



## РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ ИЗДАТЕЛЬСТВА «ГОРНАЯ КНИГА»

*Председатель  
Л.А. ПУЧКОВ*

---

*Зам. председателя  
Л.Х. ГИТИС*

---

*Члены редсовета  
А.А. БАРЯХ*

---

*А.П. ДМИТРИЕВ*

---

*В.Н. ЗАХАРОВ*

---

*Д.Р. КАПЛУНОВ*

---

*Б.А. КАРТОЗИЯ*

---

*А.В. КОРЧАК*

---

*М.В. КУРЛЕНЯ*

---

*В.Н. ОПАРИН*

---

*В.Л. ПЕТРОВ*

---

*И.Ю. РАССКАЗОВ*

---

*К.Н. ТРУБЕЦКОЙ*

---

*В.А. ЧАНТУРИЯ*

---

*В.Л. ШКУРАТНИК*

*чл.-корр. РАН*

*директор  
Издательства  
«Горная книга»*

*директор ГИ УрО РАН*

*академик РАЕН*

*директор ИПКОН РАН*

*чл.-корр. РАН*

*академик РАЕН*

*академик МАН ВШ*

*академик РАН*

*чл.-корр. РАН*

*академик МАН ВШ*

*директор ИГД ДВО РАН*

*академик РАН*

*академик РАН*

*зав. кафедрой МГТУ*

Д.М. Казикаев  
Г.В. Савич

ПРАКТИЧЕСКИЙ  
КУРС  
ГЕОМЕХАНИКИ  
ПОДЗЕМНОЙ  
И КОМБИНИРОВАННОЙ  
РАЗРАБОТКИ  
РУД

*Издание второе, стереотипное*

*Допущено Учебно-методическим  
объединением вузов Российской Федерации  
по образованию в области горного дела  
в качестве учебного пособия для студентов  
вузов, обучающихся по специальности  
«Подземная разработка месторождений  
полезных ископаемых» направления  
подготовки «Горное дело»*

**Горное  
образование**



МОСКВА  
ИЗДАТЕЛЬСТВО «ГОРНАЯ КНИГА»  
2013

УДК 622.272:622.83  
ББК 33.1  
К14

*Книга соответствует «Гигиеническим требованиям к изданиям книжным для взрослых» СанПиН 1.2.1253–03, утвержденным Главным государственным санитарным врачом России 30 марта 2003 г. (ОСТ 29.124–94). Санитарно-эпидемиологическое заключение Федеральной службы по надзору в сфере защиты прав потребителей и благополучия человека № 77.99.60.953.Д.014367.12.12*

*Экспертиза проведена Учебно-методическим объединением высших учебных заведений Российской Федерации по образованию в области горного дела (письмо № 51-16/135 от 30 июня 2011 г.)*

*Рецензенты:*

- д-р техн. наук, проф. *Г.А. Катков* (Московский государственный открытый университет);
- *М.Э. Денисов*, заместитель главного инженера ФГУП «Государственный научно-исследовательский, проектный и конструкторский институт горного дела и металлургии цветных металлов» (Гипроцветмет)

**Казикаев Д.М., Савич Г.В.**

**К14** Практический курс геомеханики подземной и комбинированной разработки руд: Учебное пособие. — 2-е изд. — М.: Издательство «Горная книга», 2013. — 224 с.: ил. (Горное образование)

ISBN 978-5-98672-342-6 (в пер.)

Рассмотрены наиболее характерные задачи геомеханики подземной и комбинированной разработки рудных месторождений. В каждой главе изложена методика решения одной или нескольких однотипных задач, а также содержится информация об их месте и значимости в общем процессе освоения рудного месторождения.

*Д.М. Казикаев* — д-р техн. наук, профессор кафедры «Технология подземной разработки рудных и нерудных месторождений» Московского государственного горного университета, *Г.В. Савич* — старший преподаватель этой же кафедры.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» направления подготовки «Горное дело».

ISBN 978-5-98672-342-6

УДК 622.272:622.83  
ББК 33.1



© Д.М. Казикаев, Г.В. Савич, 2013  
© Издательство «Горная книга», 2013  
© Дизайн книги. Издательство  
«Горная книга», 2013

## ПРЕДИСЛОВИЕ

В настоящем учебном пособии изложено решение отдельных, наиболее часто встречающихся практических задач по геомеханике подземной и комбинированной разработки рудных месторождений.

При изложении материала авторы руководствовались структурой и содержанием дисциплины, утвержденных в учебном плане и рабочих программах и отраженных в учебнике [1].

Разумеется, в рамках учебного пособия невозможно охватить все многообразие геомеханических задач, возникающих при подземной и комбинированной разработке. Это невозможно, да в этом и нет необходимости.

Здесь приводятся методики и анализ результатов решения наиболее характерных задач, указывается их место в технологических процессах, акцентируется внимание на правильности интерпретации полученных результатов.

Обращается также внимание на необходимость критического отношения к исходным данным, анализу их надежности и происхождения.

Особое место в книге отведено выбору методов исследований и решения задач.

Показано, что геомеханические задачи могут решаться различными методами, выбор которых зависит от цели, с которой выполняется эта работа, от степени научной изученности процесса, отражением которого является решаемая задача, от профессиональной подготовленности исполнителя, наличия технических средств выполнения работы и т.д.

Для того чтобы продемонстрировать вышеизложенное, авторы учебного пособия для решения выбранного набора задач использовали различные методы, начиная от простейших до более сложных, включая геомеханическое компьютерное моделирование.

Такой подход способствует формированию у обучающихся представления о сущности методов решения задач прикладной

горной геомеханики, а также может помочь им при выборе их в соответствии с вышеуказанными целями.

Значительная часть задач, представленных в настоящем учебном пособии, прошла апробацию при выполнении практических заданий студентами горных вузов. Некоторые из этих задач включены в «Методические указания к практическим занятиям по геомеханике» [14], составленным и изданным авторами в 2000 г.

Методики решения некоторых задач, включенных в настоящую книгу, использованы студентами в качестве специальной части дипломных проектов применительно к условиям различных конкретных рудных месторождений.

Часть работ (отмечено в тексте) выполнялась совместно с аспирантами М.Ю. Хобтой, А.А. Девятенем, Й. Рахимовым и включена ими в свои кандидатские диссертации.

Материалы отдельных разделов (13.2, 14, 20) подготовлены на основании результатов совместных исследований с С.Н. Журиным и С.В. Сергеевым и также отражены в их докторских диссертациях.

## ВВЕДЕНИЕ

Геомеханика — наука сложная, комплексная. Здесь используются и сочетаются методы механики твердого тела, жидкости и газа, с одной стороны, и методы наук горно-геологического цикла — с другой.

Особенностью деформационно-прочностных характеристик горных пород является связь и зависимость их от истории формирования и развития массивов в земной коре.

В связи с этим заметим, например, что никому не придет в голову поинтересоваться историей развития химии вообще и химии полимеров в частности в связи с изучением технологических и потребительских качеств определенных пластмасс.

То же самое можно сказать и о других направлениях человеческой деятельности. И их большинство.

Однако есть такие (их немного), где свойства изучаемого объекта являются прямым следствием его истории. Прежде всего это относится к массивам горных пород как участков земной коры, история становления и формирование которой наполнена многочисленными динамическими, термическими, физико-химическими событиями, каждое из которых оставляло след в этих породах. Причем он отличался от таковых в различных точках массивов пород.

В результате сформировались массивы горных пород, которые характеризуются присущим им естественным напряженным состоянием, структурной и литологической неоднородностью, анизотропией свойств и т.п.

Имея такой объект исследований, при решении геомеханических задач нельзя не учитывать историю его «жизни».

Между тем геомеханике, как и любой науке, присуще стремление к обобщению свойств и состояния различных массивов пород и на этой основе — к разработке также обобщенных закономерностей их напряженно-деформированного состояния, условий прочности.

Такая тенденция характерна практически для всех естественных наук, ибо является необходимым условием их развития, дает возможность разрабатывать расчетные методы решения практических задач, способствует прогнозированию изучаемых процессов.

Следует вместе с тем подчеркнуть, что земная кора и ее участки в пределах шахтных полей предстают как неповторимые, т.е. единственные в своем роде массивы твердого тела.

Это обстоятельство требует от исследователей и специалистов полного изучения состояния и свойств массивов пород на каждом конкретном объекте (руднике, карьере и др.). Проанализировав полученную информацию и сопоставив ее с существующими гипотезами интересующих процессов, можно сформировать ее геомеханическую модель, адекватно отражающую конкретные условия.

### **1.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ**

Естественным называют напряженное состояние массива горных пород, возникшее в нем под воздействием совокупности внутренних и внешних факторов в земной коре с начала ее формирования и на протяжении всего геологического времени развития.

В числе указанных факторов в данном случае не рассматриваются антропогенные.

Естественное напряженное состояние является, таким образом, интегральным результатом всей совокупности силовых воздействий на массив горных пород, а его качественные и количественные показатели характеризуют начальное поле напряжений при решении задач горной геомеханики.

Наиболее значимыми с точки зрения горной геомеханики силовыми факторами, сформировавшими естественные поля напряжений, являются *гравитационные, гидростатические и тектонические усилия*.

#### **1.1.1. Гравитационные напряжения**

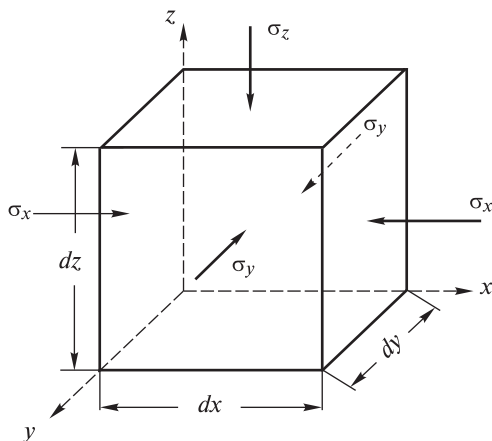
*Гравитационные* напряжения обусловлены гравитационным силовым полем, векторы которого направлены по отвесной линии к центру Земли.

Для количественной оценки параметров гравитационного поля в массиве горных пород используют гипотезу проф. А.Н. Динника или проф. А. Гейма.

Согласно первой вертикальные напряжения в точке массива  $\sigma_z$  пропорциональны ее глубине от земной поверхности  $H$  (рис. 1.1):

$$\sigma_z = \gamma H, \text{ т/м}^2, \quad (1.1)$$

где  $\gamma$  — средняя плотность толщи пород над точкой,  $\text{т/м}^3$ .



**Рис. 1.1.** Элементарный кубик в поле гравитационных напряжений

Горизонтальные составляющие гравитационных напряжений  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  равны соответственно

$$\sigma_x = \xi_x \sigma_z = \xi_x \gamma H; \quad \sigma_y = \xi_y \sigma_z = \xi_y \gamma H, \quad (1.2)$$

где  $\xi_x$  и  $\xi_y$  — коэффициенты бокового отпора пород в направлениях осей  $x$  и  $y$  соответственно.

Значения указанных коэффициентов можно вычислить по формулам:

$$\left. \begin{aligned} \xi_x &= \frac{\mu_x}{1 - \mu_x}; \\ \xi_y &= \frac{\mu_y}{1 - \mu_y}; \end{aligned} \right\} \quad (1.3)$$

где  $\mu_x$  и  $\mu_y$  — коэффициенты поперечных деформаций (Пуассона) вдоль направлений  $x$  и  $y$  соответственно.

Во многих случаях при решении геомеханических задач от правным является допущение  $\xi_x = \xi_y = \xi$ . Тогда согласно (1.2)

$$\sigma_x = \sigma_y = \xi \sigma_z.$$

На практике при анализе напряжений в точке принимают, что  $\mu_x = \mu_y$  и соответственно  $\xi_x = \xi_y$ .

