размеры сечений очистных выработок определяют увеличение зоны неупругих деформаций вокруг них по сравнению с капитальными выработками. В результате этого в процессе деформирования пород вблизи очистных выработок повышается влияние неоднородностей (крупноблоковой трещиноватости, геологических нарушений и т.п.), достаточно часто реализуются такие виды проявлений горного давления, как пластические течения и вязкое деформирование. На угольных месторождениях нередко происходит плавное опускание кровли за забоем лавы. Подобные процессы могут иметь развитие и в массивах скальных пород при определенных соотношениях между размерами структурных блоков и площадью обнажения пород в выработках.

При определенных условиях в очистных выработках проявляется особый вид деформирования горных пород – пучение почвы. Природа пучения различна: иногда оно происходит в результате выдавливания из почвы пластичных пород под воздействием опорного давления, развивающегося в боках выработок, иногда – вследствие увеличения объема глинистых пород и уменьшения их прочности под влиянием воды. Наиболее часто оба эти фактора действуют совместно.

Широко распространенным видом проявлений горного давления в очистных выработках является также обрушение пород при достиже-

нии некоторых критических размеров обнажений, определяемых, в сущности, теми же факторами – действующими напряжениями и свойствами деформирующейся области массива.

Наконец, при некоторых сочетаниях уровня действующих напряжений и свойств пород как в очистных выработках, так и в подготовительных, возможны и упругие деформации кровли с сохранением ее устойчивости, либо внезапным разрушением в форме горных ударов. В процессе ведения очистных работ могут произойти следующие виды проявлений горного давления: деформация полезного ископаемого и пород вокруг очистной выработки, небольшие сдвиги, нагрузки на крепь, ее деформация, обрушения пород, отжим полезного ископаемого в призабойной зоне, заколы, внезапные выбросы, стрельяние, горные удары.

Формы и характер проявлений горного давления весьма разнообразны и зависят от многих факторов, в том числе: 1) от структуры и механических свойств горных пород, 2) мощности и угла падения полезного ископаемого, 3) глубины разработки (большое влияние на проявления горного давления оказывают производственно-технические условия эксплуатации месторождений); 4) формой, размерами и расположением выработок, 5) технологией ведения добычных работ, 6) способом управления горным давлением, 7) скоростью передвижения забоев, 8) видом крепи и т.п. Вместе с тем со склонностью пород к тому или иному виду деформирования связаны выбор систем разработки месторождений и установление оптимальных параметров этих систем.

Общая картина явлений, происходящих в массиве пород вокруг очистной выработки, заключается в изменении поля напряжений и, как следствие этого, в деформировании окружающих пород. В первую очередь на контуре выработанного пространства и в окружающем массиве пород происходят упругие смещения. В некоторых, правда, весьма немногочисленных, случаях указанными упругими смещениями процессы деформирования массива пород и исчерпываются. Однако это может иметь место лишь при очень прочных породах и высокой степени монолитности массива, в частности при разработке некоторых рудных месторождений системами с открытым очистным пространством, например, камерными и камерно-столбовыми системами.

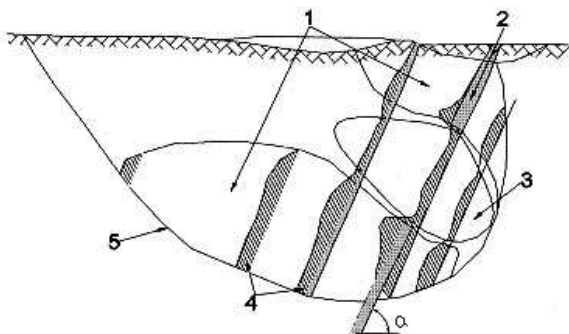
Гораздо чаще в выработанном пространстве вслед за упругими смещениями пород кровли и стенок развиваются неупругие деформации и происходят локальные разрушения. Этому способствует развитие в окружающем массиве зон концентрации как сжимающих, так и растягивающих напряжений. В процессы деформирования вовлекаются большие объемы пород, а вследствие этого – неоднородности низких порядков, по поверхностям которых массив наиболее ослаблен. В ре-

зультате этого в очистных выработках развиваются процессы обрушения покрывающих пород.

По мере извлечения полезного ископаемого и перемещения забоя поле напряжений вокруг очистной выработки изменяется. Область массива, в пределах которой происходят эти изменения, называют зоной влияния очистной выработки. В отличие от подготовительных выработок, зоны влияния вокруг очистных пространств охватывают значительно большие области массива. Нередко процессы захватывают всю толщу вышележащих пород вплоть до дневной поверхности. Значительные области массива вовлекаются в процессы деформирования также и со стороны почвы очистной выработки.

По степени и характеру процессов деформирования и перемещения пород в пределах влияния очистной выработки в массиве могут быть выделены несколько различных зон: зона обрушений, зона трещин, зона плавного прогиба, зона сдвижений.

С точки зрения напряжений в массиве пород вокруг очистной выработки выделяют две характерные зоны: зону разгрузки и зону опорного давления (рис.16). Первая характеризуется тем, что в ее пределах породы испытывают меньшие напряжения, чем существовавшие до проведения очистной выработки. Область, где напряжения превышают уровень первоначального поля напряжений, носит название зоны опорного давления и, по существу, представляет собой зону концентрации напряжений вокруг очистной выработки.



**Рис.16.** Схема деформирования пород вокруг очистной выработки при крутом падении пласта: 1- зона опорного давления; 2 – пласт угля; 3 – зона разгрузки; 4 – эпюры напряжений; 5 – граница области влияния выработки.

Необходимо отметить, что поскольку границы очистной выработки все время перемещаются в пространстве, выделенные зоны также находятся в непрерывном движении, так что породы массива, претерпе-

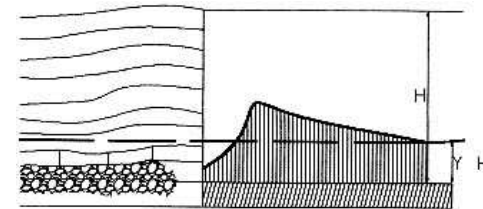
вая изменения состояния, постепенно переходят из одной зоны в другую. Например, под влиянием высоких напряжений в краевой части пласта уголь, непосредственно примыкающий к забою, разрушается, его несущая способность снижается и максимум опорного давления перемещается в глубь массива.

В результате размеры зоны разгрузки увеличиваются, а границы зоны опорного давления отодвигаются от кромки забоя. Разрушенный уголь интенсивно отжимается в выработку, что широко используют в практике для снижения усилий на его отбойку. Подобные же явления отмечают и на рудных месторождениях. Так, при разработке крутопадающих рудных тел непосредственно под горизонтом очистных работ образуется область разрушенной руды, вертикальный размер которой зависит от мощности залежи и угла ее падения.

Параметры зоны опорного давления определяются многими факторами: 1) параметрами начального поля напряжений; 2) размерами и конфигурациями очистных пространств; 3) деформационно-прочностными свойствами массива вмещающих пород, а также 4) способами воздействия на угольный пласт или рудное тело.

Вследствие сложности определения напряженно-деформированного состояния пород вокруг очистных выработок, наибольшее распространение получили способы расчета параметров зоны опорного давления без вычисления компонента полей статических напряжений в массиве, окружающем выработанные пространства. Эти способы основаны на следующих положениях:

1. Если на контуре выработки породы претерпевают значительные пластические деформации или разрушаются, то результирующая эпюра опорного давления имеет вид не плавной кривой (рис.16), а содержит точку перегиба и состоит из двух ветвей, возрастающей и ниспадающей (рис. 17).



**Рис.17.** Эпюра напряжений в зоне опорного давления при разрушении пород на контуре очистной выработки.

2. Параметры зоны опорного давления могут быть определены на основе аппроксимации обеих ветвей, эпюры – некоторыми функциями, конкретный вид которых зависит от принятых допущений.

Однако наиболее надежными являются результаты натурных определений и измерений параметров зон опорного давления, а не расчетные параметры. В частности, многочисленными инструментальными наблюдениями установлено, что пик напряжений в зоне опорного давления обычно располагается от забоя на расстоянии, равном 2-5 мощностям пласта и равен чаще всего  $(2\div 3) \gamma H$ .

Для рудных месторождений закономерности образования зон опорного давления изучены недостаточно. Например, по результатам непосредственных измерений напряжений в массиве пород вокруг камер на Высокогорном железорудном месторождении Урала установлено, что максимальное значение опорного давления при ширине камер 15-60 м составляет  $(3\div 11) \gamma H$ . Этот максимум расположен на расстоянии 2-6 м от границы выработанного пространства.

В условиях мощных крутопадающих пластообразных залежей при разработке системами с обрушением зоны стандартного опорного давления со стороны внешнего блока распространяются ниже горизонта очистных работ на 130-140 м по вертикали. Коэффициент концентрации  $K_{\sigma}$  напряжений составляет в среднем 1,4 (рис. 18). Со стороны лежачего бока зона опорного давления начинается ниже горизонта очистных работ на 30 м и протягивается на глубину до 180 м. Область максимальной концентрации напряжений располагается на глубине 110-120 м, при этом коэффициент концентрации  $K_t$  в среднем равен 1,4.

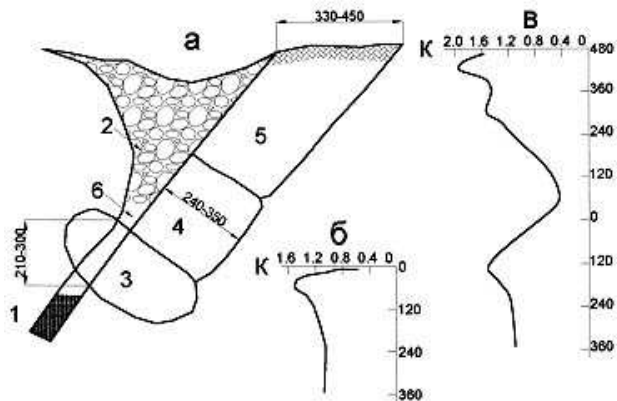


Рис. 18. Распределение напряжений в зоне влияния очистной выемки мощных пластообразных рудных залежей:

а – схемы и размеры зон различного напряженного состояния; б и в – изменение коэффициентов концентрации напряжений в зависимости от расстояния до горизонта очистных работ соответственно у всячего и лежачего боков залежи; 1 – рудное тело; 2 – зона обрушения; 3 – зона опорного давления; 4 – зона разгрузки; 5 – зона сдвига; 6 – зоны разрушенной руды.

В условиях апатитовых месторождений Хибин, разрабатываемых системой с массовым принудительным обрушением, на высоте горизонта 70 м ширина зоны опорного давления составляет 40-70 м.

В недостаточной степени изучены закономерности распространения зоны опорного давления в глубину массива от кровли и почвы очистных выработок, особенно для условий рудных месторождений.

### 8. Периодический характер проявлений горного давления и устойчивости пород кровли в очистных забоях

При широкозахватной и узкозахватной выемках происходит периодическое изменение напряженно-деформированного состояния пород. В то же время выемка угля и передвижение крепи в очистном забое приводят к зависанию консолей пород. Чем прочнее и мощнее слои пород, тем больше предельная длина консолей.

Напряжения в массиве пород, вызываемые ростом консолей слоев пород при продвижении лавы, вызывают деформации и разрушение кровли, ее опускание в призабойном пространстве. Эту долю смещений называют динамической составляющей. Она представляет собой разницу между максимальными смещениями и смещениями, обусловленными статической составляющей.

В итоге, на формирование смещений кровли влияют слои пород как основной, так и непосредственной кровли, зависающие в выработанном пространстве.

С продвижением очистного забоя связано периодическое изменение проявлений горного давления в очистном забое. От изменения размеров консолей пород зависит периодическое изменение напряженно-деформированного состояния пород и угля в призабойной части. Это необходимо учитывать с двух точек зрения: устойчивости пород кровли в лаве; энергозатрат при выемке угля комбайном и изменения интенсивности газовыделения.

Правильное понимание геомеханических процессов, происходящих в кровле угольных пластов, необходимо при выборе инженерных решений.

Шаг обрушения  $L_{nc}$  первого слоя одной литологической разности можно определить в зависимости от мощности этого слоя  $m_{n,c}$ , мощности угольного пласта  $m$  и крепости породы  $f$ :

$$L_{nc} = 1,3 m_{n,c} / m + 1,2f - 4,8. \quad (70)$$

Шаг обрушения основной кровли (более 10м) может быть приблизительно вычислен по формуле:

$$L_{ok} = 1,7 m_{n,k} / m + 1,6f_{ok}^2 + 0,1m_{o,k} - 7,5, \quad (71)$$

где  $m_{n,k}$  – мощность непосредственной кровли;  $f_{ок}$  – крепость пород основной кровли;  $m_{o,k}$  – мощность пород основной кровли.

Большое значение в проявлении горного давления имеют состав и структура пород кровли. Это выражается в различии шагов обрушения отдельных слоев кровли, характера их разрушения и опускания в выработанном пространстве.

Разрушение пород непосредственной кровли начинается с образования в породах трещин. Они бывают:

- параллельно напластованные,
- нормально напластованные,
- наклоненные в сторону массива,
- наклоненные в сторону выработанного пространства.

Для определения устойчивости кровли используют классификации С.Т.Кузнецова:

- (а) – весьма неустойчивые, обрушаются почти сразу после обнажения. Обнажения площадью до  $6 \text{ м}^2$  [(1,4+2,0) 3м] устойчивы не более 5 мин. Затяжка кровли 80-100%.
- (б) – неустойчивые, допускают обнажения до  $8 \text{ м}^2$  [(1,4÷2,0) 4 м] в течение 20 мин. Затяжка кровли от 60-70 до 100%.
- (с) – средней устойчивости, допускают обнажения от 8 до  $50 \text{ м}^2$  [(1,4÷2,0) 25 м] в течение от 20 мин, до 2 часов. Затяжка кровли от 40 до 60-70%.

(d) – устойчивые, допускают обнажения  $50 \text{ м}^2$  [(1,4÷2,0) 25 м] устойчивы не менее 2 час. Затяжка кровли применяется только у заколов и трещин.

(е) – весьма устойчивые, допускают шириной 1,2÷1,5 м по всей длине забоя (80-120 м) в течение 3-4 час. Затяжка кровли применяется только у заколов и трещин.

Главное условие эффективной работы очистных забоев – недопущение обрушений пород непосредственной кровли в призабойном пространстве. Одним из показателей устойчивости кровли в очистных забоях является площадь вывалов пород кровли в процентах от наблюдаемой поверхности кровли.

Можно выделить три варианта формирования вывалов:

I вариант характерен для случая, когда разность сжимающих и растягивающих напряжений в массиве такова, что не приводит к разрушению пород непосредственной кровли в глубине массива. Тогда породы кровли разрушаются непосредственно вблизи забоя.

Во II варианте имеет место разрушение части массива пород на некотором удалении от очистного забоя, равном примерно шагу обрушения основной кровли.

В III варианте непосредственная кровля разрушается впереди лавы на участке длиной, равной

шагу обрушения пород основной кровли. Изменение напряженного состояния в зоне обнажения может вызвать смещение пласта в сторону выработанного пространства. Разрушение угля в этом случае на куски называется отжимом, чаще всего деформации угля у забоя не достигают предельных разрушающих значений.

На отжим угля оказывает влияние множество факторов: ширина призабойного пространства и жесткость крепи, ширина захвата исполнительного органа, способ управления кровлей, глубина разработки, состав вмещающих пород. Управление отжимом должно производиться путем управления основными факторами, определяющими это явление, в первую очередь – зависанием пород основной кровли.

При разработке рудных залежей небольшого простираения обрушение пород кровли может ограничиться только образованием купола обрушения над выработанным пространством, без распространения этого процесса до земной поверхности.

Результаты шахтных измерений показали (Миргалимсай, ВНИМИ, МТИ), что величина средних вертикальных напряжений очень близка к напряжениям, вычисленным с учетом давления на целики всего веса столба пород до поверхности.

## **9. Сдвигение горных пород при очистной выемке**

Под сдвижением понимается смещение горных пород, вызванное производством горных работ и распространяющаяся на всю высоту до земной поверхности. Сдвигение вызывает в породах сжатие, растяжение и сдвиг. Породы при этом деформируются (упруго, упруго-вязко, упруго-вязко-пластично) и разрушаются. Степень деформируемости породного массива зависит от многих горно-геологических и горнотехнических факторов.

В целях обеспечения безопасности и бесперебойной добычи полезного ископаемого нельзя допустить, чтобы этот процесс был произвольным и беспорядочным. В связи с этим применяют различные методы разработки полезных ископаемых, в том числе:

- с обрушением или плавным опусканием вышележащих пород;
- с оставлением (навсегда) целиков полезного ископаемого;
- с закладкой выработанного пространства пустой породой.

*Горное давление в рабочем пространстве очистной выработки проявляется в зависимости от выбранного метода разработки. При работе с обрушением выработанное пространство заполняется разрушенными породами. Причем обрушение кровли происходит в определенной последовательности путем удаления или перемещения специальной посадочной крепи.*

***При оставлении целиков горное давление в выемочных камерах проявляется только в виде соответствующей концентрации напряжений, воспринимаемых целиками.***

При закладке выработанного пространства опускание вышележащего массива происходит в небольшой степени.

Совокупность таких мероприятий носит общее название: управление горным давлением (горное давление – это напряжение в окружающих горную выработку породах). При правильно выбранном способе управления горным давлением обеспечивается безопасность работ, повышается производительность труда, уменьшаются расход материалов и стоимость добычи, а также сокращаются потери полезного ископаемого.

*Схема сдвижений пород.* В подработанной толще в направлении вверх от выработанного пространства выделяются три зоны, которые характеризуются различной степенью нарушенности горных пород: обрушения, прогиба с нарушением сплошности слоев в виде трещин и плавного прогиба без нарушения сплошных слоев.

Зависшие и потерявшие опору на почву пласта слои передают свою массу на окружающие очистную выработку породы, в результате образуется зона опорного давления, где вертикальные напряжения больше  $\gamma H$ .

По характеру деформирования слоев горных пород и причинам, вызвавшим сдвигение, в проработанной толще после окончания процесса сдвигения можно выделить три характерные зоны (рис.19): I – полных сдвижений (разгрузки); IIa, IIб – наибольшего прогиба; IIIa, IIIб – сжатия пород (опорного давления). В зоне полных сдвижений СОД после окончания сдвигения породы занимают положение, параллельное первоначальному.

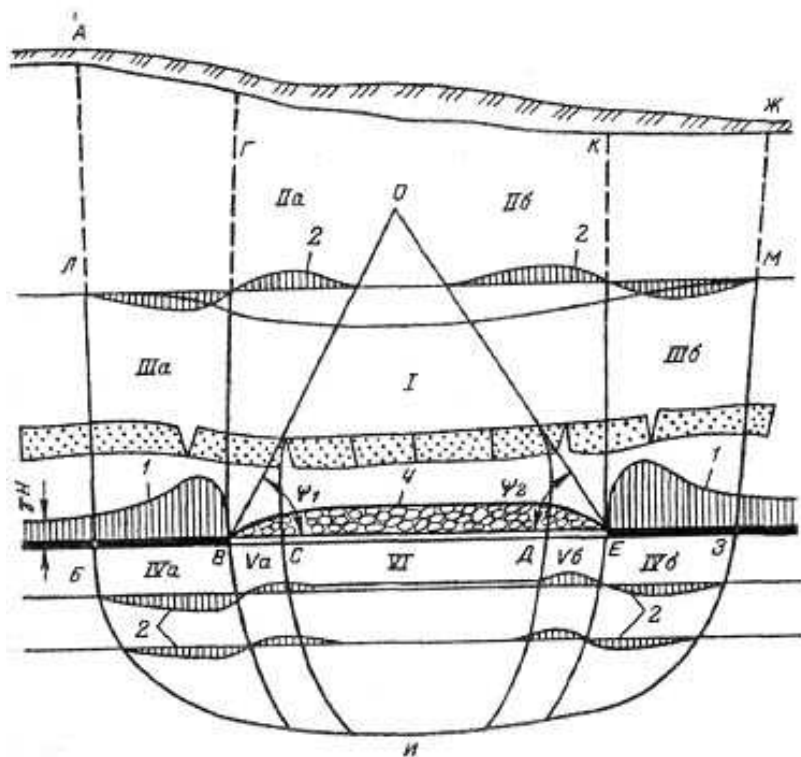


Рис. 19. Схема сдвижений пород по ВНИМИ.

Зона полных сдвижений ограничивается линиями, проведенными от границ выработки под углами полных сдвижений, однако вблизи отработанного пласта граница контура этой зоны не доходит до границ выработки.

Зоны опорного давления распространяются от границ сдвижения подработанного массива ЛБ и МЗ и линий ВГ и ЕК, проведенных через границы выработки. Между зонами полных сдвижений и

опорного давления выделяются зоны наибольшего прогиба (IIa, IIб). В породах почвы пласта происходит образование зон опорного давления и разгрузки. В зонах опорного давления породы сжимаются, а в зоне разгрузки расширяются и поднимаются в сторону выработки (зоны сжатия IVa и IVб, зона неравномерных поднятий Vа и Vб, и зона разгрузки VI).

Внешняя огибающая охватывает перечисленные зоны и образует контур области влияния горной выработки (АЛБИЗМЖ). Часть массива в области влияния очистной выработки, расположенная над пластом, называется подработанной, под пластом – надработанной. Соответственно этому различают зоны разгрузки при подработке и надработке.

Фактическая высота зоны интенсивного разрыхления может быть определена по формуле А.А. Борисова:

$$h_p = (m - h_c) (K_{cp} - 1), \quad (72)$$

где  $m$  – вынимаемая мощность разрабатываемого пласта;  $h_c$  – предел свободного опускания основной кровли;  $K_{cp}$  – средний коэффициент разрыхления.

При пологом падении полного подбучивания пород основной кровли не происходит.

По Г.Н.Кузнецову, обрушение прекращается при

$$h_{n-1} > h_c, \quad (73)$$

где  $h_{n-1}$  – мощность слоя, ограничивающего зону интенсивного разрыхления.

Высота обрушения до уплотнения породы может быть рассчитана по формуле:

$$h = m/K_p - 1, \quad (74)$$

где  $K_p$  – коэффициент разрыхления породы.

*Воронки обрушения.* При разработке рудных месторождений с обрушением налегающей толщи пород повсеместно отмечается явление образования воронок обрушения, выходящих на земную поверхность от очистной выработки.

Характер развития (формопроявление) воронки обрушения угля для различных условий неодинаков. Надежных методов прогнозирования формы воронки обрушения не существует. Характерной особенностью развития воронок обрушения является большая динамичность – со скоростью, достигающей 10 м в сутки. Зависимость диаметра  $\alpha$  воронки обрушения от ее высоты  $H$  (т.е. от глубины разработки) изменяется по криволинейному закону, носящему экспоненциальный характер. Довольно хорошо эта зависимость аппроксимируется параболой вида

$$\alpha^2 = 8H, \quad (75)$$

что впервые установлено В.В. Куликовым.

## **10. Основные принципы выбора способа управления состоянием породного массива при ведении очистных работ**

Особое внимание при выборе способа управления состоянием породного массива в очистных выработках уделяют поведению пород непосредственной кровли (в пределах призабойного пространства) и основной кровли (над призабойным и выработанным пространством). При этом учитывают способность пород кровли к обрушению, высоту зоны обрушения, размеры и длительность сохранения устойчивых обнажений (особенно непосредственной кровли в пределах призабойного пространства), свойства пород почвы (прочность, способность к пучению, сопротивляемость вдавлению в нее стоек крепи и др.), применяемые системы разработки и виды крепи, скорость подвигания очистных забоев, количество и степень выбороопасности разрабатываемых пластов, расстояние между ними, сроки и порядок их отработки, наличие на земной поверхности объектов, подлежащих защите от влияния горных работ, оснащенность забоев машинами и механизмами, их габаритные размеры и т.д.

Степень значимости каждого из перечисленных факторов зависит от конкретных условий: второстепенные в одних условиях могут оказаться определяющими в других, и наоборот. Так, при отработке запасов полезного ископаемого под ответственными сооружениями, плотно застроенными территориями, крупными водными объектами, нередко приходится применять системы разработки с закладкой выработанного пространства, тогда как по прочим факторам было бы вполне возможно применить в этих условиях другие, более производительные и экономичные системы разработки и способы управления горным давлением.

Вместе с тем имеются факторы, которые являются основными при выборе способа управления состоянием пород в большинстве встречающихся в практике случаев. К этим факторам следует отнести

прежде всего способность пород кровли к обрушению, которая положена в основу ряда классификаций. Одной из первых, не потерявших своего значения до настоящего времени, является классификация ВУГИ, табл.8.

**Таблица 9**

**Классификация пород для выбора способа управления горным давлением**

Класс пород	Характеристика пород кровли	Метод управления кровлей
1	2	3
I	В непосредственной кровле залегает толща легко обрушающихся пород. Мощность этой толщи не менее 7-8-кратной мощности разрабатываемого пласта	Полное обрушение

1	2	3
II	В непосредственной кровле залегает толща легко обрушающихся пород. Мощность этой толщи не менее 7-8-кратной мощности разрабатываемого пласта. В основной кровле залегает трудно обрушающиеся породы.	Частичное обрушение
III	В непосредственной кровле залегает относительно мощный пласт труднообрушающихся пород. В отдельных случаях непосредственная кровля отсутствует и над пластом залегает основная кровля, допускающая обнажения на значительной площади.	Частичная закладка
IV	В непосредственной кровле залегают породы, обладающие способностью плавного опускания без значительных разрывов и трещин (при незначительной мощности пласта до 0,8-1,0 м).	Плавное опускание

Имеется классификация горных пород кровли по обрушаемости, в которой в качестве классификационного признака принят шаг обрушения. К весьма легкообрушающимся отнесены породы, имеющие шаг обрушения не менее 0,5 м, к легкообрушающимся – не менее 2 м, к среднеобрушающимся – не менее 5 м, к труднообрушающимся – не менее 10 м, к весьма труднообрушающимся – более 10 м.

Способы управления кровлей разделяют на следующие группы:

- естественное поддержание очистного пространства;
- обрушение пород кровли в выработанное пространство;
- искусственное поддержание кровли в выработанном пространстве.

Естественное поддержание очистного пространства осуществляется за счет естественной устойчивости окружающих пород и еще не выработанных целиков полезных ископаемых. Для регулирования деформации кровли при этом принимают соответствующие форму и размеры очистного пространства, размеры и расположение целиков.

При разработке месторождений полезных ископаемых лимитирующим элементом часто является кровля выработки, поскольку именно здесь в первую очередь возможно образование областей растягивающих напряжений, к которым особенно чувствительны горные породы вследствие своих структурных особенностей и деформационно-прочностных свойств. Наряду с этим в кровле очистных выработок, особенно в областях, примыкающих к целикам, могут образовываться зоны действия высоких сжимающих напряжений однородных пород.

Задача определения параметров устойчивых очистных выработок может быть сведена к нахождению размеров предельных обнажений пород в кровле выработок.

В основе определения предельных размеров обнажений пород лежат предрасчеты напряжения деформированного состояния пород вокруг очистных выработок и сравнение их с соответствующими критериями. В качестве таких критериев могут быть приняты либо деформации и напряжения, либо размеры областей или зон, где проявляются, концентрируются опасные деформации и напряжения. Например, одиночный пласт, разработанный системами с длинными забоями.

При решении различного рода задач об устойчивых и предельных значениях обнажений кровли горных выработок удобно в расчетах заменять реальную задачу фиктивной о предельных пролетах эквивалентной балки. Пролет такой балки также называется эквивалентным.

Величина эквивалентного пролета по В.Д.Слесареву определяется по формуле:

$$L_{\text{э}} = 2R_r = 2S/P_n, \quad (76)$$

где  $R_r$  – гидравлический радиус, м;  $S$  – площадь обнажения кровли;  $P_n$  – закрепленный периметр обнажения кровли, м.

Для прямоугольного обнажения кровли эквивалентный пролет получен по формуле:

$$L_{\text{э1}} = ab / a+b,$$

где  $a, b$  – стороны обнажения кровли. Обозначив  $ab = n$ , получим

$$L_{\text{э1}} = b n / n+1 = \varphi a/b.$$

Более правильно эквивалентный пролет получают, приравнивая максимальные напряжения для прямоугольной плиты и балки.

Для жесткой плиты, закрепленной по контуру и нагруженной равномерно распределенной нагрузкой, максимальное напряжение на контуре

$$\sigma_{\text{max.k}} = 1/4\beta(a/b) (1-\mu^2) q(b^2 / h^2), \quad (77)$$

где  $\mu$  – коэффициент поперечной деформации  $q$ ; – интенсивность нагрузки;  $h$  – мощность кровли;  $\beta(a/b)$  – функция, значения которой составляют:

a/b	1,00	1,25	1,50	1,75	2,20
$\beta(a/b)$	1,232	1,595	1,816	1,960	1,989

Для однопролетной балки с защепленными концами, нагруженной равномерно распределенной нагрузкой, максимальное напряжение у опоры

$$\sigma_{\text{max.оп}} = 1/2 q l^2 / h^2. \quad (78)$$

При равенстве этих максимальных напряжений:

$$L_{\text{з2}} = b \sqrt{\frac{1}{2} \beta (a/b) (1 - \mu^2)} \quad (79)$$

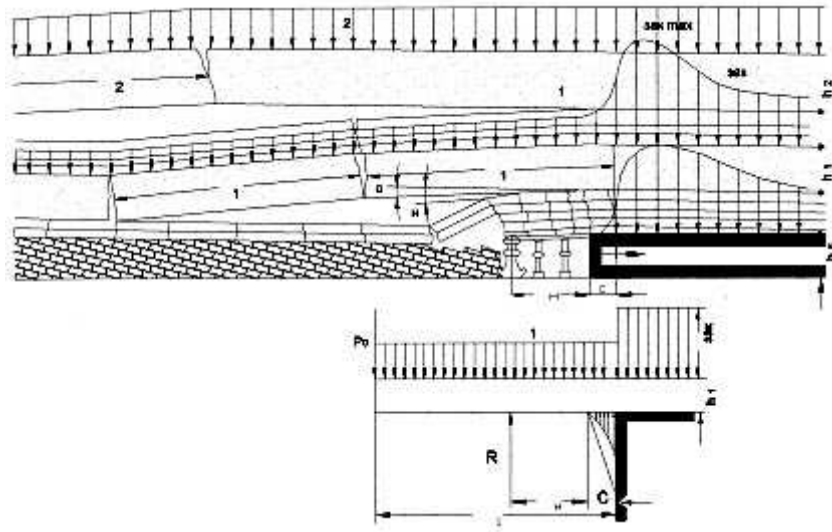


Рис.20. Схема для определения шага обрушения основной кровли по А.Борисову

$$L_1 = \sqrt{q_{\text{зак}} / q [h_1^2 / 6 \times \sigma_{\text{из}} / q_{\text{зак}} - (X + 1/2 \beta^2)]}, \quad (80)$$

где  $L_1$  – шаг обрушения основной кровли, м;  $C$  – ширина краевой зоны пласта, подвергающаяся весьма сильным деформациям, превосходящим допустимые;  $q_{\text{зак}}$  – величина закрепляющей нагрузки, МПа,  $\gamma_{\text{ср}} h$ ;  $\varphi$  – параметр, определяемый опытным путем  $\varphi \approx 0,5 \div 0,7 \text{ м}^2$ ;

$$\beta^2 = \sqrt{E_{\text{пл}} / 4hbE_1 J_1};$$

$E_{\text{пл}}$  – приведенный модуль упругости  $E_{\text{пл}} = E_m / (1 - \mu^2)$ ;  $E_m$  – модуль продольной упругости пласта;  $h$  – мощность пласта, м;  $J$  – момент инерции;  $b$  – мощность основной кровли, м;  $\sigma_{\text{из}}$  – прочность на изгиб, МПа.

Консольная плита полностью теряет свою несущую способность при  $q_{\text{зак}} > 0,8 \sigma_{\text{сж}}$ . (81)

В работе непосредственной кровли имеются два режима: 1) начального движения, охватывающего период от начала проведения разрезной печи до первого обрушения непосредственной кровли; 2) установившегося движения, начинающегося вслед за первым обрушением и продолжающегося до окончания отработки участка, панели, этажа.

Взаимодействие основной и непосредственной кровли – это сложный процесс. Предельный пролет непосредственной кровли до первого обрушения при  $a/b > 2,5$  исходя из теории плит определяется по А.А.Борисову.

$$L_H = K_{\text{из}} \sqrt{(2\sigma_{\text{из}} \times h_H^2) / (q_H^2 / q_H - 2\mu_H^2)}, \quad (82)$$

где  $K_{\text{из}}$  – коэффициент уменьшения пролета вследствие ползучести при изгибе;  $q_H$  – интенсивность нагрузки на непосредственную кровлю МПа;  $h_H$  – мощность непосредственной кровли, м;  $\mu_H$  – коэффициент Пуассона для непосредственной кровли; или по В.Д.Слесареву

$$L_H = 2,44 h_H \sqrt{\sigma_p \times h_H}. \quad (83)$$

При  $a/b < 2,5$  представляет собой эквивалентный пролет и может быть определен по формулам:

$$L_H = b \sqrt{(1/2 \times 2\sigma_{\text{из}} \times h_H^2) / (q_H^2 / q_H - 2\mu_H^2)} \quad (84)$$

$$L_H = 2,44 h_H \sqrt{\sigma_p \times h_H}.$$

Значение предельного пролета при разработке крутых пластов определяется

$$L_{\text{пр}} = \sqrt{2h\sigma_p / \gamma \cos \alpha} \quad (85)$$

или по А.А.Борисову

$$L_{\text{пр}} = \xi \sqrt{h^2 / 4 \text{tg}^2 \alpha + 2h\sigma_p / \gamma \cos \alpha - h / 2 \text{tg} \alpha}, \quad (86)$$

где  $h$  – мощность слоя;  $\xi$  – коэффициент ползучести при изгибе.

Доказано, что устойчивость обнажения при относительно малой его длине (1) (менее двойной ширины (b) зависит от его площади (S)

$$l < 2b \text{ lxb} < S_{\text{пред}}. \quad (87)$$

При большой длине  $l$  (более двойной ширины) устойчивость обнажения зависит только от его ширины, а длина и, следовательно, площадь здесь уже не играет роли

$l < 2b$   $b < b_{\text{предельный пролет обнажения}}$ .

(88)

В общем случае

$$b_{\text{пред}} = b_{\text{пред.баз}} \times \sqrt{\frac{(H_{\text{баз}} K_{\text{баз}} (\cos \alpha_{\text{баз}} + (\mu/1 - \mu \sin \alpha_{\text{баз}})) / НК (\cos \alpha_{\text{баз}} + (\mu/1 - \mu \sin \alpha_{\text{баз}}))}{t}} \quad (89)$$

где  $b_{\text{пред}}$  – предельный эквивалентный пролет обнажения;  $H$  – глубина от дневной поверхности;  $K$  – поправочный коэффициент (от 0,4 до 1), учитывающий, что часть веса налегающих пород передается на окружающий массив как опорное давление;  $\alpha$  – угол наклона обнажения к горизонту;  $\mu$  – коэффициент поперечной деформации;  $t$  – время стояния обнажения;  $\text{баз}$  – индекс базисных условий.

*Обрушение пород кровли* в выработанное пространство может производиться либо по всей площади выработанного пространства, либо частично в заранее запланированных местах. В первом случае управления кровлей называют полным обрушением, во втором – частичным.

Полное обрушение – это периодически, по мере продвижения очистного забоя обрушение пород кровли за пределами призабойного пространства в целях уменьшения давления на крепь. Расстояние, через которое производится искусственное обрушение, называется шагом посадки.

Пологие пласты обрушаются путем искусственного разрушения крепи за пределами призабойного пространства, а также искусственного или произвольного разрушения кровли.

Управление кровлей полным обрушением может производиться при следующих условиях:

- мощность пласта при металлических призабойных и посадочных стойках и металличе-

ских кострах должна быть  $\geq 0,5$  м, а при деревянных стойках –  $\geq 0,7$  м;

- почва не должна допускать значительного вдавливания крепи.

Выделяют три типа труднообрушаемой кровли:

ли:

- 1) – мощные слои труднообрушаемых пород залегают в непосредственной кровле пласта и обрушаются при значительных площадях обнажения, т.е.  $(16 \div 18) 10^3 \text{ м}^2$ ,  $\sigma_{\text{сж}} > 80 \text{ МПа}$ ;
- 2) – мощные прочные слои труднообрушаемых пород залегают на слоях непосредственной кровли мощностью не более двухкратной мощности пласта и имеют мощность от 5 до 45 м при  $\sigma_{\text{сж}} > 70 \text{ МПа}$ ;
- 3) – в непосредственной кровле глинистые или песчаные сланцы имеют мощность  $(2 \div 4) \text{ м}$ . Основание кровли представлено прочными породами (70 МПа) мощностью 6-40 м.

Для полной посадки труднообрушаемых основных кровлей в лавах:

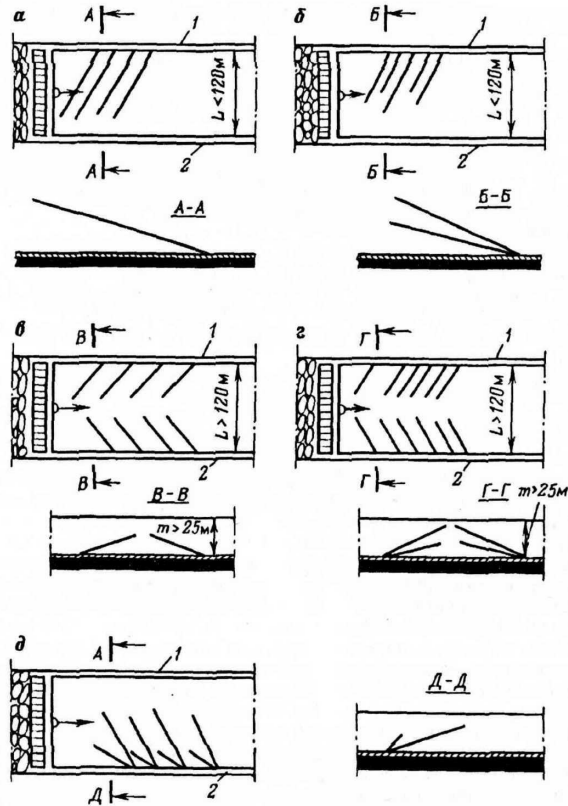
- определяют необходимые мощности непосредственной кровли;
- рассчитывают сопротивление крепи;
- применяют различные методы, облегчающие посадки;
- используют гидрообработку (увлажнение и гидровзрывы), рис.21.

Радиус эффективного влияния при увлажнении

(м)

$$R_{\text{эф}} = \sqrt{Q_{\text{общ}} / (\pi l_{\text{ф}} m_{\text{эф}})}, \quad (90)$$

где  $Q_{\text{общ}}$  – общий объем жидкости, введенной в скважину,  $\text{м}^3$ ;  $l_{\text{ф}}$  – длина фильтруемой части скважины, м;  $m_{\text{эф}}$  – эффективная пористость.



**Рис.21.** Способы расположения скважин при гидрообработке:  
 а) односторонняя одноярусная; б) двусторонняя одноярусная;  
 в) односторонняя двухъярусная; г) двусторонняя двухъярусная;  
 д) кустовая; 1 – вентиляционный штрек; 2 – конвейерный штрек.

При управлении кровлей частичной закладкой непосредственная и основная кровли поддерживаются бутовыми полосами (рис. 22).

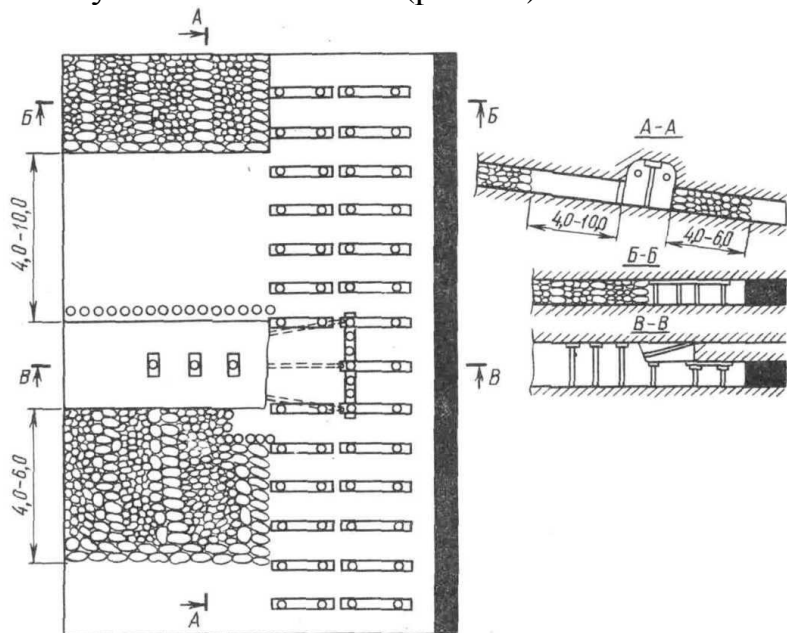


Рис.22. Управление кровлей частичной закладкой.

**Искусственное поддержание кровли в выработанном пространстве заключается в уменьшении давления горных пород на призабойную крепь путем создания искусственной опоры под нависающими консолями пород кровли.**

С целью регулирования размеров обнажений пород в выработанном пространстве часто оставляют целики, т.е. нетронутые участки рудного тела, пласта или вышеуказанных пород. При этом в зави-

симости от применяемой технологии целики или извлекают после обработки основной части полезного ископаемого на участке, горизонте или же оставляют в недрах, что естественно приводит к увеличению потерь полезных ископаемых. Извлечение целиков, как правило, сопровождается трудностями в организации и обеспечении работ, а иногда требует применения специфических систем разработки.

Целики предназначены для предотвращения развития недопустимых деформаций в массиве окружающих пород и предотвращение увеличения размеров зон разрушения. В зависимости от того, для чего они предназначены и каковы сроки их существования, целики подразделяют на несколько видов. Целики, предназначенные для охраны сооружений поверхностного комплекса шахт и рудников от вредного влияния очистных работ, называют *предохранительными*, срок их службы составляет обычно несколько десятилетий и часто совпадает с общим сроком эксплуатации горнорудного предприятия. Для охраны капитальных вскрывающих выработок (стволов, штолен, штреков или квершлагов) оставляют соответствующие охранные целики (околоствольные, околоштольневые, над- и подштрековые). Срок их службы также весьма длителен.

В случаях, если оставляют целики излишне больших размеров, это приводит к неоправданным

потерям, если же размеры целиков недостаточны, то происходит их разрушение, которое влечет за собой перераспределение напряжений в окружающем массиве пород, часто в обширных областях. Поэтому определение предельно допустимых размеров обнажений пород в очистных выработках и расчет оптимальных параметров целиков являются весьма актуальными.

Все многообразие пространственных схем расположения целиков, встречающихся при разработке пластовых и рудных месторождений, может быть сведено к следующим основным случаям:

а) неограниченная периодическая последовательность одинаковых по своим размерам и формам междукламерных, околоштрековых и других целиков;

б) неограниченная периодическая последовательность целиков различных размеров и форм;

в) бессистемное расположение целиков различных размеров и конфигураций в плане.

При этом по конфигурации горизонтальных сечений различают целики *ленточные* и *столбчатые*.

*Поскольку очистные выработки и целики образуют единую пространственную систему в массиве горных пород, их оптимальные параметры должны быть взаимосвязаны и взаимобусловлены. С параметрами очистных выработок и целиков непосредственно связаны*

*размеры области массива пород, которые вовлекаются в процесс деформирования при ведении очистных работ. Поэтому для обоснованного определения оптимальных параметров систем разработки, в частности размеров очистных выработок и целиков, требуется анализировать напряженно-деформированное состояние системы целик – очистная выработка – толща вмещающих пород.*

*Обычно в каждом конкретном случае стремятся выявить наиболее слабое звено – лимитирующий элемент, устойчивое состояние которого предопределяет состояние всех остальных звеньев, и исходя из параметров этого элемента устанавливают остальные параметры системы разработки. Подобными лимитирующими элементами являются целики или кровля камер, реже – вышележащая толща пород.*

*Для расчета оптимальных параметров очистных выработок и целиков необходимо:*

*а) установить характеристики нагрузок, действующих в массиве пород, вмещающем элементы системы разработки, размеры которых подлежат определению;*

*б) по значениям нагрузок вычислить параметры вызываемых ими напряжений и деформаций в потолочинах и целиках;*

*в) на основании вышеперечисленных характеристик напряженно-деформированного со-*

*стояния и сравнения их с деформационно-прочностными параметрами пород, слагающих потолочины, кровлю и целики, оценить несущую способность и устойчивость этих элементов.*

*Расстояние между опорными целиками принимают обычно от 6 до 20 м в зависимости от допустимого пролета обнажения кровли.*

*Необходимые поперечные размеры целика находят из условия:*

$$S\gamma_{НК} / S \leq \sigma_{сж} K_{форм} / n , \quad (91)$$

где  $S$  – площадь кровли, поддерживаемая целиком;  $\gamma$  – объемный вес налегающих пород;  $K$  – коэффициент, учитывающий, что часть давления налегающей толщи передается на окружающий массив;  $S$  – площадь поперечного сечения целика,  $m^2$ ;  $\sigma_{сж}$  – прочность руды на одноосное сжатие  $тс/m^2$ ;  $n$  – запас прочности, учитывающий неравномерность распределения нагрузки между разными целиками и неравномерность напряжений по сечению целика (3-5) (2-3).

*Изоляция подземных пустот.* При разработке рудных месторождений системами с магазинированием руд, поэтажными штреками и ортами, сплошной и камерно-столбовой образуются подземные пустоты, которые отличаются разнообразием форм и зависят от размеров конфигурации обрабатываемых залежей (линзы, штоки, различные гнезда и т.д.).

Образование подземных пустот значительных размеров при отсутствии планомерной их ликвидации после окончания очистной выемки создает небезопасные условия труда вследствие возможных самообрушений потолочин камер или вмещающих пород. При таких обрушениях помимо разрушения выработок, расположенных в непосредственной близости к пустоте, возможны серьезные аварии, вызываемые воздушными ударами и на значительном удалении от места обрушения. Явление воздушного удара заключается в том, что выталкиваемый обрушающимися породами воздух, заключенный в объеме пустоты, проходя со значительной скоростью по выработкам, оказывает действие, аналогичное опустошительному урагану, сметающему все на своем пути. В результате мгновенного протекания процесса, обусловленного временем свободного падения руды или пород, заключенный в пустоте воздух объемом иногда в несколько сотен тысяч кубометров выталкивается под давлением и с большой скоростью в выработки небольшого сечения. При воздушных ударах значительной силы разрушаются крепь выработок, кабельная сеть, трубопроводы, вентиляционные перемычки, иногда и стволы шахт.

Так, например, на рудниках Атлантик и Ульверин (США) сила воздушного удара при одной из катастроф была настолько велика, что из ствола шахты были выброшены обломки руды на высоту 45 м.

Целый ряд самообрушений на рудниках Криворожского бассейна, Джекказагана и других причинил немало вреда производству, нарушая ритмичную работу шахт. Так, в Джекказагане, первое крупное обрушение кровли площадью  $1000 m^2$  с разрушением двух отдельных целиков произошло в январе 1955 г. на горизонте 295 м на шахте «Кресто-Запад». Мощность обрушенного слоя была равна 4 м. В последующем на этом же участке произошло дополнительное обрушение на площади  $400 m^2$ . Здесь было раздавлено 19 опорных и 7 панельных целиков.

Все это заставляет изменить существующее ранее мнение о невозможности самообрушения налегающей толщи пород и поверхности в условиях Джебказганского рудника и подходить более глубоко к вопросу погашения подземных пустот.

На руднике в настоящее время предпринимаются меры, обеспечивающие создание надежных опор, противостоящих действующему горному давлению при таких значительных площадях разработки, как оставления массивных рудных целиков, создание искусственных бетонных опор, укрепление рудных целиков путем заполнения камер твердеющей закладкой.

Значительный объем подземных пустот накоплен также на рудниках Кыргызстана. Разработка месторождений руд цветных и редких металлов в условиях Кыргызстана имеет характерные особенности, связанные с геологическим строением, горнотехническими факторами и масштабами работ. Основные из этих особенностей:

1. Большинство месторождений представлено гнездовыми телами или сравнительно небольшими пластовыми залежами.
2. Рудные месторождения, как правило, представлены залежами с весьма сложными элементами залегания и неравномерным содержанием металлов.
3. Многие рудники расположены в горных районах на большой высоте и поверхности рудных полей представлены гористой и скалистой местностью, в основном не застроенной различного рода сооружениями.
4. Неравномерность распределения металлов и отсутствие на большинстве месторождений четких контактов рудных тел с вмещающими породами затрудняют применение систем с отбойкой глубокими скважинами из-за потерь и разубоживания руды, поэтому на большинстве рудников производится мелкошпуровая отбойка.

*Способы погашения подземных пустот.* Применяют следующие способы:

- 1) обрушение вышележащих пород взрывными работами;
- 2) закладка выработанного пространства различными материалами: хвостами обогатительных фабрик, шлаком, пустой породой;
- 3) изоляция выработанного пространства искусственными сооружениями.

Характерным для первого метода являются: опасность, связанная с производством работ над пустотой в потолочине; большой объем нарезных работ, весьма трудоемких и малоэффективных; трудные условия проходки и забойки выработок; большой расход ВВ.

На Хайдарканском руднике при доработке запасов открытым способом производилось погашение подземных пустот следующим образом. Потолочины камер, мощностью от 10 до 30 м, обуривались станками канатно-ударного бурения. Примененные ВВ – в основном зарногранулит 90/20 удельный расход которого составляет  $0,44 \pm 0,49$  кг/м<sup>3</sup>.

Погашение подземных пустот массовыми взрывами скважинных зарядов широко применяют на Блявинском, Старо-Сибайском, Алтын-Тоинацком, Лениногорском месторождениях. На некоторых месторождениях в качестве способа ликвидации подземных пустот применяют закладку выработанного пространства. Закладка не устраняет напряжения в массиве окружающих пород, она только уменьшает возможность внезапного обрушения. Здесь в первую очередь устраняется опасность воздушных ударов.

В зависимости от способов производства работ различают следующие закладки:

- 1) самотечную, при которой закладочный материал перемещается в выработанное пространство под действием силы тяжести;
- 2) механическую, когда закладочный материал размещается в выработанном пространстве специальными механизмами и машинами (специальные установки, метательные машины);
- 3) гидравлическую – закладочный материал, предварительно смешанный с водой, по трубам перемещается под действием сжатого воздуха.

Плотность и усадка закладочного материала – главные свойства, характеризующие его надежность – зависят от гранулометрического состава закладочного материала, твердости, прочности и формы его кусков, а также от способа укладки материала в выработанном пространстве.

Так, на Миргалымсайском руднике из существующих способов погашения подземных пустот выбрали закладку выработанного пространства, т.к. затраты на закладку подземных пород хвостами обогати-

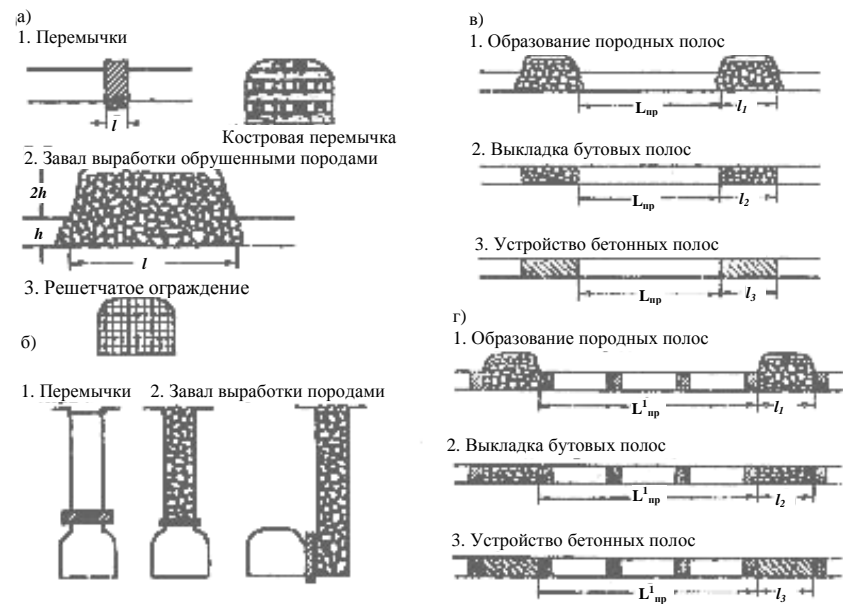
тельной фабрики намного меньше затрат на погашение выработанного пространства. Всего было заложено 150 тыс. м<sup>3</sup> подземных пустот.

Наиболее перспективный вид твердеющей закладки – бетонозакладка. Она применяется, в основном, для заполнения выработанных пространств между целиками и блоками руды с целью облегчения последующей их выемки – этот метод широко применяют на Зырянском руднике, руднике Текели, руднике Норильского комбината.

Способ изоляции выработанного пространства заключается в изолировании подземных пустот от выработок шахты путем устройства искусственных сооружений: барьерных и ленточных целиков, создание полос из закладки или обрушенных пород, перемычек, обрушения кровли подходов выработок, непосредственным соединением подземных пустот с поверхностью.

В некоторых случаях изоляция подземных пустот производится путем обрушения кровли подходов выработок. Кровлю подрывают на высоту примерно равную двум высотам заваливаемой выработки. Такой метод изоляции пустот довольно прост, требует небольших затрат труда и средств и может быть применен на любом руднике, где имеется опасность воздушных ударов из-за управляемого обрушения кровли выработанного пространства.

Для изоляции подземных пустот в зависимости от их размеров можно применять различного рода искусственные сооружения (рис.23а-д) глухие и костровые перемычки (23а), защитные полосы из обрушенных пород, закладки, завал подходов выработок (23б) обрушенными породами оставление барьерных и ленточных целиков, соединение пустот с поверхностью. Выбор изоляционных перемычек и соединений зависит от величины возможных скоростей воздушного потока и назначения изолирующих устройств.



**Рис.23.** Изоляционные перемычки, установленные: а) в горизонтальных выработках; б) в вертикальных выработках; в) в очистном пространстве: при сплошной выемке (в), при камерно- столбовой системе (г).

В очистных выработках применяются следующие изолирующие устройства и сооружения:

1. Породные полосы, образованные путем подрывки кровли взрывными работами на высоту (23 в,г), равную двум высотам камеры. Такой метод изоляции можно применять при сравнительно небольшой мощности залежи.
2. Бутовые полосы, выкладываемые из пустой породы, добываемой попутно, привозимой извне или путем подрывки вышеупомянутых пород (23 в,г)
3. Бетонные или шлакобетонные полосы (23д)

Длина завала с учетом ударной волны определяется по формуле

$$l = C_x \gamma V^2 / gf \gamma_1 \quad (91)$$

где  $C_x$  – безразмерный коэффициент лобового сопротивления (1,1 – 1,027);  $\gamma$  – удельный вес воздуха, кг/м<sup>3</sup>;  $g$  – ускорение силы тяжести, м/сек;  $\gamma_1$  – объемный вес породы, кг/м<sup>3</sup>;  $f$  – коэффициент внутреннего трения породы;  $V$  – скорость воздушного потока, м/сек.

Расстояние между изоляционными полосами ориентировочно определяют:

$$L_{пр} = 2\sigma_{сж}Hn_3 / \gamma_1(\sigma_c + \gamma_1H)n_3 - \sigma_{сж} \text{]tg}\delta, \quad (92)$$

где  $H$  – глубина разработок, м;  $\sigma_{сж}$  – предел прочности породы на сжатие т/м<sup>3</sup>;  $n_3$  – коэффициент запаса прочности ( $\approx 2$ );  $\gamma$  – объемный вес пород т/м<sup>3</sup>;  $\delta$  – угол обрушения горных пород.

### 11. Управление породного массива кровли крепями

По принципиальной схеме конструкции все крепи разделяются на индивидуальные, секционные, комплексные и агрегатные.

*Индивидуальная крепь* состоит из стоек и верхняков. Они могут иметь разные конструкции и различные зависимости между реакцией  $R$  и просадками  $\Delta h$ , т.е. перемещением опоры в направлении действия силы. Эта зависимость определяется одним из углов наклона характеристики крепи к оси деформации  $\beta$  или к оси реакции  $\omega$  (рис.24).

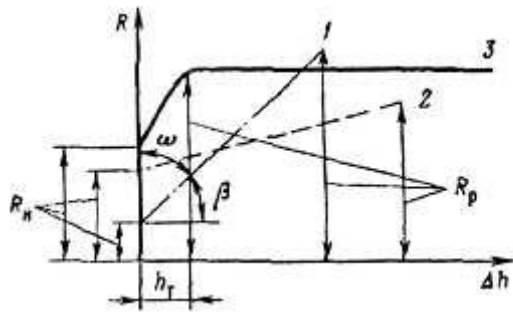


Рис. 24. Рабочие характеристики стоек.

При прямолинейных характеристиках крепи отношение  $R/\Delta h$  отражает жесткость крепи. Обратное отношение  $\Delta h/R$ , отражает податливость крепи и характеризует уменьшение нагрузки на стойку.

По А.А.Борисову все виды крепи разделяются на три типа:

I ( $0 < \text{tg}\beta < \infty$ ) – нарастающего сопротивления, у которых  $R=f(\text{tg}\beta)$ . Их обычно делят на крепи крутонарастающего и пологонарастающего сопротивления;

II ( $\text{tg}\beta=0$ ) – постоянного сопротивления, имеющих  $R=\text{const}$  (рис.25).

III ( $\text{tg}\beta \rightarrow \infty$ ) – жесткие.

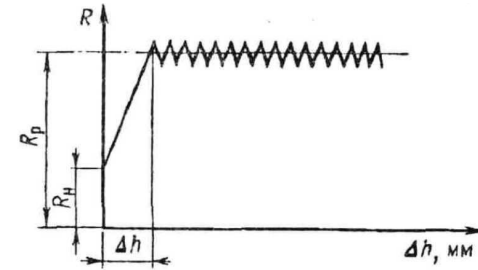


Рис. 25. Характеристики стойки крепи постоянного сопротивления.

Основные технологические характеристики крепи: начальный распор, начальное сопротивление, раздвижность, нормальное рабочее сопротивление стойки, максимальная расчетная посадка, несущая способность.

Под *начальным распором* понимают начальное усилие, создаваемое в стойке при ее установке в рабочее положение. После установки стойка начинает сопротивляться опусканию пород кровли и проседать только после преодоления ее начального сопротивления  $R_n$ .

*Нормальное рабочее сопротивление* стойки  $R_p$  представляет собой среднее значение максимально достижимого сопротивления стойки опусканию кровли. Изменение сопротивления стойки опусканию пород кровли при ее податливости называют *рабочей характеристикой стойки*.

Под действием давления пород кровли длина стойки уменьшается на величину *просадки стойки*. После максимальной посадки несущая способность крепи оказывается исчерпанной и тогда происходит ее разрушение.

Важной характеристикой крепи является ее *раздвижность* – предельно допустимое увеличение длины стойки за счет выдвигной части.

*Призобойные и посадочные* стойки могут быть стойками трения и гидравлическими.

Посадочные: деревянные (органные), металлические, например ОКУ. Это раздвижные податливые стойки с рабочей характеристикой нарастающего сопротивления. Их устанавливают на пласты с углом падения до  $25^{\circ}$  мощностью 0,45-2 м. В зависимости от типа и размера податливость стоек изменяется от 40 до 140 мм, а рабочее сопротивление – от 1000 до 2000 кН.

Механизированной называют самопередвигающуюся крепь, преимущественно гидрофицированную, которая ограждает призабойное пространство и механизмирует процессы крепления, управления кровлей и передвижки забойного конвейера.

Принципиальные схемы механизированных крепей следующие (рис. 26, 27)

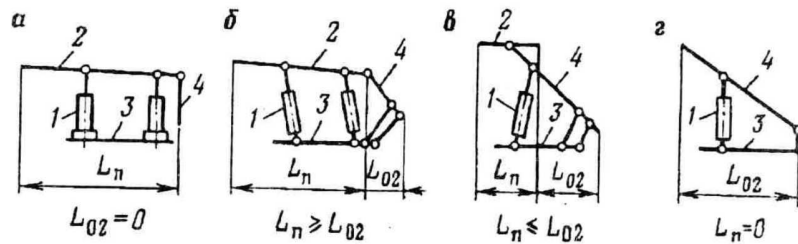


Рис. 26. Принципиальные схемы механизированных крепей:

а) поддерживающей элементы: 1 – несущие, 2 – поддерживающие, 3- опорные, 4 – защитные или оградительные; б) поддерживающие – оградительной:  $L_n$  – проекция поддерживающих элементов на горизонтальную плоскость,  $L_{02}$  – проекция оградительных элементов; в) ограждительно-поддерживающей; г) ограждительной.

Обеспечение устойчивости пород кровли в призабойном пространстве – основное условие производительной работы очистного забоя. Состояние пород кровли в призабойном пространстве зависит как от состава пород, так и от крепи и ее параметров.

По устойчивости кровли разделяют три класса:

I – неустойчивая ложная, представленная слоями глинистых и песчаных сланцев мощностью не более 0,1-0,2м и прочностью на сжатие 15-20 МПа, а также породы, нарушенные густой трещиноватостью;

II – средней устойчивости, представленная глинистыми и песчаными сланцами мощностью отдельных слоев 0,2-0,5м и  $\sigma_{сж} = 50-70$  МПа;

III – устойчивая с отдельными слоями мощностью более 0,8-1,0 м и прочностью 70 МПа.

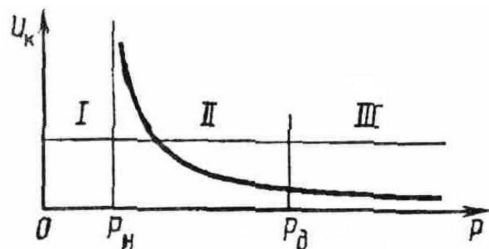
Конструктивная схема секции	Однорядная	Двухрядная	Трехрядная
Одностоечная			
Рамная	—		
Кустовая			

Рис. 27. Принципиальные схемы секций механизированных крепей: 1 – перекрытие; 2 – стойки; 3 – основание.

По результатам многочисленных экспериментов по выбору сопротивления кровлей в очистных забоях установлена гиперболическая зависимость между сопротивлением крепи и относительной конвергенцией. При удельном сопротивлении крепи в пределах 30-100 кН/м<sup>2</sup> кривая падает круто, а при больших значениях – выполаживается (рис.28).

Удельное сопротивление крепи, КН/м <sup>2</sup>	50	800	100
Относительная конвергенция, мм/м	80	40	очень малая

Это объясняется тем, что если непосредственная кривая прижата к основной, то происходит их совместное оседание, чему сопротивление крепи вряд ли может воспрепятствовать.



**Рис. 28.** График зависимости между смещениями кровли и сопротивлением крепи:  
 $P_n$  – сопротивление, соответствующее величине заданной нагрузки в данных условиях,  
 $P_d$  – наименьшее сопротивление, при котором почти вся величина смещений кровли обусловлена заданной непреодолимой деформацией.

Из графика видно, что управляемость смещениями кровли путем изменения сопротивления крепи возможна лишь в пределах участка II. При конструировании крепи нужно обеспечить такое ее оптимальное расчетное сопротивление  $P_{ок}$ , которое позволило бы управлять кровлей в пределах этого участка, т.е.  $P_{ок} = P_d$ .

Уравнение гиперболы для определения связи между смещениями и сопротивлением крепи:

$$U_k = a/P - b, \quad (92)$$

где  $U_k$  – податливость гидростоек крепи, мм; а и b – эмпирические коэффициенты; P – сопротивление гидростоек, кН.

Таким образом, при работе крепи в режиме взаимовлияющей деформации важное значение имеет расчетное сопротивление крепи, а также расстояние первого ряда стоек крепи от забоя, характеризующее ширину призабойного пространства.

С увеличением глубины разработки в очистных забоях значительно осложняются условия ведения очистных работ и снижается нагрузка на забой. Объясняется это тремя причинами: 1) геомеханической – из-за напряженного состояния массива; 2) динамической – в связи с усилением на шахтах газоносности угольных пластов; 3) термодинамической – обусловленной ростом температуры пород с увеличением глубины.

По первой причине В.П.Зубов выделил малые, средние и большие глубины. Малые глубины характеризуются интенсивностью обрушений пород в призабойном пространстве лав, главным образом осадками основной кровли  $\eta < \sigma_n / \sigma_{сж}$ , где  $\sigma_n$  – напряжение в нетронутым массиве,  $\sigma_{сж}$  – предел прочности на одноосное сжатие непосредственной кровли.

На средних глубинах разработки интенсивность обрушений кровли в призабойном пространстве в равной степени обусловлена осадками основной кровли и нарушением непосредственно непосредственной кровли впереди забоя лавы трещинами эксплуатационного происхождения  $\eta = 0,4-0,6$ .

Большие глубины разработки – это такие, при которых основной причиной обрушения кровли в призабойное пространство является нарушение пород непосредственной кровли впереди забоя лавы трещинами эксплуатационного происхождения  $\eta > 0,61$ .

Новый подход к пониманию глубоких выработок предложен Е.И.Шемякиным: за критерий для отнесения выработки к глубоким следует принять наличие горизонтальной дезинтеграции горных пород. В этом случае все выработки можно делить только на две группы: глубокие и неглубокие. Если вблизи выработки имеется зональная дезинтеграция пород, то эта выработка – глубокая, в противном случае – неглубокая.

### III. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

#### 12. Зона влияния очистных работ впереди, позади очистного забоя

Существует особенность деформирования пород вокруг подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ: оно происходит в нарастающем поле напряжений, накладывающимся на поле напряжений одиночной выработки, в которой происходит увеличение размеров зон разрушения и упруго-вязких деформаций. Наиболее интенсивен этот процесс в 10-20 м впереди очистного забоя.

Важной характеристикой деформации массива является коэффициент расширения пород. Его изменение определяют путем наблюдения за перемещениями в массиве глубинных реперов (I – 1-3 м, II – 2-6 м).

В зависимости от свойств и структуры пород кровли в зоне опорного давления впереди лавы суммарные коэффициенты расширения по-

род в зоне разрушения составляют 1,02-1,06. Наибольшие значения имеет коэффициент расширения слоев, удаленных от контура до 3-6 м.

Деформации и разрушение пород вокруг выработок, сохраняемых для повторного использования, существенно отличаются от рассмотренных выше. Это обусловлено, во-первых, предьсторией деформирования массива вне зоны влияния очистных работ и в зоне влияния впереди очистного забоя. Позади очистного забоя в корне изменяются условия нагружения массива пород. Если впереди очистного забоя выработка расположена в массиве, то на сопряжении с лавой кровля не имеет боковой опоры до возведения охранных сооружений.

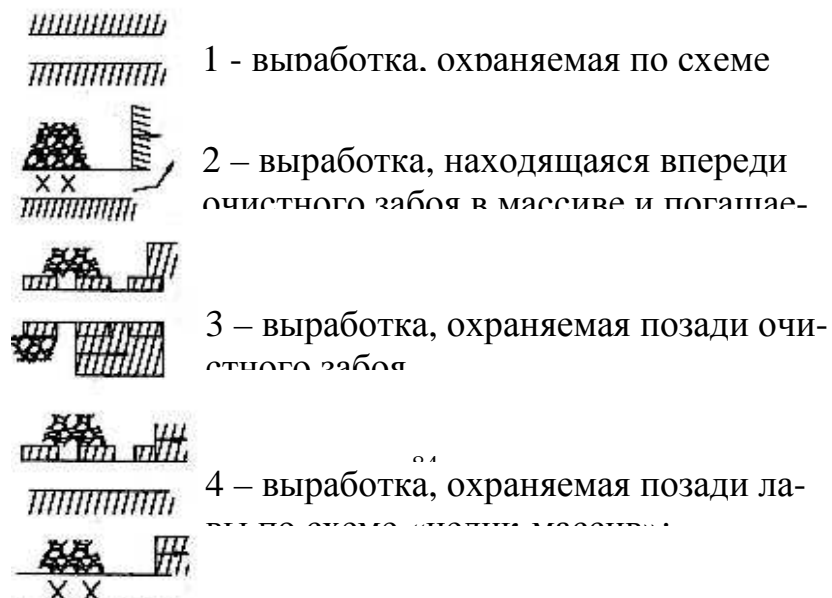
После возведения охранных сооружений кровля пласта опускается за счет их податливости, что часто приводит к ее расслоению. В зависимости от состава пород кровли и типа охранного сооружения, это опускание может быть различным по величине.

Большое распространение при проведении выработок позади очистной выработки при сплошной системе разработки угля находят способы охраны выработок по схемам: «бутовая полоса – массив», «бутовая полоса – бутовая полоса», «целик – бутовая полоса» (рис. 29).

При охране выработок двусторонними бутовыми полосами деформация кровли с удалением очистного забоя изменялась равномерно вглубь массива до 6 м, причем интенсивные смещения характерны для участка позади лавы длиной около 50 м.

Если выработка охраняется по схеме «целик – бутовая полоса» или «массив – бутовая полоса», то этот тип деформирования приводит к развороту блоков в сторону бутовой полосы. В результате происходит неравномерное нагружение крепи выработки с большими значениями давления со стороны бутовой полосы.

Рис. 29. Способы охраны подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ.



Практика повторного использования подготовительных выработок показывает, что оно может осуществляться либо с перекреплением выработки либо без него.

Проявления опорного давления различны с удалением от контура выработки. Первоначально они фиксируются в слоях, удаленных на 5-9 м и более от контура на расстоянии 40-80 м от лавы. Большое влияние на деформации пород при повторном использовании выработок оказывает их перекрепление.

### 13. Прогнозирования проявлений горного давления в подготовительных выработках

Основой методики прогнозирования проявлений горного давления являются результаты шахтных исследований влияния горно-геологических и горнотехнических факторов на состояние массива вокруг подготовительных выработок.

Методика предусматривает получение расчетных величин смещений на контуре выработки. По величинам смещений на контуре можно найти зону неупругих деформаций вокруг выработки, определить нагрузку на податливую крепь и затем выбрать крепь с необходимой механической характеристикой.

Смещения на контуре выработки за весь период ее существования будут складываться из смещений  $U_{пр}$  от проходческих работ и смещений  $U_0$ , которые проявляются в период действия на выработку опорного давления при ведении очистных работ в выемочном поле

$$U = U_{пр} + U_0 \quad (93)$$

Для того, чтобы определить влияние на смещение различных горно-геологических и горнотехнических факторов, необходимо какие-то условия принять за типовые и все отклонения от этих условий оценивать коэффициентами влияния тех или иных факторов. Например: сечение выработки 8-8,5 м<sup>2</sup>; форма сечения – трапецевидная; крепь – деревянные рамы ( $P=0,5$  кгс/см<sup>2</sup>); способ проходки – буровзрывные работы; глубина горных работ – 300-500 м; мощность пласта – 8 м; коэффициент крепости угля  $f=1$ ; пород – 1-1,3; отработанная очистными работами площадь – 80 × 100 м.

Значение коэффициента влияния фактора определяется отношением приращения смещения в конкретных условиях выработки к приращениям смещений в типовых условиях.

По трассе выработки на основе маркшейдерских данных, данных геологической разведки наносятся все горно-геологические сведения: прочность боковых пород и угля, мощность пласта, угол падения, текто-

ническая нарушенность. Все это оформляется в виде карты горно-геологической обстановки на трассе выработки (рис. 30). Если рассматриваются все подготовительные выработки выемочного поля, то такая карта составляется на все поле.

Смещения в выработке с учетом приведенной прочности кровли, прочности пласта, мощности пласта и тектонического нарушения

$$U = [U_{пр}^T (1+K_r) + U_0 (1+пK_r)] K_k K_f K_m \quad (94)$$

где  $U_{пр}^T$ ,  $U_0$  – смещения в выработке вне зоны нарушения от очистных работ;  $K_r$  – коэффициент влияния нарушения;  $K_k$  – коэффициент влияния крепости пород кровли;  $K_f$  – коэффициент влияния крепости угля;  $K_m$  – коэффициент влияния мощности пласта на смещения.