Однако если рассматривается напряженное состояние литологически сложного участка пород (например слоистого), то при расчетах принимают соответствующие им значения  $\mu$  и  $\xi$ .

Согласно гипотезе А. Гейма, гравитационные напряжения в массивах горных пород распределены по гидростатическому закону:

$$\sigma_z = \sigma_x = \sigma_y, \quad (1.4)$$

где величину  $\sigma_z$  можно вычислить по приведенной выше зависимости (1.1).

В практической геомеханике гипотеза А.Н. Динника используется для анализа напряжений в скальных и полускальных массивах пород, деформации которых можно считать упругими, а гипотеза А. Гейма — в породах, где деформации отличаются от упругих.

Следует заметить, что само по себе гравитационное силовое поле в пространстве, соизмеримом с размерами шахтного поля, по природе своей довольно однородно.

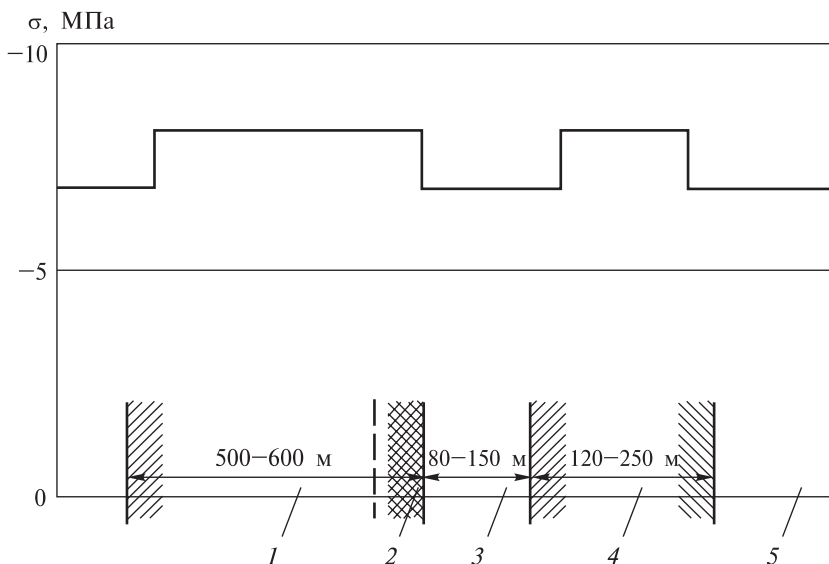
Однако выполненные нами, а также другими исследователями непосредственные измерения напряженного состояния массивов пород показывают, что вертикальная составляющая гравитационного поля значительно изменяется в пределах рудника.

На рис. 1.2 приведено распределение усредненных измеренных значений вертикальных напряжений на участке шахтного поля рудника им. Губкина, разрабатывающего Коробковское месторождение железистых кварцитов КМА, приуроченное к крутопадающему крылу антиклинальной складки.

Из эпюры видно, что вертикальные гравитационные напряжения по горизонтальной площади залежи распределены неравномерно. Величины их на глубине 370 м в пределах массива железистых кварцитов составляют в среднем 7–8 МПа, в массиве окремненных сланцев — 2,9 МПа и в приконтактных зонах — 5,2 МПа.

Таким образом, давление от массы вышележащих пород перераспределяется пропорционально жесткости массивов.

Причем, как видно из приведенных данных, разница в величинах напряжений довольно значима и не учитывать ее при расчетах было бы ошибочным.



**Рис. 1.2.** Распределение эпюр вертикальных напряжений  $\sigma$  в массиве:  
1 и 4 — железистые кварциты; 2 — приконтактная зона; 3 и 5 — сланцы

### 1.1.2. Гидрогеомеханические напряжения

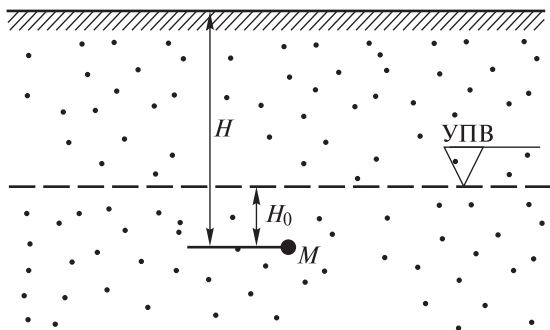
Выделение этой составляющей естественных напряжений вызвано необходимостью учета гидростатических усилий при оценке напряженного состояния массива, обусловленных воздействием свободной (гравитационной) или поровой жидкости в горных породах.

Вследствие отмеченного выше, в массиве возникают напряжения, обусловленные массой столба жидкости, взвешивающим эффектом жидкости и поровым давлением.

Исходя из этого, целесообразно с помощью расчетов определять напряженное состояние массива пород, вызванное совместным гравитационным и гидростатическим воздействием  $\sigma^{\Gamma}$ . Тогда полное вертикальное напряжение, обусловленное отмеченными факторами, находится по зависимости (рис. 1.3)

$$\sigma_z^{\Gamma} = \sigma_3 + \sigma_H, \quad (1.5)$$

где  $\sigma_3$  — исходное эффективное напряжение, численно равное реакции скелета пород на горизонтальной площадке, МПа;



**Рис. 1.3.** Схема к расчету напряжений в однородном водоносном массиве

$\sigma_n$  — исходное нейтральное давление жидкости, под которым в общем случае понимается как гидростатическое давление на рассматриваемой площадке, так и внутрипоровое, МПа.

Эффективное напряжение может быть определено по выражению

$$\sigma_z = \gamma_w H_0 + \gamma(H - H_0), \quad (1.6)$$

где  $\gamma_w$  — средняя плотность пород над точкой, находящейся ниже начального уровня подземных вод  $H_0$ ;  $H$  — общая глубина расположения точки;  $\gamma$  — средняя плотность пород выше уровня подземных вод;

$$\gamma_w = (\Delta - \gamma_b)(1 - n), \quad (1.7)$$

где  $\Delta$  — удельная масса пород;  $\gamma_b$  — плотность жидкости;  $n$  — пористость пород.

Нейтральное давление жидкости

$$\sigma_n = \gamma_b H_0. \quad (1.8)$$

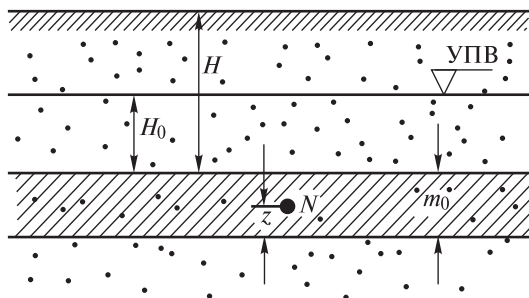
Таким образом, вертикальная составляющая суммарных гравитационного и гидростатического полей напряжений

$$\sigma_z^{\Gamma\Gamma} = \gamma H + [(\Delta - 1)(1 - n) + \gamma_b - \gamma] H. \quad (1.9)$$

Полагая, что  $\sigma_z^{\Gamma\Gamma} = \sigma_y^{\Gamma\Gamma}$ , получим

$$\sigma_x^{\Gamma\Gamma} = \sigma_y^{\Gamma\Gamma} = \xi \sigma_z^{\Gamma\Gamma}. \quad (1.10)$$

В слоистом массиве пород, включающем в себя и водоносный и водоупорный пласты, рассуждая аналогичным предыдущему



**Рис. 1.4.** Схема к расчету начальных напряжений в слоистом массиве

образом, получаем вертикальную составляющую  $\sigma_z^{\text{гг}}$  в точке  $N$  (рис. 1.4) в виде

$$\sigma_z^{\text{гг}} = \gamma_0(m_0 - z) + \gamma H - \gamma_{\text{в}}(m_0 - z) \left( \frac{H_0}{m_0} - 1 \right) + \gamma_{\text{в}}, \quad (1.11)$$

где  $\gamma_0$  — плотность пород водоупорного пласта;  $m_0$  — мощность водоупорного пласта;  $H_0$  — гидростатическое давление в кровле водоупорного пласта;  $z$  — расстояние от точки  $N$  до напорного водоносного пласта;  $\gamma$  — средняя плотность пород выше кровли водоупорного пласта;  $\gamma_{\text{в}}$  — плотность жидкости.

Две другие составляющие при условии, что  $\sigma_z^{\text{гг}} = \sigma_y^{\text{гг}} = \xi \sigma_z^{\text{гг}}$ , получаем в виде

$$\sigma_x^{\text{гг}} = \sigma_y^{\text{гг}} = \xi [\gamma_0(m_0 - z) + \gamma H - \gamma_{\text{в}}(m_0 - z) \left( \frac{H_0}{m_0} - 1 \right) + \gamma_{\text{в}} H_0], \quad (1.12)$$

где  $\xi$  — коэффициент бокового отпора породы, в которой расположена точка  $N$ .

### 1.1.3. Тектоническая составляющая

*Тектоническую составляющую* с достаточной для горно-инженерных расчетов точностью аналитическими методами получить пока не удалось. Причина тому — природа тектонических напряжений, являющихся следствием силового взаимодействия движущихся глыб (плит) земной коры.

Поэтому единственным доступным сейчас методом для определения параметров тектонических напряжений является непосредственное их измерение.

Таким образом, располагая данными о параметрах естественного (интегрального) поля напряжений, полученными путем непосредственных измерений, можно оценить тектонические напряжения, например, по следующей схеме.

Для того чтобы более четко проследить логику рассуждений, упростим для начала задачу, предположив, что направления составляющих действующих напряжений совпадают с направлениями главных нормальных напряжений.

Тогда можно записать:

$$\sigma_i^T = \sigma_i^0 - \sigma_i^r - \sigma_i^{rc} \quad \text{или} \quad \sigma_i^T = \sigma_i^0 - \sigma_i^{rr}, \quad (1.13)$$

где  $\sigma_i^0$ ,  $\sigma_i^r$ ,  $\sigma_i^{rc}$ ,  $\sigma_i^{rr}$  и  $\sigma_i^T$  — нормальные составляющие естественного (измеренного), гравитационного, гидростатического, совместного гравитационно-гидростатического, тектонического полей напряжений вдоль оси  $i$  в рассматриваемой точке массива пород соответственно.

Обычно при измерениях оси координат направляют вертикально и горизонтально, в результате чего они совпадают с главными осями гравитационного и гидростатического напряжений.

Измерения показали, что в большинстве случаев главные оси тектонических напряжений также имеют направления, близкие к вертикальным и горизонтальным.

#### 1.1.4. Интегральное поле напряжений в нетронутом массиве

Главные напряжения естественного поля можно записать в виде

$$\left. \begin{aligned} \sigma_3 &= \sigma_3^r + \sigma_3^{rc} + \sigma_3^T; \\ \sigma_2 &= \sigma_2^r + \sigma_2^{rc} + \sigma_2^T; \\ \sigma_1 &= \sigma_1^r + \sigma_1^{rc} + \sigma_1^T. \end{aligned} \right\} \quad (1.14)$$

Тогда уравнения (1.14) с учетом зависимостей (1.8) и (1.9) будут иметь следующий вид:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_3^0 &= \bar{\sigma}_3^T + (\gamma + \nabla \sigma_3^T)H + H_0(\gamma_w - \gamma + \gamma_B); \\ \sigma_2^0 &= \bar{\sigma}_2^T + (\xi\gamma + \nabla \sigma_2^T)H + \xi_w H_0(\gamma_w - \gamma + \gamma_B); \\ \sigma_1^0 &= \bar{\sigma}_1^T + (\xi\gamma + \nabla \sigma_1^T)H + \xi_w H_0(\gamma_w - \gamma + \gamma_B), \end{aligned} \right\} \quad (1.15)$$

где  $\bar{\sigma}_1^T$ ,  $\bar{\sigma}_2^T$ ,  $\bar{\sigma}_3^T$  — главные тектонические напряжения на некотором «базовом» горизонте;  $\nabla\sigma_1^T$ ,  $\nabla\sigma_2^T$ ,  $\nabla\sigma_3^T$  — градиенты главных тектонических напряжений при изменении глубины;  $\xi$ ,  $\xi_w$  — коэффициенты бокового отпора необводненных и обводненных пород соответственно.