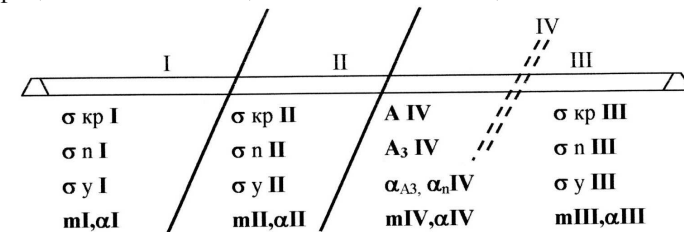


Рис. 30. Карта горно-геологической обстановки на трассе выработки:  
 $\sigma_{кр}$ ,  $\sigma_n$ ,  $\sigma_y$  – прочность на сжатие кровли, почвы и угольного пласта;  
 $A$  – амплитуда нарушения;  $\alpha_n$  – азимут падения;  $\alpha$  – угол падения нарушения.

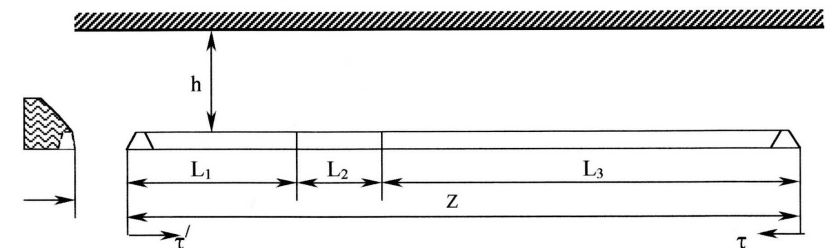


Рис. 31. Карта технологической ситуации на трассе:  $h$  – расстояние до надрабатываемого пласта;  $L_1$ ,  $L_3$  – участки выработки сечением  $S_1$ ;  $L_2$  – участок сечения;  $S_2$ ;  $r^1$  – направление проходки;  $\tau$  – направление движения фронта очистных работ.

По трассе выработки составляется карта горнотехнической ситуации: влияние остаточного опорного давления, влияние эксплуатационного давления, глубина горных работ, влияние надработки, размеры и форма сечения выработки (рис. 31)

$$U = U_{пр}^T (1 + \alpha e^{\beta l}) + K_1 \sqrt{KH} e^{\beta l} K_n \quad (95)$$

где  $l$  – расстояние от отработанного участка или этажа;  $\alpha, \beta$  – коэффициенты в зоне влияния остаточного опорного давления  $\alpha=0,9, \beta=0,07$ ; в зоне двойного положения опорных давлений  $\alpha=2,1, \beta=0,07$ ;  $H$  – глубина горных работ;  $g$  – расстояние от сопряжения очистной и подготовительной выработок;  $R_n$  – коэффициент влияния очистных работ;  $K_{yn}$  – коэффициент влияния управления кровлей;  $K_1$  – коэффициент, если выработка вне зоны остаточного опорного давления  $K_1=19,7 \times 10^{-3}$ ; в зоне остаточного опорного давления  $K_1=29,2 \times 10^{-3}$ ; в зоне наложений остаточных опорных давлений  $K_1=38,9 \times 10^{-3}$ ;  $K$  – коэффициент концентрации напряжений.

Проведенная оценка горно-геологических факторов и горнотехнической ситуации на трассе выработки позволяет подойти к выбору технологии поведения, крепления и охраны выработок и оценки влияния технологических факторов на проявления горного давления

$$U_{np} = (U_{np}^t + Vt) K_s K_\phi K_{np} K_p \quad (96)$$

где  $K_s$  – коэффициент влияния размера выработки;  $K_\phi$  – коэффициент влияния формы поперечного сечения выработки;  $K_{np}$  – коэффициент влияния способа проходки;  $V$  – средняя месячная скорость смещений;  $K_p$  – коэффициент влияния реакции крепи;  $t$  – время поддержания выработки до начала очистных работ.

Предварительный прогноз смещения на контуре выработки с учетом основных факторов, влияющих на смещения, можно сделать по формуле:

$$U = K_r K_f K_m K_s K_p K_\phi [(U_{np}^t + Vt)(1 + K_1) + (1 + \alpha e^{\beta l}) K_{np} + K_1 \sqrt{KH} e^{-\gamma d} (1 + n K_T) K_{yn} K_n]. \quad (97)$$

В конкретном случае различия между прогнозными и действительными величинами могут быть значительными, требующими корректировки. Все факторы, которые учитывались при прогнозе до начала проходки выработки, подлежат уточнению при оперативном контроле.

Оперативный контроль прогнозирования проявлений горного давления предусматривает проведение и обобщение результатов инструментальных замеров в выработке в период проходки и последующего функционирования с целью получения уточненных значений влияния тех или иных факторов на горное давление.

Основными показателями проявлений горного давления в подготовительных выработках являются смещения массива вокруг выработки и на ее контуре. Смещения определяются процессами деформации и разрушения в породном массиве вокруг выработки.

Задачи оперативного контроля решаются с помощью инструментальных замеров, для чего в период проведения выработки у забоя уста-

навливаются станции по замеру смещений и нагрузок на крепь. Станция состоит из системы реперов. Для замера вертикальных смещений закладываются три репера в кровлю выработки, у бортов и посередине и три в почву выработки под верхними реперами. Сближение бортов выработки замеряется по реперам, установленным в бортах посередине высоты выработки. Кроме того, для замера смещений массива вокруг выработки устанавливаются глубинные реперы, размеры которых равны расстоянию от выработки до боковых пород.

Под стойки в этих сечениях выработки закладываются электрические динамометры, показания которых снимаются с помощью прибора ИИД-3. Измерения расстояний между реперами замеряются рулеткой или измерительной стойкой.

Замерные станции устанавливаются через 20-50 м вдоль выработки. Частота замеров зависит от интенсивности проявлений горного давления. При проходке в активный период проявления горного давления – 1 раз в сутки, а в период стабилизации – 1 раз в неделю, а в зоне влияния очистных работ частота замера возрастает снова до 1 раза в сутки.

По результатам оперативного контроля составляется карта новых условий по трассе выработки, аналогичная карте прогнозных условий. На карте отмечаются места и степень отличия фактических исходных данных от прогнозных; намечаются мероприятия по управлению горным давлением для сохранения выработок в рабочем состоянии; оценивается эффективность предлагаемых мероприятий. Все это должно быть представлено в виде паспортов крепления и поддержания определенных участков выработки.

Параметры крепи и ее тип выбираются в соответствии с расчетными величинами смещений на контуре выработки и ожидаемой нагрузки, которая определяется весом породного массива в объеме зоны неупругих деформаций над выработкой.

Размеры зоны неупругой деформации определяются по формуле:

$$R = \sqrt{EUB} / \sigma_{сж} (1 - \mu^2), \quad (98)$$

где  $E$  – модуль упругости, кгс/см<sup>2</sup>;  $U$  – смещения, равные половине сближения кровли-почвы, см;  $B$  – ширина выработки, см;  $\sigma_{сж}$  – предел прочности пород на сжатие кгс/см<sup>2</sup>;  $\mu$  – коэффициент Пуассона.

Высота разрушенной зоны над выработкой равна  $R - r^1$ , где  $r^1$  – приведенный радиус выработки. Вес пород в зоне неупругих деформаций над выработкой  $2(R - r^1)\gamma B$ .

**14. Управление напряженным состоянием породного массива вокруг подготовительных выработок. Обоснование способов разгрузки породного массива**

Концентрация напряжений в подготовительных выработках в зонах влияния очистных забоев высокая. Коэффициент концентрации напряжений в некоторых случаях достигает 5. Важное значение имеет характер приложения нагрузки к окружающим выработку породам.

Под влиянием напряжений, как это было сказано ранее, в массиве пород впереди очистного забоя происходят сложные геомеханические процессы в связи с попеременным сжатием и растяжением массива. Эта изменчивость напряжений оказывает влияние как на геомеханические процессы в очистном забое и подготовительных выработках, так и на газодинамические и геодинамические процессы.

Позади очистных забоев качественно изменяется характер деформирования массива в связи с обрушением пород в выработанном пространстве, а также в связи со значительным ростом зон разрушения пород в окружающем массиве.

Так как причиной смещений является концентрация напряжений, то основным направлением в повышении устойчивости выработки является уменьшение концентрации напряжений до уровня, не вызывающего предельных деформаций пород.

Существующие в настоящее время способы можно разделить на локальные и региональные.

*Разгрузка подготовительных выработок с помощью торпедирования пород кровли.* В зоне опорного давления впереди очистного забоя напряжения вокруг подготовительных выработок растут по мере приближения очистного забоя. На глубоких шахтах зона опорного давления распространяется впереди лавы до 200 м и более. Интенсивные смещения пород начинаются в 30-50 м впереди забоя.

При выборе пути управления породами кровли необходимо заранее знать роль отдельных слоев пород и учитывать технические возможности известных в настоящее время способов.

Предотвращение передачи возникающих в кровле напряжений на породы вокруг подготовительных выработок целесообразно производить путем создания зон разрушенных пород. Это в первую очередь относится к прочным породам основной кровли. В то же время для торпедирования необходимо бурение большого числа скважин, что очень трудоемко. При этом следует учитывать, что искусственное разрушение пород выполняет три функции на разных участках выработки.

На первом участке в зоне опорного давления впереди лавы торпедирование предотвращает передачу напряжений на массив пород вокруг выработки.

На втором участке от сопряжения выработки с лавой на расстоянии, равном примерно шагу обрушения основной кровли, торпедирование уменьшает размеры зависающих плит пород за счет ослабления заделки и также создает преграду для передачи напряжений.

На третьем участке, расположенном позади второго, значительно сокращается роль остаточных консолей, что уменьшает часть статической составляющей опорного давления.

Технологическая схема торпедирования показана на рис. 32.

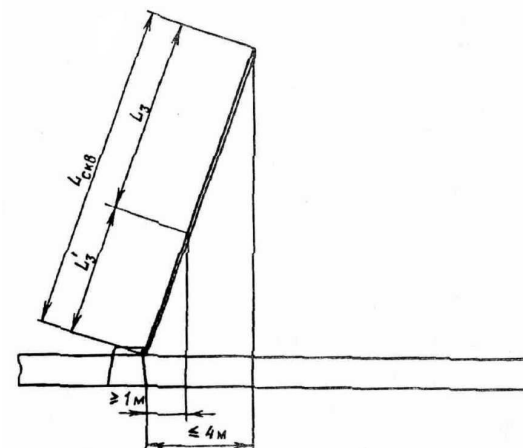


Рис. 32. Схема разупрочнения пород.

Расстояние между скважинами при прочности пород до 80 МПа принимается 4-5 м, а при большой прочности – 2 м. Угол скважины в сторону выработанного пространства принимается таким, чтобы породный козырек был  $\geq 1$  м, а расстояние штрека до проекции забоя скважины на пласт  $\leq 4$  м. Исходя из этих условий угол наклона скважины, град.

$$\alpha = \arctg (\sum mp / 4), \quad (99)$$

где  $\sum mp$  – суммарная мощность слоев, подлежащих разупрочнению, м.

$$L_{ск} = (0,75 \div 0,8) (\sum mp / \sin \alpha). \quad (100)$$

Длина заряда ВВ, м  
 $L_3 = L_3^1 / \cos\alpha$  . (101)

В зависимости от необходимой длины козырька под охранное сооружение, м

$L_3^1 = (4 - / L_{кр})$  , (102)  
 где  $L_3^1$  – длина козырька, м.

Если условие  $L_{скв} - L_3 < 0,3L_{скв}$  не выполняется, то уменьшают длину заряда, чтобы длина забойки была не менее 30% длины скважины. Масса заряда определяется его длиной и массой ВВ на 1 м заряда.

При торпедировании: 1) снижаются пиковые нагрузки на крепь на 60-70% и на смещение почвы на 80-90%; 2) уменьшается динамическая составляющая опорного давления на 60-70% как в кровле, так и в почве выработок.

*Разгрузка почвы подготовительных выработок взрыванием камуфлетных зарядов.* Сущность способа камуфлетного взрывания (рис.33) заключается в том, что вблизи контура выработки 1 в почве пласта создаются искусственные зоны разрыхлений породы 2, образуемые взрыванием серии шнуров 3.

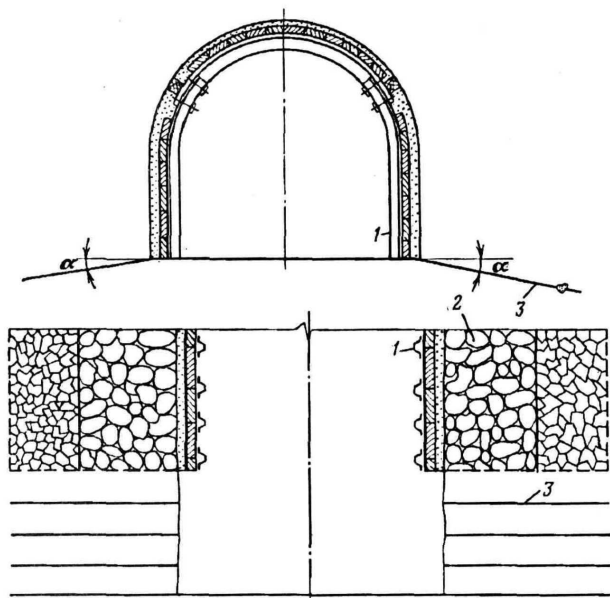


Рис. 33. Схема способа предотвращения пучения почвы с помощью камуфлетного взрывания.

При разрыхлении пород вблизи контура выработки максимальные напряжения переносятся вглубь угольного массива или целиков. Кроме того, разрыхленная порода играет роль амортизирующей подушки, принимающей на себя боковые давления породы почвы.

При проведении выработок буровзрывным способом заряды ВВ взрывают одновременно с забойными шпурами. При использовании комбайнов бурение и взрывание разгрузочных шпуров производится с отставанием от забоя на 10-15 м.

Радиус разрушения пород можно определить по формуле, предложенной Г.И. Покровским:

$R_p = \sqrt[3]{3G_{ВВ} / 4\pi\sigma_p} \times \sqrt{2EA / \gamma}$  , (103)

где  $G_{ВВ}$  – масса заряда;  $\sigma_p$  – прочность породы на разрыв;  $E$  – модуль упругости пород;  $A$  – удельная энергия взрыва;  $\gamma$  – плотность породы.

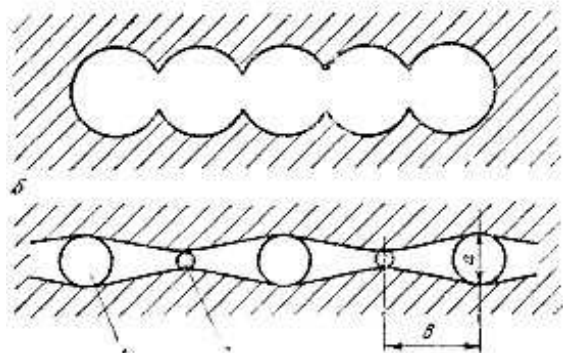
Для практических целей и приближенных расчетов можно принять  $A = 3 \times 10^5$  и  $\gamma = 2300$ , тогда

$R_p = 1,6 \sqrt[3]{G_{ВВ} / \sigma_p} \times \sqrt[4]{E}$  . (104)

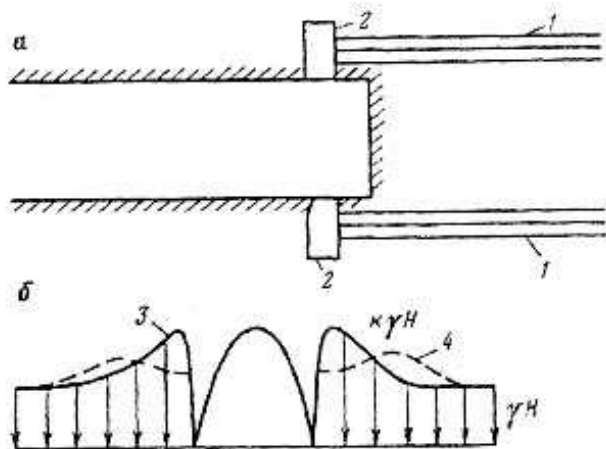
Взрыванием зарядов ВВ в почве горной выработки вблизи ее контура можно создать разрыхленную зону размером около 2 м, распространяющуюся под целиками на расстояние 2-3 м. В зависимости от мощности пучащих пород и глубины сдвига при пучении шпуры располагают между рамами крепи в один или два ряда под углами 15-30° и 35-60° к горизонту.

Передача бокового и вертикального давления пород через разрыхленную зону значительно уменьшается или прекращается полностью до тех пор, пока разрыхленный массив пород не приобретает первоначальную плотность.

*Разгрузка выработок с помощью щелей.* Различного рода трещины или щели в массиве изменяют его напряженное состояние, и максимум напряжений переносится в глубь массива. Для изменения напряженного состояния массива с помощью щелей применяют несколько искусственных способов. Например, путем выбуривания скважин как непосредственно из забоя (рис. 34), так и из специальных камер, создаваемых в боках выработки (рис. 35)

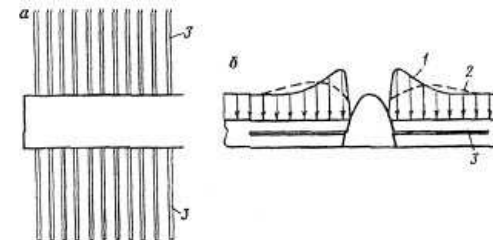


**Рис. 34.** Схемы создания разгрузочных щелей:  
 а – путем выбуривания скважин; б – путем выбуривания скважин и разрушения промежутка между ними взрывом ВВ; 1- скважина; 2 – шпур для закладки ВВ.



**Рис. 35.** Разгрузка пород с помощью выбуривания из специальных камер: а – выбуривание скважин в боках выработки (1 – скважины; 2 – камеры для буровой установки); б – распределение напряжений в боках выработки до выбуривания (3) и после (4).

Если напряжения не превышают предел прочности пород, то разрушение пород начинают на расстоянии 5-15 м от забоя. В этом случае изменение опорного давления можно производить путем выбуривания пласта скважинами перпендикулярно оси выработки, рис 36.



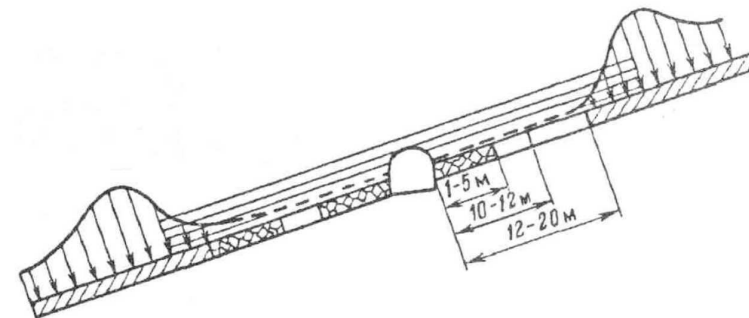
**Рис 36.** Разгрузка пород с помощью выбуривания скважин, расположенных перпендикулярно оси выработки (а), и распределение напряжений вблизи контура (б): 1-2 – эпюра распределения напряжений соответственно до выбуривания и после выбуривания; 3 - скважины.

На практике используются щели длиной от 1-1,5 до 4 м. Высота щели, обеспечивающая снятие упругих деформаций, составляет 1,5-2,0 см, но поскольку выполнить такую щель очень сложно, то обычно она имеет большую высоту.

*Проведение выработок в два этапа.* Для предупреждения возникновения повышенных деформаций контура выработку рекомендуется проводить в два этапа: сначала передовую выработку (I этап), затем после образования зоны неупругих деформаций заданных размеров ее расширяют до проектных размеров и возводят постоянную выработку (II этап).

Основные деформации пород происходят в пределах проектного контура. При его расширении деформированные породы удаляются. В результате породный контур проектного сечения сохраняется в менее нарушенном состоянии, что повышает его устойчивость в 2-2,5 раза.

*Проведение выработки широким забоем.* Проведение выработки широким забоем как способ снижения напряжений в окружающих породах может быть рекомендован по одной из схем, показанных на рис. 37.



**Рис. 37.** Схема проведения выработки широким забоем.

Этот способ применяют при проведении выработок по пластам мощностью до 1-1,2 м.

*Разгрузка от напряжений и упрочнение пород почвы.* Способ предназначен для предотвращения пучения почвы подготовительных выработок. Разгрузка 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. (рис. 38)

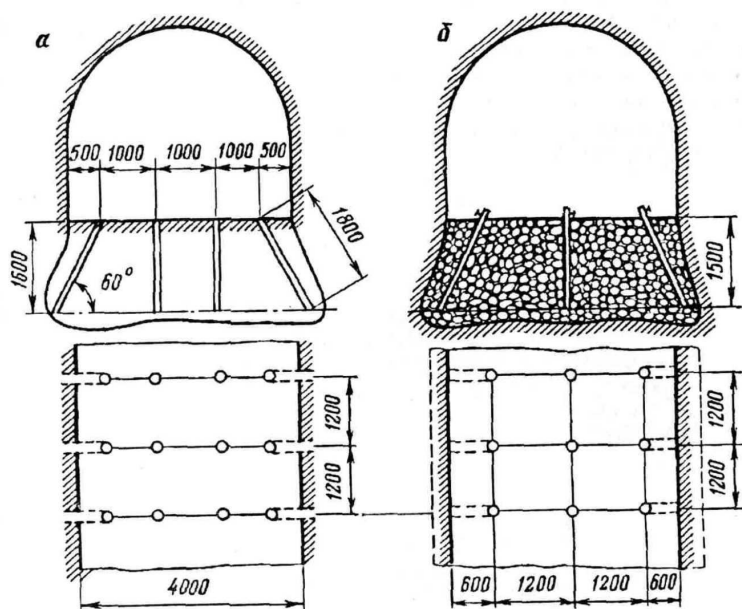


Рис. 38. Схема способа активной разгрузки пород почвы выработки (а) с последующим укреплением пород (б).

После выполнения указанных работ в почве выработки образуется защитная толща укрепленных пород, несущая способность которой достигает  $(2-6) 10^3$  нм на  $1\text{м}^2$  почвы выработки.

Работы по разгрузке следует производить одновременно с проходческими или отставанием от забоя не более 10 м, что обусловлено образованием зоны неупругих деформаций в начальный период проведения выработки и необходимостью уже в этот период предотвратить пучение.

### 15. Управление состоянием породного массива вокруг подготовительных выработок крепи. Крепи подготовительных выработок

Деревянные крепи применяют в основном в выработках с небольшим сроком службы (2-3 года) и при установившемся горном давлении. Основная применяемая конструкция деревянной крепи – трапециевидная крепежная рама, которая может быть полной и неполной.

В настоящее время основным видом крепи подготовительных выработок являются металлические крепи из желобчатого спецпрофиля. Такой крепью закреплено свыше 75% общей протяженности всех поддерживаемых горных выработок. Арочная податливая крепь рекомендуется для выработок, проводимых в породах крепостью  $f = 3-9$ . Металлические крепи изготавливают из стального (марки Ст 5) проката специального желобчатого профиля типа СВП шести типоразмеров: СВП-14, 17, 19, 22, 27, 33.

*Взаимодействие породного массива с крепями в выработках, не подверженных влиянию очистных работ.* Эксперименты показывают, что деформирование пород кровли происходит в изменяющемся поле напряжений. При этом вблизи проходческого забоя напряжения нарастают до максимальных, а в дальнейшем уменьшаются в связи с их релаксацией. Если максимальные напряжения превышают мгновенную прочность пород, то разрушение пород начинается на границе зоны влияния забоя. При соотношении напряжений  $\sigma_{\infty} < \sigma_1 < \sigma_0$  разрушение пород может начинаться за пределами зоны влияния забоя.

Одна из основных особенностей деформирования крепи подготовительных выработок, проводимых комбайнами со скоростью 7-10 м/сутки – формирование непосредственно у забоя в первые сутки после проведения выработки зоны разрушенных пород.

В 30-40 м от забоя выработки реализуется 40-70% всех смещений, происходящих вне зоны влияния очистных работ. Зона разрушенных пород формируется при отсутствии взаимодействия крепи с породами кровли на расстоянии до 7 м от забоя. Изменение сопротивления крепи в 5 раз приводит к уменьшению смещений кровли примерно в 3 раза.

В целях максимального сокращения смещений пород при минимальном сопротивлении крепи необходимо предотвращать образование зон разрушенных пород и своевременно устанавливать крепь повышенного сопротивления.

*Взаимодействие крепей с породами кровли в выработках в зонах опорного давления при:* а) первичном использовании; б) повторном использовании выработки.

Выделяют два случая отработки выемочных столбов: 1) с проведением позади очистного забоя; 2) с оставлением выработки позади лавы для повторного использования.

В зависимости от сопротивления крепи изменяется и размер зоны впереди очистного забоя. Согласно экспериментальным данным, на расстоянии 200 м впереди лавы при сопротивлении крепи  $40 \text{ кН/м}^2$  разрушение пород распространяется на 1 м в глубь массива; соответственно – 150 м – 3 м; 100 м – 5 м; 50 м – 7 м; 20 м – 10 м (от контура).

При сопротивлении крепи,  $240 \text{ кН/м}^2$ , т.е в 6 раз больше, эти значения составляют: 15 м – 2 м; 100 м – 4 м; 75 м – 5 м; 20 м – 7 м; на сопряжении с лавой – 9 м. Особенно важно знать роль крепи и ее сопротивления в зоне опорного давления позади лавы, где в сдвигение вовлекаются еще большие массивы пород, табл. 9.

Изменение размеров зон проявления опорного давления в зависимости от сопротивления крепи

**Таблица 9**

Сопротивление крепи, $\text{кН/м}^2$	Размер зоны временного опорного давления, м		Суммарный размер зоны временного опорного давления, м
	впереди лавы	позади лавы	
240	8,5	11,5	20
180	30	18	48
120	36	20	56
60	38	28	66

При повторном использовании выработок деформации массива пород вокруг выработки в большой степени зависят от ее предыстории, т.е. от того, перекреплялась или нет выработка.

Как и при первичном использовании выработок, сопротивление крепи оказывает существенное влияние на размеры зон проявлений опорного давления и на деформации массивов пород. После перекрепления выработок увеличивается зона разрушения пород.

*Определение сопротивления крепей подготовительных выработок.* На эффективность управления породами кровли в большой степени влияет правильность выбора параметров крепи и в первую очередь ее сопротивление и податливость, зависящие от горно-геологических и горно-технических условий поддержания.

Податливость крепи определяется с учетом сопротивления крепи по эмпирической формуле:

$$U = 768 - 122 I_n P, \quad (104)$$

где  $P$  – сопротивление крепи,  $\text{кН/м}^2$ .

Опускание кровли с учетом сопротивления крепи может быть определено по формуле:

$$U = 106 + 460 e^{-0,02P}. \quad (105)$$

Опускание кровли позади лавы может быть определено в зависимости от сопротивления крепи по формуле:

$$U = 380 + 5130/P - 1,3P. \quad (106)$$

Для расчета смещений может быть использовано уравнение

$$U = 194 + 0,001P^2 - 0,9P. \quad (107)$$

Смещение кровли с учетом сопротивления крепи может быть определено по формуле:

$$U = 54 + 18600/P. \quad (108)$$

Расчетную нагрузку на все виды крепей

$$P = nK_H \cdot m_b \cdot P^H, \quad (109)$$

где  $n$  – коэффициент перегрузки, по таблице справочника;  $K_H$  – коэффициент, учитывающий назначение выработки;  $m_b$  – коэффициент, учитывающий влияние различных способов проходки выработки;  $P^H$  – нормативная нагрузка, определяемая по графику.

Таким образом, обеспечение устойчивости горных выработок – одна из главных задач, возникающих при строительстве и эксплуатации горнодобывающих предприятий. Решение ее связано с привлечением достижений геомеханики, строительства и других отраслей науки и техники.

Несмотря на появление новых, прогрессивных типов крепи и способов крепления, высокопроизводительных машин для торкретирования поверхностей и установки анкеров, процесс крепления все еще является довольно трудоемким и дорогостоящим. В зависимости от типа крепи стоимость ее возведения доходит до 35%, а трудоемкость до 50% от общих затрат на проведение выработки.

Опыт эксплуатации шахт показывает, что пока еще основным способом поддержания горных выработок является их крепление металлической, бетонной и железобетонной, анкерной и комбинированной крепями. Однако все они не могут обеспечить надежность поддержания выработки, особенно в условиях повышенной трещиноватости горных пород, проявления действия химически активных вод, обильного газовыделения. Поэтому стали необходимы специальные меры по повышению их устойчивости – различные способы охраны, т.е. комплекс мероприятий, позволяющий с требуемой степенью надежности обеспечить безопасную эксплуатацию горной выработки на протяжении всего срока службы.

Теория горного давления говорит о том, что главными факторами, определяющими поведение породного массива вокруг обнажений (горной выработки) являются напряженное состояние массива и физико-механические свойства горных пород. Воздействуя на них тем или иным способом, можно добиться обеспечения устойчивости выработки без применения дорогостоящих массивных крепей.

В настоящее время в горном деле применяют следующие способы повышения устойчивости горных выработок:

- использование различных типов крепи – изолирующих, ограждающих, подпорных, анкерных, упрочняющих;
- рациональное расположение выработок в массиве;
- снижение напряженного состояния массива за счет придания выработке оптимальной формы, применения охранных целиков, разгрузки массива скважинами и взрыворазгрузки и т.д.;
- использование рациональной для конкретных горно-геологических условий технологии проведения выработок;
- упрочнение пород инъекционными способами.

Все перечисленные способы имеют свои достоинства и недостатки, однако, последний считается одним из самых перспективных.

### **16. Упрочнение горных пород**

В настоящее время используется несколько способов упрочнения горных пород: механические, физические, химические, физико-химические. Механические способы упрочнения можно применить в глинистых породах путем их уплотнения механическим воздействием. Наибольший эффект достигается применением силы взрыва, например, комифлетных зарядов.

Физические способы основаны на использовании физических процессов, позволяющих изменять свойства пород. К таким способам можно отнести электроосмотическое уплотнение, которое в основном применяют в водонасыщенных глинистых породах. Сущность этого способа заключается в осушении глин под влиянием электроосмоса, т.е. направленного движения воды к катоду. Это приводит к уменьшению глинистых частиц и увеличению сил сцепления между ними.

Другими физическими способами являются термические – электроплавление, обжиг, замораживание. Первый применяют при работе в плавунах. По контуру выработки устанавливают электроды – нагреватели, которые нагреваются при прохождении через них тока и расплавляют плавун. После остывания расплава по периметру выработки образуется монолитная оболочка, под защитой которой можно вести проходку обычным способом.

Упрочнение при обжиге осуществляется за счет изменения физико-механических свойств пород под воздействием газообразных продуктов горения топлива, подаваемого вместе со сжатым воздухом в специальные форсунки, установленные в устье скважин. Топливо может быть жидкое, газообразное или пылевидное. Температура горения топлива 700-1000<sup>0</sup>С. Этот способ хорошо зарекомендовал себя при упрочнении пород лёссового типа.

Метод замораживания известен давно и основан на превращении воды, находящейся в породах, в лед. Этот способ применяют при проходке в сильно обводненных породах независимо от их структуры.

В основу химических способов положен принцип инъекции – нагнетания и проникновения растворов, которые по прошествии некоторого времени загустевают и склеивают минеральные частицы. В результате происходит повышение механической прочности и водонепроницаемости породного массива.

Одним из химических способов является силикатизация, которую применяют для укрепления песчаных и лёссовых пород. Другой разновидностью химического упрочнения является смолизация пород – инъекция в породу синтетических смол с отвердителем, которые вступая в реакцию, проникают в поры и трещины, образуя затем с частицами породы прочные соединения.

Физико-химические способы – электрохимическое упрочнение и цементация. Первый применяют для упрочнения водонасыщенных глинистых пород с малым (меньше 0,1 м/сут.) коэффициентом фильтрации. Его сущность заключается в одновременном воздействии на породы постоянного тока и химических растворов. При этом происходят процессы электроосмоса, электролиза и вторичных химических реакций. В результате глинистые породы приобретают такую прочность, что не размокают в воде.

Цементация известна в горном деле очень давно. Ее сущность заключается в нагнетании в трещиноватые или пористые породы цементных растворов, которые, застывая, образуют с породами монолит, позволяющий повысить прочность на сжатие упрочненного породного массива до 100-110 МПа.

В последние двадцать лет наиболее широкое применение для упрочнения горных пород получила инъекция в них скрепляющих растворов. В настоящее время такой способ независимо от типа скрепляющего раствора (цементного, химического и др.) получил название инъекционного. Однако, инъектирование в породу цементных или цементно-песчаных растворов, называют и «тампонатом».

#### IV. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ НАДРАБОТКЕ И ПОДРАБОТКЕ ПЛАСТОВ И ЖИЛ

##### 17. Напряжение и деформации в толщах пород при надработке и подработке пластов и жил

На практике часто разрабатываются свиты угольных пластов. Эффективная и безопасная отработка сближенных пластов в свитах требует научного обоснования порядка и очередности их выемки.

Породы, расположенные выше очистной выработки, называются поработанными, а расположенные ниже плоскости отрабатываемого слоя (пласта) – надработанными. В подработанных породах направление сил тяжести согласуется с направлением смещений, что приводит к расслоению слоев непосредственной кровле на плиты, консоли, балки.

Изменение свойств подработанных пород определяется главным образом их разуплотнением как в зоне беспорядочного обрушения, где оно особенно велико, так и на контактах более удаленных слоев при их смещениях, а также на контактах трещин.

Разница между смещениями при первичной и вторичной надработках тем больше, чем прочнее породы: слабые породы обычно пластичнее чем прочные, и легко возвращаются к более компактному состоянию.

Увеличение объема массива пород вследствие разуплотнения за счет перемещения отдельных элементов его по неровным поверхностям не может не учитываться при решении целого ряда вопросов. Прежде всего должны учитываться некоторые следствия:

- модуль упругости подработанного массива пород существенно снижается, причем все более заметно по мере приближения к отработанному пласту;

- при оценке степени разгрузки массива пород и угля в зависимости от мощности защитного пласта должен учитываться эффект увеличения объема пород при их деформации.

При кратности надработки до 8 отмечено существенное изменение механических свойств подработанных пластов: прочность снижается в 2 раза, степень упругости – в 2-4 раза. Величина напряжений в подработанных породах существенно зависит от размеров зоны полного сдвижения.

Замеры показали, что в зонах опорного давления породы, залегающие выше и ниже отрабатываемого пласта, смещаются в направлении нормали к напластовыванию в сторону от земной поверхности. Величины смещения являются интегралом элементарных деформаций отдельных слоев. С удалением от пласта в сторону почвы они затухают, в сторону кровли – возрастают в сторону земной поверхности. Точка максимума указанных смещений характеризуется отсутствием деформаций сжатия. В проявлениях защитного действия пластов не наблюдается существенных различий между отдельными месторождениями: протяженность зоны опорного давления примерно одинакова (начало зоны в 30-80 м впереди забоя лавы), положение точки максимума зоны опорного давления – в 2-15 м впереди забоя лавы, положение точки максимума разгрузки – в 20-70 м позади забоя. Величина максимальных деформаций сжатия изменяется от 0,1 до 0,7 % в зависимости от мощности между пластами и свойств слагающих его пород, максимальные деформации растяжения при надработке – от 1 до 0,2 % с ростом мощности между пластами от 8 до 50-70 м; при подработке – до 2,2 %, т.е. существенно больше. Подработка оказывает больше влияния на массив, чем надработка.

Затухание деформаций с расширением пород в зоне разгрузки с удалением  $h$  от выработки в сторону ее кровли и почвы происходит согласно выражению

$$E = \epsilon_0 \cdot e^{Ch/a}, \quad (110)$$

где  $\epsilon_0$  – относительная деформация упругого расширения на уровне кровле выработки;  $C$  – коэффициент, отражающий механические свойства конкретного массива ( $\sigma_{сж} = 80$  МПа  $C = 6-7$ ).

##### 18. Зоны разгрузки и опорного давления при надработке и подработке

Выработки при проведении их в подработанном и надработанном массиве могут попадать как в области разгрузки, так и опорного давления от выработок по вынимаемому в первую очередь пласту полезного

ископаемого – защитному. Опережающая отработка защитного пласта позволяет проводить горные работы по защищенным (смежным) пластам в условиях пониженного горного давления. Для этого забои выработок должны обрабатываться в разгруженных зонах. Одна из частных задач опережающей отработки защитных пластов – обеспечение устойчивости горных выработок в условиях повышенного горного давления. В связи с этим весьма важно знать, какие факторы наиболее существенно влияют на размеры и положение зон разгрузки и опорного давления.