Для слоистого обводненного массива также можно по аналогии с (1.15) записать уравнение (1.14) с учетом зависимостей (1.11) и (1.12).

В массивах скальных необводненных пород, когда гидростатические усилия отсутствуют, уравнения (1.15) принимают вид

$$\left. \begin{aligned} \sigma_3 &= \bar{\sigma}_3^T + (\gamma + \nabla\sigma_3^T)H; \\ \sigma_2 &= \bar{\sigma}_3^T + (\xi\gamma + \nabla\sigma_3^T)H; \\ \sigma_1 &= \bar{\sigma}_3^T + (\xi\gamma + \nabla\sigma_3^T)H. \end{aligned} \right\} \quad (1.16)$$

При использовании уравнений (1.15) и (1.16) следует помнить о специфике тектонических полей напряжений, выражающейся в отсутствии линейной связи между компонентами (главными напряжениями) тектонических напряжений, между градиентами нормальных напряжений  $\nabla\sigma_i^T$  и в отсутствии единой закономерности изменений  $\sigma_i^T = f(H)$  для всех трех компонент.

Например, наши исследования тектонических напряжений в скальных породах в бассейне Курской магнитной аномалии показали, что градиенты изменения компонент нормальных напряжений с глубиной составляют:

$$\left. \begin{aligned} \nabla\sigma_3^T &\text{ соответствует } \nabla\sigma_3^T; \\ \nabla\sigma_2^T &= 2,2\nabla\sigma_2^T, \quad \nabla\sigma_1^T = 1,6\nabla\sigma_1^T. \end{aligned} \right\} \quad (1.17)$$

Приведенные зависимости получены в предположении, что направления составляющих действующих напряжений совпадают с направлениями главных нормальных напряжений.

Однако в действительности это условие не выполняется, так как направление векторов, составляющих начальное поле напряжений, может существенно отличаться (рис. 1.5).

Величину и направление действия суммарного вектора напряжений для плоской задачи можно найти следующим образом:

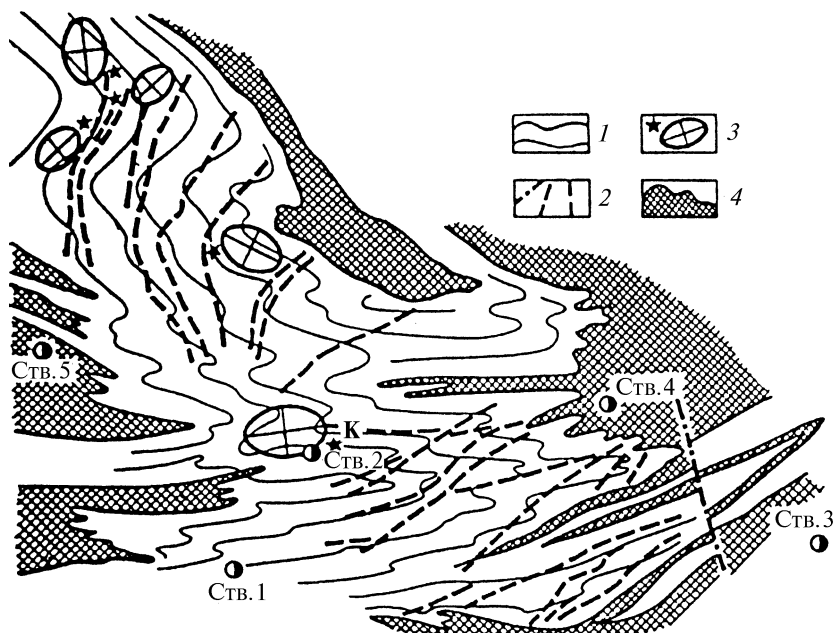


Рис. 1.5. Коробковское месторождение КМА:

1 — напластование пород; 2 — разрывные нарушения; 3 — точки измерения напряжений и ориентировка эллипсоида; 4 — контакты кварцитов со сланцами

$$\sigma^2 = (\sigma_{\Gamma} \cos \alpha_{\Gamma} + \sigma_{\Gamma} \cos \alpha_{\Gamma} + \sigma_{\Gamma c} \cos \alpha_{\Gamma c})^2 +$$

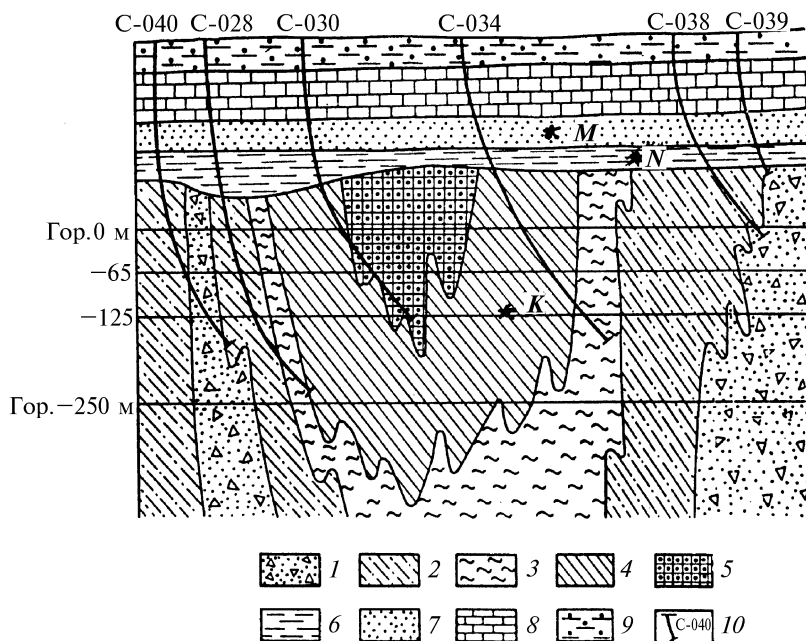
$$+ (\sigma_{\Gamma} \sin \alpha_{\Gamma} + \sigma_{\Gamma} \sin \alpha_{\Gamma} + \sigma_{\Gamma c} \sin \alpha_{\Gamma c})^2, \quad (1.18)$$

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{\sigma_{\Gamma} \sin \alpha_{\Gamma} + \sigma_{\Gamma} \sin \alpha_{\Gamma} + \sigma_{\Gamma c} \sin \alpha_{\Gamma c}}{\sigma_{\Gamma} \cos \alpha_{\Gamma} + \sigma_{\Gamma} \cos \alpha_{\Gamma} + \sigma_{\Gamma c} \cos \alpha_{\Gamma c}}, \quad (1.19)$$

где  $\sigma_{\Gamma}, \sigma_{\Gamma}, \sigma_{\Gamma c}$  — соответственно модули векторов гравитационного, тектонического и гидростатического напряжений, МПа;  $\alpha_{\Gamma}, \alpha_{\Gamma}, \alpha_{\Gamma c}$  — соответственно углы между горизонтальной осью и направлением действия векторов  $\sigma_{\Gamma}, \sigma_{\Gamma}$  и  $\sigma_{\Gamma c}$ , градус.

## 1.2. ПРИМЕР РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

Для примера решения задачи выбраны условия, аналогичные массиву пород железорудного Коробковского месторождения (КМА). Предположим, что интересующая нас точка  $K$  расположена рядом с шахтным стволом 2 (помечена звездочкой) в



**Рис. 1.6.** Геологический разрез Коробковского месторождения:

1 — слаборудные и безрудные кварциты; 2 — силикатно-магнетитовые, магнетитовые кварциты; 3 — сланцы; 4 — железно-слюдково-магнетитовые кварциты; 5 — карбонат-магнетитовые, магнетитовые кварциты; 6 — юрские глины; 7 — сенноман-альбский песок; 8 — мел; 9 — суглинки; 10 — разведочная скважина

срединой части массива железистых кварцитов (см. рис. 1.5), а точка *M* — в пласте сенноман-альбских песков (рис. 1.6).

Задача формулируется следующим образом: определить параметры естественного напряженного состояния массива пород в точках *M*, *N* и *K*.

### 1.2.1. Определение гравитационных напряжений в слоистой необводненной среде (т. *M*)

Исходные данные для решения задачи приведены в табл. 1.1.

В слоистой среде вертикальные напряжения формируются под воздействием массы налегающих пород (см. рис. 1.6):

$$\sigma_z = \gamma H, \quad (1.20)$$

где  $\gamma$  — плотность пород, т/м<sup>3</sup>;  $H$  — мощность слоя, м.

Таблица 1.1

| Породы осадочной толщи | Гидростатический напор $H_0$ , м | Плотность $\gamma$ , т/м <sup>3</sup> | Плотность минерального скелета $\Delta$ , т/м <sup>3</sup> | Коэффициент Пуассона $\mu$ , доли ед. | Пористость $n$ , % | Мощность слоя $H_i$ , м |
|------------------------|----------------------------------|---------------------------------------|------------------------------------------------------------|---------------------------------------|--------------------|-------------------------|
| Суглинок               | –                                | 2,70                                  | 2,40                                                       | 0,32                                  | –                  | 40                      |
| Мел                    | –                                | 2,68                                  | 1,50                                                       | 0,30                                  | 5                  | 68                      |
| Песок сеноман-альбский | –                                | 2,68                                  | 2,48                                                       | 0,20                                  | 20                 | 45                      |
| Глина юрская           | 40                               | 2,70                                  | 2,30                                                       | 0,40                                  | 6                  | 30                      |
| Железистые кварциты    | –                                | 3,20                                  | 2,90                                                       | 0,15                                  | 5                  | 220                     |

Нагрузка создается массой каждого слоя:

$$\sigma_z = \gamma_1 H_1 + \gamma_2 H_2 + \dots + \gamma_n H_n. \quad (1.21)$$

В нашем случае  $H_1$  — мощность суглинков;  $H_2$  — мощность мелов;  $H_3$  — половина мощности песков.

Следовательно,  $\sigma_z = 2,7 \cdot 40 + 2,68 \cdot 68 + 0,5 \cdot 2,65 \cdot 45 = 3,5$  МПа.

Горизонтальные составляющие  $\sigma_z$  и  $\sigma_y$  вычисляем по формулам (1.2) и (1.3), при этом полагаем, что  $\sigma_x = \sigma_y = \xi \sigma_z$ .

Коэффициент бокового отпора рассматриваемого слоя песков

$$\xi_3 = \frac{\mu_3}{1 - \mu_3} = \frac{0,2}{1 - 0,2} = 0,25.$$

Следовательно,

$$\sigma_{x3} = \sigma_{y3} = \xi_3 \sigma_z = 0,25 \cdot 3,5 = 0,875 \text{ МПа.}$$

### 1.2.2. Определение гидрогеомеханических напряжений в слоистой обводненной среде (т. N)

Исходные данные приведены в табл. 1.1.

В слоистой обводненной среде (см. рис. 1.4 и 1.6) напряжения в точке N вычисляют по формулам (1.11) и (1.12).