*Ширина выработанного пространства и прочность пород.* Прямая зависимость величины зоны разгрузки  $L$  от ширины выработки  $2h_0$  сохраняется до некоторой предельной ширины выработки  $2h_0 = a_{\text{пред}}$ .

При  $2h_0 > a_{\text{пред}}$  горизонтальная  $\lambda$  эллипсов (расстояние от края очистного забоя, на котором напряжение становится опасным – больше  $\gamma H_0$ ).

$$L_1 = H_0 \operatorname{ctg} \Psi, \quad (111)$$

где  $H_0$  – глубина, на которой в первые атаки проявляются какие-либо опасные явления;  $\Psi$  – угол сдвижения.

Степень влияния обрушения кровли на породы почвы можно охарактеризовать параметром сдвижения  $q$ :

$$q = 2H_0 / 2H_0 \operatorname{ctg} \Psi, \quad (112)$$

при  $\Psi = 0$  (отсутствия обрушения)  $q = 0$ .

Если проекция зоны полного сдвижения на разрезе вкrest простирания касается вершиной треугольника земной поверхности, то  $q = 1$  ( $a = 2H_0 \operatorname{ctg} \Psi$ ).

При  $a \leq 2H_0 \operatorname{ctg} \Psi$ ,  $0 < q \leq 1$  и  $q = 1$ , при  $a = 2H_0 \operatorname{ctg} \Psi$ .

*Мощность пласта.* Возможны два случая расширения пород кровли и почвы в выработку:

- 1) суммарное смещение пород в выработку проявилось полностью – полная разгрузка;
- 2) мощность пласта меньше возможного расширения пород – частичная разгрузка.

Для полной разгрузки необходимо, чтобы

$$2h \geq 1/C \cdot a E_0. \quad (113)$$

Предельный пролет, при котором наступает соединение кровли с почвой,

$$a_{\text{пред}} = C \cdot 2h / E_0. \quad (114)$$

*Угол падения.* Влияние угла падения на положение зоны разгрузки к настоящему времени изучено достаточно полно для всех основных бассейнов; при горизонтальном залегании пластов больше полуоси эл-

липсов оконтуривающих зоны разгрузки; они направлены по нормальям к напластовыванию.

От угла падения пластов зависит изменение угла  $\theta_0$ , наклоны большой полуоси эллипса разгрузки к горизонту, табл. 10.

Таблица 10

$\alpha$ , градус	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90
$\theta_0$ , градус	90	83	77	71	65	56	48	36	22	0

*Глубина работ.* Влияние глубины ведения работ изучено еще недостаточно, но известно, что с увеличением глубины размеры зон разгрузки и защиты уменьшаются, причем не пропорционально  $1/H$ , а медленнее.

Наиболее интенсивное распространение области предельного напряженного состояния отмечается до глубины 200-300 м, затем даже на больших глубинах не превышает  $(3,5-4)h$ . На одинаковых глубинах размер области определяется, в первую очередь, углом внутреннего трения  $\nu$ , мощностью пласта. С увеличением прочности пород коэффициент концентрации напряжений растет.

#### 19. Границы защитного действия пластов и жил

Основная цель управление массивом подработкой и наработкой – предотвращения горных ударов и внезапных выбросов на подзащитных пластах. В идеальных случаях защитную выемку применяют для предотвращения выбросов, а локальную подработку – для обеспечения устойчивости наиболее ответственных горных выработок.

Защитным считается пласт, первоочередная отработка которого обеспечивает ведение горных работ на соседних, склонных к динамическим явлениям, пластах. Первоочередная отработка защитного пласта приводит к созданию зоны разгрузки. Предложен ряд инженерных способов расчета и построения защитных зон.

Применительно к выработкам с малым пролетом ( $2h_0 < 2H_0 \text{ctg}\Psi$ ) построение защитных зон достаточно просто, в случае же больших пролетов конфигурация разгруженных зон и их построение достаточно сложна.

Для большинства встречающихся в практике случаев достаточно ограничиться построением защищенных зон по методу ВНИМИ. При построении границ защищенных зон учитывают величину между пластами  $h$ , ширину (проектную) выработки  $2h_0 = a$  и угол падения пласта  $\alpha$ .

Рассматриваются два случая расчета защищенных зон при ведении работ (рис. 39): 1) с оставлением целиков у вентиляционного горизонта; 2) без оставления целиков.

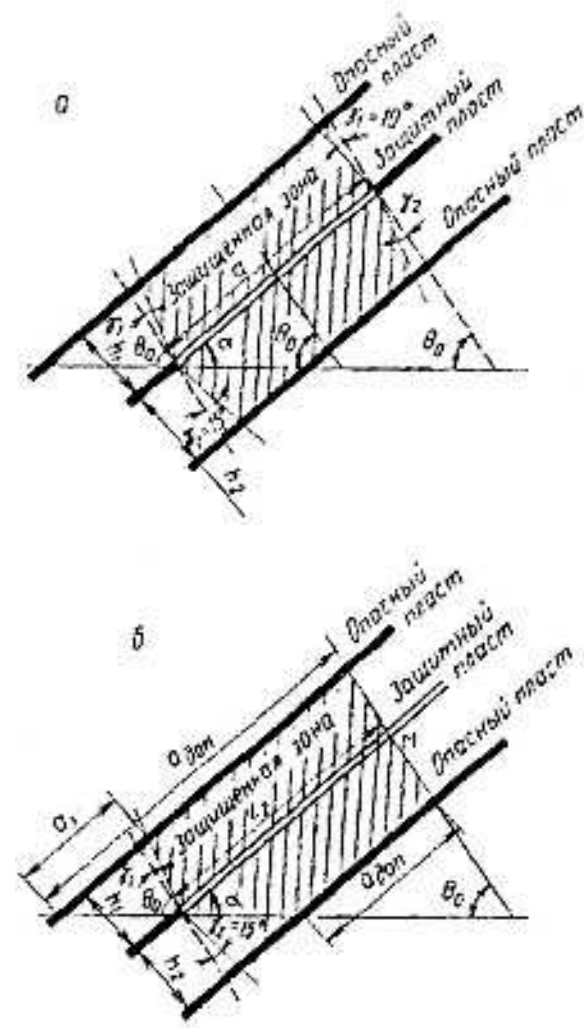


Рис. 39. Схема к расчету защищенной зоны при отработке защитного пласта столбами по простиранию: а) с оставлением целиков; б) без оставления целиков на вентиляционном горизонте.

При малых пролетах выработок ( $a < 2H_0 \text{ctg}\Psi$ ) и при оставлении целиков у вентиляционного горизонта ширина защищенной зоны в

плоскости защитного пласта равна пролету выработки, а сечение зон разгрузки в сторону кровли и почвы ограничиваются полуэллипсами. Большие полуоси эллипсов разгрузки прислонены к горизонту под углами  $\theta_0 = f(\alpha)$ .

Разгрузка наиболее эффективна в случаях: подработки на расстоянии до 0,7 а, но не более 100 м; подработки до 0,5 а, но не более 60 м. Углы  $\theta_0, \gamma_1, \gamma_2$  определяются в зависимости от угла падения  $\alpha$ .

Высота защищенной зоны при подработке и надработке соответственно:

$$S_1 = \beta_1 \beta_2 \cdot S_1^1, \quad (115)$$

$$S_2 = \beta_1 \beta_2 \cdot S_2^1, \quad (116)$$

где  $S_1$  и  $S_2$  – размеры защищенной зоны в кровле и почве без учета поправок на состав пород междупластья и мощность защитного пласта. Выбирается из таблицы в зависимости от глубины ведения горных пород и ширины выработки;  $\beta_1$  – коэффициент, учитывающий значение мощности защитного пласта;  $\beta_2$  – коэффициент, учитывающий процентное содержание песчаников в породах междупластья.

$$\beta_1 = m_{\text{эф}} / m_0 \leq 1, \quad (117)$$

где  $m_0$  – критическая мощность защитного пласта;  $m_{\text{эф}}$  – эффективная мощность защитного пласта, учитывающая способ управления кровлей.

При полном обрушении  $m_{\text{эф}} = m = 2h$ , т.е. эффективная мощность равна мощности защитного пласта. При закладке  $m_{\text{эф}} = km$  (коэффициент, учитывающий компрессионное свойство закладочного материала  $R=0,2 \div 0,3$ ). При управлении кровлей удержанием на кострах  $k = 0,7$ .

Коэффициент  $\beta_2 = 1$  при  $\eta \leq 50\%$  и  $\beta_2 = 1 - 0,4 \eta / 100$  при  $\eta > 50\%$ .

При отсутствии целиков на вентиляционном горизонте ширина защитной зоны в сторону восстания в плоскости защитного пласта определяется из соотношения:

$$L_2 = H_0 \sin \rho_0 / \sin \psi_1, \quad (118)$$

где  $\rho_0 = 90^\circ - \psi$ ;  $\psi_1 = 180 - (2 + \theta_0 + \rho_0)$ .

Значения углов  $\psi$  для Донецкого, Кузнецкого и Печорского бассейнов принимаются  $55^\circ$ , для Кизеловского  $50^\circ$ . Для упрощения расчетов принимают

$$L_2 = 0,6 H_0. \quad (119)$$

На практике интересует не столько величина  $L_2$ , сколько максимально допустимая величина этажа  $a_{\text{доп}}$  по опасному пласту, при которой еще обеспечивается защита верхней части выработки, а также по определению размеров  $a_1$  не защищенного участка в нижней части этажа по верхнему пласту, который при подработке не защищен.

При надработке

$$a_{\text{доп}} \leq [H_0 - h_2 / \sin(\alpha + \theta_0)] \cdot \sin \rho_0 / \sin \psi_1 + h_2 \cdot \sin \theta_0 / \sin \alpha \cdot \sin(\alpha + \theta_0). \quad (120)$$

При подработке

$$a_{\text{доп}} \leq [H_0 - h_1 / \sin(\alpha + \theta_0)] \cdot \sin \rho_0 / \sin \psi_1 + h_1 \cdot \sin \theta_0 / \sin \alpha \cdot \sin(\alpha + \theta_0). \quad (121)$$

$$a_1 = h_1 \cdot \sin \theta_0 / \sin \alpha \cdot \sin(\alpha + \theta_0). \quad (122)$$

Расчет предельной высоты этажа  $a_{\text{доп}}$  дан для случая, когда в районе вентиляционного горизонта выемка защитного пласта ведется без оставления целиков. Если же работы ведутся с целиками, способными воспринимать нагрузку, то допустимую высоту этажа по опасному пласту принимают  $2a_{\text{доп}}$ , величину  $a_{\text{доп}}$  при надработке определяют из выражений (120), при подработке – из (121). При надработке выполняется полная защита пласта в пределах разрабатываемого этажа (рис. 40).

Если указанные соотношения не выполняются, то в средней части лавы могут восстановиться первоначальные напряжения и опасность динамических явлений не устраняется.

## 20. Принципы и схемы использования защитных пластов

При подработке полной защиты вышележащих пластов в нижней части этажа на участке длиной  $a_1$  не происходит, при надработке же без оставления целиков на вентиляционном горизонте полная защита нижележащих пластов обеспечивается, но действие надработки ограничено меньшими расстояниями, чем при подработке. В тех редких случаях, когда приходится оставлять целики на вентиляционном горизонте, происходит пригрузка верхней части этажа на надрабатываемых пластах на ту же величину  $a_1$ .

Эти обстоятельства учитываются при выборе очередности отработки пластов в свите: в нисходящем, восходящем или смешанном порядке.

Полная защита склонного к динамическим явлениям пласта в пределах этажа обеспечивается:

- надработанной при условиях, что защитный пласт отработан на вышележащем горизонте (рис. 41а);
- двойной защитой (рис. 41 б);
- подработкой при условии, что защитный пласт отрабатывается с опережением на один и более этажей (рис. 41в);
- восходящим порядком отработки этажей и пластов (рис. 41 г).

В остальных случаях обеспечивается только частичная защита (рис. 41 д, е).

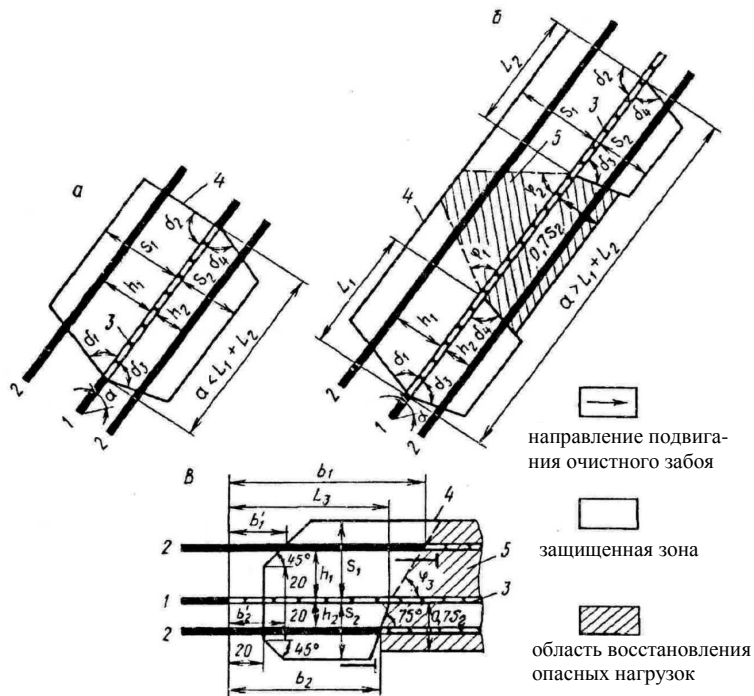


Рис. 40. Построение защитной зоны при отработке защитного пласта столбами по простиранию: а – сечение вкрест простирания при  $a < L_1 + L_2$ ; б – то же при  $a > L_1 + L_2$ ; в – сечение по простиранию; 1 – защитный пласт; 2 – защищаемые пласты.

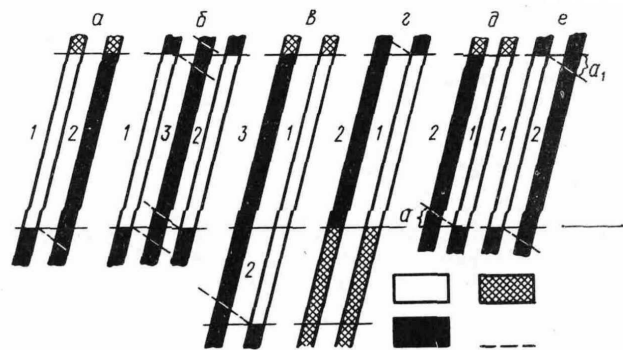


Рис. 41. Основные схемы использования защитных пластов: 1, 2, 3 – порядок отработки пластов.

Нисходящий порядок отработок пластов в свите при нисходящем порядке отработке этажей – наиболее совершенное сочетание горных работ, так как обеспечивает защиту нижележащих пластов на всю высоту этажа. Вместе с тем влияние надработки распространяется на значительно меньшую глубину в породы почвы, чем влияние подработки, и поэтому при  $h_2 > S_2$  необходим восходящий порядок отработки.

Однако при восходящем порядке отработки не обеспечивается полная защита подрабатываемого пласта на всю высоту этажа, нижняя часть пласта  $a_1$  попадет в зону опорного давления.

Устранение этого недостатка достигается одним из следующих способов:

- вскрытием опасного пласта через гезенки, угол наклона которых больше угла защиты ( $\theta_0 + \gamma_1$ );
- отработкой нижележащего пласта с опережением на один этаж;
- дистанционным бурением углеспускных печей через 10-15 м;
- выемкой угля столбами по падению без использования щитовых агрегатов.

Учитывая горно-геологические условия разрабатываемых пластов, можно выделить три основных варианта подготовки и отработки свиты, включающей защитные пласты:

- свиты тонких и средней мощности крутых пластов;
- свиты тонких и средней мощности, пологих и наклонных пластов;
- одиночные мощные, пологие и наклонные пласты.

Возможность подработки весьма сближенных пластов определяется из условий:  $h_{1q} \geq Km \cos \alpha$  при  $2 \leq 60^\circ$ ;

$$h_{1q} \geq Km \sin \alpha / 2 \text{ при } 2 > 60^\circ,$$

где  $h_{1q}$  – максимально допустимая мощность междупластья;  $m$  – мощность защитного пласта;  $K$  – коэффициент, учитывающий условия разработки защитного пласта и равный при разработке: 4 – пласта с закладкой; 6 – пластов тонкой и средней мощности с обрушением, 8-10 мощных крутых пластов с обрушением кровли с различными перепусками пород (с интенсивным, слабым).

### 21. Управление газовым давлением при надработке и подработке

Радиус полной защиты от выбросов угля и газа по газовому фактору соответствует предельной мощности междупластья  $S$ ; между защитным и подзащитным пластами, при которой происходит дегазация пласта и снижение давления газа до безопасного уровня.

Экспериментально установлено, что остаточное давление газа подчиняется экспоненциальной зависимости:

$$P_0 = \psi e^{aR}, \quad (123)$$

где  $R$  – радиус защитного действия по газовому фактору  $S$ , равный при надработке  $S_2$ , при подработке  $S_1 / m$ ;  $m$  – мощность защитного пласта,  $\psi, \alpha$  – эмпирические коэффициенты, табл. 11.

Таблица 11

Коэффициент	Значение коэффициента для пластов			
	Пологих при		Крутых при	
	подработке	надработке	подработке	надработке
$\psi$	2,803	2,19	1,65	0,551
$\alpha$	0,0147	0,0416	0,0245	0,043

С учетом выражения (123) для тонких крутых пластов (при  $\eta < 50\%$ ): при подработке  $R_1 \leq (70 \div 80) S_1 / m$ ; при надработке  $R_2 \leq (40 \div 45) S_2$ .

Увеличение радиуса защитного действия по газовому фактору можно достигнуть за счет дополнительной дегазации массива скважинами, пробуренными из выработок по защитному пласту. С увеличением глубины количество защитных пластов, особенно на крутом падении, значительно снижается. Применение искусственной дегазации позволяет увеличить объем защитных пластов до 60-70 %. Установлено, что надежным критерием защитной надработки в комплексе с дегазацией является относительное остаточное давление метана в подзащитном пласте

$$R_6 = P_0 / p . \quad (124)$$

При  $R_6 \leq P_0 / p$  выбросы не происходят, при  $R_6 = (0,4 \div 0,5) P_0 / p$  выбороопасность резко снижается; при  $R_6 > 0,6 P_0 / p$  пласт не защищается.

При  $S_2 \leq 35 \div 40$  м искусственной дегазации при подработке не требуется; при  $S_2 \geq 40 \div 45$  м только лишь надработка недостаточно эффективна; при  $S_2 > 50$  м необходима дегазация, а при  $S_2 > 80 \div 90$  м надработка в комплексе с дегазацией не обеспечивает надежной защиты.

## 22. Учет геомеханических процессов при надработке и подработке

При ведении горных работ в подрабатываемых и надрабатываемых массивах необходимо учитывать не только сами процессы (деформации, разрушения, опорное давление и т.д.), но и динамику формирования зон опорного давления и разгрузки с учетом периодичности зависания и обрушения.

Например. Принципы решения задачи о местоположении полевых выработок. Полевые выработки, если они могут попасть в зону влияния очистных работ, следует закладывать так, чтобы они не могли оказаться в зоне влияния опорного давления и интенсивного сдвижения пород (рис.42).

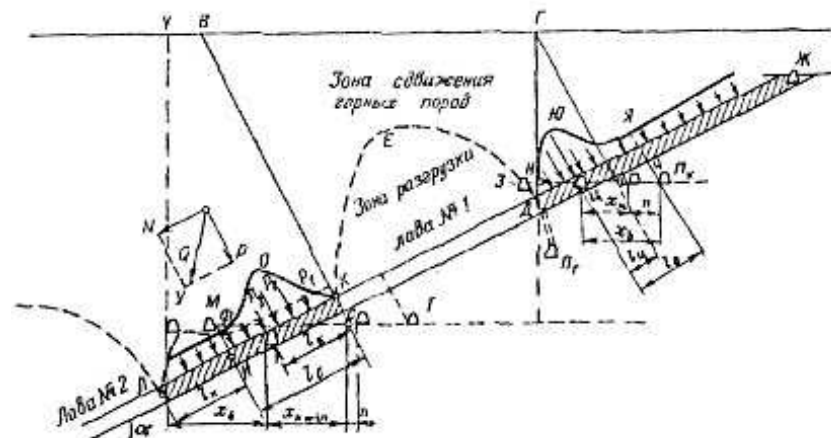


Рис. 42. Расположение полевых выработок в подрабатываемых и надрабатываемых массивах.

Определить параметры зон повышенного горного давления под целиками и краевыми частями очистных (работ) забоев.

При разработке свит пластов ведение горных работ осложняется наличием оставленных на смежных пластах предохранительных, барьерных и других целиков, а также краевых частей и створов оставленных лав.

Число горных ударов по отдельным странам

Страна	Число горных ударов	Период наблюдений, лет
Австрия	2350	56
Индия	56680	24
Канада	1796	23
Чехословакия	1522	60
ЮАР	1240	14

По силе горные удары различны – от нескольких тонн и незначительных повреждений крепи выработок до десятков тонн и полного разрушения выработок. Удары происходят на участках от нескольких метров до сотен метров, как в очистных, так и в подготовительных выработках. При некоторых горных ударах на соляных шахтах разрушению подверглась площадь до 3 млн. м<sup>2</sup>. В 1918–1924 гг. на руднике Витватерфальд (ЮАР) произошло 256 сильных горных ударов, погибло 193 и травмировано 498 человек.

Анализ обстановки возникновения горных ударов показал, что важнейшими причинами являются:

- наличие мощных и крепких пластов и пород, залегающих в почве и кровле полезного ископаемого;
- достаточно прочные полезные ископаемые с высокими упругими свойствами;
- большая глубина горных пород (от 180 до 400 м).

Перечисленные геологические условия как предпосылки горных ударов, предполагают при разработке полезного ископаемого использовать различные сочетания горнотехнических факторов: ведение горных работ с оставлением целиков полезного ископаемого, ведение работ под целиками; способы управления кровлей, системы разработки, скорость продвижения забоев.

Однако влияние того или иного фактора на формирование и проявление горных ударов может быть определяющим для одного района и малозначимым для другого. Например, весьма небольшая глубина (мраморные карьеры штата Вермонт, США); слой жилы в почве и малая прочность, и высокая упругость угольного пласта (Шураб, Н=200 м.).

*Классификация горных ударов.* Многообразие условий, в которых проявляются удары, а также многообразие форм разрушения горных пород при ударах не позволяют разработать полную классификацию этих явлений. На всех этапах развития учения о горных ударах вопросам их классификации уделялось большое внимание. И.М.Петухов отмечал следующие факты, используемые различными авторами при построении классификации горных ударов: удаленность очага удара от обнаже-

## V. ГЕОДИНАМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ

### 23. *Формы реализации горных ударов и их классификации*

Динамическими явлениями в шахте называются внезапные, происходящие с большой скоростью движения полезного ископаемого, пород, газов или жидкостей вблизи горных выработок, сопровождающиеся значительным силовым эффектом.

Динамические явления в зависимости от вызывающих их причин разделяются на три категории, являясь результатом:

- 1) проявлений горного давления – горные удары, внезапные выбросы и обрушения, раздавливание угля или руды;
- 2) возбуждения давления газов, жидкостей или плавучих пород – прорывы газов, суфляры, прорывы воды, пльвунов, заиловочной массы;
- 3) совместного действия горных пород и заключенного в них газа – внезапные выбросы пород и газа.

Наиболее опасные и грозные последствия вызывают внезапные выбросы (пород и газа) и горные удары.

*Горный удар* – быстротекающее разрушение хрупких горных пород в виде взрыва, вызванное мгновенным превращением потенциальной энергии сжатых горных пород в кинетическую, проявляющееся в виде отброса угля или руды и пород в выработки, резкого звука, появления пыли, сотрясения горных пород, воздушной волны. Длительность горного удара 0,01/3 с.

Горным ударам подвержены угли всех стадий метаморфизма (от бурых до антрацитов), соли, железные, медные, никелевые и полиметаллические руды, гранит, мрамор.

Первые сведения о горных ударах относятся к 1783 г. (оловянные рудники Англии), а систематическое их изучение началось с 80-х годов XIX в. В России первый горный удар зафиксирован в 1944 г. на Кизилевском угольном бассейне. Затем в разных формах горные удары происходили в различных местах и бассейнах (Кузбасс, Донбасс, Шураб, Сулюкта, Воркута, Табули, Горной Шории, Северного Урала, Норильска, Кривого рога, Алтая). Наибольшее количество горных ударов зарегистрировано на горных предприятиях Франции, Англии, Германии, США, Польши (табл.12).

ния, место появления горных ударов, механические свойства угольных пластов, величину сейсмической энергии.

Е.И.Шемякин со своими сотрудниками (ИГД СОАН СССР) рассматривали обрабатываемый участок месторождения, околнуренный некоторой замкнутой поверхностью, внутри которой заключен весь объем породного массива конкретного месторождения, в пределах которого велись и ведутся горные работы, как геомеханическое пространство. Они установили, что в пределах шахтного поля локальные концентрации напряжений, накопление потенциальной энергии и ее неконтролируемое (неуправляемое) выделения могут привести к горным ударам. Но их локализация происходит по мере развития горных (подготовительных и очистных) работ и может контролироваться с помощью наблюдений за сейсмоакустической высококачественной эмиссией из развивающихся очаговых зон. Была сделана попытка классифицировать горные удары (табл. 13).

Таблица 13

Классификация собственно горных ударов								
А. По местоположению очаговой зоны	В краевой зоне горных выработок		В целиках	В глубине массива или в глубине отработанного пространства				
Б. По взаимовлиянию (воздействию) на тектонические разломы и трещины	а) горный удар (не связанный с тектоникой)							
	б) » » » тектонического типа							
	в) » » » трещинного типа							
	г) » » » неотектонического типа							
В. По энергии, выделяемой в процессе динамического явления	Класс	Наименование	Энергия удара, Дж	Геометрические характеристики				
				Площадь видимых проявлений в пределах горизонта пласта, м <sup>2</sup>				
				Объем зоны видимых проявлений, м <sup>3</sup>				
				I	Очень слабый горный удар	менее 10 <sup>4</sup>	менее 55	менее 300
				II	Слабый горный удар	10 <sup>4</sup> ÷ 10 <sup>5</sup>	55 ÷ 260	300 ÷ 3000
				III	Сильный горный удар	10 <sup>5</sup> ÷ 10 <sup>6</sup>	260 ÷ 1200	3 · 10 <sup>3</sup> ÷ 3 · 10 <sup>4</sup>
	IV	Очень сильный горный удар	10 <sup>6</sup> ÷ 10 <sup>7</sup>	1200 ÷ 5600	3 · 10 <sup>4</sup> ÷ 3 · 10 <sup>5</sup>			
V	Мощный горный удар	10 <sup>7</sup> ÷ 10 <sup>8</sup>	5600 ÷ 26000	3 · 10 <sup>5</sup> ÷ 3 · 10 <sup>6</sup>				
VI	Особо мощный горный удар	10 <sup>8</sup> ÷ 10 <sup>9</sup>	26000 ÷ 120000	3 · 10 <sup>6</sup> ÷ 3 · 10 <sup>7</sup>				
VII	Техногенное землетрясение	более 10 <sup>10</sup>	Очаг в зоне влияния горных работ					
VIII	Мелко фокусное землетрясение		Очаг вне зоны влияния горных работ					

#### 24. Теория и механизм горных ударов

Проблема горных ударов в горной практике существует свыше двухсот лет. При этом ее актуальность не только не снижается, а постоянно возрастает, как в связи с углублением горных работ, расширением объемов извлечения запасов, совершенствованием техники и технологии разработки, так и в связи с открывающейся в последние годы возможностью управляемого безопасного использования огромных запасов потенциальной энергии породного массива для облегчения и удешевления освоения недр. В этой связи при решении проблемы горных ударов особое внимание уделяется теории горных ударов. Выдвинуто несколько гипотез механизма возникновения и протекания горных ударов.

По Д.Филенезу – исходным моментом теории являются основные механические характеристики пород и полезного ископаемого.

Сущность гипотезы С.Г.Авершина заключается в следующем. Крепкий упругий уголь в зонах интенсивного опорного давления накапливает в себе огромные запасы энергии упругой деформации. При быстрой *пригрузке* со стороны пород кровли, когда превышает предел текущей способности целика или кромки массива угля, происходит мгновенное высвобождение энергии, сосредоточенной в угле, и вследствие этого – горный удар.

И.М.Петуховым была высказана гипотеза, согласно которой в подготовке и проявлении удара участвует вся система «боковые породы – уголь». Горный удар трактуется как хрупкое разрушение предельно напряженного целика или краевой части пласта, при упругопластичном деформировании его, вызванном несоответствием скорости нагружения и максимально возможной скорости релаксации напряжения пласта угля.

Горный удар рассматривается как лавинообразный процесс, развивающийся от начального микроразрушения до разрушения всего целика или призабойной части пласта. Если скорость приложения нагрузок превышает скорость выхода пласта из-под нагрузки, то уголь подвергается хрупкому разрушению в виде толчков, микроударов и собственно горных ударов.

В краевой предельно напряженной части угольного пласта напряжение распределяется крайне неравномерно из-за разнообразия и увеличения объема угля вследствие подвижек отдельных слоев по контактам с неровными поверхностями. Поэтому горный удар может произойти тогда, когда скорость изменения напряженного состояния на данном участке пласта  $V_H$  превысит максимальную скорость релаксации на данном участке  $V_{пред}$ , т.е. хрупкое разрушение в форме горного удара возможно лишь при:

$$V_H / V_{пред} = N > 1, \quad (125)$$

где  $N$  – показатель хрупкости.

Сейсмоакустические наблюдения за процессом хрупкого разрушения показали, что трещинообразование и разрушения в очаге горного удара имеют лавинообразный характер.

Процесс распространяется на новые и новые области по контуру забоя и в глубину. Однако если по каким-либо причинам будет подпор со стороны разрушенного угля, ограничивающий развитие процесса, то область разрушения стабилизируется и примет характерную форму полости разрушения.

Энергия, участвующая в горном ударе, складывается из энергии упругих деформаций угольного пласта и энергии боковых пород. Запас полной потенциальной энергии, участвующий в горном ударе,

$$W = W_y + W_n,$$

где  $W_y$  и  $W_n$  – потенциальная энергия соответственно угольного пласта и боковых пород.

Потенциальная энергия угольного пласта определяется по формуле:

$$W_y = \sigma_{cp} / 2E_y \cdot V_y, \quad (127)$$

где  $\sigma_{cp}$  – среднее напряжение в пласте угля;  $E_y$  – модуль упругости угля;  $V_y$  – объем разрушенного угля, а потенциальная энергия боковых пород  $W_n$  – из условия, что при горном ударе они сближаются на величину  $\ell_0$  и совершают при этом работу

$$W_n = A = 1/2 \sigma_{cp} \cdot S \ell_0. \quad (128)$$

Здесь  $S$  – площадь разрушенного целика;  $1/2$  – коэффициент, учитывающий, что в процессе сближения пород на величину  $\ell_0$  сила изменяется от  $\sigma_{cp} S$  до нуля.

В формуле:

$$\ell_0 = 0,4 \cdot 2X_0 E_0 \quad (129)$$

$2X_0$  – ширина выработки или области разгрузки пород при ударе;  $E_0$  – максимальное относительное расширение пород при разгрузке.

Следовательно,

$$W = \sigma_{cp} \cdot S (\sigma_{cp} \cdot h / E_y + 0,4 \cdot X_0 \cdot E_0), \quad (130)$$

где  $h$  – полумощность пласта угля.

## 25. Прогноз горных ударов

*Принципы прогноза.* Прогнозирование горных ударов – это необходимая составная часть управления технологическим процессом при разработке удароопасных месторождений полезных ископаемых. Он базируется:

- на установлении удароопасных месторождений;
- региональный прогноз удароопасности в пределах шахтного поля;

- прогноз степени удароопасности отдельных участков рудного и породного массива.

Установление удароопасности месторождения позволяет своевременно предусматривать меры борьбы с горным ударом на стадиях проектирования и строительства рудников, чем обеспечивается не только повышение безопасности ведения горных работ, но и их экономическая эффективность. Необходимо еще на стадии геологоразведочных работ располагать сведениями о склонности объекта к горным ударам. Все эти данные можно получить в результате специальных исследований по геодинамическому районированию шахтных полей месторождения в целом.

При отработке рудной залежи угрожаемой по горным ударам, должен осуществляться региональный прогноз по мере развития работ в пределах шахтного поля. Этот прогноз проводится на основе анализа горнотехнической обстановки, геологической структуры месторождения, а в отдельных случаях – с использованием сейсмологических наблюдений он позволяет выделить наиболее опасные по проявлению горных ударов районы в пределах поля. А затем по оценке напряженного состояния прогнозируется степень удароопасности отдельных участков массива поля.

*Визуальный метод оценки удароопасности рудных тел и вмещающих пород на действующих рудниках.* Метод является одним из основных для установления удароопасности месторождений. Визуальными признаками, характеризующими удароопасность рудного и породного массивов, являются:

- шелушение (1-10 мм);
- интенсивное заколообразование (1-10 см);
- стрельяние;
- толчки;
- микроудары и собственно горные удары.

С целью изучения закономерностей разрушения горных пород на контуре выработок рекомендуется производить съемки их сечений в разные периоды времени полярным способом с помощью теодолита, фотометрическим или контурографом.

*Методы оценки напряженного состояния породного массива.* Разработаны методы, которые получили применение при решении проблемы изучения горных ударов и борьбы с ними.

1) Оценка напряженного состояния пород по визуальным наблюдениям за разрушением выработок (рис.43).

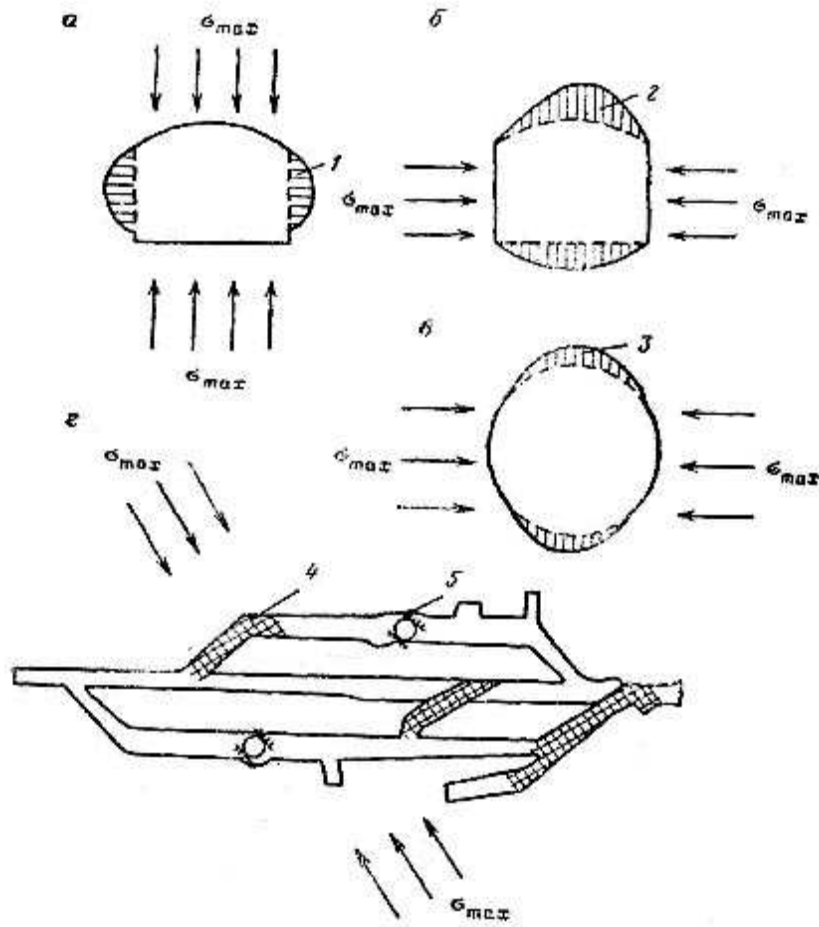


Рис. 43. Расположение участков разрушения пород в выработках в зависимости от ориентировки максимальных сжимающих напряжений  $\sigma_{max}$ : а – в стенках; б – в кровле и почве; в – в стенках вертикальной выработки; г – в выработках руддвора.