Вертикальные напряжения

$$\sigma_z^{\Gamma} = 2,70 \cdot (30 - 15) + 2,68 \cdot 168 - \\ - 1 \cdot (30 - 15) \cdot \left( \frac{40}{15} - 1 \right) + 1 \cdot 40 = 5,58 \text{ МПа.}$$

В данном расчете используется величина  $\gamma$  — средняя плотность пород, расположенных выше кровли водоупорного пласта. В нашем случае эта величина определяется как средневзвешенная по мощности вышележащих пластов:

$$\gamma_{\text{ср}} = \frac{\gamma_1 H_1 + \gamma_2 H_2 + \gamma_3 H_3}{H_1 + H_2 + H_3} = \\ = \frac{2,7 \cdot 40 + 2,68 \cdot 68 + 2,68 \cdot 45}{40 + 68 + 45} = 2,68 \text{ т/м}^3.$$

Горизонтальные составляющие вычислены в предположении, что  $\sigma_x^{\Gamma} = \sigma_y^{\Gamma} = \xi \sigma_z^{\Gamma}$ :

$$\sigma_x^{\Gamma} = \sigma_y^{\Gamma} = 0,67 \cdot 5,58 = 3,7 \text{ МПа,}$$

$$\text{где } \xi = \frac{\mu}{1 - \mu} = \frac{0,40}{1 - 0,40} = 0,67.$$

### 1.2.3. Определение естественных напряжений в массиве железистых кварцитов (т. К)

Поскольку массив кварцитов является относительным водоупором, в точке *К* действует интегральная составляющая гравитационных и тектонических напряжений.

Как следует из отмеченного в разделе 1.1.4 положения, наиболее достоверным источником информации о значениях действующих в массивах скальных пород напряжений в настоящее время являются непосредственные измерения их.

Вблизи указанной точки *К* на гор. –125 м в конце 70-х годов прошлого столетия под руководством и при непосредственном участии Д.М. Казикаева сотрудниками отдела геомеханики

ВИОГЕМа были выполнены измерения действующих естественных напряжений методом полной разгрузки.

Результаты измерений показали, что в этой точке главные нормальные напряжения естественного поля имеют следующие значения: субгоризонтальная составляющая широтного направления —  $\sigma_1 = 5,2$  МПа; субгоризонтальная составляющая меридионального направления —  $\sigma_2 = 23,8$  МПа; субвертикальная составляющая —  $\sigma_3 = 12,8$  МПа.

В то же время вертикальные гравитационные составляющие напряжений в т. *K*

$$\sigma_z = \gamma_1 H_1 + \gamma_2 H_2 + \gamma_3 H_3 + \gamma_4 H_4 + \gamma_5 H_5,$$

где первая составляющая обусловлена нагрузкой пласта суглинков; вторая — нагрузкой пласта мелов; третья — нагрузкой пласта песков; четвертая — нагрузкой пласта юрских глин; пятая — нагрузкой массива железистых кварцитов высотой от кровли палеозоя до точки *K*.

Следовательно,

$$\begin{aligned} \sigma_z &= 2,7 \cdot 40 + 2,68 \cdot 68 + 2,68 \cdot 45 + \\ &+ 2,70 \cdot 30 + 3,10 \cdot 200 = 12,0 \text{ МПа.} \end{aligned}$$

Горизонтальные гравитационные составляющие в т. *K*

$$\sigma_x = \sigma_y = \xi \sigma_z = 0,18 \cdot 12,0 = 2,16 \text{ МПа;}$$

$$\text{здесь } \xi = \frac{\mu}{1 - \mu} = \frac{0,15}{1 - 0,15} = 0,18.$$

Таким образом, субвертикальная составляющая расчетная, равная 12,0 МПа, отличается от измеренной (12,8 МПа) на 6,7% и может быть принята по расчету ( $\sigma_z = 12,0$  МПа).

Горизонтальные составляющие тектонического поля напряжений:

$$\sigma_{T1} = \sigma_1 - \sigma_x = 5,2 - 2,16 = 3,04 \text{ МПа;}$$

$$\sigma_{T2} = \sigma_2 - \sigma_y = 23,8 - 2,16 = 21,64 \text{ МПа.}$$

## **Варианты практических заданий**

| Порода                         | Плотность<br>$\gamma$ , т/м <sup>3</sup> | Мощность<br>$m$ , м | Коэффициент Пуассона $\mu$ | № варианта | № пород    |
|--------------------------------|------------------------------------------|---------------------|----------------------------|------------|------------|
| 1. Известняк                   | 2,7                                      | 26                  | 0,20                       | 1          | 9-2-6-16   |
| 2. Известняк                   | 2,2                                      | 19                  | 0,19                       | 2          | 2-7-5-12   |
| 3. Известняк                   | 1,7                                      | 25                  | 0,22                       | 3          | 5-1-14-16  |
| 4. Аргиллит                    | 2,1                                      | 20                  | 0,30                       | 4          | 4-8-11-13  |
| 5. Мергель                     | 2,3                                      | 42                  | 0,25                       | 5          | 1-4-9-15   |
| 6. Песчаник                    | 2,6                                      | 18                  | 0,20                       | 6          | 10-3-12-16 |
| 7. Песчаник кварцитовый        | 2,7                                      | 22                  | 0,09                       | 7          | 4-5-10-12  |
| 8. Сланец кварцево-серицитовый | 2,5                                      | 51                  | 0,16                       | 8          | 2-11-6-13  |
| 9. Сланец мягкий               | 1,8                                      | 21                  | 0,14                       | 9          | 3-9-4-14   |
| 10. Сланец полосчатый          | 1,6                                      | 27                  | 0,20                       | 10         | 5-8-11-14  |
| 11. Мрамор                     | 2,7                                      | 30                  | 0,40                       | 11         | 7-3-9-15   |
| 12. Кварцит                    | 2,6                                      | 40                  | 0,15                       | 12         | 9-1-7-13   |
| 13. Кварцит                    | 2,8                                      | 35                  | 0,009                      | 13         | 6-5-10-12  |
| 14. Гранит                     | 2,6                                      | 55                  | 0,30                       | 14         | 8-2-4-12   |
| 15. Гранит                     | 2,7                                      | 46                  | 0,10                       | 15         | 5-6-10-16  |
| 16. Порфир                     | 2,8                                      | 23                  | 0,09                       | 16         | 7-11-12-14 |
|                                |                                          |                     |                            | 17         | 5-2-8-12   |
|                                |                                          |                     |                            | 18         | 1-8-4-15   |
|                                |                                          |                     |                            | 19         | 4-5-11-14  |
|                                |                                          |                     |                            | 20         | 2-7-10-13  |
|                                |                                          |                     |                            | 21         | 3-8-13-16  |
|                                |                                          |                     |                            | 22         | 6-9-11-15  |

# 2

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ МЕЖДУКАМЕРНЫХ ЦЕЛИКОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ РУДНЫХ ТЕЛ ГОРИЗОНТАЛЬНОГО И СЛАБОНАКЛОННОГО ЗАЛЕГАНИЯ

### 2.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

При камерных системах разработки (этажно-камерная, камерно-столбовая и др.) в процессе проведения очистных работ формируются рудные целики различного назначения: междуканерные, межпанельные, потолочные и пр. Общее назначение их — создание подземной пространственной конструкции, обеспечивающей сохранение системы очистных пространств. Целики представляют собой несущие элементы указанной пространственной конструкции и, следовательно, должны отвечать определенным прочностным требованиям.

Наиболее ответственными в указанной системе являются междуканерные целики.

При этажно-камерной системе разработки междуканерные целики имеют форму параллелепипедов и известны под названием *ленточные*. При эксплуатации важен наименьший их размер, называемый *шириной*, которая и определяется расчетом.

При камерно-столбовой системе разработки междуканерные целики имеют форму прямоугольного или круглого поперечного сечения и называются *столбчатыми*. Размеры поперечного сечения такого целика определяются расчетами.

При выборе мест расположения, ориентировки осей междуканерных целиков в пространстве и методов расчета их размеров прежде всего учитывают условия залегания рудной залежи, особенно угол наклона ее к горизонту.

По этому признаку с точки зрения решения рассматриваемой задачи выделяют методы расчета междуканерных целиков для

условий рудных тел *горизонтального* и *пологого залегания* и для *наклонного залегания* и *крутопадающих*.

В настоящем разделе рассматриваются условия первой группы залежей.

## **2.2. ФОРМИРОВАНИЕ НАГРУЗКИ НА ЦЕЛИКИ**

### **2.2.1. Нагрузки в условиях полной подработки**

При решении задачи исходим из предположения, что участок массива горных пород находится в гравитационном силовом поле.

При расчете размеров опорных межукамерных целиков важное значение имеет правильное определение нагрузки на них.

В зависимости от горно-геологических условий нагрузка на опорные целики формируется по-разному. Принципиальное значение имеет соотношение проекции залежи на горизонтальную плоскость  $L$  и глубины разработки  $H$ . Статистически установлено, что при  $L/H \geq 1$  на опорные целики формируется нагрузка от полной массы налегающих пород до земной поверхности. В этом случае при отработке горизонтальных и пологозалегающих месторождений согласно гипотезе Турнера–Шевякова<sup>1</sup> должно соблюдаться условие прочности:

$$SH\gamma_m + S_{\text{ц}}h\gamma_{\text{ц}} \leq S_{\text{к}}\sigma_{\text{сж}}, \quad (2.1)$$

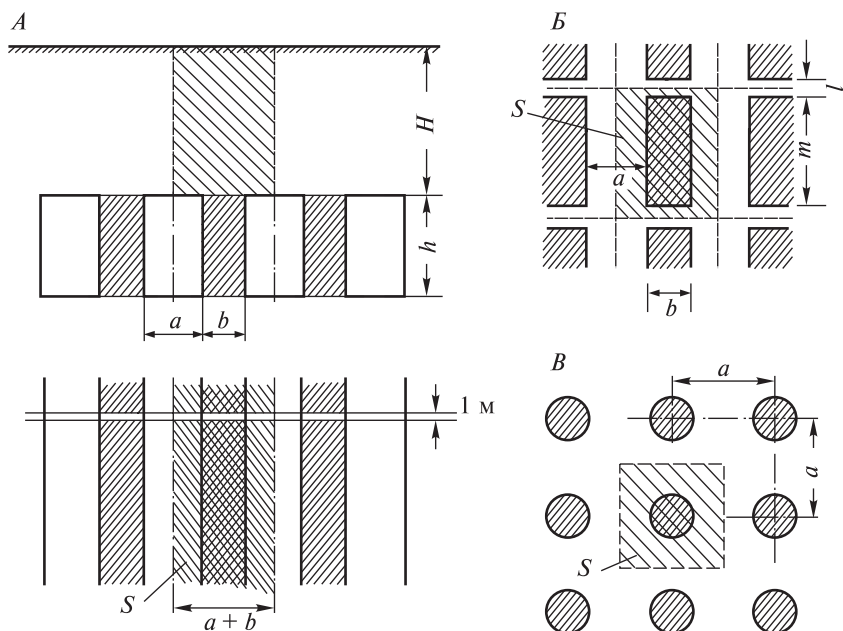
где  $S$  — площадь выработанного пространства, приходящаяся на один целик, м<sup>2</sup>;  $H$  — глубина от земной поверхности до кровли камеры, м;  $\gamma_m$  — плотность (средняя) пород вышележащего массива, т/м<sup>3</sup>;  $S_{\text{ц}}$  — площадь горизонтального сечения опорного целика, м<sup>2</sup>;  $\gamma_{\text{ц}}$  — плотность пород целика, т/м<sup>3</sup>;  $\sigma_{\text{сж}}$  — предел прочности пород целика при сжатии, т/м<sup>2</sup>.

Для ленточных целиков шириной  $b$  нагрузку  $P$ , приходящуюся на 1 м длины целика (т.е. для плоской задачи), определяют по формуле (рис. 2.1, А)

$$P = \gamma_1 H_1 (a + b) \cdot 1. \quad (2.2)$$

---

<sup>1</sup> Метод определения нагрузок на целики из условия давления полного столба вышележащих пород был предложен в 1841 г. А. Турнером и усовершенствован в 1941 г. акад. Л.Д. Шевяковым.



**Рис. 2.1.** Расчетные схемы для определения размеров опорных междукammerных целиков:

*A* — ленточных «бесконечной» длины; *B* — ленточных конечной длины;  
*B* — столбчатых

Отсюда действующие в целиках вертикальные напряжения составляют

$$\sigma = \frac{P}{b \cdot 1} = \frac{\gamma_m H(a+b)}{b}. \quad (2.3)$$

В случае применения столбчатых целиков нагрузку  $P$ , приходящуюся на один целик, определяют как давление массы вышележащих пород на площади  $S$  (рис. 2.1, *B*):

$$P = \gamma_m H S. \quad (2.4)$$

Следовательно, действующие в целике вертикальные напряжения

$$\sigma = \frac{P}{S_{ц}} = \frac{\gamma_m H S}{S_{ц}}. \quad (2.5)$$

Нагрузка на опорные целики зависит не только от соотношений  $L/H$ , но и от взаимной жесткости несущих элементов системы разработки.

Жесткостью целика называется величина

$$G = \frac{ES_{\text{ц}}}{h}, \quad (2.6)$$

где  $E$  — модуль упругости пород целика, т/м<sup>2</sup>;  $S_{\text{ц}}$  — площадь поперечного сечения целика, м<sup>2</sup>;  $h$  — высота целика, м.

Влияние жесткости опорных целиков на распределение нагрузки хорошо иллюстрируется эпюрами, показанными на рис. 2.2 (здесь ширина панельного целика  $c$  больше ширины междуканнерного целика  $d$ ).

Следовательно, при прочих равных условиях ( $h = \text{const}$ ,  $E = \text{const}$ ), характерных для одного очистного блока, нагрузки распределяются пропорционально площади опорного элемента и зависят также от условий их деформирования (плоское, объемное), т.е. от формы и объема целика.

При расчете размеров опорных целиков указанные особенности их нагружения в составе системы разработки должны учитываться.

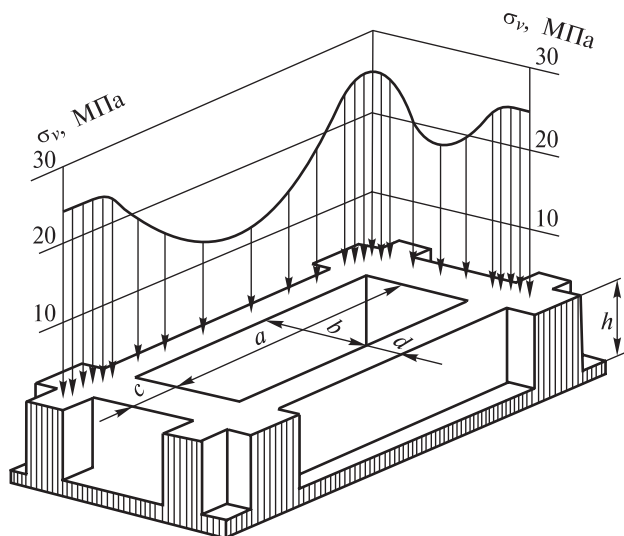


Рис. 2.2. Распределение вертикальных нагрузок в элементах системы разработки

### 2.2.2. Нагрузки в условиях неполной подработки

Формулы (2.1)–(2.6) справедливы для условий, когда на указанные целики давит масса полного столба налегающих пород до земной поверхности. Эти условия называют условиями полной подработки, наступающими при  $L \geq H$  ( $L/H \geq 1$ ).

Однако во многих случаях для опорных междукamerных целиков указанные условия полной подработки не наступают. Это происходит при  $L < H$  или когда месторождение по площади разделено на выемочные панели с пролетами  $L_0 < H$ . Здесь часть нагрузки принимают на себя панельные (барьерные) целики (рис. 2.3), которые также становятся опорными.

В приведенной ситуации мощные, более жесткие барьерные целики принимают на себя основную нагрузку полного столба пород, а частично разгруженные вследствие этого междукamerные целики испытывают давление столба пород в пределах так называемого свода естественного равновесия.

Формирование нагрузки на целики здесь происходит следующим образом. Известно, что вокруг выработанного пространства выемочной панели образуются зоны разгрузки и естественного равновесия пород. Первая из них является следствием перераспределения начальных напряжений в связи с образованием очистной выемки, вторая — формируется в результате изменения напряженно-деформированного состояния массива.

При этом фронт формирования и развития зоны разгрузки напряжений опережает развитие зоны естественного равнове-

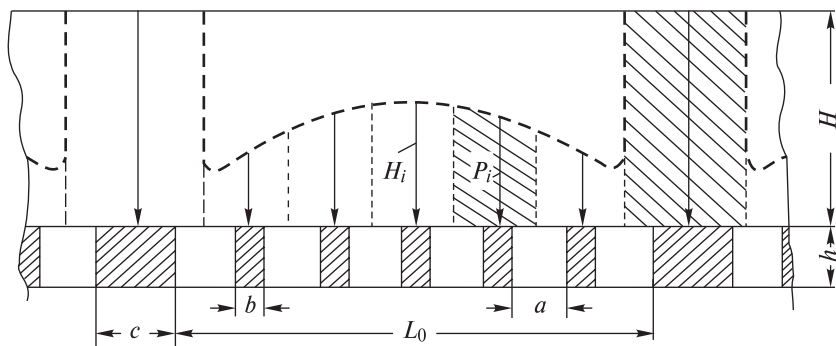


Рис. 2.3. Распределение нагрузок на междукamerные и барьерные целики

сия. Величина этого опережения зависит от деформационных характеристик массива пород: чем выше упругие характеристики пород, тем меньше указанная разница.

Например, в условиях массивов высокопрочных и упругих железистых кварцитов КМА по данным выполненных нами непосредственных измерений в шахте им. Губкина напряжений и деформаций пород установлено, что высота свода разгрузки выше высоты свода естественного равновесия над очистным пространством на 2 м при пролете  $L = 60$  м.

В условиях слабых, трещиноватых массивов эта разница достигает 4–6 м.

Геометрические параметры свода естественного равновесия могут быть определены одним из многих расчетных методов. Большинство исследователей исходит из того, что контур этого свода хорошо описывается параболической кривой.

Так, несмотря на ряд недостатков, широко используется метод определения уравнения параболического свода естественного равновесия проф. М.М. Протодяконова.

Для скальных и полускальных горных пород линия свода равновесия согласно этой гипотезе описывается уравнением (рис. 2.4)

$$\tau = \frac{qa(2fb - a)}{2b^2}, \quad (2.7)$$

где  $\tau$  — горизонтальное сдвигающее усилие на единицу вертикальной проекции свода  $b$ ;  $f = \operatorname{tg} \varphi$  — соответственно коэффициент внутреннего трения пород и тангенс угла внутреннего трения.

Для нахождения максимального значения этой функции берем первую производную по  $b$  и приравниваем нулю:

$$a - bf = 0,$$

отсюда получаем

$$b = \frac{a}{f} = \frac{a}{\operatorname{tg} \varphi}. \quad (2.8)$$

Имея контур свода естественного равновесия (см. рис. 2.4), определяем нагрузки  $P_i$  на ленточные опорные целики для условий неполной подработки  $L/H < 1$ .



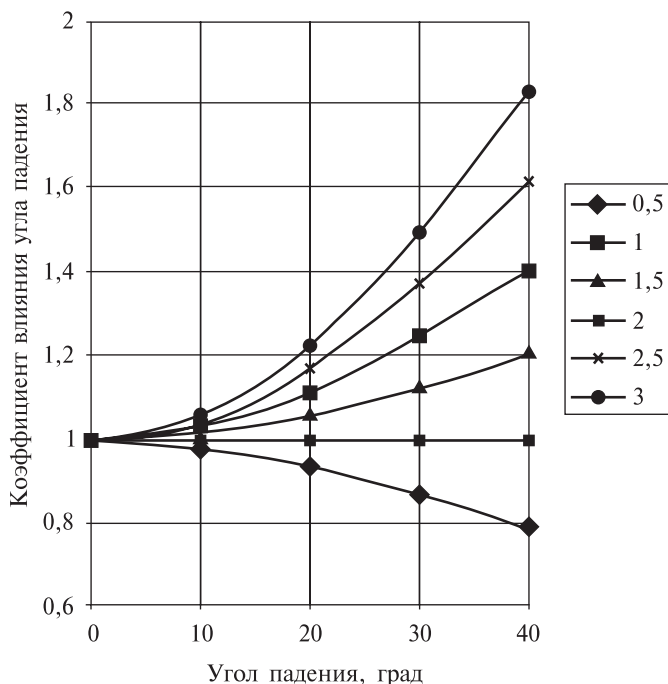
залежи (рис. 2.5). Это приводит к изменению распределения нагрузок со стороны пород свода разгрузки на междукammerные целики.

Вследствие наклона целиков и имевшегося в массиве бокового давления (включая тектоническое) на контакте целиков с боковыми породами наряду с нормальными сжимающими  $\sigma$  появляются и касательные напряжения  $\tau$ .

Влияние угла наклона залежи и бокового давления на среднюю нагруженность междукammerных целиков проф. А.Б. Макаров [3] предложил учитывать по формуле

$$P_{\text{ср}} = P_i K_{\alpha} = \frac{P_i [(1 + \lambda) + (1 - \lambda) \cos 2\alpha]}{2}, \quad (2.9)$$

где  $P_i$  — нагрузка на междукammerный целик в аналогичных условиях при горизонтальном залегании;  $K_{\alpha}$  — коэффициент



**Рис. 2.6.** Зависимости нагруженности МКЦ от угла падения залежей при различных коэффициентах бокового давления в исходном массиве

влияния угла падения залежи  $\alpha$ ;  $\lambda$  — коэффициент бокового давления.

На рис. 2.6 показана зависимость нагруженности целиков от угла падения залежи  $\alpha$  и коэффициента бокового давления  $\lambda$ .

Анализ приведенных графиков показывает следующее:

- если боковое давление превышает вертикальное  $\gamma H$  ( $\lambda \geq 1$ ), то средняя нагруженность на наклонной залежи больше, чем на горизонтальной залежи; чем больше угол  $\alpha$  и боковое давление, тем больше эта разница;
- при гидростатическом распределении исходных напряжений средняя нагруженность междукammerного целика не зависит от угла падения залежи  $\alpha$ ;
- при отсутствии в массиве тектонических напряжений, т.е.  $\lambda < 1$ , при увеличении угла  $\alpha$  средняя нагруженность междукammerных целиков снижается.

### 2.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ОПОРНЫХ ЛЕНТОЧНЫХ ЦЕЛИКОВ

Различают два варианта этой задачи:

а) ширина камер равна величине предельного пролета  $a = l_{\text{пр}}$ , а длина их бесконечна. Соответственно длина ленточных целиков также бесконечна. В горной геомеханике принято предельным пролетом  $l_{\text{пр}}$  называть ширину горной выработки предельно устойчивой в данных горно-геологических условиях; длина такой выработки принимается бесконечной;

б) камеры и целики имеют определенную конечную длину (см. рис. 2.1, Б), причем длина целиков больше их ширины не менее чем в два раза. Такое характерно для отработки калийных солей, гипса и т.п.