2) Определение напряжений по толщине целиков керна.

При напряжении состояния пород типа  $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3 = (0,1 \div 0,3) \sigma_1$ , зависимость величины максимального сжимающего напряжения  $\sigma_t$  от толщины дисков  $t$ , его диаметра  $d$  и  $\sigma_{сж}$  выражается в виде:

$$\sigma_t = \sqrt{d/t} \cdot \sigma_{сж} [(0,54 + 0,1 d) + (0,78 + 0,165 \sqrt{d})]. \quad (131)$$

3) Оценка напряжений по выходу буровой мелочи.

$$\sigma_{max} = (4V_1 \sqrt{2} - 2,3) \sigma_{сж} \cdot \text{при } 1 < V_1 \sqrt{2} < 1,3,$$

где  $V_1$  – фактический выход буровой мелочи;  $\sqrt{2}$  – номинальный выход буровой мелочи;  $\sigma_{сж}$  – предел прочности на одноосное сжатие.

4) Определение напряжений методом разгрузки.

Скважина бурится до места измерения. Затем при помощи зачистной коробки производится грубая и чистовая обработка забоя. После очистки забой обезжиривается и просушивается. Клеевой состав приготавливается в полиэтиленовой бюретке и наносится на плату деформометра, установленного в досылочном устройстве. Деформометр досылается до забоя скважины.

5) Определение напряжений по деформациям, замеренным по реперам. Сущность метода реперов заключается в том, что в пробуренные из горных выработок скважины диаметром от 42 до 110 мм с помощью досылочных устройств вводятся реперы и замеряются тем или иным способом в породах на нужном расстоянии от устья скважины. По изменению расположения репера или расстояния между соседними реперами вдоль оси скважины судят о перемещениях точек массива или о деформациях соответствующих интервалов.

*Определение напряжений по деформациям диаметра скважин.* В исследуемой породе пробуривается скважина, в которой устанавливаются деформометры для измерений радиальных смещений в двух и более направлениях, по которым и фиксируются начальные отсчеты. Затем производится полная разгрузка (путем выбуривания прямолинейной и кольцевой разгружающей щели или обуриванием кольцевой коронкой большего диаметра) того участка породы, где установлены деформометры. После осуществления разгрузки производится измерение радиальных деформаций скважины.

*Определение напряжений по усилию вдавливания индентора в торец скважины.* Метод основан на измерении усилий вдавливания индентора в забой скважины, величины которых изменяются в зависимости от напряженности породного массива.

Зависимость, связывающая усилие вдавливания индентора со средним напряжением пород, действующим в плоскости забоя скважины, имеет вид:

$$\sigma_{ср} = (P_1 - P_0) K^{-1}, \quad (133)$$

где  $\sigma_{ср}$  – среднее напряжение;  $P_0$  – усилие вдавливания в ненапряженную породу;  $P_1$  – усилие вдавливания в напряженную породу;  $K$  – коэффициент, характеризующий увеличение усилия вдавливания при возрастании напряжений в породном массиве.

Значение  $R_0$  и  $K$  определяются в лабораторных условиях на образцах пород или в шахте. Значение  $R_1$  фиксируется поинтервально по мере бурения скважины.

*Электромеханический метод оценки напряжений.* Этот метод основан на зависимости электрического сопротивления пород от напряженного состояния. С ростом напряжения  $\rho$  большинства пород в области упругих деформаций понижается, а с уменьшением – возрастает.

Для определения величины электрического сопротивления пород в горных выработках применяют различные модификации измерительных установок.

По данным измерений разности потенциалов ( $\Delta U$ ) и ( $J$ ) определяется электрическое сопротивление ( $\rho$ ).

$$\rho = K_y \cdot C_n \cdot \Delta \bar{u} \cdot J^{-1}, \quad (134)$$

где  $K_y$  – коэффициент установки, определяемый по формулам в зависимости от типа установки;  $C_n$  – поправочный коэффициент, определяемый по графику в зависимости от расстояния  $r$  от центра приемных электродов до питающего и диаметра выработок  $d$  (рис.44).

Для относительной оценки напряженного состояния используется параметр  $K_p$ :

$$K_p = \rho_m \cdot \rho_{\min}, \quad (135)$$

где  $\rho_m$  – значение эффективного сопротивления нетронутого массива;  $\rho_{\min}$  – минимальное значение измеренного эффективного сопротивления на изучаемом участке.

Величины напряжений ориентировочно можно оценить по формуле  $\sigma_z = K_p \cdot \gamma \cdot H$ , где  $K_p$  – плотность пород;  $H$  – глубина горных работ.

*Сейсмический метод оценки напряжений* основан на изучении зависимости скорости распространения упругих волн в горных породах от их уровня напряжения. С ростом напряжений скорость распространения сейсмических волн в области упругих деформаций возрастает, а с уменьшением – падает. По изменению величины этой скорости можно судить об относительном распространении напряжений в породном массиве вокруг выработки.

Связь между скоростью  $V_i$  и напряжением  $\sigma_i$  аппроксимируется уравнением вида:

$$V_i = V_0 + K \cdot \sqrt{\sigma_i}, \quad (136)$$

где  $V_i$ ,  $\sigma_i$  – соответственно скорость волн и напряжение по  $i$  – направлению;  $V_0$ ,  $K$  и  $n$  – параметры, зависящие от типа пород.

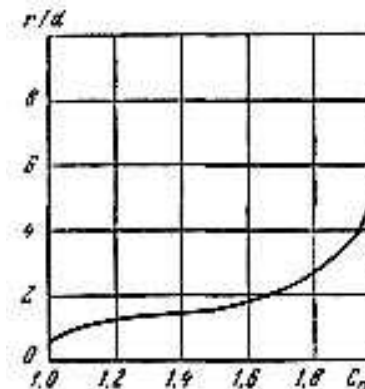


Рис.44. График для определения  $C_n$  в зависимости  $r/d$ .

*Оценка напряжений массива пород по интенсивности электромагнитного излучения.* В процессе механического воздействия на горные породы в них происходит преобразование указанного типа энергии в электрическую, накопление последней и выделение ее в виде импульсивного электромагнитного излучения (ИЭИ) в радиоволновом диапазоне. Следует отметить, что процесс преобразования энергии в горных породах тесно связан с процессом разрушения, интенсивность и величина которых связаны с действующими механическими напряжениями. Следовательно, посредством регистрации естественного ИЭИ в породном массиве можно выявить участки концентрации напряжений.

С увеличением напряжений интенсивность импульсного ИЭИ возрастает.

Метод относительной оценки напряженного состояния породного массива по интенсивности естественного ИЭИ является одним из перспективных, т.к. относится к простым бесконтактным и мобильным методам, не требующим бурения шпуров и скважин.

*Оценка напряженности массива пород по акустической эмиссии.* Этим термином обозначают эффект излучения распространяющихся в горной породе волн возмущения, вызванных перераспределением локальных напряжений. Интенсивность акустической эмиссии зависит от эмиссионных свойств горной породы и степени напряженности участка массива.

Относительная оценка напряженности участка породного массива по акустической эмиссии осуществляется по коэффициенту

$$K_{АЭ} = N \cdot N_0^{-1}, \quad (137)$$

где  $N$  и  $N_0^{-1}$  – соответственно значение интенсивности акустической эмиссии в зоне и вне зоны влияния горных выработок. Чем выше значение  $K_{АЭ}$  тем больше напряженность участка породного массива.

Методы оценки способности пород к накоплению потенциальной энергии.

1) Метод натуральных испытаний с помощью гидравлического комплекса.

Для изучения характера деформирования и разрушения породного массива ВНИМИ разработан гидравлический давяльный комплекс, обеспечивающий создание удельных нагрузок на участке массива до 120 МПа (рис. 45).

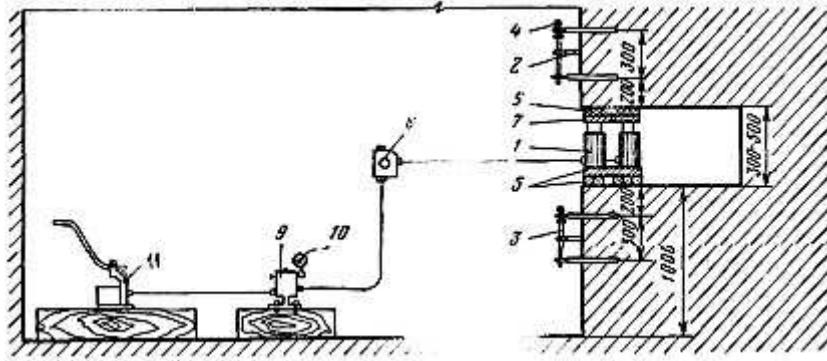


Рис. 45. Гидравлический давяльный комплекс:

- 1 – давяльные цилиндры; 2 – реперы; 3 – тарельчатые упоры;
- 4 – индикаторы часового типа; 5 – стальные брусья; 6 – резина;
- 7 – стальные пластины; 8 – коллектор; 9 – распределительные устройства;
- 10 – манометр высокого давления (свыше 100 МПа); 11 – высоконапорный насос.

Для проведения исследований в массиве подготавливаются специальные ниши сечением  $0,8 \times 0,5$  м., в которых устанавливаются давяльные домкраты. Измерение деформаций производится с помощью индикаторов часового типа. По относительным деформациям, полученным при искусственном нагружении породного массива с помощью давяльного комплекса, устанавливается склонность пород к накоплению упругой потенциальной энергии и хрупкому разрушению (рис. 46). Порода считается удароопасной, если отношение упругой относительной деформации ( $\epsilon_y$ ) к полной относительной деформации ( $\epsilon_n$ ) больше или равно 70 % при нагрузках, превышающих 70 % от разрушающих, т.е.

$$K = \epsilon_y \cdot \epsilon_n^{-1} \cdot 100 \geq 70. \quad (138)$$

2) Метод вдавливания индикаторов в породу. ВНИМИ разработан метод оценки упругопластических свойств прочных пород  $\sigma_{сж}$  свыше 70 МПа как в лабораторных, так и в натуральных условиях по характеру их разрушений под индикатором.

Установлено, что в натуральных условиях порода относится к удароопасной, если коэффициент хрупкости  $K_{ХР}^H > 3$  (в случае применения прибора БП 18),  $K_{ХР}^H > 5$  (прибор МГД); в лабораторных условиях  $K_{ХР}^L \geq 1,5$ .

3) Оценка хрупкости пород по их энергоемкости. Экспериментами установлено, что отношение работы упругих деформаций  $P_y$  к работе неупругих деформаций  $P_0$  при напряжениях (рис.47), соответствующих пределу прочности, является характеристикой процесса разрушения горной породы. При этом, если  $P_y / P_0 > 1$ , то разрушение относится к хрупкому, а порода – к удароопасной (2÷3).

4) Лабораторная оценка склонности пород к хрупкому разрушению с учетом запредельных характеристик. Наиболее достоверные характеристики, учитывающие полную работу разрушения породы, включая запредельную, получаются при жестком оборудовании (рис. 48).

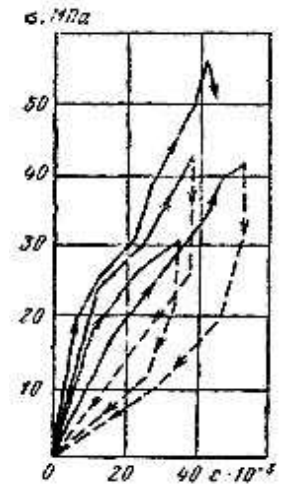


Рис. 46. График зависимости относительных деформаций  $\epsilon$  от нагрузки  $\sigma$ .

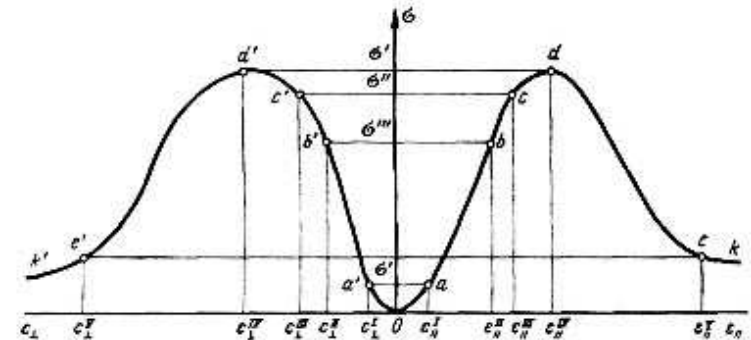


Рис.47. Полная диаграмма деформирования пород.

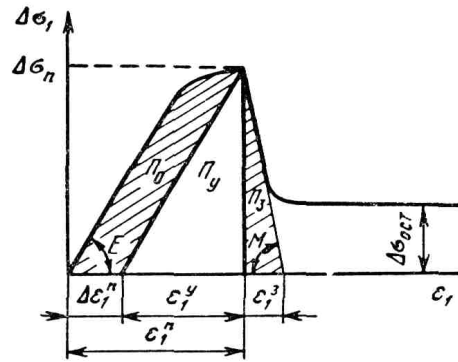


Рис. 48. Схема диаграммы  $\sigma - \epsilon$  для хрупких горных пород

Для оценки относительной хрупкости горных пород рассчитываются следующие коэффициенты хрупкости:  $K_2 = \epsilon_1^y \cdot \epsilon_1^{\Pi-1}$ , где  $\epsilon_1^y$  – упругая деформация;  $\epsilon_1^{\Pi-1}$  – полная относительная деформация;

$$K_2 = E M^{-1}, \quad (140)$$

где  $E$  – модуль упругости;  $M$  – модуль спада.

$$K_3 = \Pi_y (\Pi_y + \Pi_3)^{-1}. \quad (141)$$

Коэффициент  $K_3$  выражает долю запасенной в теле упругой энергии от полной энергии разрушения. При малой остаточной прочности, характерной для одноосного сжатия,

$$K_3 = M (E + M)^{-1}, \quad (142)$$

Так как,  $\Pi_y = 0,5 \sigma_{сж}^2 \cdot E^{-1}$ ,  $\Pi_3 = 0,5 \sigma_{сж}^2 \cdot M^{-1}$

Установлено, что при значениях  $K_1 > 0,7$  и  $K_2 > 1$  порода является хрупкой и относится к удароопасной.

*Методы прогноза удароопасности месторождений.* Месторождения подразделяются на неопасные, угрожаемые и опасные по горным ударам.

К *угрожаемым по горным ударам* относятся месторождения, на которых при ведении горных работ происходили толчки и интенсивное заколообразование или горные удары на соседнем руднике (шахте) в пределах того же рудного тела или той же разности пород с аналогичными геологическими условиями; на которых имеются породы и руды с высокими упругими свойствами и склонные к хрупкому разрушению под нагрузкой, а также достаточно высокие напряжения в нетронутом массиве.

К опасным по горным ударам относится часть угрожаемого месторождения, начиная с глубины, на которой появились микроудары и горные удары.

Если на месторождении имеются хрупкие породы и изучено напряженное состояние нетронутого массива, то месторождение относится к угрожаемым при  $\sigma_{max} \geq 0,5 \sigma_{сж}$ , где  $\sigma_{max}$  – максимальное напряжение в нетронутом породном массиве;  $\sigma_{сж}$  – предел прочности на одноосное сжатие.

*Методы прогноза степени удароопасности пород, прилегающих к горной выработке.* Прогнозу степени удароопасности отдельных участков, прилегающих к выработкам, предшествует региональный прогноз горных ударов в шахтном поле.

Региональный прогноз осуществляется путем анализа горнотехнических условий развития горных работ в шахтном поле или постановкой специальных сейсмологических исследований, в результате которых устанавливаются районы концентраций напряжений вокруг очистных и подготовительных выработок.

Выявив районы концентрации напряжений, приступают к определению степени удароопасности пород в выработках, пройденных или находящихся в проходке в этих районах.

По степени удароопасности участки породного массива, примыкающие к выработкам подразделяются на три категории:

- I – с повышенной опасностью проявления горного удара;
- II – опасные по проявлению горного удара;
- III – не опасные.

## 26. Способы предотвращения горных ударов. Принципы предотвращения горных ударов

Применительно к рудным месторождениям основные принципы предотвращения горных ударов сводятся к следующим:

1) снижение горного давления путем соответствующих раскройке и отработки шахтных полей, ведение горных работ широким фронтом с планомерным развитием их в направлении от выработанных пространств на массив руды с минимальным количеством выработок в массиве и без оставления целиков. Совершенствование технологии разработки месторождений, применение опережающей разработки защитных рудных тел или создание искусственных полостей в породном массиве, использование закладки;

2) снижение способности краевых частей рудных залежей и пород, прилегающих к выработкам, к упругому деформированию и накоп-

лению больших запасов потенциальной энергии путем изменения их физико-механических свойств камуфлетным взрыванием или другими способами, выбора размеров и формы сечения горных выработок для облегчения псевдопластического деформирования пород, окружающих выработку;

3) обеспечение мероприятий по защите людей и выработок от последствий горных ударов путем придания выработкам устойчивой формы сечения, проходки специальных разгрузочных щелей, применение щитов, выбора оптимального режима ведения горных работ, исключения опасных выработок, расположение выработок в закладочном массиве;

4) управление процессом хрупкого разрушения руды и пород в целях предотвращения вредного влияния горных ударов и неиспользование потенциальной энергии для разрушения руды и породы путем выбора мест расположения горных выработок и направления их проходки с учетом естественного поля напряжений в нетронутом породном массиве и степени удароопасности участков пород и руд;

5) создание на рудниках научно-обоснованной службы прогноза и предотвращения горных ударов.

Применительно к угольным месторождениям основные принципы предотвращения горных ударов следующие:

1) снижение горного давления на угольный пласт или его участки путем опережающей отработки защитных пластов без целиков и без использования полевой подготовки пластов, либо запрещение проведения подготовительных выработок впереди очистных забоев, а также исключения встречных и догоняющих забоев;

2) подавление способности краевых частей угольного пласта, прилегающих к выработкам, к упругому деформированию и накоплению больших запасов потенциальной энергии с изменением их свойств камуфлетными взрывами, нагнетанием воды, бурением разгрузочных скважин;

3) защита людей и горных выработок от последствий горных ударов путем выкладки бутовых полос и костров, применения податливой арочной металлической крепи, установки податливых щитов, введения специального режима производства горных работ;

4) управление процессом хрупкого разрушения угля для предотвращения горных ударов через подбор рациональных способов и средств выемки угля, параметров их применения.

*Снижение горного давления.* Снижение вредного влияния горного давления при ведении работ является одним из главных принципов безопасной отработки месторождений, склонных к горным ударам. Ос-

новываются при этом на знаниях напряженно-деформированного состояния породного массива, как до отработки месторождения, так и в процессе его отработки.

#### **А. При отработке рудных месторождений.**

1. Раскройка месторождения на шахтные поля и порядок их отработки.

При проектировании и разработке рудных месторождений, угрожаемых по горным ударам, одним из важнейших мероприятий является правильная раскройка шахтных полей. На стадии проектирования с целью снижения горного давления должны учитываться:

возможности управления сдвижением толщи горных пород;

оптимальный порядок отработки шахтного поля; возможности восходящего порядка отработки запасов;

необходимость ведения горных работ без выступающих частей и участков шахтного поля; геомеханические особенности структуры шахтного поля (геологические нарушения, замки складок и т.п.);

необходимость создания полей подготовки; необходимость ведения горных работ без встречных и догоняющих очистных забоев;

оптимальные размеры этажей и блоков;

вопросы доработки и погашения шахт;

порядок отработки соседних шахтных полей.

2. Совершенствование технологии разработки месторождений в условиях действующих шахт является одним из важнейших направлений в предотвращении горных ударов.

Предусматривается комплекс региональных и локальных мер предотвращения горных ударов.

К региональным мерам относятся:

стремление к прямолинейности фронта очистного забоя в пределах блоков, шахтных полей и месторождения;

недопущение отставания отдельных рудных блоков от соседних;

сокращение до минимально допустимого количества выработок впереди очистных работ и в районах околоствольных дворов;

необходимость преимущественного проведения капитальных выработок по направлению максимальных напряжений, действующих в массиве пород;

использование сплошных систем разработок, особенно с закладкой выработанных пространств, и др.

К локальным мерам относятся:

недопущение местных искривлений линии очистного забоя;

специальные формы подготовительных и очистных забоев, обеспечивающие минимальную концентрацию напряжений;

исключение взаимного влияния сближенных выработок;

способы приведения выработок в неопасное состояние и др.

3. Защитная опережающая разработка рудных залежей и слоев.

Отработка рудной залежи или одного ее слоя вызывают существенное возмущение в окружающем массиве пород. Над и под выработкой происходит сдвиг пород. Сущность защитного действия заключается в частичной разгрузке залежи, опасной по горным ударам, или отдельного участка от первоначально действующих напряжений.

На границы и степень защитного действия влияют:

ширина очистной выработки, соотношение ее размеров в плане;

мощность и угол падения обрабатываемой залежи;

глубина разработки, строение подрабатываемой и надрабатываемой толщи пород и свойства слагающих ее слоев.

При разработке сближенных рудных тел для снижения напряжений в телах, угрожаемых или опасных по горным ударам, в первую очередь рекомендуется производить выемку неопасного тела, которое будет выполнять роль защитного по отношению к опасным.

4. Выбор системы разработки.

Системы разработки рудных месторождений отличаются большим разнообразием. В подавляющем большинстве случаев это системы с поддержанием выработанных пространств целиками руды, различные модификации камерных систем разработки.

Между тем, постоянное увеличение глубины горных выработок, подверженных горным ударам, выдвигает вопрос о бесцеликовой их отработке в число наиболее актуальных. Успешное решение проблемы горных ударов на угольных месторождениях во многом обязано переходу на бесцеликовую выемку.

Основные требования к системам разработки рудных и нерудных месторождений, подверженных горным ударам, сводятся к тому, чтобы отработка их осуществлялась без оставления целиков и выступающих участков рудного тела при минимальной изрезанности массива горными выработками. Подготовительные выработки рекомендуется проводить за пределами зоны опорного давления, вызванной очистными работами. Наиболее предпочтительна сводчатая форма выработок.

Всем этим требованиям наиболее полно отвечает сплошная система разработки, особенно для рудных залежей малой и средней мощности. При разработке мощных рудных тел приемлемыми, с точки зрения обеспечения минимальной удароопасности, являются такие системы,

как слоевая разработка с предпочтительной выемкой слоев в нисходящем порядке и с обрушением кровли.

### **Б. При отработке угольных месторождений.**

Основной метод снижения горного давления на угольном пласте – опережающая отработка защитных пластов. Экспериментально установлено, что механические свойства угольных пластов (упругость, прочность, пластичность) определяющие степень удароопасности массива пород при надработке (подработке) существенно не изменяются. Более подробно рассмотрим управление массива горных пород с помощью подработки.

Технология подземных горных работ на удароопасных пластах на всех стадиях (вскрытие, подготовка, разработка) должна содержать меры по снижению концентрации напряжений на отдельных участках.

Вскрытие удароопасных пластов осуществляется выработками, проводимыми по породам или по неопасному пласту, а подготовка – полевыми штреками в почве защитного пласта в границах эффективного действия надработки.

В связи со спецификой отработки пластов, склонных к динамическим явлениям, системам разработки предъявляются особые требования:

уменьшение неравномерности изменения напряжений в призабойной части пласта. Ведение работ по выемке угля в зоне разгрузки;

выбор таких средств механизации, при которых число рабочих, подвергающихся влиянию динамического явления, минимально;

локализация зоны действия динамического явления и последствий горного удара или выброса, быстрая нормализация обстановки на участке, обеспечение выхода рабочих по коротким и удобным путям.

*Снижение способности пород, прилегающих к выработке, к накоплению потенциальной энергии.*

При рассмотрении природы и механизма горных ударов было установлено, что от характера деформирования рудного тела вблизи обнажения зависят как условия появления в его краевой части зоны предельно-напряженного состояния, так и размеры последней. В этой зоне формируется удароопасное состояние, основными параметрами зоны является расстояние до максимума опорных нагрузок и их величины ( $X_1$ ). Определяющим фактором снижения способности руды на обнажении к упругому деформированию является *ширина зоны ( $Ш_3$ )* где достигнуто снижение, т.е. накопление больших запасов потенциальной энергии.

Ширина защитной зоны зависит от действующих напряжений вокруг выработки, от общего уровня напряженного состояния нетронутого массива, от прочностных свойств и трещиноватости рудного тела, от хрупких и упругих свойств руды и породы.

Установлено, что у капитальных и подготовленных выработках  $Ш_3$  равна половине наибольшего размера поперечного сечения выработки, но не менее 2 м; у очистных выработок  $Ш_3$  равна мощности рудного тела, но не менее 3 м.

Защитная зона может быть образована путем применения камуфлетного взрывания зарядов ВВ, бурения разгрузочных скважин большого диаметра, нагнетания воды в горные породы, применение различного рода разгрузочных щелей.

Камуфлетное взрывание представляет собой взрывание заряда внутреннего действия без выброса породы (руды, угля). Как мера борьбы с горными ударами может применяться в двух видах: камуфлетное и камуфлетно-сотрясательное взрывание.

При проведении вертикальных и горизонтальных горных выработок возможны два варианта схем камуфлетного взрывания (рис. 1 а.б.).

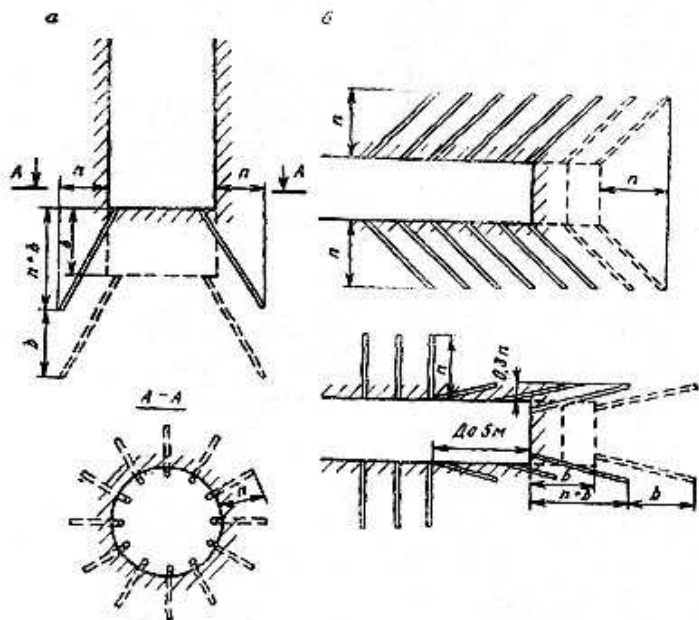


Рис. 49. Схема проведения камуфлетного взрывания в боковых стенах вертикальных (а) и горизонтальных (б) выработок (b – подвигание за один цикл или несколько циклов).

**Разгрузочные скважины.** При использовании данного способа следует иметь в виду, что:

основное разрушающее действие скважин происходит в процессе их бурения;

разрушающее действие тем больше, чем выше напряженное состояние данного участка пород и чем, следовательно, выше степень использования энергии горного давления.

Параметры способа следующие:

глубина скважин выбирается исходя из необходимых ширины защитной зоны и величины подвигания забоя;

расстояние между скважинами зависит от их диаметра и степени удароопасности участка и определяется опытным путем в конкретных условиях;

диаметр скважин желательно выбирать максимально большим (200-600 мм) – на угле; 105 мм – на руде.

**Нагнетание воды.** Способ может выполняться:

в упругом режиме фильтрации (в режиме увлажнения  $\eta_0 = 3-24\%$ )

в режиме гидровзрыва или гидроотжима:  $> 3\%$  до  $> 24\%$ ;

в режиме, предусматривающем использование энергии горного давления.

**Размеры и форма поперечного сечения выработок.** Наиболее благоприятной следует считать круглую или сводчатую форму.

**Устойчивая форма выработок.** Применение контурного взрывания позволяет проходить выработку строго заданной формы и снизить размеры неровностей контура. Амплитуда неровностей при обычном взрывании достигает 20 см, при контурном взрывании она уменьшается до 4-7 см.

Существенной мерой является выбор направления проходки и наиболее устойчивой формы выработки с учетом величины и направления главных напряжений в породном массиве.

**Разгрузочные щели** являются одним из эффективных средств защиты от горных ударов. Необходимо устройство, чтобы создать щели не менее 3 см взрывом. Разбуриваются щели через 0,2-0,3 м. Перемычки разрушаются взрывом.

**Режим ведения работ.** Значительное количество горных ударов на рудных месторождениях приурочено к моменту взрывных работ или к небольшому промежутку времени после них.

Поэтому в удароопасных условиях должен соблюдаться специальный режим ведения взрывных работ.

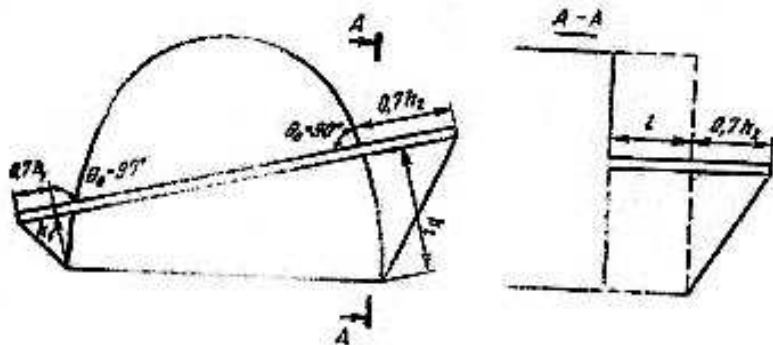


Рис. 50. Границы влияния разгрузочной щели для снижения удароопасности в полевой выработке.

Одним из важных моментов режима ведения горных работ является максимальная скорость подвигания забоя. В зависимости от свойств горных пород и их напряженного состояния для каждого конкретного условия существует своя оптимальная скорость подвигания забоя. Большинство работ на позициях необходимости ограничения скорости подвигания забоя в целом.

*Поддержание горных выработок.* На удароопасных месторождениях применяются торкретбетон, анкерная крепь с металлической сеткой или без нее и податливая металлическая крепь. В капитальных выработках применяется бетонная крепь.

*Организация службы борьбы с горными ударами.* Одним из важнейших условий успешного решения проблемы горных ударов является своевременное выявление месторождений, а также разновидностей руд, углей и пород, склонных к горным ударам.

Организация специальной службы прогноза горных ударов и мер борьбы с ними является одним из важнейших направлений в предотвращении горных ударов.

Основными задачами службы прогноза являются:

- осуществление прогноза степени удароопасности участков рудного и породного массивов;
- оценка эффективности проводимых мероприятий по борьбе с горными ударами;
- выявление длительного действия противоударных мер;
- разработка рекомендаций по безопасному ведению горных работ в удароопасных условиях;

контроль за соблюдением разработанных рекомендаций и правильным ведением горных работ на шахтах.

С углублением горных работ основным направлением в развитии мер борьбы с горными ударами является совершенствование технологии разработки месторождений: возможность использования запасов энергии горного давления с целью предотвращения горных ударов; совершенствование мер борьбы с горными ударами на основе использования некоторых новых физических принципов разрушения горных пород. Например, резонансного эффекта и некоторых электрофизических методов разрушения.

Сущность резонансного эффекта заключается в аккумуляции механической энергии внешнего воздействия на упругую систему при совпадении собственной частоты колебания системы с частотой внешнего воздействия. Аккумуляция механической энергии в случае резонанса выражается в виде сильного возрастания амплитуды колебания упругой системы при сравнительно небольшой возмущающей силе внешнего воздействия.

Перспективным направлением разработки локальных методов борьбы с горными ударами на рудных месторождениях является развитие электрофизических методов разрушения твердых тел, что приводит к устранению удароопасности напряженных частей массива путем изменения физико-механических свойств пород (1 - высокочастотный и низкочастотный тепловой пробой, метод электрического нагрева, волновой метод; 2 – лазер, плазменная струя, инфракрасное излучение).

Известно, что охлаждение забоя вызывает деформации упругого восстановления и, как следствие, разгрузку массива пород. Расчеты показали, что при снижении температуры пород от  $+40^{\circ}\text{C}$  до  $0^{\circ}\text{C}$  напряжения в них снижаются на 14-15 МПа, что ориентировочно соответствует напряжениям на глубине работ не менее 500 м.

## VI. ГАЗОДИНАМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ

### 27. Основы теории внезапных выбросов угля и газа

Газодинамическое влияние в шахте – внезапное, происходящее с большой скоростью движение угля, пород и газов вблизи горных выработок, сопровождающееся значительным силовым эффектом. Масса выброшенного угля колеблется от нескольких тонн до нескольких тысяч, а иногда и десятков тысяч тонн. При этом выделяется 15-40 м<sup>3</sup>, а в отдельных случаях – до 180 м<sup>3</sup> на 1 т выброшенного угля (СН<sub>4</sub>, СО<sub>2</sub>).

Первый внезапный выброс зафиксирован в 1834 г. на французской шахте «Исаак». На первом этапе изучения (до пятидесятых годов) механизма выброса были предложены гипотезы, которые можно разделить на две группы по основному фактору действия:

- 1) газ, заключенный в угле (Л.Н.Быков);
- 2) давление горных пород (И.М.Печук, А.М.Карпов, И.В.Бобров).

Обобщая распространенные к середине 50-х годов гипотезы и практический опыт А.А.Скочинский выразил выбросоопасность в виде зависимости:

$$V = f(\sigma, X, M), \quad (143)$$

где  $\sigma$  – напряженность пласта;  $X$  – газоносность пласта;  $M$  – физико-механические свойства угля.

Выражение (143) очерчивает общие представления о природе выбросоопасности в целом.

К началу 60-х В.В.Хозотом была разработана теория выбросов, получившая название энергетической.

Внезапный выброс трактуется как результат скачкообразного изменения напряженного состояния газоносного угольного пласта, происходящего вследствие быстрого и глубокого внедрения выработки в угольный пласт или внезапного разрушения горным давлением относительно прочной призабойной части угольного пласта, окруженного менее прочным углем или углем с нарушенной структурой; динамической нагрузки или разгрузки угольного пласта из-за внезапного смещения вмещающих пород; внезапного обнажения угольного пласта при выходе

полевой выработки из прочных пород с малым содержанием газа в подверженный высоким давлениям пород и газа непрочный уголь.

Условия возбуждения выброса и его развития по энергетической теории:

1. Освобождение вблизи горной выработки потенциальной энергии угля и кинетической энергии горных пород  $\mathcal{E}$ , достаточных для смещения в сторону горной выработки и разрушения угля  $U$ , т.е.

$$W = \mathcal{E} > F + U. \quad (144)$$

Для вскрытия угольного пласта выражение (144) записывается как

$$W + Q_p > F + U, \quad (145)$$

где  $Q_p$  – энергия свободного газа, а для подготовительной выработки, не подверженной влиянию очистных работ,

$$W > F + U. \quad (146)$$

2. Превышение скорости разрушения угля над скоростью падения давления газа в пустотах и трещинах разрушающегося угля

$$V_p > V_g. \quad (147)$$

3. Сохранение давления газа  $P$  к моменту завершения разрушения угля на уровне более высоком, чем сопротивление разрушенного угля отбросу:

$$P > m/S_1 [g(f \cos \alpha \pm \sin \alpha) + V], \quad (148)$$

где  $m$  – масса разрушенного угля;  $S_1$  – площадь основания разрушающегося блока угля;  $g$  – ускорение свободного падения;  $f$  – коэффициент трения угля по почве;  $\alpha$  – угол наклона выработки (в наклонных выработках берется со знаком «минус»);  $V$  – ускорение, необходимое для отброса угля по инерции.

В конце 70-х годов в целом ряде работ энергетическая теория была развита и дополнена новыми положениями (И.М.Петухов, А.М.Линьков, С.А.Христианович и др.).

Процесс разрушения массива в результате потери устойчивости происходит в шахте как распространение волны разрушения от обнажения вглубь массива и сопровождается преобразованием потенциальной энергии пород, угля и газа в кинетическую энергию движения угля в потоке газа со скоростями до десятков метров в секунду.

Обеспечение условий, вытекающих из энергетического баланса и силовых условий отрыва частиц угля и поверхности – основа рассматриваемой энергетически силовой теории.