Итак, решается задача первого варианта. На основании зависимости (2.1) с учетом условия (2.2) можно получить формулу для расчета ширины ленточного целика:

$$b = \frac{a}{\frac{\sigma_{\text{сж}}}{n\gamma_{\text{м}}H} - \frac{h\gamma_{\text{ц}}}{\gamma_{\text{м}}H} - 1}, \quad (2.10)$$

где  $a$  — ширина камеры, м;  $\sigma_{сж}$  — предел прочности пород целика при сжатии, т/м<sup>2</sup>;  $n$  — коэффициент запаса прочности;  $\gamma_M$  и  $\gamma_{ц}$  — плотность налегающих пород и руды в целике, т/м<sup>3</sup>.

Во втором варианте (см. рис. 2.1, Б) бесконечные или очень длинные междуканальные целики через определенные промежутки  $m$  по технологическим соображениям прорезаются выработками шириной  $l$ . Пользуясь принципом (2.1), в этом случае ширину междуканального целика  $b$  можно рассчитать по формуле

$$b = \frac{a + al / m}{\frac{\sigma_{сж}}{n\gamma_M H} - \frac{h\gamma_{ц}}{\gamma_M H} - \frac{l}{m} - 1}. \quad (2.11)$$

Наконец, в том случае, если размеры панели  $L$  таковы, что  $L/H < 1$ , целики испытывают нагрузки вышележащих пород в пределах свода естественного равновесия.

Нагрузки на междуканальные целики рассчитываются по той же схеме, что приведена в начале раздела 2.2, т.е. последовательно по формулам, аналогичным (2.1)–(2.5).

Некоторую сложность в данном случае вызывает определение площадей призм давления  $S_i$  и соответственно объемов  $V_i$ , приходящихся на  $i$ -е целики. С достаточной точностью для расчетов среднюю высоту призмы давления  $H_{ср}$  можно определить путем измерений в нескольких местах высоты призмы на вычерченном в масштабе вертикальном сечении участка (см. рис. 2.3).

### 2.3.1. Пример решения задач

Определить ширину ленточного опорного междуканального целика в условиях полной подработки по следующим исходным данным:

$$H = 320 \text{ м}; \gamma_M = \gamma_{ц} = 2,2 \text{ т/м}^3; a = 25 \text{ м}; h = 40 \text{ м}; f = 7; n = 3.$$

Решение:

$$b = \frac{25}{\frac{7000}{3 \cdot 2,2 \cdot 320} - \frac{40 \cdot 2,2}{2,2 \cdot 320} - 1} = 11,5 \text{ м}.$$

## Варианты практических заданий

| № п/п | $H$ , м | $\gamma_M = \frac{\gamma_{ц}}{T/M^3}$ | $a$ , м | $h$ , м | $f$ | $n$ |
|-------|---------|---------------------------------------|---------|---------|-----|-----|
| 1     | 200     | 2,2                                   | 20      | 30      | 7   | 2   |
| 2     | 250     | 2,3                                   | 25      | 35      | 8   | 3   |
| 3     | 300     | 2,4                                   | 30      | 40      | 9   | 2   |
| 4     | 350     | 2,5                                   | 40      | 60      | 10  | 3   |
| 5     | 400     | 2,6                                   | 35      | 55      | 11  | 4   |
| 6     | 450     | 2,7                                   | 25      | 50      | 12  | 5   |
| 7     | 500     | 2,8                                   | 30      | 45      | 13  | 2   |
| 8     | 550     | 2,9                                   | 20      | 65      | 14  | 3   |
| 9     | 600     | 3,0                                   | 40      | 70      | 15  | 4   |
| 10    | 650     | 3,1                                   | 25      | 75      | 16  | 5   |
| 11    | 700     | 3,2                                   | 35      | 80      | 17  | 3   |
| 12    | 340     | 3,3                                   | 40      | 50      | 18  | 4   |
| 13    | 420     | 3,4                                   | 20      | 55      | 14  | 5   |
| 14    | 460     | 3,5                                   | 25      | 40      | 13  | 2   |
| 15    | 520     | 1,7                                   | 30      | 35      | 12  | 3   |
| 16    | 580     | 1,8                                   | 35      | 45      | 15  | 3   |
| 17    | 620     | 1,9                                   | 20      | 30      | 10  | 3   |

### 2.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ОПОРНЫХ СТОЛБЧАТЫХ ЦЕЛИКОВ

Если соблюдается условие  $L > H$ , то, основываясь на гипотезе Турнера–Шевякова, размеры междукamerных целиков ( $b \times b$  или  $d = b$ ) можно рассчитать по формуле (2.11), допустив, что  $m = b$ :

$$b = \frac{a + al / b}{\frac{\sigma_{сж}}{n\gamma_M H} - \frac{h\gamma_{ц}}{\gamma_M H} - \frac{l}{b} - 1}. \quad (2.12)$$

Произведя некоторые преобразования, получим уравнение

$$b \left( \frac{\sigma_{сж}}{n\gamma_M H} - \frac{h\gamma_{ц}}{\gamma_M H} - 1 \right) = a + l + al / b. \quad (2.13)$$

Решая это уравнение относительно величины  $b$  одним из существующих методов, получаем значение размера поперечного сечения столбчатого междукamerного целика.

Следует, однако, заметить, что условие  $L > H$  для горизонтальных и слабонаклонных залежей наступает при довольно большой их площади. В этом случае по технологическим причинам залежь по площади делится на панели. Следовательно, появляются довольно массивные панельные целики, которые перераспределяют нагрузку по принципу, показанному на рис. 2.3.

На основании многочисленных исследований и наблюдений на моделях и в натурных условиях Г.Е. Гулевич предложил с помощью ленточных целиков разделить залежь на отдельные выемочные участки, в пределах которых в налегающей толще пород образуются разгружающие своды естественного равновесия, опирающиеся своими пятнами на барьерные целики. В пределах этих сводов опорные междуканерные столбчатые целики несут массу пород, находящуюся в пределах свода.

В этом случае предлагается диаметр опорного целика определить по формуле

$$d = \sqrt[5]{\left[ \frac{4c\gamma_m n_1 l^2 L_0}{(1,1 \pi \sigma_{\text{ц}})} \right]^2} h_{\text{ц}}, \quad (2.14)$$

здесь  $c = 0,5H$  — коэффициент высоты свода, м;  $\gamma_m$  — плотность налегающих пород, т/м<sup>3</sup>;  $n_1$  — коэффициент запаса прочности для столбчатых целиков;  $l$  — пролет камеры, м;  $L_0$  — ширина панели, м;  $\sigma_{\text{ц}}$  — предел прочности пород целиков при сжатии, т/м<sup>2</sup>;  $h_{\text{ц}}$  — высота целиков, м.

Ширина ленточных барьерных целиков рассчитывается по формуле:

$$c = \sqrt[3]{\frac{(\gamma_m n_2 H L_0)^2 h_{\text{ц}}}{\sigma_{\text{ц}}}}, \quad (2.15)$$

где  $n_2$  — коэффициент запаса прочности для барьерных целиков, доли ед.;  $H$  — глубина от земной поверхности до кровли целика, м.

## 2.5. ПРИМЕРЫ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

1. Определить ширину междуканерного целика для этажно-канерной системы разработки в условиях, аналогичных Коробковскому месторождению железистых кварцитов.

Отрабатывается крутопадающая залежь, горизонтальная мощность которой на эксплуатируемом горизонте 400–600 м.

Высота этажа 60 м, высота камер 55 м, ширина камер 30 м. Над отрабатываемым этажом толща железистых кварцитов  $H_1 = 120$  м и толща осадочных пород  $H_2 = 110$  м. Плотность кварцитов  $3,0 \text{ т/м}^3$ , средняя плотность осадочных пород  $2,6 \text{ т/м}^3$ , предел прочности кварцитов при сжатии  $1200 \text{ кг/см}^2$ .

Заданная длина камер 55 м. Поскольку отношение длины камер (и целика) к ширине составляет  $l/a > 2$ , то полагаем, что целик в среднем, наиболее слабом сечении работает в условиях плоского деформированного состояния и напряжения здесь не подвержены влиянию торцов камер. Следовательно, для расчета ширины целиков используем формулу (2.10):

$$b = \frac{a}{\frac{\sigma_{сж}}{n\gamma_m H} - \frac{h\gamma_{ц}}{\gamma_m H} - 1}.$$

Подставив значения величин правой части равенства, имеем:

$$\gamma_1 H_1 = 3,0 \text{ т/м}^3 \cdot 120 \text{ м} = 360,0 \text{ т/м}^2;$$

$$\gamma_2 H_2 = 2,6 \text{ т/м}^3 \cdot 110 \text{ м} = 286,0 \text{ т/м}^2$$

$$\sum \gamma H = \gamma_1 H_1 + \gamma_2 H_2 = 360,0 + 286,0 = 646,0 \text{ т/м}^2.$$

Коэффициент запаса прочности принимаем  $n = 5$ .

$$b = \frac{30}{\frac{12000}{5 \cdot 646,0} - \frac{55 \cdot 3,0}{646,0} - 1} = 12,5 \text{ м.}$$

Округляя, получаем минимально допустимую ширину междукammerного целика  $b = 13$  м.

### **Варианты практических заданий**

| №<br>п/п | $H$ , м | $\gamma_m = \gamma_{ц}$ ,<br>$\text{т/м}^3$ | $a$ , м | $h$ , м | $f$ | $n$ |
|----------|---------|---------------------------------------------|---------|---------|-----|-----|
| 1        | 200     | 2,2                                         | 20      | 30      | 7   | 2   |
| 2        | 250     | 2,3                                         | 25      | 35      | 8   | 3   |

| №<br>п/п | $H$ , м | $\gamma_m = \gamma_{ц}$ ,<br>т/м <sup>3</sup> | $a$ , м | $h$ , м | $f$ | $n$ |
|----------|---------|-----------------------------------------------|---------|---------|-----|-----|
| 3        | 300     | 2,4                                           | 30      | 40      | 9   | 2   |
| 4        | 350     | 2,5                                           | 40      | 60      | 10  | 3   |
| 5        | 400     | 2,6                                           | 35      | 55      | 11  | 4   |
| 6        | 450     | 2,7                                           | 25      | 50      | 12  | 5   |
| 7        | 500     | 2,8                                           | 30      | 45      | 13  | 2   |
| 8        | 550     | 2,9                                           | 20      | 65      | 14  | 3   |
| 9        | 600     | 3,0                                           | 40      | 70      | 15  | 4   |
| 10       | 650     | 3,1                                           | 25      | 75      | 16  | 5   |
| 11       | 700     | 3,2                                           | 35      | 80      | 17  | 3   |
| 12       | 340     | 3,3                                           | 40      | 50      | 18  | 4   |
| 13       | 420     | 3,4                                           | 20      | 55      | 14  | 5   |
| 14       | 460     | 3,5                                           | 25      | 40      | 13  | 3   |
| 15       | 520     | 1,7                                           | 30      | 35      | 12  | 3   |
| 16       | 580     | 1,8                                           | 35      | 45      | 15  | 3   |
| 17       | 620     | 1,9                                           | 20      | 30      | 10  | 3   |

2. Определить ширину межукамерного целика для этажно-камерной системы разработки в условиях, аналогичных Ново-московскому гипсовому месторождению.

Разрабатывается горизонтально залегающее месторождение гипса рабочей (выемочной) мощностью 11 м. Система разработки — открытыми камерами.

*Исходные данные:* длина камеры и межукамерных ленточных целиков  $m$  равна 50 м; ширина камеры  $a = 12$  м; глубина разработки до кровли камеры  $H = 120$  м; высота целика  $h = 11$  м; ширина рассечки  $l = 2$  м; предельный пролет  $l_{пр} = 14$  м; прочность руды при сжатии  $\sigma_{сж} = 12,0$  МПа; плотность руды в целике  $\gamma_{ц} = 2,19$  т/м<sup>3</sup>; средняя плотность налегающих пород  $\gamma_m = 2,0$  т/м<sup>3</sup>.

Используя формулу (2.11), вычисляем ширину межукамерного целика:

$$b = \frac{12 + \frac{12 \cdot 3}{50}}{\frac{1200}{2 \cdot 2,00 \cdot 120} - \frac{11 \cdot 2,19}{2,00 \cdot 120} - \frac{3}{50} - 1} = 9,49 \text{ м.}$$

Принимаем ширину целика  $b = 10$  м.

### Варианты практических заданий

| №<br>п/п | Мощ-<br>ность<br>рудного<br>тела $h$ , м | Глубина<br>ведения<br>работ<br>$H$ , м | Ши-<br>рина<br>панели<br>$L$ , м | Допусти-<br>мый пролет<br>обнажения<br>$l_{пр}$ , м | Плот-<br>ность<br>руды $\gamma$ ,<br>кН/м <sup>3</sup> | Коэф-<br>фициент<br>запаса<br>проч-<br>ности $n$ | Предел<br>проч-<br>ности<br>руды $\sigma_{сж}$ ,<br>МПа |
|----------|------------------------------------------|----------------------------------------|----------------------------------|-----------------------------------------------------|--------------------------------------------------------|--------------------------------------------------|---------------------------------------------------------|
| 1        | 10                                       | 150                                    | 175                              | 12                                                  | 20                                                     | 3                                                | 80                                                      |
| 2        | 10                                       | 175                                    | 200                              | 11                                                  | 22                                                     | 3                                                | 90                                                      |
| 3        | 10                                       | 100                                    | 225                              | 10                                                  | 24                                                     | 3                                                | 100                                                     |
| 4        | 10                                       | 225                                    | 175                              | 9                                                   | 26                                                     | 3                                                | 110                                                     |
| 5        | 10                                       | 150                                    | 200                              | 8                                                   | 30                                                     | 3                                                | 120                                                     |
| 6        | 9                                        | 175                                    | 225                              | 12                                                  | 32                                                     | 3                                                | 130                                                     |
| 7        | 9                                        | 200                                    | 175                              | 11                                                  | 34                                                     | 3                                                | 140                                                     |
| 8        | 9                                        | 185                                    | 200                              | 10                                                  | 20                                                     | 3                                                | 150                                                     |
| 9        | 9                                        | 250                                    | 225                              | 9                                                   | 22                                                     | 3                                                | 100                                                     |
| 10       | 9                                        | 150                                    | 175                              | 8                                                   | 24                                                     | 3                                                | 90                                                      |
| 11       | 8                                        | 175                                    | 200                              | 12                                                  | 26                                                     | 4                                                | 100                                                     |
| 12       | 8                                        | 200                                    | 225                              | 11                                                  | 30                                                     | 4                                                | 110                                                     |
| 13       | 8                                        | 125                                    | 175                              | 10                                                  | 32                                                     | 4                                                | 120                                                     |
| 14       | 8                                        | 150                                    | 200                              | 9                                                   | 34                                                     | 4                                                | 130                                                     |
| 15       | 8                                        | 175                                    | 225                              | 8                                                   | 20                                                     | 4                                                | 140                                                     |
| 16       | 11                                       | 200                                    | 175                              | 12                                                  | 22                                                     | 4                                                | 150                                                     |
| 17       | 11                                       | 125                                    | 200                              | 11                                                  | 24                                                     | 4                                                | 160                                                     |
| 18       | 11                                       | 150                                    | 225                              | 10                                                  | 26                                                     | 4                                                | 140                                                     |
| 19       | 11                                       | 200                                    | 175                              | 9                                                   | 30                                                     | 4                                                | 100                                                     |
| 20       | 11                                       | 175                                    | 200                              | 8                                                   | 32                                                     | 4                                                | 110                                                     |
| 21       | 12                                       | 100                                    | 225                              | 12                                                  | 30                                                     | 5                                                | 120                                                     |
| 22       | 12                                       | 125                                    | 175                              | 11                                                  | 20                                                     | 3                                                | 130                                                     |
| 23       | 12                                       | 150                                    | 200                              | 10                                                  | 22                                                     | 3                                                | 140                                                     |
| 24       | 12                                       | 175                                    | 225                              | 9                                                   | 24                                                     | 3                                                | 150                                                     |
| 25       | 12                                       | 200                                    | 175                              | 8                                                   | 26                                                     | 3                                                | 100                                                     |

3. Определить размеры междукамерных и барьерных целиков для камерно-столбовой системы разработки в условиях, аналогичных Южно-Жезказганскому месторождению (Анненский рудник).

Разрабатывается горизонтально залегающее пластообразное рудное тело медно-рудного месторождения, горно-геологические условия которого аналогичны Анненскому месторождению Жезказганского бассейна.

Месторождение отрабатывается камерно-столбовой системой с оставлением междукамерных целиков, круглых в поперечном сечении.

Рудная залежь по простиранию разделена на панели по сетке  $150 \times 150$  м, по границам которых оставляются опорные барьерные целики.

*Исходные данные:* глубина разработок (до кровли залежи) — 300 м; плотность руды в массиве —  $2,65 \text{ т/м}^3$ ; предел прочности руды при сжатии  $\sigma_{\text{сж}} = 13\,000 \text{ т/м}^2$ ; мощность залежи (высота целиков) — 8 м; ширина камеры (расстояние между столбчатыми целиками) — 13 м; коэффициенты запаса прочности целиков: столбчатых — 2, барьерных — 3.

Для определения диаметра столбчатого междукамерного целика используем уравнение (2.13), из которого видно, что искомая величина  $b$  находится в квадратичной зависимости от исходных параметров горно-геологических условий.

Придадим этому уравнению каноническую форму типа  $Ax^2 + Bx + C = 0$ :

$$\left( \frac{\sigma_{\text{сж}}}{n_1 \gamma_{\text{м}} H} - \frac{h \gamma_{\text{ц}}}{\gamma_{\text{м}} H} - 1 \right) b^2 - (a + l) b - al = 0. \quad (2.16)$$

Находим коэффициенты уравнения:

$$A = \left( \frac{\sigma_{\text{сж}}}{n_1 \gamma_{\text{м}} H} - \frac{h \gamma_{\text{ц}}}{\gamma_{\text{м}} H} - 1 \right) = \frac{13\,000}{2 \cdot 300 \cdot 2,5} - \frac{8 \cdot 2,65}{300 \cdot 2,5} - 1 = 7,64;$$

$$B = a + l = 13 + 13 = 26 \text{ м};$$

$$C = al = 169.$$

Подставляем в уравнение (2.16)

$$7,64b^2 - 26b - 169 = 0.$$

Решая квадратное уравнение, получаем

$$b = \frac{26 + \sqrt{676 + 5164}}{2 \cdot 7,64} = 6,7 \text{ м}.$$

Округляя, получаем диаметр столбчатого междукамерного целика  $d = 7$  м.

## **Варианты практических заданий**

| № п/п | $H$ , м | $h$ , м | $a$ , м | $\gamma$ , т/м <sup>3</sup> | $\sigma_{сж}$ , МПа |
|-------|---------|---------|---------|-----------------------------|---------------------|
| 1     | 310     | 7,5     | 12      | 2,70                        | 13                  |
| 2     | 320     | 8,0     | 13      | 2,65                        | 13,5                |
| 3     | 330     | 8,5     | 14      | 2,60                        | 13,7                |
| 4     | 290     | 7,0     | 13      | 2,75                        | 14,0                |
| 5     | 270     | 7,5     | 15      | 2,70                        | 14,2                |
| 6     | 280     | 6,5     | 13      | 2,65                        | 14,1                |
| 7     | 250     | 7,0     | 14      | 2,60                        | 14,5                |
| 8     | 260     | 7,0     | 13      | 2,70                        | 13,5                |
| 9     | 270     | 8,0     | 15      | 2,60                        | 13,7                |
| 10    | 280     | 8,0     | 14      | 2,65                        | 13,9                |
| 11    | 300     | 8,5     | 11      | 2,70                        | 14,1                |
| 12    | 290     | 7,0     | 12      | 2,75                        | 14,7                |
| 13    | 310     | 7,0     | 13      | 2,65                        | 14,2                |
| 14    | 320     | 8,0     | 14      | 2,70                        | 14,3                |

### **P.S.**

Расчету несущей способности и определению размеров опорных целиков в составе систем разработки в горной науке всегда уделялось большое внимание.

Однако успешное решение этой задачи наталкивалось на ряд неопределенностей, связанных с особенностями массивов горных пород.

1. Важным среди них является математическое описание формирования и развития нагрузок на рассчитываемые целики. Сложность этой задачи в том, что нагрузка по характеру и величине зависит от многих уникальных для массива пород факторов: геолого-генетических, структурных, анизотропно изменяющихся характеристик состояния, состава и свойств, гидростатических, тектонических и других природных, а также динамических, обусловленных технологией горных работ. Аналитическое описание влияния всех перечисленных факторов на формирование и развитие нагрузки на конкретные целики пока не найдено.

Поиски выхода из этого положения ученые ведут в следующих направлениях:

- упрощение, схематизация формирования нагрузки на целики до степени, позволяющей описать ее аналитическими или вероятностными методами. Такой путь постоянно совершенствуется в направлении максимального приближения к натурному;
- непосредственные измерения параметров формирующих нагрузку начальных силовых полей и параметров полей нагрузок в пространствах, непосредственно примыкающих к объекту (опорному целику).

Второе направление за последние десятилетия получило успешное развитие. В частности, в рамках этого направления получил развитие (в том числе усилиями Д.М. Казикаева и др.) экспериментально-аналитический подход к решению геомеханических задач. Заключается он в том, что в характерных точках опорного целика и в окружающем массиве пород определяются параметры действующих напряжений и с их помощью корректируется аналитическая модель нагруженного или напряженного состояния целика.

Схема нагружения целиков, показанная на рис. 2.2, получена именно таким образом.

2. Существующие и используемые методы расчета размеров опорных целиков базируются на предельно упрощенных плоских моделях объекта (рассмотренные в настоящем и следующем разделах — примеры такого подхода).

Следует, однако, заметить, что предложения по усложнению таких моделей пока не оправдывают себя. Среди множества недостатков их общим и, можно сказать, глобальным является то, что в них рассматривается и решается плоская задача (чаще, плоского деформированного состояния). Но реальные объекты существуют и развиваются в трехмерном пространстве, где условия напряженно-деформированного состояния существенно отличаются от плоского. Естественно, и результаты решения задач по определению размеров опорных целиков в этом случае могут быть другими.

Методика и результаты решения объемных задач аналитическими методами в классической постановке по этим направлениям в горной науке отсутствуют.

Предпринимаются попытки решения объемных задач горной геомеханики в нетрадиционной постановке. Примером может служить постановка и решение, выполненные Д.М. Казикаевым в 1970 г. совместно с учениками на основе комплексных геомеханических исследований напряженно-деформированного состояния пород при подземной разработке железистых кварцитов КМА на шахте им. Губкина.