На основе современных представлений о механизме внезапных выбросов можно сделать следующие обобщения:

1. Роль горного давления согласно анализу формирования выбросоопасной ситуации заключается в подготовке угля к разрушению и фильтрационных характеристик угля в зоне влияния горной выработки.

2. Действие сил горного давления в призабойной части пласта, т.е. там, где формируется выбросоопасная ситуация, следует рассматривать с учетом следующего:

- впереди выработки образуется зона опорного давления;
- выход отдельных участков угольного пласта и вмещающих пород из-за нагрузки сопровождается деформациями упругого восстановления;
- напряженное состояние в краевой части угольного пласта изменяется толчкообразно.

### 28. Прогноз выбросоопасных зон в угольных пластах

Пласты в угольных шахтах по потенциальной склонности к выбросоопасности разделены на три категории.

К *выбросоопасным* относят пласт или его часть, при разработке которого произошел хотя бы один выброс угля и газа.

К *неопасным*, разрабатываемым с прогнозом, относят пласт, при ведении горных работ на котором выбросы не исключены, но еще не происходили.

К *невыбросоопасным* относятся пласты, выбросы на которых не исключены.

В настоящее время созданы и внедряются следующие способы прогнозирования выбросоопасности:

региональный, позволяющий устанавливать выбросоопасность в пределах геолого-промышленного региона или всего месторождения;

способ, позволяющий относить пласты к неопасным с прогнозами или невыбросоопасным;

локальный с уточнением глубины ведения горных работ, с которой необходимо выполнять текущий прогноз выбросоопасности;

при вскрытии пласта полевой выработкой;

текущего прогноза по сейсмической активности.

В основе регионального прогноза лежит использование закономерностей изменения потенциальной выбросоопасности пласта в зависимости от степени метаморфизма углей, складывающегося под действием комплекса природных явлений и факторов, в числе которых:

механическая прочность и пористость углей, максимальным значениям которых соответствует выход летучих веществ  $V = 22 \div 24\%$ ;

природная метаноносность угольных пластов, отнесенная к объему порового пространства, минимальное значение при  $V = 19\%$ ;

содержание тяжелых углеводородов в составе газов угольных пластов при  $V = 23\%$ .

Потенциальная выбросоопасность возникает в углях невысокой степени метаморфизма ( $V > 23\%$ ). Угольные пласты с  $V > 35\%$  или  $\lg r < 3,3$  (логарифм удельного электросопротивления невыбросоопасны (по Донбассу). Прогноз выбросоопасности участка пласта в месте вскрытия его полевой выработкой для шахт Донбасса основан на определении комплекса показателей угольного пласта:

– в шахте – разрушаемость керна ( $\text{мм}^{-1}$ ), давление газа (МПа), скорость газовой выделенности ( $\text{г/мин}$ ), мощность пласта (м), число угольных пачек;

– в лаборатории –  $V$ , зольность (А), начальная скорость газоотдачи ( $\Delta P$ ), содержание в газах пласта гелия, метана, тяжелых углеводородов.

По измеренным значениям этих показателей рассчитывают сложные параметры, а затем по соответствующим шкалам определяется выбросоопасность. Способ сложен и выполняется только с научно-технической помощью МакНИИ.

В Кузбассе выбросоопасность пласта в месте его вскрытия прогнозируется подсчетом показателя:

$$P_c = P_{r \max} - 14f_{\min}^2, \quad (149)$$

где  $P_{r \max}$  – наибольшее давление газа;  $f_{\min}$  – наименьшее значение коэффициента крепости угля по угольным пачкам.

При  $P_c \geq 0$  пласт считается опасным в месте вскрытия.

В Карагандинском бассейне

$$P_c = \Delta P_w - 6140 / (P_{r \max} \sqrt{P_{r \max}}) \cdot f_{\min}, \quad (150)$$

где  $\Delta P_w$  – показатель начальной скорости газоотдачи угля с учетом его естественной влажности для пачки с наименьшим  $f_{\min}$ :

$$\Delta P_w = K_w \Delta P. \quad (151)$$

$$\text{Здесь } RW = 1,4 \div 0,9 \lg W, \quad (152)$$

где  $W$  – интенсивная влажность, %.

К началу 70-х годов были разработаны два способа непрерывного (текущего) прогноза выбросоопасности призабойной части пласта: по начальной скорости газовой выделенности (МакНИИ И.В.Бобров), и по сейсмологической эмиссии (ИГД им. Скопинского, М.С.Анциферов).

Под начальной скоростью газовой выделенности понимают скорость газовой выделенности из измерительной камеры длиной 0,5 м, образованной герметизатором в шпуре глубиной до 3,5 м и диаметром 42 мм,

пробуренном из забоя выработки в направлении ее подвигания. Скорость газовыделения измеряется не позже чем через 2 мин после окончания бурения очередного шпура.

В основе сейсмического прогноза лежит тот факт, что любое разрушение материала начинается и сопровождается образованием микро-трещин, что может быть зафиксировано сейсмической аппаратурой (по увеличению шумности). За сейсмическую активность (шумность) принимается количество естественных сейсмоакустических импульсов, регистрируемых звукоулавливающей аппаратурой в единицу времени.

### 29. Принципы управления газовыделением на выемочных участках шахт

Высокопроизводительная работа в условиях разработки газоносных пластов на выемочном участке достигается только в случае применения комплекса мероприятий по снижению газообильности выработок и правильного выбора параметров очистного забоя. Из числа предъявляемых при этом требований главное то, что проходящий через лаву свежий воздух должен разжижать до безопасных концентраций метан.

Дегазация шахт – совокупность мероприятий, направленных на извлечение и улавливание метана, выделяющегося из различных источников, с изолированным отводом его на поверхность или в горные выработки, где он разбавляется до безопасных концентраций.

Способ дегазации выбирают исходя из числа и характера конкретных источников выделения метана в выработки и структуры газового баланса участка. В зависимости от горно-геологических условий, способа подготовки и системы разработки применяют три группы схем дегазации: пересекающимися скважинами, пробуренными из выработок (рис. 51); выработками или скважинами, расположенными в плоскости напластования пород; скважинами с поверхности.

Способы дегазации разрабатываемых пластов разнообразны и основаны как на использовании эффекта разгрузки пластов, так и на повышении их природной газопроницаемости.

Из других перспективных методов воздействия на газоносный пласт следует отметить методы, основанные на связывании метана, растворении карбонатных включений и повышении газопроницаемости, превращении метана в инертный газ, окислении метана в пласте и выработанном пространстве с помощью микроорганизмов.

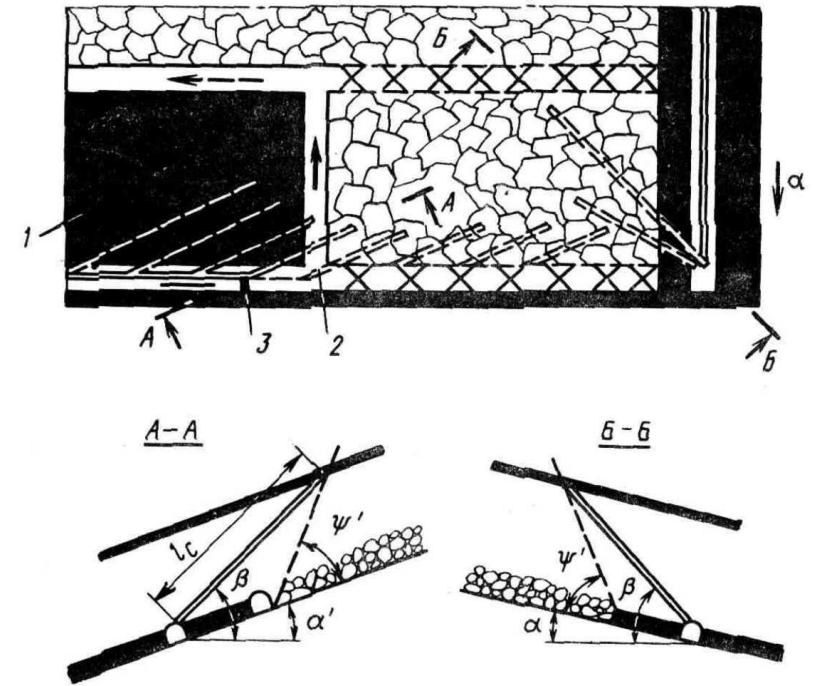


Рис. 51. Схема дегазации подрабатываемого пласта скважинами, пробуренными навстречу очистному забою: 1 – разрабатываемый пласт; 2 – дегазационная скважина; 3 – газопровод;  $\beta$  – угол наклона скважины к горизонту;  $\Psi$  – угол разгрузки (полного сдвижения);  $l_0$  – длина скважины.

В целом, для эффективной и безопасной разработки угольных пластов, отнесенных по результатам прогноза к опасным по внезапным выбросам, разработан комплекс мер:

- опережающая разработка защитных пластов;
- способы предотвращения ВВ, контроль за их эффективностью;
- системы разработки и технологий очистных и подготовительных работ, снижающих вероятность формирования выбросоопасных ситуаций;

мероприятия по обеспечению безопасности рабочих в случае внезапных выбросов.

### 30. Способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа при вскрытии угольных пластов

Вскрытие угольных пластов производится с применением способов предотвращения внезапных выбросов при отработке 4-метровой зоны за контуром вскрываемой выработки.

Работы по вскрытию пластов производят в следующем порядке:

- приближение забоя выработки к пласту;
- обнажение пласта;
- пересечение пласта;
- удаление (отход) от пласта.

Наиболее типичный способ вскрытия выбросоопасного пласта – квершлагами: а) бурением дегазационных скважин; б) нагнетанием воды в пласт; в) гидровывыванием угля; г) возведением каркасной крепи.

а) В зависимости от мощности вскрываемого пласта применяют следующие схемы расположения дегазационных скважин: при мощности пласта  $m=3$  м скважины диаметром 70-100 мм бурят на пласт забоя квершлага так, чтобы точки выхода скважин из пласта были удалены друг от друга не более, чем на  $2R_{эф}$  (радиус эффективности, обычно  $R_{эф} = 0,5$  1,0 м); при  $m = 3$  м бурят несколько серий скважин

б) С нагнетанием воды осуществляется бурение из забоя квершлага через породную пробку на вскрываемый пласт (рис. 52)

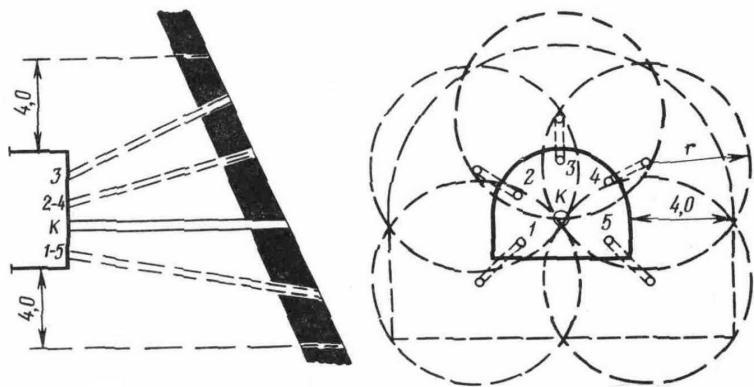


Рис. 52. Схема расположения скважин в забое для гидрообработки угольного массива перед вскрытием пласта: 1-5 – увлажняющие скважины; К – контрольная скважина.

в) Гидровывывание угля чаще всего применяют на крутых пластах. Применение этого способа эффективно при наличии мягких пачек угля с  $f < 1$  и боковых пород, обладающих устойчивостью не ниже средней.

г) Сущность способа вскрытия с возведением каркасной крепи заключается в бурении в направлении подвигания забоя системы скважин, в которых затем цементируют вставляемые туда металлические стержни, рельсы или трубы диаметром 50 мм, образующие каркасную ограждающую крепь. Способ применяют при вскрытии крутых пластов, представленных мягкими, сыпучими углями и слабыми боковыми породами.

### 31. Способы предотвращения выбросов при проведении подготовительных выработок и ведении очистных работ

Многообразие форм проявления выбросов в силу многофакторности причин их реализации обусловило появление значительного арсенала противовыбросных мероприятий.

В числе региональных мероприятий помимо защитной выемки применяют нормативные: увлажнение угольных пластов и их дегазацию.

Увлажнение осуществляют через длинные скважины  $d = 42 \div 100$  мм. При этом прочностные свойства и модуль упругости снижаются на 20-30%. Повышается пластичность угля. Это приводит к перемещению максимума опорного давления вглубь массива. Изменение газовой составляющей при увлажнении неоднозначно.

Для улучшения смачиваемости добавляют поверхностно-активные вещества: ДБ (концентрация 0,1-0,3%), сульфанол (0,1-0,5%), полиакриламид (0,01-0,02%).

Увлажнение пласта должно происходить при давлении нагнетания  $P_H$

$$P_G < P_H < 0,02\gamma H, \quad (151)$$

где  $P_G$  – давление газа.

Используют насосные установки производительностью не менее 30 л/мин. На 1 т обрабатываемого угля требуется от 0,02 до 0,04 м<sup>3</sup> воды.

Достоинства способа: одновременное снижение пылеобразующей способности угля.

Недостатки: ограниченность применения по условиям развития горных работ; сложность и невозможность бурения длинных скважин; неравномерность увлажнения массива; неоднозначность изменения газовой обстановки.

Наиболее широко применяют гидрорыхление угольного пласта. Сущность метода заключается в увеличении протяженности зоны неупругих деформаций и отодвигании максимума опорного давления вглубь массива. Параметры способа:

длина (6-11 м);  
 диаметр скважин (0,043-0,08 м);  
 расстояние между скважинами ( $2R_{эф}$ );  
 глубина герметизации скважин,  $l_r$  (4-8 м);  
 величина неснижаемого опережения,  $l_{н.о}$  (2-3 м);  
 удельный расход воды (не менее 20 л/Т);  
 давление и темп нагнетания.

Эффективный радиус нагнетания  $R_{эф} \leq 0,80$ .

$$Q = (2R_{эф} \cdot q \cdot m \cdot \gamma_y / 1000) (l_r + l_{н.о}), \quad (152)$$

где  $\gamma_y$  – плотность угля т/м<sup>3</sup>.

Давление воды при нагнетании,  $P_H = (0,75+2) \gamma_H$ , темп не менее 3 л/мин.

Ширина обрабатываемой полосы в подготовительных выработках  
 $C = B + 2b$ , (153)

где  $B$  – ширина угольного забоя, м;  $b$  – ширина обрабатываемой полосы за контуром выработки, обычно  $b \geq 4$  м.

*Гидроотжим* пласта обычно применяют при проведении подготовительных выработок с углом подъема до  $25^0$  и в нишах очистных забоев при углах падения  $45^0$ . Сущность способа заключается в том, что в направлении подвигания выработки бурят шпур длиной в среднем  $3,5 \div 4,0$  м (рис.53).

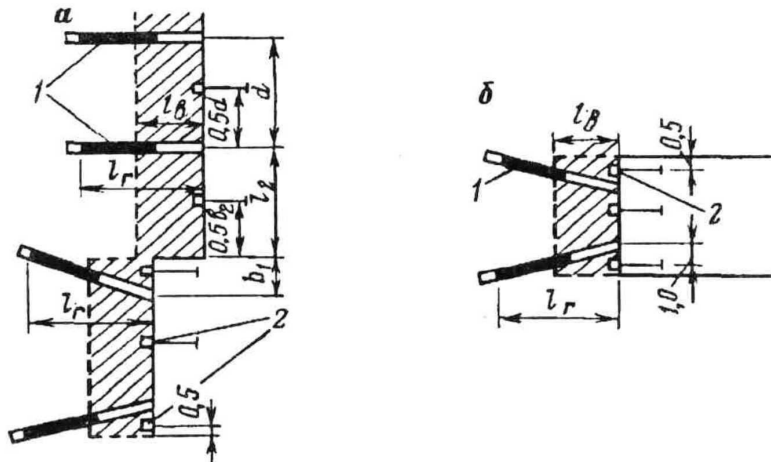


Рис.53. Схема расположения нагнетательных шпуров и пунктов замера выдвигания забоя:  
 а – в лаве, б – в подготовительном забое; 1 – шпур для гидроотжима,  
 2 – пункты замера выдвигания пластов.

Параметры способа:  $l$  - длина шпура;  $l_2$  - глубина герметизации;  
 $a$  - расстояние между шпурами;  $b_1$  - расстояние от Кутка до шпура;  $b_2$  -  
 расстояние от второй обнаженной поверхности пласта до шпура;  $l_2$  -  
 глубина выемки; максимальное  $P_{max}$  и конечное  $P_k$  давление нагнетаемой  
 воды;  $t$  - продолжительность процесса.

Для пластов с	$m \leq 0,8$ м	$l_r = 2 \div 4,5$ м
	$0,8 \leq m \leq 0,8$ м	$l_r = 2,5 \div 5,5$ м
	$m \leq 01,2$ м	$l_r = 3 \div 6$ м

Длина шпура, м  $l = l_r + 0,3$  (154)

Расстояние между шпурами в очистных забоях, м  
 $a = (2,4l_r - 0,5) \pm 0,5$  (155)

Давление нагнетания, МПа  
 $P_{max} \geq 0,075 \gamma_H + P_c$  (156)

$P_k \leq 3 + P_c$  (157)

где  $P_c$  – потери напора в гидросети.

Гидровывывание опережающих полостей применяют в подготовительных выработках при наличии в угольных пластах нарушенных пачек с крепостью  $f$  не более 0,6 и мощностью не менее 5 м.

Технико-экономические показатели работы участков на опасных шахтах существенно ниже, чем неопасных по выбросам. Основные причины:

потери добычи из-за невозможности совмещения работ по предотвращению выбросов с основными производственными процессами (спец. смена);

ограничение скорости подвигания забоев;

потери добычи из-за простоев забоев после выбросов;

увеличение численности рабочих и дополнительные затраты средств на выполнение противовыбросных мероприятий;

психологические факторы.

Снижаются:

нагрузка на лаву до 18-35%;

производительность труда по добыче – до 20-40%;

скорость проведения подготовительной выработки – 30-35%.

Повышается себестоимость на 15-40%.

## VII. ТЕРМОФИЗИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В ПОРОДНОМ МАССИВЕ

### 32. Теоретические основы самовозгорания угля

Подземный пожар относится к термофизическим процессам и является одной из наиболее опасных явлений. Основные причины подземного пожара – нарушение правил технической эксплуатации электрооборудования, кабельных сетей, паспортов ведения БВР, технической безопасности при использовании открытого огня, а также самовозгорания уже при некачественном выполнении мер пожарной профилактики и изоляционных работ.

По видам пожары разделяют на: экзогенные и эндогенные.

При горении деревянной крепи и угля в атмосфере пожарного участка в опасных концентрациях проявляются: окись углерода (до 70%); углекислый газ (до 17%); сернистый газ и сероводород; резко снижается содержание кислорода (до 0,2%).

При подземной разработке угольных месторождений наибольшей сложностью представляют эндогенные пожары.

В процессе самовозгорания выделяются три стадии: самонагревание, раннее самовозгорание и горение. Процесс возгорания подготавливается более длительным процессом самонагревания, физические условия которого – доступ кислорода воздуха к углю и распространение теплоты, образующейся в результате окисления. Самовозгорание угля протекает в интервале температур от 20-50 до критической 70-140<sup>0</sup> С.

Ранняя стадия самовозгорания угля протекает в интервале температур от критической до температуры воспламенения летучих веществ (для каменного угля 300-800<sup>0</sup> С). На этой стадии завершается процесс испарения влаги и начинается интенсивное окисление угля.

Стадия горения угля характеризуется температурой, превышающей температуру воспламенения летучих веществ. Температура в угле образуется как за счет теплопроводности собственного угольного вещества, так и за счет конвективного и лучистого теплообмена между стенками пор.

Теоретически самовозгорание определяется тремя физическими условиями: 1) химической активностью окисляющихся материалов; 2) притоком к ним воздуха; 3) повышением температуры вследствие нако-

пления тепла, образующегося в результате окисления. Никаких других физических условий самовозгорания не существует. Их не надо смешивать с геологическими и горнотехническими факторами, от которых зависят пожары в горных выработках. Факторов может быть неопределенно много.

### 33. Прогноз эндогенной пожароопасности в угольных пластах

Главной задачей проблемы борьбы с рудничными пожарами является прогноз опасности самовозгорания в горных выработках, поскольк условия самовозгорания различны в разных районах и бассейнах. Поэтому прогноз и профилактика самовозгорания не могут быть универсальными и для каждого района должны устанавливаться с учетом местных условий.

На первом этапе выделяются и определяются главные факторы, создающие пожарную опасность в данном районе, т.е. устанавливается диагноз, необходимый для прогноза и профилактики. На втором этапе осуществляется предсказание пожарной опасности, т.е. прогноз.

Опасность самовозгорания складывается из многих факторов: геологических особенностей месторождения, способа и скорости ведения горных работ, режима и схемы вентиляции, способа управления кровлей, изоляции выработанного пространства и др. Значимость каждого из них для разных участков в горных выработках может быть весьма различна. Поэтому чрезвычайно трудно оценить пожарную опасность непосредственным визуальным наблюдением.

Прогноз пожароопасности – база, на которой строится система защиты от эндогенных пожаров, и в первую очередь, их предупреждение.

Известные методы прогноза можно разделить на три группы: основанные на оценке химической активности угля; горно-статические, комбинированные, основанные на учете горно-геологических факторов.

*Прогноз химической активности угля.* Методика Востни базируется на определении количества прореагировавшего с углем кислорода и выделившегося углекислого газа в лабораторной пробе угля при ее подогреве от 423 до 473<sup>0</sup> К. Показатель степени склонности к самовозгоранию  $S$  определяется из выражения:

$$S = h_1 + h_2/2 \cdot x_1 + h_2 + h_3/2 \cdot x_2, \quad (158)$$

где  $h_1, h_2, h_3$  – поглощение кислорода (%) соответственно при температуре 432, 488 и 473<sup>0</sup> К;  $x_1, x_2$  – приращение содержания углекислоты при увеличении температуры соответственно с 423 до 448 и с 448 до 473<sup>0</sup> К.

С учетом степени метаморфизма угля (от  $D$  до  $T$ ) и показателя  $S$  пласты Кузбасса разделены на: неопасные ( $3 \leq S \leq 20$ ); малоопасные ( $S \leq 30$ ); опасные ( $S \geq 30$ ).

Метод ИГД им. Скочинского, в котором в качестве критерия разделения углей по химической активности используется удельная скорость сорбции углем кислорода воздуха, отличается от метода ВостНИИ тем, что результатами оценки химической активности можно воспользоваться при решении математической модели самовозгорания угля.

Этим методом пользуются также при оценке влияния на химическую активность различных факторов: увлажнения, степени измельчения, продолжительности контакта с воздухом, газоносности.

*Прогноз горностатистическими методами.* Количественная оценка пожароопасности возможна с помощью метода, предложенного польскими учеными. В данном методе показателем пожароопасности являются вероятность возникновения определенного числа пожаров за время  $\tau$ - $P_k$ , которое находится по закону Пуассона:

$$P_k(\tau) = (\lambda\tau)^k / K! \cdot e^{-\lambda\tau}, \quad (159)$$

где  $\tau$  – условно принятый промежуток времени;  $\lambda$  – среднее число пожаров за единицу времени;  $K$  – число пожаров.

По вероятности возникновения хотя бы одного пожара за 90 дней все шахты Польши разделяются на три группы опасности: большой ( $0,85 \leq P_k < 1$ ); средней ( $0,5 \leq P_k < 0,85$ ); малой ( $0 \leq P_k < 0,5$ ).

*Прогноз комбинированными методами.* В.Ольшанским предложен метод разделения выемочных полей на пожароопасные и не опасные по индексу  $P_s$ , учитывающему химическую активность угля и условия разработки выемочного поля (система разработки, вид изоляции выработанного пространства, горное давление). По этому методу химическая активность угля определяется интенсивностью изменения температуры угольной пробы при нагревании 1 горны угля фракции 0,06 мм до  $505^0$  К, названной индексом воспламеняемости  $SZ^B$  (К/мин).

$$SZ^B = dT / dt. \quad (160)$$

По индексу  $SZ^B$  (К/мин) все угли В. Ольшанским разделены на четыре класса:

- весьма склонные к самовозгоранию ( $SZ^B \geq 120$ );
- склонные ( $SZ^B = 100 \div 120$ );
- умеренно склонные ( $SZ^B = 180 \div 200$ );
- не склонные ( $SZ^B \leq 80$ ).

#### **34. Управление пожароопасностью путем регулирования технологических параметров горных работ**

Эндогенная пожароопасность шахтных полей во многом зависит от способов их вскрытия и подготовки, предопределяющие способы и схемы проветривания, которые оказывают непосредственное влияние на

величину утечек (подсосов) воздуха через выработанное пространство – главный фактор самовозгорания.

Наибольшая пожароопасность отмечается при вскрытии шахтных полей: 1) вертикальными стволами и квершлагами; 2) наклонными стволами, проведенными по породам или по пластам угля, не склонным к самовозгоранию и квершлагами.

При прямом порядке отработки шахтного поля наибольшая пожароопасность наблюдается в случае прямого расположения стволов, при обратном – центрального расположения. Степень пожароопасности значительно снижается при полной полевой подготовке.

С увеличением глубины горных работ в качестве типовой применяют схему подготовки с разделением шахтного поля на отдельные выемочные поля. Противопожарные целики – 6-10 м. Наибольшее распространение (более 50%) на действующих горизонтах шахт получили двусторонние выемочные поля. Однако с увеличением глубины горных работ удельный вес их снижается, что объясняется увеличением горного давления.

#### **35. Профилактическая подготовка пожароопасных пластов**

В большинстве случаев технологических мер недостаточно для успешной борьбы с самовозгоранием угля. Основным способом предупреждения и тушения эндогенных пожаров на шахтах является заилование.

Например, в Кузбассе бурение заиловочных скважин диаметром 50 мм с поверхности осуществляют станками ЗИФ-300м и СБА-500. Из горных выработок применяют станок СБП-1 м,  $d=45-75$  мм.

Профилактическая обработка выработанного пространства действующего горизонта состоит в заиловании по мере подвигания очистного забоя на расстоянии 25-30 м от него по простиранию, когда пульпа подается с поверхности на расстоянии 10-15 м соответственно через подземные скважины.

Антипирогены – это вещества, способные тормозить развитие окислительных процессов, понижая сорбционную способность угля по отношению к кислороду воздуха. Эффективность действия антипирогена зависит от его содержания в растворе и физикохимических свойств угля. Так, хлористый кальций является антипирогеном, если его содержание в растворе превышает 10% (15-20%), водные растворы извести (10-15%), поваренной соли (4-5%).

По принципу действия антипирогены можно разделить на вещества, оказывающие механическое, химическое и химико-механическое влияние на уголь.

К оказывающим механическое действие, относятся вещества, образующие на поверхности угля защитные пленки, которые предохраняют уголь от окисления, не вступая с ним в реакцию. Они могут быть в твердом, жидком, газообразном состоянии. Из неорганических веществ это тальк, полиакриламид, сложные эфиры, смолы и др. Из газообразных – газы, способные адсорбироваться на поверхности угля, например,  $\text{CO}_2$ .

К оказывающим химическое действие относятся вещества: 1) вступающие в реакцию с углем в адсорбционном слое (перекись водорода, марганцовокислый калий, хромовокислый калий и др.); 2) выделяющие газообразные продукты при разложении (бикарбонат кальция, углекислый аммоний и др.); 3) распадающиеся с образованием главных оказывающих химическое воздействие продуктов (хлористый магний, хлористый калий, фосфорнокислый аммоний, хлористый аммоний и др.).

К оказывающим химико-механическое действие на уголь относятся: водная суспензия гашеной извести, инертная пыль и др.

### **36. Общие сведения о поведении пород в условиях многолетней мерзлоты**

Шахты, расположенные в районах многолетней мерзлоты, имеют особые температурные и климатические условия. Воздухопадающие горные выработки этих шахт характеризуются резкими годовыми колебаниями температуры воздуха. В летнее время в воздухопадающих выработках происходит оттаивание пород, в зимнее – промерзание. Оттаивание пород существенно затрудняет ведение горных работ.

При ведении горных работ в толще многолетнемерзлых пород отмечаются как отрицательные, так и положительные факторы, влияющие на эффективность и безопасность различных процессов горного производства.

Облегчают подземную разработку месторождений полезных ископаемых такие факторы, как повышенная несущая способность и устойчивость пород, отсутствие притоков воды в горные выработки, весьма малая газоносность и низкая газопроницаемость пород, низкая интенсивность окислительных процессов, а осложняют – низкие температуры в выработках, так как создают опасность простудных заболеваний трудящихся, затрудняют работу механизмов, особенно с гидравлическими системами, вызывают обледенение выработок и смерзание добытого угля. Еще большие осложнения возникают при переходе в подмерзлотные горизонты. Здесь отмечаются нарушение пород многочисленными системами трещин, весьма высокая обводненность, значительная газообильность.

## **VIII. ГИДРАВЛИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В ПОРОДНОМ МАССИВЕ**

### **37. Шахтные воды. Классификация породных массивов по обводненности**

*Подземные воды* – это воды, которые накапливаются в порах, трещинах или пустотах горных пород земной коры. Вода присутствует в горной породе в твердом состоянии, в виде пара, в связанном и свободном виде. По условиям залегания подземные воды делятся на:

- грунтовые, залегающие над первым от земной поверхности водоупорным слоем;
- пластовые, приуроченные к водоносному горизонту, который перекрывается водоупорными породами;
- трещинные, приуроченные к трещинам в скальных породах;
- карстовые, находящиеся в пустотах карстовых пород.

*Водоносным горизонтом* называют толщи рыхлых или трещиноватых горных пород, насыщенных свободной водой.

Ресурсы подземных вод разделяют на статические запасы, динамические ресурсы и ресурсы крупных артезианских бассейнов платформенного типа.

*Статическими запасами* называют воды, которые, находясь в подземном водоносном горизонте, не связаны с циркуляционными потоками вод, не имеют области питания и естественного подземного стока и до некоторой степени постоянны по количеству.

*Динамические ресурсы* – это воды в постоянном движении, имеющие свои области питания и естественные подземные стоки, являются источником, питающим родники и реки.

*Ресурсы крупных артезианских бассейнов* имеют большие области питания и подземный сток, характеризуются громадными количествами воды, питают другие водоносные горизонты и источники на поверхности, находятся в постоянном движении.

Подземные воды могут быть напорными и безнапорными. Условно *безнапорными* водами называют воды со свободной поверхностью, а *напорными* – заключенные между водоупорными слоями и испытывающие гидростатическое давление.

По обводненности месторождения условно делится на три группы: с умеренной, повышенной и высокой обводненностью.

### **38. Закономерности движения воды в породных массивах**

Вода в породном массиве перемещается под влиянием различных причин: гидравлического напора, силы тяжести, капиллярных, адсорбционных, температурного градиента и др.

Передвижение по порам и трещинам горных пород свободной гравитационной воды при разности гидростатических напоров называется фильтрацией. Движение подземных вод в природных условиях характеризуется скоростью фильтрации. Она в мелкозернистых песках (ламинарное движение) подчиняется линейному закону (закон Дарси) и выражается формулой

$$V = K \cdot I, \quad (161)$$

где  $K$  – коэффициент фильтрации, м/сут;  $i$  – гидравлический уклон (градиент), представляющий собой отношение разности уровней или напоров в двух точках, расположенных строго по направлению потока, к расстоянию между ними.

Коэффициент фильтрации выражает скорость фильтрации воды при напорном градиенте, равном единице. Скорость фильтрации в глинистых породах, обладающих начальным градиентом, выражается формулой

$$V = K (i - i_0). \quad (162)$$

Скорость фильтрации в трещиноватых и обломочных породах (турбулентное движение) подчиняется квадратичному закону сопротивления.

$$V = K \cdot i^2. \quad (163)$$

Существенное воздействие на изменение режимов подземных вод оказывает разработка месторождений полезных ископаемых. Очистные работы при подземной разработке приводят в движение вышележащие слои пород. От разрыхления водопроницаемость песчаных пород увеличивается на 20-30%, а известняков и песчаников – в 3-5 раз.

### **39. Управление движением подземных вод при разработке месторождений полезных ископаемых**

Подземные воды оказывают вредное влияние на технологические процессы подготовки и отработки запасов месторождений полезных ископаемых.

Под осушением следует понимать процесс удаления из обводненного пласта и рудных тел гравитационной воды. Это достигается ком-

плексом мероприятий по водопонижению, откачки или перепуску в нижележащие горизонты подземных вод из водоносных слоев горных пород, вмещающих полезные ископаемые.

Современные технические средства водопонижения весьма разнообразны. Одни из них сооружаются с поверхности, другие – из горных выработок. Наибольшее распространение получили водопонижающие скважины, оборудованные погружными насосами. Различают поверхностный, надземный и комбинированный способы осушения шахтных полей.

*Поверхностный способ* осушения, при котором дренажные устройства сооружают с поверхности земли, применяют для снятия напоров воды до начала горных работ.

*Подземный способ*, при котором дренажные устройства сооружают из дренажных или подготовительных выработок.

*Комбинированный способ* сочетает в себе способы осушения с поверхности и подземного.

В зависимости от сроков сооружения дренажных устройств по отношению к горным работам различают две стадии осушения: предварительное и параллельное. На практике при разработке месторождений полезных ископаемых наибольшее распространение получили следующие схемы осушения поверхностными дренажными устройствами: линейная, контурная, кустовая, по сетке.

Под водными объектами подразумеваются открытые потоки и водоемы (океаны, моря, реки, каналы, озера, пруды, водохранилища, обводненные балки, лога, заиленные поймы, орошаемые территории и оросительные системы), расположенные на земной поверхности, а также мощные аккумуляторы подземных вод, находящиеся в массиве пород-подрусловые потоки, погребенные долины рек, затопленные горные выработки.

При решении задачи отработки месторождений под водными объектами рассматривают два вопроса: 1) предотвращение опасных поступлений воды в горные выработки; 2) обеспечение сохранности и нормальной эксплуатации подрабатываемого объекта.

Условия ведения горных работ под водными объектами, расположенными на земной поверхности регламентируются законодательными актами. По ним регламентируется значение так называемой *безопасной глубины*. Под ним понимают глубину, ниже которой горные выработки не вызывают разрушительных деформаций поверхности, влекущих за собой прекращение эксплуатации, опасность для жизни

работающих и живущих в зданиях и сооружениях в зоне сдвижения пород, а также прорыв воды и затопление горных выработок.

Безопасную глубину определяют из выражения:

$$H_6 = K_6 m, \quad (164)$$

где  $K_6$  – коэффициент выбранный из таблицы «Правил» в зависимости от состава и свойств горных пород, угла падения пласта, значения и размеров водного объекта;  $m$  – мощность пласта от 20 (Печорский бассейн) до 150 м (Донецкий).

Безопасную глубину разработки под водным объектом для конкретных горно-геологических условий следует уточнять путем проведения специальных *гидрогеологических наблюдений* за водопроницаемостью пород до и после подработки на опытном участке шахтного поля, расположенном за пределами зоны опасного влияния водного объекта, но максимально приближенном к этой зоне.

## IX. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

### 40. Геомеханические процессы на карьерах

Сдвигение бортов карьеров проявляются в виде следующих деформаций массива: осыпей – постепенного перемещения горных пород из верхней части откоса в нижнюю; обрушений – быстрого смещения горной массы по пологой поверхности скольжения; оползней – медленного перемещения больших масс породы в сторону выработанного пространства; просадок – вертикального опускания прибортовых участков рыхлых пород без образования сплошной поверхности скольжения.

Для управления устойчивостью откосов на карьерах необходимо систематически получать и накапливать информацию о свойствах и состоянии породного массива. Для оповещения инженерных служб о процессах развития деформаций и разрушения, предупреждения опасностей и корректировки параметров уступов, бортов и отвалов при ведении горных пород широко используют прогноз и контроль за состоянием откосов.

Прогноз предполагает установление характера сдвижения горных пород на бортах карьера и определение сдвижения отдельных точек массива в пространстве и во времени, размеров сдвигающегося массива,

поверхности скольжения, стадий активизации и затухания сдвижения массива.

Оценка состояния откосов проводится по мере их формирования при подвигании фронта горных работ к предельным контурам карьера и вскрытия нижележащих горизонтов. Для изучения характера проявлений геомеханических процессов в бортах карьеров, изменений инженерно-геологических и гидрогеологических условий в пределах карьерного поля применяют маркшейдерско-геодезические, физико-технические, инженерно-геологические методы, системы прогноза и контроля, которые позволяют получать экспериментальным путем численное отношение между измеряемой величиной к некоторым ее значениям, принятым за единицу сравнения, устанавливать механизм возникновения деформаций откосов и следить за характером их развития.

Наблюдения позволяют выявить совокупное действие всей суммы факторов, влияющих на устойчивость откосов и оценить преобладающие из них.

Ведение контроля за геомеханическими процессами на карьерах предполагает установление соответствия между текущими информативными параметрами и заранее предложенными их пределами или критериями. Основными параметрами, по которым ведется оценка устойчивости бортов карьеров и склонов, являются деформации, смещения и их производные во времени. Предельными величинами, по которым принимаются решения, являются заданный коэффициент запаса устойчивости откоса, докритическая скорость или допредельное значение деформации, физические свойства массива до начала развития геомеханического процесса.

При изучении видимых деформаций бортов и откосов используют прямые (путем осмотра) и инструментальные наблюдения. При осмотре возможных мест сдвижения с помощью газомерной, фото- и киносъемки фиксируют возникающие трещины, оползни, просадки, водопроявления и последствия взрывных работ. По результатам осмотра выбираются участки инструментальных измерений, оцениваются представительность и область применения инструментальных, инженерно-геологических и других методов определения состояния откосов.

### 41. Устойчивость открытых горных выработок

Определение оптимальных параметров устойчивости бортов карьера, уступов и отвалов является одним из важнейших условий, обеспечивающих экономичную и безопасную отработку месторождений полезных ископаемых открытым способом.

Точное определение угла наклона бортов карьера имеет большое экономическое значение. Угол наклона, прежде всего, оказывает влияние на объем горнокапитальных работ. Так, увеличение общего угла наклона борта только на 1° при глубине карьера 300 м приводит к сокращению объема вскрышных работ почти на 3 млн. м<sup>3</sup> на каждый километр протяженности борта.

Устойчивость выработок обуславливают 3 группы факторов:

горно-геологические (изменение уровня горизонта подземных вод, трансформация напряженно-деформированного состояния породного массива, прилегающих карьерных откосов, разуплотнение пород в откосах и их подошвах);

физико-географические (структуры массивов, физико-механические свойства пород, выветривание пород в откосах, замерзание и оттаивание наружного слоя пород на откосах, увлажнение пород);

горнотехнические (высота и форма технологических откосов уступов, бортов карьеров и овалов, технология выемки и транспортирования пород в соответствии со способом отвалообразования, схема отсыпки пород в отвал, характеристики фронта и темпа работ, статические и динамические нагрузки от горного и транспортного оборудования и отвалов пород).

Устойчивостью откосов в карьерах стали исследовать в последние 50-75 лет. Здесь четко определились три направления: технологическое, маркшейдерское и инженерно-геологическое. В первом направлении преимущественное внимание уделяется учету взаимосвязей устойчивости откосов с технологией работ, во втором – исследованию деформаций, в третьем – изучению природных факторов, обуславливающих устойчивость откосов.

На устойчивость и деформируемость горных пород в карьерных откосах оказывают влияние технология ведения горных работ и направление их развития (табл. 14).

**Таблица 14**  
**Влияние горных работ**  
**на устойчивость отко-**  
**сов**

№	Процессы горного производства	Изменение свойств горных пород, их структуры или напряженного состояния	Отрицательное влияние горных работ	Способы снижения отрицательного влияния технологии работ	Положительный эффект от предупреждения или использования технологий в деформации
1	2	3	4	5	6
1	Буровзрывные работы в приконтурной зоне	Уменьшение сил сцепления в результате дробления, трещинообразования, раскрытия трещин и контактов, расслоения	Развитие процессов обрушения и осыпания пород в нерабочих уступах и бермах с длительным сроком стояния	Защита контурного массива экранирующими и отрезными щелями, применение наклонных скважин	Сокращение затрат на уборку осыпей, ремонт, оборку, укрепление уступов и берм, а также на их восстановление при разносе деформированного борта

1	2	3	4	5	6
2	Подрезка откосом неработающего уступа потенциальных поверхностей ослабления (тектонических нарушений, слабых слоев и пропластков, протяженных трещин)	Снижение сопротивляемости массива сдвигу в результате обнажения поверхности ослабления	Развитие процессов обрушения уступов и берм, оползания нерабочих и рабочих бортов	Переориентация простижения откосов и уменьшение их угла, укрепление уступов и берм	Исключение обрушений уступов и берм
3	Подвигание фронта горных работ в направлении восстания слоев или под некоторым углом к этому направлению при наличии слабых слоев или контактов	Снижение сопротивляемости массива сдвигу в результате сработки призм упора, подрезки слоев или контактов	Развитие крупномасштабных оползней рабочих бортов и внутренних отвалов	Изменение направления подвигания фронта работ, временная подвалка рабочего борта, оставление временных целиков	Гравитационное перемещение пород при использовании управляемого оползнеобразования
4	Эксплоатация и переэксплоатация рыхлых слоев	Нарушение структурных связей, уменьшение сил сцепления и коэффициента трения	Развитие надпочвенных оползней внутренних и внешних отвалов	Селективная отсыпка пород, формирование многоярусного отвала, отсыпка пород в ограниченное пространство	Гравитационное перемещение отвальных пород при отсыпке их на наклонное основание или в пространство глубоких разрезов

1	2	3	4	5	6
5	Нагружение уступов и бортов горно-транспортным оборудованием и отвалами (статические и динамические нагрузки)	Увеличение тангенциальной составляющей гравитационных сил в призме активного давления и нормальной составляющей – в призме упора	При нагружении призмы активного давления – развитие оползней и обрушений откосов	Размещение нагрузки за призмой обрушения, либо на промежуточных горизонтах, подвалка нагруженного откоса, учет нагрузки при определении параметров откоса	Принудительное обрушение уступа и гравитационное перемещение пород путем нагружения обрушаемого уступа отвальными породами верхнего горизонта
6	Подвалка рабочего борта, добычного уступа или внутреннего отвала при бестранспортной разработке вскрыши	Увеличение сопротивления сдвигу подваленного борта (уступа), восстановление сцепления и увеличение способности подваленного отвала	Дополнительная переэксплоатация отвальных пород	Оставление временного целика для формирования отвала под увеличенным углом	Увеличение несущей способности подваленного откоса, улучшение проходимости оборудования по уплотненным породам отвала
7	Формирование отвала на слабом горизонтальном или наклонном основании (наличие слабых слоев или контактов)	Потеря несущей способности пород основания отвала в результате перегрузок	Развитие подошвенных и подошвенных оползней	Опережающая отсыпка предотвала, удаление слабых пород, отсыпка барьерного отвала, рыхление взрывами или укрепление основания отвала	Гравитационное перемещение отвальных пород при отвалообразовании в режиме управляемых деформаций

1	2	3	4	5	6
8	Подработка нижней части откоса (призмы упора)	Уменьшение суммарной удерживающей силы	Обрушение или оползание откоса	Формирование откоса с проектным профилем	Управляемое обрушение и гравитационное перемещение вскрышных пород

Исследованиями установлено, что механизмы деформирования бортов карьеров различны и, в основном, зависят от строения и механических свойств массива (рис. 54).

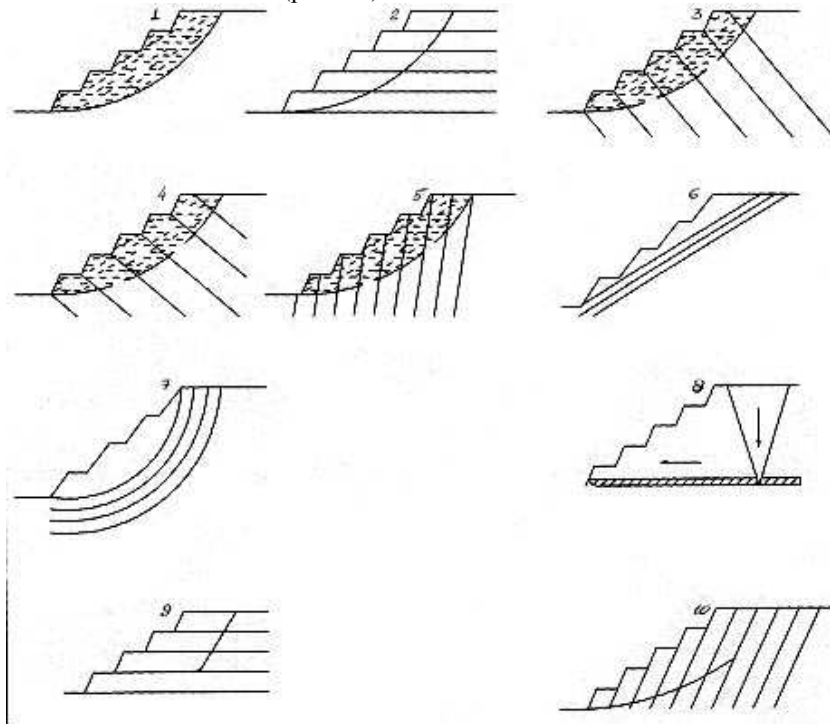


Рис. 54. Основные формы оползневых деформаций на бортах карьеров: 1 – асеквентные; 2-5 – инсеквентные; 6, 7 – консеквентные; 8-10 – смешанные.

Все виды деформаций бортов карьеров в той или иной степени связаны с изменением естественного напряженного состояния породного массива, вызванным проведением горных выработок.

Устойчивость откосов обычно характеризуется коэффициентом запаса устойчивости  $n$ , являющемся отношением суммы всех сил сопротивления сдвигу бортов карьера к сумме сдвигающих сил, действующих вдоль наиболее слабой поверхности

$$n = \Sigma S / \Sigma T. \quad (165)$$

Влияние на устойчивость откосов тех или иных горно-геологических, физико-географических и горнотехнических факторов определяется их влиянием на силы сопротивления сдвигу или сдвигающие силы. Одним из факторов, определяющих сопротивление сдвигу, является прочность горных пород, от которой зависит предельное сопротивление сдвигу. Следует отметить, что сопротивление сдвигу горных пород является величиной переменной, зависящей также от величины нормальных сдвигающих сил по поверхности сдвига. В общем виде эта зависимость криволинейна

$$\tau = K + \operatorname{tg} \rho \sigma, \quad (166)$$

где  $K$  – сцепление горной породы;  $\operatorname{tgr} = f$  – коэффициент внутреннего трения;  $\sigma$  – нормальное напряжение.

Сопротивление сдвигу несвязанных горных пород – чистых песков, гравия и раздробленных скальных и полускальных пород в довольно широком интервале нормальных напряжений, характеризуется постоянной величиной внутреннего трения и нулевым сцеплением.

На рис. 55 линией I изображено предельное сопротивление горной породы в монолитном образце, а линией II – предел ползучести при тех же нормальных напряжениях. Линия IV выражает сопротивление сдвигу той же породы в раздробленном виде – щебня, отвалов. Сопротивление сдвигу той же самой горной породы в массиве, ослабленном ступенчато расположенными трещинами отдельности, существенно меньше, чем в монолитном образце (линия III), и чем интенсивнее эта трещиноватость, тем меньше сопротивление сдвигу. Следовательно, интенсивность трещиноватости также является существенным фактором, влияющим на устойчивость откосов.

По тектоническим нарушениям, контактам между слоями пород различного литологического состава и по сланцевости сопротивление сдвигу значительно меньше, чем по поверхностям, не совпадающим с этими поверхностями ослабления; это уменьшение происходит за счет сил сцепления и сил трения (линия V). Перечисленные поверхности ослабления также относятся к числу важнейших факторов, влияющих на

устойчивость откосов, если они расположены в массиве борта таким образом, что по ним может пройти наиболее слабая поверхность.

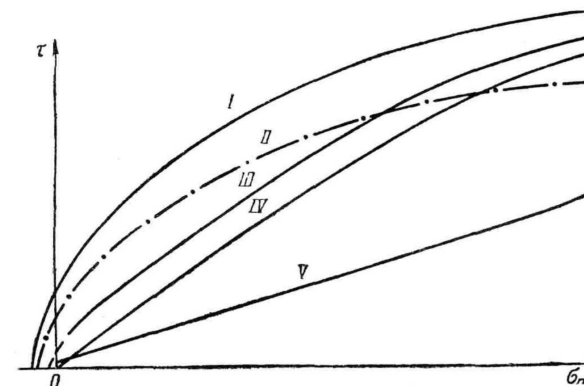


Рис. 55. Изменение предельного сопротивления сдвигу горной породы и предела ползучести.

Уменьшение прочности горных пород в откосах под влиянием набухания, разуплотнения, выветривания и выщелачивания также приводит к уменьшению сил сопротивления сдвигу и коэффициента запаса устойчивости.

#### 42. Маркшейдерско-геодезические методы прогноза

Наблюдения проводятся для определения смещения точек массива и их скоростей, деформации сдвига, границ распространения и вида нарушения. Для установления вида деформации откоса необходимо измерить смещения массива в горизонтальной и вертикальной плоскостях. Одновременные смещения в горизонтальном и вертикальном направлениях формируют деформации сдвига уступа, борта и отвала. Вертикальные смещения, направленные вниз, называют оседанием, а вверх — выпиранием.

Реперы наблюдательной станции закладываются по профильным линиям, перпендикулярным простиранию борта карьера. Длина профильной линии выбирается в зависимости от глубины и ширины карьера такой, чтобы она была больше зоны сдвижения.

Для измерения вертикальных смещений используются геодезические приборы, гидростатические уровни и нивелиры, фотооптические приборы. Для измерения же горизонтальных смещений поверхности дополнительно применяют наклонометры, маяки, рейки, тензометры, геодезические приборы.

Опорные реперы устанавливают вне зоны влияния развивающихся деформаций при производстве горных работ. Каждый из них состоит

из трех реперов, расположенных в одном направлении на расстоянии 100-150 м друг от друга. В створе с опорными реперами закладывают рабочие реперы, число которых определяется схемой измерений и условиями их сохранности в течение срока существования карьера. Число створов (профильных линий) на карьере или отвале, располагающихся вкрест простирания бортов, устанавливают в зависимости от горнотехнических и инженерно-геологических условий. Рабочие реперы располагают на рабочих площадках уступов так, чтобы полнее характеризовать процесс деформирования отвала или борта.

Опорные и рабочие реперы представляют собой металлические штыри диаметром 25-30 мм и длиной 1,2-1,5 м, забетонированные в монолитное основание с размером  $40 \times 40 \times 50$  см. Над поверхностью площадки отвала штыри выступают на 0,3-0,5 м, площадки уступа – на 0,05-0,1 м.

Наблюдения на станциях осуществляются периодически путем геометрического или тригонометрического нивелирования реперов и измерений расстояний между ними. Периодичность инструментальных наблюдений зависит от вида смещения, абсолютного его значения и скорости деформирования отвала или борта.

Прекращают инструментальные наблюдения при затухающем характере деформаций откосов и возобновляют их в случае обнаружения деформаций визуальными или любыми другими средствами.

Деформирование откоса характеризуется скоростью смещения рабочих реперов за выбранный интервал времени. Различают среднесуточную, среднемесячную и среднегодовую скорости.

Деформирование массива бортов и откосов представляется как результат изменения пространственного положения рабочих реперов за выбранный интервал времени относительно принятого начального положения и начала отсчета времени. Так, горизонтальное смещение  $\xi$  рабочего репера определяется разностью координат  $x_n$ ,  $y_n$  и  $x_m$ ,  $y_m$  соответственно в  $n$ -м и  $m$ -м циклах измерений. Оси координат ориентируют, как правило, вкрест простирания и по простиранию откоса. Смещения  $\xi = x_n - x_m$ ;  $\xi = y_n - y_m$ .

Вертикальное смещение рабочего репера характеризуется разностью отметок опорного репера, находящегося вне зоны деформаций прибортового массива, и рабочего репера соответственно в  $n$ -м и  $m$ -м циклах измерений, т.е.

$$\eta_n = Z_o - Z_n; \quad \eta_m = Z_o - Z_m. \quad (168)$$

Абсолютное или полное смещение массива определяется по результатам измерений горизонтальных и вертикальных смещений и ха-

рактеризуется вектором смещения рабочего репера в известный момент времени.

Суммарное полное смещение породного массива по поверхности скольжения включает составляющие полного смещения массива при разуплотнении, сдвиге и сейсмическом воздействии.

По результатам инструментальных измерений находят высотные отметки реперов и горизонтальные расстояния между реперами профильных линий наблюдательной станции, строят графики горизонтальных деформаций сжатия, скоростей смещения реперов по направлению векторов.

Горизонтальные деформации сжатия или растяжения откоса между двумя рабочими реперами определяют по результатам замеров в двух последовательных циклах наблюдений по формуле

$$E = (d_{n+1} - d_n) / d, \quad (169)$$

где  $d_{n+1}$ ,  $d_n$  и  $d$  – горизонтальное расстояние между соседними реперами соответственно в текущем, предыдущем и начальном циклах наблюдений, мм.

Показатель сдвига находят по формуле

$$V = \Delta B / m, \quad (170)$$

где  $\Delta B = B_{n+1} - B_n$  – разность полных смещений соседних рабочих реперов, мм ( $B_{n+1}$  – полное смещение переднего репера, ближайшего ко дну карьера, мм;  $B_n$  – полное смещение заднего репера, мм);  $m$  – расстояние между соседними рабочими реперами по нормам к векторам смещения.

Значение показателя сдвига  $V$  относят к середине интервала между соседними реперами.

На основании результатов инструментальных наблюдений определяют зоны максимальных сжатий, растяжений и сдвигов, которые соответствуют наиболее вероятному месту формирования поверхности скольжения, устанавливают вид деформаций откоса, степень опасности деформаций и роль внешних воздействий на устойчивость откосов, разрабатывают мероприятия по стабилизации деформаций и защите откосов от развития опасных смещений.

Метод профильных линий применяют при смещении массива под действием взрывов вблизи проектных контуров карьера. Наблюдениями за смещением реперов по профильным линиям устанавливают влияние массы одновременно взрываваемого ВВ на развитие зоны остаточных деформаций за пределами взрываемого блока. Профильные линии включают опорные и рабочие реперы. Расстояние между рабочими реперами не превышает 2 м. Опорные реперы должны находиться в дальней зоне сейсмического действия взрыва. Наблюдения ведутся в две стадии – до взрыва и после него.

Кроме этого, производят топографическую съемку участка взрывных работ до и после взрыва с нанесением видимых трещин, съемку трещиноватости и элементов залегания слоев породного массива. По результатам измерений определяют зону нарушения массива.

Для прогноза развития смещений в откосах бортов, представленных скальными породами, до полного разрушения, по данным текущих измерений, используют зависимость

$$V_p = K_v^2 \cdot V_o, \quad (171)$$

где  $V_p$  – скорость смещения откоса в период полного разрушения;  $K_v$  – коэффициент равный  $V_{cp}/V_o$ ;  $V_{cp}$  – средняя скорость смещения откоса в период активной стадии разрушения;  $V_o$  – скорость смещения откоса в начальной точке активной стадии разрушения.

При наблюдениях за деформациями бортов на крупных карьерах целесообразно применять более высокоточные методы: фотограмметрические, светодальномерные, лазерные, инклинометрические и др.

Фотограмметрический метод наблюдений позволяет в любой момент устанавливать смещения рабочих реперов по трем координатам. Полученная информация хранится на фотопластинках и может быть в любое время воссоздана в виде объемной модели откоса.

Светодальномерный метод используют для измерения расстояния между рабочими и опорными реперами, находящимися на значительном удалении друг от друга. Его применение упрощает отслеживание изменений при наблюдениях за деформациями бортов в глубоких карьерах.

Лазерный метод измерения скорости микродеформаций породного массива основан на изучении динамики поля напряжений, характеризующегося частотным спектром микроколебаний, величиной и направлением поступательных перемещений контролируемых точек массива. Сущность измерений заключается в следующем. Оптический квантовый генератор устанавливают в опорном репере, а отражатель (зеркало) – на рабочем. Лазерный луч непрерывного действия с большой стабильностью частоты излучения, многократно отразившись от зеркала, попадает на фотоприемник. В фотоприемнике он взаимодействует с опорным сигналом лазера, что позволяет измерить компоненту доплеровского сдвига частоты при деформации массива.

Для изучения горизонтальных микросмещений откосов применяют интерферометрический способ, основанный на определении разности хода опорного и рабочего интерферирующих лучей. Относительная погрешность определения микросмещения лазерным методом на базах, равным десяткам и сотням метров, по фактическим данным составляет 10% в связи с влиянием атмосферы и микросейсмичности.

Инклинометрические измерения деформаций откосов основаны на измерении наклонов труб, опущенных в буровые скважины. По наклону труб определяют зону формирования поверхности скольжения, скорость смещения массива и судят об активности оползневого процесса.

Инклинометрические устройства состоят из направляющей трубы, установленной в вертикальной скважине, подвижного чувствительного элемента в виде зонда, передвигающегося по пазам в трубе, контрольного кабеля для подъема и спуска зонда и передачи на поверхность электрических сигналов от чувствительного блока. По конструкции чувствительного элемента различают маятниковый, тензометрический, электромагнитный и фотографический типы инклинометров. По показаниям инклинометра выделяют горизонтальные смещения массива за известный промежуток времени на всю длину скважины, начиная от вертикального его положения. При этом необходимо, чтобы забой скважины находился вне зоны деформирования. Для непрерывных наблюдений применяют стационарно установленные инклинометры с автоматической записью показаний.

#### ***43. Физико-технические методы прогноза и контроля состояния бортов и откосов***

Быстрые смещения никогда не происходят внезапно, им предшествует этап незначительных, нарастающих во времени скоростей деформаций сдвига. При этом наблюдаются изменения физических свойств горных пород в глубине и на поверхности массива. Регистрация указанных изменений лежит в основе физико-технических методов прогноза и контроля электрометрического, радиоволнового, сейсмоакустического прозвучивания, акустической и электромагнитной эмиссии, наклономерного и др.

Электрометрический метод в виде электропрофиля и вертикального электрического зондирования широко применяется при наблюдениях за состоянием массивов в бортах и внутренних отвалах, характеризующихся значительным содержанием глинистых пород и обводненных песков. В качестве критерия состояния используется отношение удельного электрического сопротивления породы в месте измерения при деформировании массива карьера к ее начальному удельному сопротивлению. Значение критерия устанавливается в лабораторных условиях на образцах. Работы проводят с многократным повторением измерений (цикла) в течение всего времени наблюдения за откосом. Продолжительный цикл наблюдений – несколько часов.

Интерпретируя результаты прогноза, устанавливают геоэлектрический разрез участка исследований и горизонт с изменяющимся сопротивлением. Указанный горизонт – предвестник образования поверхностного скольжения (трещин). Анализ различных геоэлектрических разрезов дает возможность выявить очаг оползня, которому на графике соответствует концентрация изолиний кажущихся электрических сопротивлений.

Образование микротрещин, пустот и трещин ведет к росту кажущихся сопротивлений массива. Затем по мере постепенного заполнения трещин водой или глинистым материалом происходит уменьшение кажущихся сопротивлений до естественных и ниже. В реальных случаях превышение кажущихся сопротивлений над естественными в несколько раз свидетельствует о формировании поверхности скольжения. Электротрические измерения позволяют прогнозировать процесс сдвига за сутки.

Для определения сопротивления  $\rho$ , применяется четырехэлектродная установка, с помощью которой в массиве измеряют разность потенциалов  $\Delta U$  и силу постоянного тока  $J$ .

Электротрическая наблюдательная станция, закладываемая на площадках борта карьера, состоит из двух питающих и двух приемных электродов, расположенных в направлении простирания откосов. Разнос питающих электродов определяется необходимой глубиной электрического профилирования или закупоривания, а число пунктов измерения – площадью контролируемого участка и условиями закладки наблюдательных пунктов. Наблюдения производят ежедневно циклами, состоящими из 5-6 серий в течение нескольких часов.

Радиоволновый метод прогноза предполагает изменение вертикальной составляющей вторичного магнитного поля (электромагнитных волн), напряженность которого зависит от электрического сопротивления и диэлектрической сопротивляемости породного массива. Указанный метод целесообразен для обнаружения в карьерном поле обводненных зон и толщ пород с высоким удельным электрическим сопротивлением и низкой диэлектрической проницаемостью, расположенных выше уровня подземных вод. Аномалии вторичной магнитной напряженности в условиях карьера могут достигать пяти и более амплитуд нормального поля. Наблюдения ведутся по простиранию и вкрест простирания откосов.

Метод сейсмоакустического прозвучивания применяется при оценке устойчивости карьерных бортов, сложенных скальными горными породами. В качестве характеристик, определяющих устойчивое или

неустойчивое состояние бортов карьера, наряду с обычными акустическими показателями используются также и косвенные: относительный показатель степени нарушенности массива пород, представляющий собой отношение скорости распространения волны в массиве к скорости ее распространения в образце ( $V_p^M / V_p^{об}$ ); изменение коэффициента затухания упругих волн в пределах одного участка массива за определенный период времени (скорость изменения коэффициента затухания). В основе прогноза лежит сравнение измеренных параметров с заранее принятыми, соответствующими различным уровням развития процесса сдвига.

При сейсмическом прозвучивании источник упругих волн (заряд ВВ или механический излучатель) размещается в скважине у подошвы уступа, а приемники – вдоль или перпендикулярно к контуру борта уступа или откоса. С помощью установки источника и приемников упругих волн непосредственно на поверхность уступа вдоль определенного профиля регистрируются преломленные продольные волны.

Развивающиеся во времени и в пространстве деформации, возникающие локальные концентрации напряжений приводят к активному трещинообразованию в глубине массива. Образование и развитие трещин в породном массиве сопровождается возникновением акустической (сейсмоакустической) и электромагнитной эмиссии. По характеру нарастания и спада числа регистрируемых импульсов можно судить о процессе микродеформирования прибортового массива.

Метод сейсмоакустической эмиссии с использованием геофонов применяется при прогнозировании процесса сдвига пород примерно за 2 часа до начала последнего. Однако незначительный радиус звукометрических скважин (до 5 м) и слабая звуковая активность мягких пород резко ограничивают применение этого метода.

В методе электромагнитной эмиссии используется излучение, которое возникает при разрушении зерен минералов – диэлектриков или капилляров, заполненных водой, под действием механических напряжений. Излучение фиксируют в ближней зоне очага возмущения, где оно проявляется в виде быстро следующих друг за другом серий импульсов электромагнитного поля с длительностью  $10^{-7}$ - $10^{-3}$  с. Амплитуды импульсов зависят от расстояния точки наблюдения до источника, его формы, интенсивности и кинетики механических напряжений, вызывающих развитие геоэлектрических процессов.

Наиболее интенсивно очаг электромагнитных импульсов проявляется при формировании оползневого процесса. Измеряемый параметр – число импульсов электромагнитного поля, которые регистрируются аппа-

ратурой в заданном интервале времени или непрерывно в автоматическом режиме. Результат измерений представляют в виде зависимости скорости счета импульсов от времени или в виде разностей чисел импульсов за одно время, зарегистрированных опорной станцией, расположенной в нормальном геоэлектрическом поле, и рабочими станциями. Обнаруженные аномалии, в которых скорость счета импульсов в 2 и более раз превышает скорость счета импульсов общего фона, свидетельствуют о существовании микродеформаций в массиве, свойственных скрытой, активной и затухающей стадиям развития оползневой процесса.

Больше возможности для оценки напряженного состояния массива дает наклономерный метод. Для регистрации наклонов (деформаций бортов карьеров и откосов) отвалов в последних создают штольни, по всей длине которых примерно на одинаковом расстоянии друг от друга устанавливают наклономерные станции. Длина штольни должна составлять не менее половины предельной высоты борта. Каждая станция включает не менее двух наклономеров, размещенных на бетонном постаменте и ориентированных по азимутам север-юг и восток-запад. Деформации регистрируются на фоне приливных периодических наклонов поверхности шара под влиянием притяжения Луны и Солнца.

$$\text{Наклоны} \quad E_i = \Phi(t) + H(t), \quad (172)$$

где  $\Phi(t)$  – непериодический ход аномальных наклонов;  $H(t)$  – периодические приливные наклоны.

Общая запись наклонов непериодического характера содержит сведения о сезонных и годовых изменениях, зависящих от заглубления приборов в массив, о случайных помехах и медленных наклонах, обусловленных деформациями борта, проникновением поверхностных вод по трещинам, тектоническим деформациям, многократно повторяющимися взрывами и деформациями разуплотнения породного массива. Опасные деформации борта необходимо подтверждать показаниями нескольких наклономерных станций.

#### **44. Методы инженерно-геологической оценки состояния массива**

Основная задача инженерно-геологических наблюдений, являющихся составной частью системы контроля горного производства на карьерах – установление соответствия действительных горно-геологических и гидрогеологических условий разработки месторождений проектным. Эти наблюдения предусматривают оперативное определение свойств породного массива и сравнение их с принятыми в проекте, документирование имеющихся случаев деформаций откосов, внесение необходимых поправок в проектные решения и разработку дополни-

тельных мероприятий, обеспечивающих устойчивость откосов. Инженерно-геологические наблюдения особенно важны при формировании отвалов рыхлых и скальных пород на слабом основании.

Указанные наблюдения ведутся специальными подразделениями контрольных служб на горнодобывающих предприятиях, а при их отсутствии геологическим или геолого-маркшейдерским отделами.

При инженерно-геологических наблюдениях за состоянием массивов наиболее перспективны испытания прессиометрические, штамповые, с помощью пенетрометров – кольчаток (вращательный срез), определение плотности и влажности с помощью радиоактивных изотопов, замеры парового давления в глинистых породах и осадки породных толщ. Для определения прочностных и деформационных свойств твердых пород в массиве могут применяться акустические методы.

Для оперативной оценки частной и общей устойчивости рабочих бортов и отвалов следует использовать краткосрочные маркшейдерские наблюдения по контрольным створам, а также наблюдения с помощью мобильных средств контроля. При оценке общей устойчивости обводненных нерабочих бортов целесообразно использовать показания заложенных по предполагаемой поверхности скольжения специальных датчиков. Стационарные наблюдения должны дополняться зондированием пород бортового массива с использованием методов пенетрации или прессиометрии (в зависимости от класса пород). Натурное определение параметров сопротивления пород сдвигу на различные моменты времени (наряду с измерениями нейтрального давления) обеспечивает надежное установление текущих коэффициентов запаса прочности нерабочих бортов.

Совместное применение метода пенетрации, основанного на определении свойств пород через сопротивление их внедрению наконечников различных форм и размеров и радиоактивного каротажа позволяет получить в конкретных условиях данные, необходимые для установления возможности размещения гидроотвалов и решения ряда других задач. Комплексное зондирование песчано-глинистых пород целесообразно выполнять с помощью самоходных установок, которые пригодны для вдавливания штанговых пьезодинамометров, пенетрометров – крыльчаток, каротажных зондов, позволяющих до минимума свети объем бурения.

Установка для зондирования грунтов состоит из гидравлического цилиндра для вдавливания зонда, устройства для создания и измерения крутящего момента и измерения парового давления. Ее применение позволяет одновременно получать информацию о сопротивлении сдвигу,

степени уплотнения исследуемых породных толщ и оперативно давать оценку несущей способности слабых оснований и устойчивости откосов, бортов и отвалов, сложенных песчано-глинистыми породами.

Плотность и влажность горных пород непосредственно в массиве определяют с помощью каротажа скважин серийными радиоизотопными влагомерами и плотномерами. Их использование дает возможность вести не только разовые замеры влажности и плотности, но и организовать систематические наблюдения за ними.

Для оперативного дистанционного контроля устойчивости внешних откосов служит система датчиков–пьезодинамометров, с помощью которых в песчаных породах определяют пьезометрические уровни, а в глинистых – поровое давление. После заложения датчиков и снятия первой серии показаний по полученным данным рассчитывают устойчивость откосов. Затем на ЭВМ выполняются расчеты устойчивости для набора вариантов, соответствующих различным положениям депрессионной кривой (песчаные породы) и степеням уплотнения (глинистые породы), которые принимаются выше или ниже установленных при первичных замерах. По результатам расчетов строятся монограммы для определения коэффициентов запаса устойчивости при последующих замерах в зависимости от положения депрессионных кривых и степени уплотнения пород в основаниях расчетных блоков.

Коэффициент запаса устойчивости определяется по методу алгебраического суммирования сил по поверхности скольжения или многоугольника сил.

Большое значение имеет гидрогеологические исследования, которые предусматривают определение положения депрессионной кривой в породном массиве (наблюдения за уровнем подземных вод), замеры притоков подземных вод на участках их просачивания в откосах, измерение порового давления, наблюдения за режимом поверхностных вод, наблюдения за состоянием водной среды.

Положение депрессионной кривой определяется путем наблюдения за уровнями (напорами) подземных вод в специальных наблюдательных скважинах, которые бурят на выделенных в период разведки водоносных горизонтах. Наибольшее число скважин оборудуется на тех водоносных горизонтах, которые влияют на устойчивость бортов карьеров и подлежат осушению (включая напорные водоносные горизонты, залегающие ниже дна карьера).

Основная характеристика уровней подземных вод – абсолютные их отметки, от которых можно перейти к глубинам залегания уровней и напорам. Напор характеризуется высотой столба воды над кровлей во-

доносного горизонта. Для водоносного горизонта со свободной поверхностью (грунтовые воды) он равен его мощности.

Уровни воды в скважинах измеряются гидрогеологическими рулетками («хлопушками»), электроконтактными, поплавковыми, гидростатическими и акустическими уравнивателями. Последние могут работать в качестве датчиков в автоматических системах непрерывного контроля за положением уровня воды в скважинах.

Результаты замеров уровней представляются в виде карт гидроизогипсометрии (гидроизопьез) каждого из выделенных водоносных горизонтов, графиков колебаний уровней и пастбищ замеров уровней по наблюдательным скважинам.

Измерение порового давления производят пьезодинамометрами. Они могут применяться как для разовых обследований состояния глинистых пород в ненарушенных массивах, так и в стационарных сетях контроля порового давления в процессе консолидации пород отвалов (гидроотвалов). В первом случае замеры выполняются методом зондирования по ходу бурения инженерно-геологических скважин, во втором – путем закладки пьезодинамометров, рассчитанных на длительный срок эксплуатации, в специально пробуренные скважины или их установки в отвал при его отсыпке.

#### ***45. Система долговременного контроля устойчивости бортов карьеров и откосов***

Системы контроля устойчивости бортов карьера и откосов во времени позволяют установить закономерности изменения напряженно-деформированного состояния породных массивов под влиянием природных и техногенных факторов и оперативно влиять на технологию ведения работ.

В качестве измерительных приборов используются скважинные деформометры, геофоны, экстензометры и гидростатические нивелиры.

Применение кварцевых экстензометров и гидростатических нивелиров позволяет обеспечить проведение измерений деформаций на значительных базах (десятки метров). Необходимость измерения на таких базах обусловлена трещиноватостью и блочным строением склонов. При малых базах измерений могут фиксироваться локальные движения отдельных небольших блоков, не отражающие общих закономерностей смещений всего склона или отдельных его крупных массивов. К тому же увеличение базы измерений позволяет повысить чувствительность прибора.

Требования к высокой точности измерений обусловлено тем, что в скальных породах деформации, предшествующие разрушению, могут быть незначительными, и приборы, не обладающие достаточной чувствительностью, не могут быстро и точно реагировать на происшедшие изменения в породном массиве.

Основным элементом экстензогра является жесткая штанга, представляющая собой трубу из кварцевого стекла, один конец которой жестко соединен с породой, а второй свободен и движется относительно породы при ее расширении и сжатии. Труба монтируется из секций длиной 3 м и диаметром 35-55 мм путем их сварки, склеивания или соединения по торцам специальными пружинами и муфтами. Движение свободного конца трубы измеряется с помощью механооптических и регистрирующих устройств и индуктивных датчиков. В механооптических устройствах смещение трубы преобразуется с помощью механического приспособления в поворот зеркала, которое регистрируется фотооптическим прибором. В экстензограх с индуктивными датчиками смещение трубы передается на сердечник индуктивного датчика, который преобразует линейные перемещения в пропорциональное изменение индуктивности магнитного поля. Специальный электронный блок – вторичный преобразователь, – преобразует индуктивность в частоту выходного сигнала для передачи регистрирующему устройству. Точность определения деформации кварцевыми экстензограми с механико-оптическими устройствами для интервалов времени порядка года равен  $5 \cdot 10^{-7}$ . Такая же точность обеспечивается экстензограми с индуктивными датчиками.

Вертикальные смещения массива измеряются гидростатическими нивелирами. В дистанционных гидростатических нивелирах используется частотный принцип измерения смещения. Нивелир представляет собой два или несколько сообщающихся сосудов с жидкостью, в каждом из которых расположен поплавочный, соединенный с индуктивным датчиком. При вертикальном смещении точки, на которой установили нивелир, жидкость в сосудах перераспределяется. При этом происходит вертикальное перемещение поплавка и соединенного с ним сердечника индуктивного датчика относительно катушки, что вызывает пропорциональное изменение индуктивности, преобразуемое с помощью электронного блока в частоту электрического сигнала. В каждой точке обычно параллельно устанавливаются 2-4 прибора. Погрешность измерения вертикальных смещений не превышает  $\pm 10$  мк за год, что при базе измерения 20 м составляет  $5 \cdot 10^{-7}$ .

Гидростатические нивелиры устанавливаются на бетонные основания или на специальные реперы, зацементированные в боках выработки.

Длина установленных кварцевых экстензографов изменяется от единиц до нескольких десятков метров, максимальная база измерения вертикальных смещений гидростатическими нивелирами составляет десятки метров.

Частотный принцип измерения смещений и деформаций, положенный в основу экстензографов и гидростатических нивелиров, позволяет включить их в телеизмерительную систему и вести регистрацию с одного пульта. Такая система сбора информации включает датчики деформации, коммутаторы разных уровней, пульт управления и измерительное устройство. Соединенные в определенном порядке друг с другом измерительно-командные коммутаторы образуют многоуровневую иерархическую систему (три уровня), позволяющую по заданному алгоритму осуществлять коммутацию каждого датчика деформаций с измерительным прибором. Режим работы системы задается оператором с пульта управления. Связь пульта управления с измерительно-командным коммутатором и датчиком деформаций осуществляется по двухпроводной линии связи с использованием частотного кодирования, каждому из выходов коммутатора соответствует своя частота входных импульсов.

Наряду с интенсивными смещениями фиксируемых по крупным трещинам в зоне разгрузки склонов, наблюдаются и малые смещения. На фоне медленных необратимых смещений выделяются периодические сезонные деформации, обусловленные изменением внешней температуры и водонасыщенности горных пород в разное время года. Ход сезонных деформаций по приборам, установленным на разном удалении от дневной поверхности, хорошо согласуется с изменением внешней температуры и повторяет ее с некоторым запаздыванием. По мере удаления от дневной поверхности период запаздывания увеличивается с десятков суток на расстоянии 20-25 м от поверхности склона до 2-х месяцев на расстоянии примерно 100 м; соответственно уменьшается амплитуда периодических сезонных деформаций.

Данная система может использоваться также для оценки влияния сейсмических воздействий большой интенсивности в период промышленных взрывов при проведении выработок вблизи мест расположения наблюдательных станций.

#### **46. Обеспечение устойчивости откосов на карьерах**

Разработка мероприятий по обеспечению устойчивости откосов на карьерах осуществляется на основе результатов наблюдений за деформациями откосов, расчетов их устойчивости и соответствующих технико-экономических расчетов и соображений.

Мероприятия по обеспечению устойчивости откосов на карьерах, сложенных скальными и полускальными породами, заключаются в основном в применении соответствующей технологии ведения буровзрывных работ в приконтурных зонах (замедленное, короткозамедленное и др.), специальной заоткоске уступов (предварительное щелеобразование, гладкое взрывание) и искусственном укреплении ослабленных участков.

Обеспечение устойчивости откосов на карьерах, сложенных глинистыми и песчано-глинистыми породами, заключается в основном в эффективном дренаже, обеспечении стока вод, пригрузке фильтрующих участков откосов.

Для обеспечения устойчивости откосов овалов эти мероприятия заключаются в основном в дренаже песчано-глинистого основания и в установлении допустимого по условиям и устойчивости общего угла разгона ярусом. На выполнение всех мероприятий по обеспечению устойчивости откосов на карьерах должен быть составлен специальный проект, утверждаемый главным инженером предприятия.

В проекте отражаются: ожидаемые деформации откоса; ожидаемый ущерб этих деформаций; наиболее целесообразные меры по предотвращению деформаций; затраты на выполнение противодеформационных мероприятий и технико-экономическое обоснование предусматриваемых мероприятий.

После выполнения каждого из предусмотренных в проекте мероприятий составляют акт, утвержденный главным инженером предприятия.

*Заоткоска уступов в их предельном положении.* Заоткоска под углами, соответствующими свойствам пород и характеру их трещиноватости является одним из основных мероприятий, обеспечивающих длительную устойчивость нерабочих бортов или участков, поставленных в предельное положение.

Заоткоска уступов в их предельном положении осуществляется:

а) в скальных и полускальных породах – специальными заоткашивающими скважинами диаметром 80-100 мм, расстояние между которыми не должно превышать 3-х м и в каждом конкретном случае устанавливается опытным путем. Заоткашивающие скважины бурятся по линии предельного контура карьера под углами, равными углам от-

косов уступов; допускается взрывание заоткашивающих скважин (предварительное щелеобразование) после взрывания основных зарядов (гладкое взрывание);

б) в слабых глинистых и песчано-глинистых породах драглайнами, а также мехлопатами со специальными насадками на зубьях.

*Укрепление слабых участков откосов на карьерах.* Отдельные участки откосов уступов в их положении на предельном (проектном) контуре, сложенные скальными и полускальными породами интенсивной трещиноватости или ослабленные неблагоприятно расположенными трещинами, дизъюнктивными нарушениями, слабыми контактами между слоями пород, должны укрепляться. Для укрепления откосов скальных и полускальных пород следует применять:

а) способы механического удержания призмы обрушения, к которым относятся укрепление штанговой крепью, шпунтами, железобетонными сваями, гибкими тросовыми тяжами, а также подпорными, защитными и контрфорсными стенками. Эти способы применяются самостоятельно и комплексно;

б) способы по улучшению прочностных свойств массива путем инъекции в массив укрепляющих растворов; из этих способов наиболее широко применяется цементация;

в) способы, при которых слагающие откосы породы, склонные к быстрому и интенсивному выветриванию, выщелачиванию или дефляции, изолируются с помощью устойчивых покрытий торкрет-бетоном, шприц-бетоном, битумом, карбамидными, формальдегидными и эпоксидными смолами; способы могут применяться также в сочетании с металлической сеткой и штангами.

Фильтрующие участки откосов песчано-глинистых пород укрепляются гравийно-щебеночной пригрузкой фильтрующего участка откоса. Для предотвращения эрозии откосов песчаных и песчано-глинистых пород необходимо покрывать их растительным слоем или торфом с посевом трав. Предотвращение размывания и эрозии песчано-глинистых откосов стекающими потоками дождевых вод достигается также путем устройства упорядоченных стоков дождевых и талых вод с площадок уступов. Для этой цели площадкам уступов придается уклон в сторону водоотводной канавы, располагаемой в основании вышележащего откоса и имеющей уклон 3-5% к поперечным канавам, в которых уложены железобетонные трубы для спуска воды на нижележащую площадку. Размываемые участки водосточных канав укрепляются железобетонными лотками.

*Обеспечение общей устойчивости бортов карьеров, уступов и отвалов.* Нарушения общей устойчивости значительных участков бортов, уступов и отвалов возникают в тех случаях, когда сдвигающие си-

лы, действующие на наиболее слабой поверхности по величине становятся равными удерживающим силам, т.е. при возникновении состояния предельного равновесия:

$$\Sigma T_i = \Sigma K_i l_i + \Sigma f_i (N_i + D_i), \quad (173)$$

где  $\Sigma T_i$  – сумма сдвигающих сил;  $K_i$  и  $f_i$  – величины сцепления и коэффициента трения породного массива;  $l_i$  – протяженность площадок поверхности скольжения с характеристиками  $K_i$  и  $f_i$ ;  $N_i$  – нормальная составляющая веса вышележащих пород, опирающихся на площадку  $l_i$ ;  $D_i$  – сила гидростатического давления на площадку  $l_i$ .

При решении вопроса о мерах по предотвращению развития выявленного инструментальными маркшейдерскими наблюдениями начавшегося оползня должны быть установлены основные факторы и причины, вызвавшие появление деформаций, а также тип оползня.

Если причиной начавшейся деформации большого участка борта является несоответствие углов наклона борта или его высоты (например, при увеличении общей высоты рабочего борта при нагружении пласта или повышении отметок земной поверхности) геологическим условиям, то в этом случае необходимо придавать борту более пологий угол наклона.

Если при аналогичных условиях на деформацию борта оказывают влияние и напорные воды, имеющиеся в его основании, то первой мерой предотвращения развития деформаций является снятие напоров.

Если факторами, способствующими развитию опасных деформаций большого участка борта являются местные неблагоприятно залегающие нарушения прочности массива – тектонические нарушения, поверхности скольжения древних оползней, контакты между литологическими разностями и т.д., то в этих случаях должны применяться мероприятия локального характера:

- а) разгрузка призмы активного давления в пределах участка, ограниченного поверхностью ослабления;
- б) пригрузка призмы выпирания;
- в) создание контрфорсов и упоров.

В ряде случаев опасные деформации больших участков бортов карьеров, уступов и отвалов вызываются обводненностью земной поверхности, площадок уступов, подошвы карьера и основания отвалов. Основной мерой предотвращения деформаций откосов в этих условиях является своевременное осушение земной поверхности вблизи карьера и обеспечение стока воды с площадок уступов, подошвы карьера и основания отвалов.

## **X. Рекультивационные работы на горных разработках**

### ***47. Рекультивация нарушенного породного массива и направления его развития***

Разработка месторождений полезных ископаемых связана с нарушением естественного состояния биосферы. Негативное воздействие подземной добычи на природную среду заключается, прежде всего, в деформации земной поверхности, размещением пустых пород на значительных площадях. Открытые горные работы сопровождаются еще более значительными нарушениями поверхности земли и других компонентов окружающей среды, они отрицательно влияют на природные и социально-экономические факторы. На разрабатываемой территории нарушается литологическое строение, изменяется ландшафт, условия залегания и состав грунтовых и подземных вод. Эти изменения вызывают нарушения биологического равновесия и природных взаимосвязей в районе действия горных предприятий.

Ежегодный объем складированных на поверхности в виде отвалов вскрышных пород достигает 5 млрд. т и около 700 млн. т хвостов и других отходов обогатительных фабрик. Для размещения указанных отходов из сельскохозяйственного оборота в огромных количествах изымаются значительные площади плодородных земельных угодий.

Развитие горнодобывающей промышленности выдвинуло серьезные задачи по рекультивации нарушенных горными работами земель и занятых отвалами пустых пород и хвостов обогащения.

Рекультивация нарушенных горными разработками земель является комплексной проблемой. Главная задача – решение научно-технических вопросов по установлению оптимальной взаимосвязи параметров вскрышных, добычных и рекультивационных работ для получения их максимальной эффективности, а также лучшего использования и сохранения почвенного слоя. Важное значение имеет и то, что при проектировании и строительстве карьеров необходимо принимать технические решения с учетом рационального использования земельных ресурсов.

Объемы рекультивации на горных предприятиях растут пропорционально использованию минеральных ресурсов. Но темпы рекультива-

ционных работ намного отстают от темпов разработки месторождений полезных ископаемых, что ведет к ухудшению баланса плодородных земель, которые можно было бы использовать в хозяйственной сфере. Поэтому во всех отраслях промышленности рекультивационные работы необходимо включать в технологический цикл разработки месторождений полезных ископаемых как завершающий этап.

Горнотехнический этап рекультивации при открытой разработке месторождений включает следующий комплекс мероприятий:

а) выявление оптимальных с точки зрения рекультивации способов вскрытия карьерного поля и рациональной технологии его разработки;

б) снятие и хранение плодородных и потенциально плодородных пород вскрыши;

в) рациональное размещение внешних отвалов, исходя из принципов хозяйственного использования данной территории;

г) увязка геометрических контуров отвалов с принятым способом рекультивации и последующим освоением восстановленной площади.

Интенсивность проведения горнотехнического этапа рекультивации, как правило, определяет продолжительность проведения всего рекультивационного процесса.

Биологический этап восстановления нарушенных земель состоит из совокупности технических и биологических мероприятий, направленных на создание новых почв, улучшение отвальных почвообразующих грунтов и имеет следующие направления: сельскохозяйственные, водо- и рыбохозяйственные, санитарно-гигиенические, рекреационные и строительные.

Особо важное значение приобретает сельскохозяйственная рекультивация, для успешного проведения которой необходимо до начала вскрышных и добычных работ определить вид дальнейшего землепользования и выполнить ряд технических условий в процессе разработки полезного ископаемого.

#### ***48. Рекультивация нарушенного породного массива на карьерах нерудных полезных ископаемых***

Сырьевой базой нерудной промышленности в основном являются месторождения химического сырья (апатит, фосфорит, барит, самородные серы) и строительных материалов (огнеупорные глины, доломит, гранит, песчаники, песок, гравий и др.).

Большие объемы добыч нерудных полезных ископаемых открытым способом, их малая глубина отработки (5-60 см) связаны с отводом и нарушением значительных земельных площадей. Так, при добыче 1 млн. тн. глинистого сырья песчано-гранитной смеси и песка изымается 8-13 га, при выемки строительного камня – 1,5-2,5.

По трудности рекультивационные работы месторождений стройматериалов подразделяются на 4 группы:

- месторождения песчанно-гравийно-валунной смеси;
- месторождения скальных пород (строительный камень, гранит, известняк, песчаник и т.д.);
- месторождения глины, суглинков;
- месторождения песка.

Работы по рекультивации карьеров строительных горных пород обычно включают в себя разработку и размещение вскрышных пород во внешних отвалах, транспортировку их на рекультивируемую поверхность (50% от общих затрат на рекультивацию), выколачивание бортов карьера (30%), разравнивание вскрышных пород рекультивируемой поверхности и планировочные работы (20%).

Одним из рациональных способов рекультивации поверхности крупных глинистых карьеров является засыпка выработанных пространств городскими неутилизированными отходами и отходами строительного производства. После этого почвенный слой, ранее снятый при вскрышных работах и хранившийся отдельно, вновь наносят на поверхность. На подготовленных таким образом территориях за короткое время можно создать растительный покров. Этот способ решает задачу размещения и захоронения отходов промышленности.

Если в результате неблагоприятных гидрогеологических условий водоудерживающий слой образован быть не может, из отходов следует исключить токсические вещества промышленного происхождения, т.к. они способны загрязнять грунтовые и подземные воды. На месте брошенных песчаных и галечных карьеров, простирающихся ниже уровня грунтовых вод, создают искусственные водоемы и зоны отдыха.

В Болгарии разработаны принципиальные технологические схемы рекультивации на карьерах по добыче камня, песка, гравия и глины. Снятие плодородного слоя производится на площади карьерного поля, вне его границ. Технологические схемы обработки карьеров взаимосвязаны с одновременным производством рекультивационных работ и использованием соответствующего оборудования.

Во Франции в 1979 и 1985 гг. приняты декреты, которыми предусмотрена обязанность эксплуатационников производить повсеместную рекультивацию поверхности. Это позволило существенно улучшить положение дел с восстановлением нарушенных земель на старых и новых разработках. На затопленных карьерах сооружаются водноспортивные базы, создаются ирригационные и противопожарные водохранилища, рыбные пруды. Незатопленные карьеры используются под пашни и лесонасаждения, строительство спортивных площадок, контролируемых свалок.

Комплекс инженерно-технических и агро-мелиоративных мероприятий по защите рекультивируемых земель от эрозии с учетом всех элементов рельефа были выполнены на отвалах Коворайского месторождения огнеупорных глин в Донецкой области, где к 1965 г. было нарушено 768 га земель, из них восстановлено 464,4 га.

Одно из ведущих мест в СНГ по открытой добыче сырья для производства строительных материалов занимает Казахстан с годовым объемом извлекаемых строительных горных пород свыше 64 млн м<sup>3</sup>. Поэтому здесь накоплен определенный опыт по рекультивации земель.

#### 49. Рекультивация нарушенного породного массива пород при разработке угольных месторождений

Вопросы рекультивации особенно актуальны при разработке угольных месторождений. Так, концентрация населения на пологоволнистой равнине Донецкого бассейна составляет 144 человека на 1 км<sup>2</sup>, городское население – 86%. В бассейне действует 372 угольных предприятия. Из 1200 терриконов, зарегистрированных в бывшем СССР, значительная часть находится в Донбассе. Большинство из них располагается в черте города и рабочих поселков и занимает почти 10 тыс. га земель.

В объединении Ворошиловградуголь мероприятия по охране окружающей среды осуществляются специальным управлением. За период 1976-1985 гг. рекультивировано 220 га нарушенных земель и потушено 40 бездействующих отвалов. Новая технология складирования пород, склонных к самовозгоранию, заключается в следующем: с земельного отвода под плоский отвал снимают потенциально плодородный слой грунта и производят укладку водонепроницаемого слоя 8 (рис. 56) до проектных границ дамбы 5 второго яруса.

Водонепроницаемый слой покрывают предохранительным 7, защищающим его от механических повреждений. Создание изолирующего слоя 6 из инертных материалов по периметру отвала на высоту каждого вновь формируемого яруса позволило предотвратить возникновение отдельных очагов горения на глубине и перемещение их от поверхности отвала в сторону откоса. Одновременно по внешнему контуру формируют насыпь 4 из инертных материалов, потом производят отсыпку и складирование породы выравнивающего слоя площадки с последующим уплотнением кулачковыми катками отвальной массы. После этого на откосах укладывают складированный ранее слой грунта 3 и весной производят лесонасаждение.

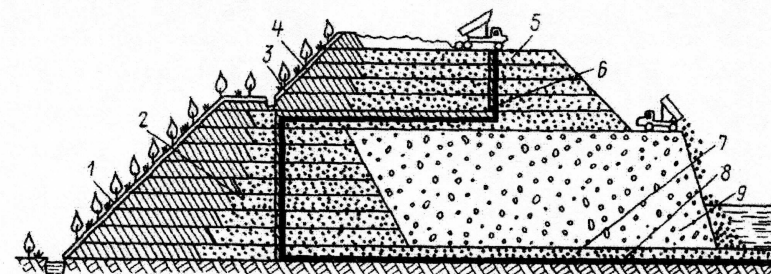


Рис. 56. Технология складирования пород, склонных к самовозгоранию:  
1 – лесонасаждения; 2 – дамба; 3 – складированный ранее слой грунта;  
4 – насыпь из инертных материалов; 5 – проектные границы дамбы;  
6 – изолирующий слой; 7 – предохранительный слой; 8 – водонепроницаемый слой;  
9 – дамба первого яруса.

Затем по периметру границ отвала приступают к послойному (до 1 м) возведению дамбы 2 первого яруса 9. Поверхность ее (в каждом ярусе) планируется с уклоном до 2° к центру отвала, что способствует сбору атмосферных осадков в образованные в процессе формирования дамбы емкости. При послойном формировании дамбы вначале производится опережающая рекультивация откосов по периметру отвала (с последующим их озеленением), что позволяет уменьшить ветровой напор в приземном слое и снизить воздухопроницаемость отвала.

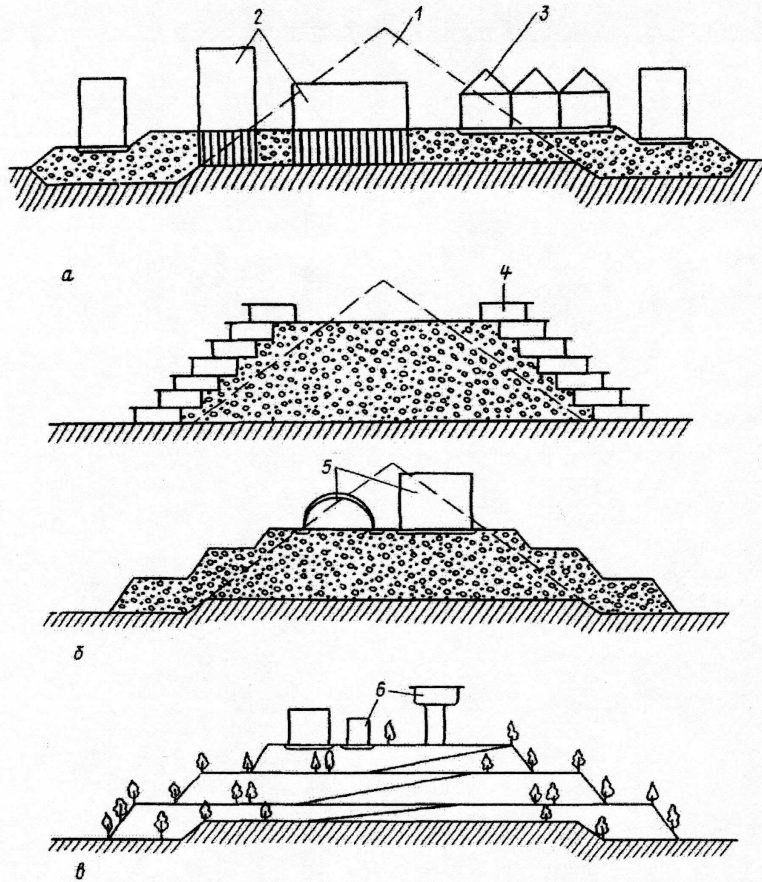
После строительства дамбы первого яруса отсыпают самовозгорающиеся породы к центру отвала с одновременным возведением очередной дамбы по периметру вновь формируемого яруса. Это способствует увеличению фронта работ по отсыпке пород и обеспечивает более полный сбор атмосферных осадков внутри аккумулирующей емкости отвала.

Другим основным техническим направлением восстановления земельного фонда в угольной промышленности является тушение и понижение высоты бездействующих горящих отвалов с последующей рекультивацией и озеленением. Для этого: экскаватором подготавливают траншею, примыкающую одним бортом к основанию отвала, снимают потенциально плодородный слой и складировывают на границе противоположного борта траншеи. Затем гидромонитором, начиная с вершины, смывают породы и бульдозером производят их наклонное послойное перемещение от центра к периферии отвала под откос.

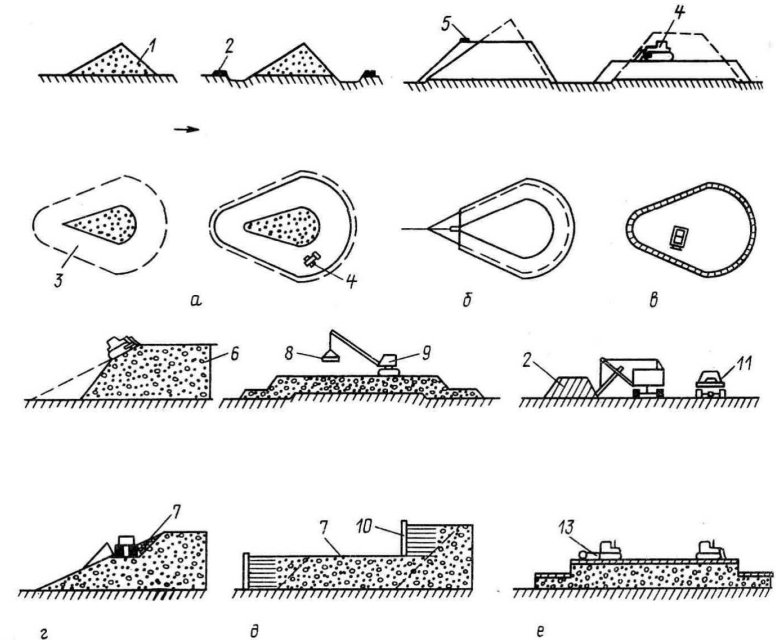
После понижения отвала до проектной высоты готовят траншею на вершине по границе первоначального контура с перемещенными породами. Траншея заполняется технической водой с переливом через борт для смачивания подстилающего первоначального контура отвала и

примыкающих пород, что способствует естественному выполаживанию откосов. После выполаживания производят рекультивацию.

Строительное направление рекультивации (рис. 57) требует осуществления целого ряда мероприятий и предложено объединить их в единую систему рекультивации шахтных отвалов, структурные схемы которых представлены на рис. 58.



**Рис. 57.** Основные направления строительного использования территорий, нарушенных шахтными отвалами: а – промышленное и жилищное строительство; б – строительство спортивных сооружений; в – рекреационное строительство; 1 – шахтные отвалы; 2 – жилые дома; 3 – промышленные здания; 4 – здания террасного типа; 5 – спортивные комплексы; 6 – парковые сооружения.



**Рис. 58.** Структурные схемы строительного-технологической системы «Рекультивация шахтных отвалов»: а – подготовка свободной площадки вокруг отвала; б – снятие вершины; в – понижение отвала и планировка породы; горы – выполаживание откосов и устройства террас; д – подготовка основания и закрепление откосов; е – нанесение и уплотнение плодородного грунта; 1 – шахтный отвал; 2 – плодородный грунт; 3 – свободная площадка вокруг отвала; 4 – бульдозер; 5 – гидромонитор; 6 – высота рекультивации; 7 – терраса; 8 – трамбовка; 9 – кран; 10 – подпорная стенка «армированный грунт»; 11 – автосамосвал; 12 – экскаватор; 13 – коток.

### 50. Рекультивация нарушенного породного массива при разработке рудных месторождений.

Изучение состояния охраны и восстановления природной среды на рудных месторождениях показало следующее: старые отвалы находятся в непригодном для рекультивации состоянии; высокое содержание токсичных веществ (сульфиты, сульфаты, различные окисы металлов и др.) не позволяют производить биологическое освоение отвала без доставки и укладки почвы и гумусного слоя; трудно, даже технически невозможно, выравнивать промежуточные площадки и бермы при высоте откосов более 100-120 м.

Есть и удачная практика рекультивации наружного породного массива. В юго-западной Австралии разработка открытым способом

бокситов, залегающих на глубине до 5 м, ведется в течение 20 лет в районе г. Перт. При добыче 14 млн. т в год боксита площадь нарушенных земель составляет 300-400 га/год. Всего за 20 лет нарушено 3,5 тыс. га, а рекультивировано 2,5 тыс. га. Разработан план рекультивации земель с целью восстановления устойчивой экосистемы леса. Требования биологического этапа рекультивации вводятся в проект разработки месторождений на всех стадиях их эксплуатации. Применявшееся до 1976 г. валовое складирование почвенно-растительного слоя и вскрышных пород больше не практикуется. Размещение насыпей, отстойников и водотоков определяется моделированием.

Биологический этап рекультивации предусматривает посадку 625 саженцев на 1 га, удобрения вносятся через 3 и 9 недель. Разработана система мониторинга после рекультивации, включающая контроль за приживаемостью деревьев и посадку новых саженцев.

Источником чрезвычайной опасности для среды являются хвостовые отвалы обогатительных фабрик.

Подвергаясь воздействиям ветра и осадков, хвостовые отвалы разрушаются и интенсивно загрязняют как почву так и атмосферу. Поэтому в решении проблем их обезвреживания первостепенное значение приобретает стабилизация отвалов, для чего применяют всевозможную растительность, нанесение крупнозернистых материалов и обработку поверхности цементирующими растворами, химическими реагентами (лигносульфонаты кальция, натрия, аммония), эластичными полимерами, катионосопряженными эмульсиями. Эластичные химические полимеры используют при защите насыпей и дамб, а кальциево-магниевые лигносульфонаты на отмельных участках в комплексе с автоматическими спринклерными системами. Предотвращение фильтрации осадков через насыпной отвалный грунт достигается путем устройства глинистых и пластиковых барьеров и обработкой оснований будущих площадок хранилищ бетонитовыми растворами. Бетонитовые растворы при взаимодействии с химическими веществами отвалов образуют цементирующий состав с высокими водупорными свойствами. Для борьбы с эрозией и для защиты почв можно применять растительные покрытия. Хорошие результаты дают высевание донника, озимой пшеницы, ржи, ячменя, сорго обыкновенного, ежи сборной, полыни.

Появляется необходимость введения законодательства, направленного на предупреждение ущерба, наносимого поверхности земли горными работами. Причем, для ведения в дальнейшем рекультивации горнодобывающие предприятия должны вносить на особый счет 2-8 цента с каждой добытой тонны минерального сырья. Средства с этого счета разрешается тратить только на рекультивацию. В Витватерсранде хвостохранилища золотых рудников и обогатительных фабрик наносят

существенный ущерб почве вследствие сбросов воды, содержащей цианиды. В Трансваале имеется более 50 хвостохранилищ, так как около 50% обогатительных фабрик используют цианиды, представляющие потенциальную опасность как для почв, так и для подземных вод. Исследования инфильтрации, направленные на оценку влияния интенсивности осадков, первоначальной влажности и объемной плотности поверхности пород на процесс фильтрации цианидов показали, что поверхностные воды могут проникать в почву на глубину до 250 м.

#### ***51. Рекультивация нарушенного породного массива пород при разработке россыпных месторождений и затраты на проведение рекультивационных работ***

Горнотехническая рекультивация земель, нарушенных при разработке россыпей, непосредственно связана с вскрышными, добычными работами и формированием внешних и внутренних отвалов. Безусловно, в различных районах разработки россыпных месторождений рекультивация имеет свою специфику и особенности. Направление и методы рекультивации обусловлены физико-географическими особенностями этих районов, перспективами хозяйственно-экономического развития, технологией разработки месторождений.

Если вскрышные породы не используются для землевания, то внешние отвалы рекультивируются самостоятельно. Для снятия плодородного слоя почвы используется технология, заключающаяся в сплошном снятии его поперечными параллельными ходами бульдозера или скрепера или веерными ходами.

Рекультивационные работы ведутся на предприятиях по нескольким направлениям: лесохозяйственное, сельскохозяйственное, водохозяйственное и строительное.

На крупном россыпном месторождении Украины отработка его связана с ежегодным нарушением больших участков ценных пахотных черноземных земель (30-40 га). Технология рекультивации базируется на использовании технологического оборудования и на совмещении отвалных и рекультивационных работ.

Рекультивация нарушенных горными работами проводится по схеме:

- а) снятие чернозема впереди фронта горных работ самоходными автоскреперами (Д-392 (15 м<sup>3</sup>) и Д-375 (9 м<sup>3</sup>), работающими совместно с толкачами на базе тракторов Т-180 и ДЭТ-250. Толщина срезаемого слоя чернозема 50-60 см. Чернозем складывается в отвалы до 10 м;
- б) переэкскавация внешних отвалов драглайнами ЭШ-10/70;
- в) разработка внешних отвалов с помощью экскаватора ЭКГ-4,6 с отгрузкой на автосамосвалы МоАз-522;

г) планировочные работы ведутся с использованием бульдозеров ДЭТ-250.

Перед нанесением плодородного слоя по спланированным площадям отсыпается слой суглинка толщиной 1,5 м (на ранее отработанных площадях).

Планировка растительного слоя осуществляется с использованием бульдозеров ДЭТ-250 и автогрейдеров ДЗ-98. Себестоимость рекультивации 1 га нарушенных земель составляет 23,4 тыс. руб.

Рекультивация нарушенных земель имеет важное природоохранное значение. Народнохозяйственная эффективность рекультивации земель включает экономические, социальные и экологические результаты, поскольку восстановление земель – одна из сторон природопользования, в результате которой осуществляется восстановление нарушенных земель.

В настоящее время имеется целый ряд методологических проработок по созданию единой системы оценки природных ресурсов, имеющих целью перевести планирование и управление природоохранной деятельностью на экономическую основу.

Нормативные затраты на рекультивацию нарушенных земель определяются целым комплексом природных, организационно-экономических и технологических особенностей. Существенную роль в этом отношении играет глубина нарушения поверхностного слоя земли.

На Камыш-Бурунском железорудном комбинате в производственных условиях были испытаны три организационные формы выполнения рекультивационных работ. Работы выполнялись в одном случае подрядной организацией (I этап), в другом – специализированным производственным участком в составе комбината с соответствующим штатом работников и необходимыми средствами производства (II этап) и в третьем – работы по рекультивации выполнялись в едином технологическом процессе с добычей полезного ископаемого (III этап). На всех этапах формирование отвалов под рекультивацию осуществлялось транспортно-отвальными мостами и автотранспортом. Затраты на рекультивацию (в руб. за 1 га) приведены в табл. 15.

Таблица 15

Этапы рекультивации	При формировании отвалов			
	транспортно-отвальными местами		автотранспортом	
	всего	к I этапу	всего	к I этапу
I	6520	100,0	2760	100,0
II	2620	40,2	2210	80,1
III	1510	23,1	950	34,4

## Литература

1. **Амусин Б.З., Фадеев А.Б.** Метод конечных элементов при решении задач горной механики. – М: Недра, 1975.
2. **Баклашов И.В., Картозия Б.А.** Механика подземных сооружений и конструкций крепей. – М: Недра, 1984.
3. **Баклашов И.В., Картозия Б.А.** Механические процессы в породных массивах. – М: Недра, 1986.
4. **Балаганский А.П., Ялымов Н.Г.** Изоляция подземных пустот на рудниках. – Фрунзе: Илим, 1972.
5. **Баранов А.О.** Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. – М: Недра, 1985.
6. **Борисов А.А.** Механика горных пород и массивов – М: Недра, 1980.
7. **Глузберг Е.И.** Теоретические основы прогноза и профилактики шахтных эндогенных пожаров. – М: Недра, 1986.
8. **Игишев В.Г.** Борьба с самовозгоранием угля в шахтах. – М: Недра, 1989.
9. **Изаксон В.Ю., Петров Е.Е., Ковлеков И.И.** Прогноз термомеханического состояния

- многолетнемерзлого массива. – Якутск, ЯНЦ СО АН СССР, 1989.
10. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. – Ленинград: ВНИМИ, 1971.
  11. **Казикаев Д.М.** Геомеханические процессы при совместной и повторной разработке руд. – М: Недра, 1981.
  12. **Малахов А.А., Пильщиков Б.И.** Вопросы рекультивации земель, нарушенных горной промышленностью. – М, 1985.
  13. **Мамбетов Ш.А.** Геоакустический контроль состояния массивов пород вблизи горных выработок. – Фрунзе: Илим, 1987.
  14. Методические указания по профилактике горных ударов с учетом геодинамики месторождения. – Ленинград, ВНИМИ, 1983.
  15. **Петухов И.М., Егоров П.В., Винокур Б.Ш.** Предотвращение горных ударов на рудниках. – М: Недра, 1984.
  16. Происхождение, профилактика и тушение эндогенных пожаров в угольных шахтах /Н.И.Линдернау и др. – М: Недра, 1977.
  17. **Рахимов В.Р.** Механические процессы в массиве горных пород при камерной системе разработки. – Ташкент, ФАН, 1980.
  18. **Тангаев И.А.** Буримость и взрываемость горных пород. – М: Недра, 1978.
  19. Тектонические напряжения в земной коре и устойчивость горных выработок. – Ленинград: Наука, 1978.
  20. **Фисенко Г.Л.** Устойчивость бортов карьеров и отвалов. – М: Недра, 1965.
  21. **Хохлов И.В.** Безопасная разработка месторождений полезных ископаемых под водоемами. – М: Недра, 1971.
  22. **Чернышев С.Н.** Движение воды по сетям трещин. – М: Недра, 1979.
  23. **Черняк И.Л.** Управление состоянием массива горных пород. – М: Недра, 1995.
  24. **Якоби О.** Практика управления горным давлением /Пер. с нем.. – М: Недра, 1987.

Подписано к печати 9.11.2001. Формат 60x84<sup>1</sup>/16.  
Офсетная печать. Объем 11,5 п.л.  
Тираж 150 экз. Заказ 208.

Издательство Кыргызско-Российского Славянского университета  
720000, Бишкек, Киевская, 44

Отпечатано в типографии КРСУ  
720000, Бишкек, Шопокова, 68

*Ш.А.Мамбетов, А.Р.Абдиев*

## ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В ПОРОДНЫХ МАССИВАХ

Учебное пособие

Редактор И.С.Волоскова  
Технический редактор Э.К.Гаврина  
Корректор О.А.Матвеева  
Компьютерная верстка Е.Г.Шевёлкина



КЫРГЫЗСКО-РОССИЙСКИЙ  
СЛАВЯНСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

*Ш.А.МАМБЕТОВ, А.Р.АБДИЕВ*

# ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В ПОРОДНЫХ МАССИВАХ

Бишкек · 2001