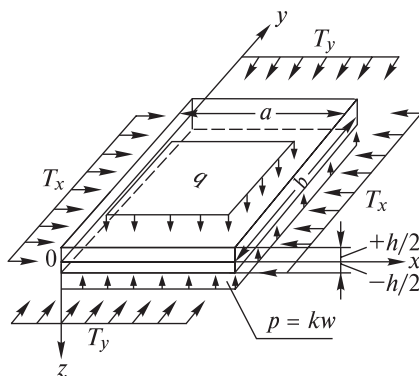
При разработке методики расчета параметров камерной системы за основу принято положение о совместности работы всех элементов рассматриваемой системы как единой совокупности взаимодействующих элементов. Исходя из этого и основываясь на результатах экспериментальных исследований в натуральных условиях и на моделях, предложена механико-математическая модель в виде жесткой плиты, свободно опирающейся по контуру, лежащей на упругом основании и подверженной действию равномерной поперечной нагрузки и боковым (тектоническим) усилиям в срединной плоскости в двух направлениях.

Выбранная механическая модель системы позволяет для расчета напряженно-деформированного состояния элементов использовать положения теории пластин. При этом принимается, что деформирование этих элементов происходит в упругой области. Тогда для описания взаимосвязи реактивных усилий  $P$  упругого основания (целиков) и прогиба  $\omega$  потолочного целика справедлива гипотеза Винклера:

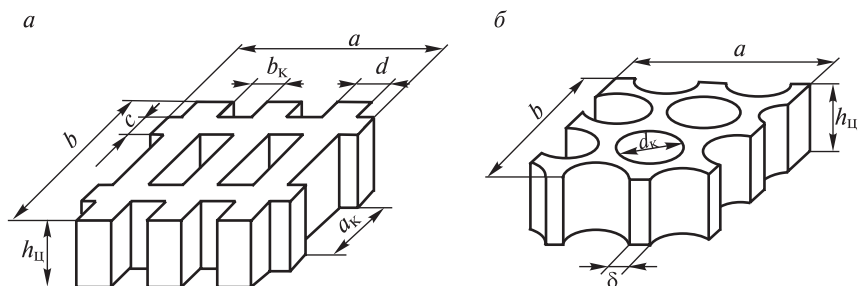
$$p(x, y) = k\omega(x, y), \quad (2.17)$$

где  $k$  — коэффициент постели (модуль) основания.

Для решения задачи рассматриваем изгиб потолочного целика при принятых граничных условиях и схемах нагружения (рис. 2.7). При этом полагаем, что плита шарнирно опирается на целик по всему контуру, непрерывно имеет контакт с системой опорных целиков (но силы трения и сцепления между ними отсутствуют) (рис. 2.8).



**Рис. 2.7.** Расчетная модель объемной задачи

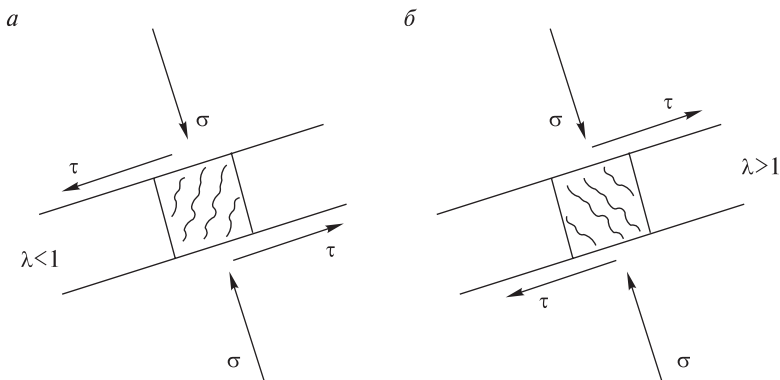


**Рис. 2.8.** Модель упругого основания в виде системы камер и целиков:  
 а — прямоугольно-призматических; б — круглоцилиндрических

3. Приведенная в расчетной схеме система действующих в целиках напряжений безусловно упрощена. В действительности при негоризонтальном и невертикальном залеганиях рудной залежи вследствие воздействия вертикальных гравитационных и горизонтальных реактивных от них или тектонических напряжений возникают касательные напряжения (рис. 2.9).

Необходимо помнить, что в начальном поле напряжений знак касательных напряжений может быть положительным и отрицательным и зависит это от величины коэффициента бокового давления.

Как показано на рис. 2.9, при коэффициенте бокового давления  $\lambda < 1$  касательные напряжения на контакте целика с вмещающими породами имеют положительный знак, при



**Рис. 2.9.** Взаимосвязь направлений действия касательных напряжений с величиной бокового давления в массиве горных пород

$\lambda > 1$  — отрицательный знак. Если же  $\lambda = 1$ , то при любом угле падения залежи касательные напряжения на указанных контактах равны нулю.

Из рис. 2.9 следует, что в том случае, когда  $\lambda < 1$  (гравитационное поле), в целиках образуются трещины сбросового типа.

При  $\lambda > 1$  (горизонтальные тектонические напряжения в массиве больше вертикальных гравитационных) целики разрушаются по трещинам взбросового типа.

# 3

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ЦЕЛИКОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ РУДНЫХ ТЕЛ НАКЛОННОГО И КРУТОГО ПАДЕНИЯ

### 3.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

На рудных месторождениях крутого и наклонного падения широко применяются камерно-целиковые системы разработки в различных вариантах: этажно- и подэтажно-камерные, сплошные с многостадийной отработкой и с последующей закладкой камер и др.

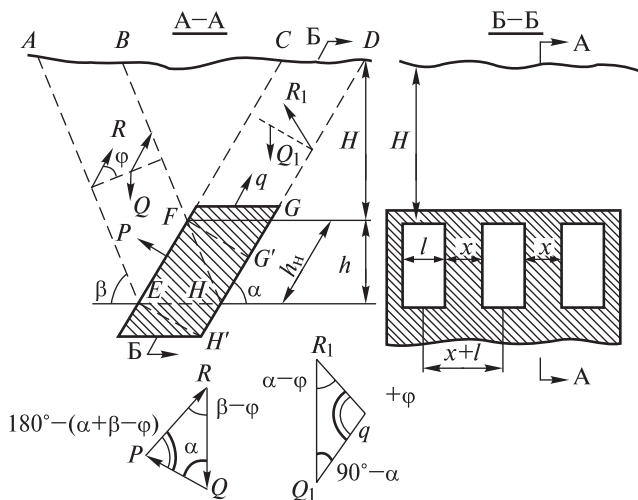
Общим для них является оформление в процессе проведения очистных работ определенного количества постоянных или временных опорных целиков.

Распространенная этажно-камерная система применяется для отработки запасов рудных тел средней и большой мощности при достаточно устойчивых рудах и вмещающих породах.

### 3.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАГРУЗОК НА МЕЖДУКАМЕРНЫЙ ЦЕЛИК

Как и в предыдущем разделе, при определении несущей способности междукamerных целиков в данной задаче решающим является правильная оценка их нагружения. Анализируя ситуацию по указанному фактору, отметим, что при отработке залежей крутого и наклонного падения междукamerные целики нагружаются массой вышележащих пород по двум направлениям: по висячему боку и верхней горизонтальной границе (рис. 3.1). В каждой из приведенных схем нагружение целика зависит от структурного состояния вышележащих массивов пород.

Выше кровли целика массив пород может находиться как в монолитном, так и в раздробленном состоянии. Породы висячего бока при камерных системах разработки находятся, как правило, в монолитном состоянии.



**Рис. 3.1.** Расчетная схема предельного состояния пород при крутом залегании рудного тела

Боковая нагрузка на поверхность висячего бока целика по условию предельного состояния пород (см. рис. 3.1) определяется по формуле А.А. Иливицкого:

$$p = \frac{h(H + 0,5h)(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) \gamma_1 \sin(\beta - \varphi)}{\sin(\alpha + \beta - \varphi)}, \quad (3.1)$$

где  $h$  — высота камеры, м;  $\alpha$  — угол падения залежи, град;  $\beta$  — угол линии обрушения пород висячего бока, град;  $m$  — мощность залежи, м;  $\gamma_1$  — средняя плотность массива пород висячего бока, т/м<sup>3</sup>;  $\varphi$  — угол внутреннего трения пород висячего бока, град;  $H$  — глубина разработки, м;

Если над кровлей целика находится обрушенный массив, то нагрузку на целик можно уподобить давлению сыпучих тел на основание пирамидального бункера прямоугольного сечения.

Вертикальная нагрузка на кровлю целика в этом случае определяется по формуле

$$q_1 = \frac{\gamma R}{f k}, \quad (3.2)$$

где  $\gamma$  — насыпная плотность вышележащих пород, т/м<sup>3</sup>;

$R = \frac{F}{S}$  — гидравлический радиус выпускного отверстия, равный

отношению его площади к периметру, доли ед.;  $f = \operatorname{tg} \varphi$  — коэффициент внутреннего трения сыпучего, доли ед.;  $k$  — коэффициент подвижности сыпучего,

$$k = \frac{1 - \sin \varphi}{1 + \sin \varphi}.$$

Если над кровлей целика залегают монолитные породы, то вертикальное давление рассчитывается по формуле, предложенной А.А. Иливицким:

$$q_2 = \frac{H m_{\Gamma} \gamma \sin(\delta - \varphi)}{\cos \varphi}, \quad (3.3)$$

где  $m_{\Gamma}$  — горизонтальная мощность залежи, м;  $H$  — глубина разработки, м;  $\varphi$  — угол линии обрушения пород висячего бока, град;  $\delta$  — угол линии обрушения пород лежачего бока, град.

Необходимо заметить, что аналогично решению предыдущей задачи (см. раздел 2) и в рассматриваемом случае следует проверять полноту подработки массива, т.е. соблюдение условий  $L > H$  или  $L < H$ .

Если констатируется первое условие, то наступает полная подработка вышележащих пород и в формулах (3.1)–(3.3) глубину разработки  $H$  принимают равной от кровли целика до земной поверхности.

Если установлено, что  $L < H$ , отмечается условие неполной подработки и величину  $H$  принимают равной высоте в пределах свода естественного равновесия в зависимости от местоположения целика по длине панели  $L$ , как это показано в разделе 2.

### 3.3. РАСЧЕТ РАЗМЕРОВ ЦЕЛИКА

Имея данные по действующим на междуканальный целик нагрузкам, основываясь на принципах предельного равновесия указанных участков подработанных массивов пород, профессор С.Г. Борисенко предложил ширину целика определять по формуле

$$x = \frac{n l_{\text{м}} P l}{\sigma_{\text{сж}} b - P l_{\text{м}}}, \quad (3.4)$$

здесь  $l$  — ширина камер, м;  $\sigma_{сж}$  — предел прочности пород целика при сжатии, т/м<sup>2</sup>;  $b$  — нормальная мощность сдвигающейся призмы пород висячем боку;  $n$  — коэффициент запаса прочности, доли ед.

Поскольку в формуле (3.4) участвуют параметры по всем трем направлениям пространственной системы координат (например,  $l$ ,  $H$  и  $m$ ), то нагрузка  $P$  соотносится с 1 м ширины целика, т.е. нужно писать не просто  $P$ , а  $P \cdot 1$  м. Это дает возможность сохранить правильную размерность искомой величины  $x$ .

Предварительно необходимо по формулам (3.1) и (3.2) или (3.3) определить действующие на целик нагрузки при заданной ширине камеры  $l$ .

### 3.4. ПРИМЕР РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

Рассмотрим условия, аналогичные Зыряновскому полиметаллическому месторождению.

*Исходные данные:* глубина разработки до кровли камер — 300 м; угол падения и мощность рудного тела — соответственно  $\alpha = 60^\circ$  и  $m = 20$  м; ширина камер —  $l = 80$  м; высота камер —  $h = 40$  м; средняя плотность массива налегающих пород —  $\gamma_1 = 2,6$  т/м<sup>3</sup>; углы обрушения пород висячего и лежащего боков соответственно —  $\beta = 65^\circ$ ,  $\delta = 70^\circ$ ; угол внутреннего трения в налегающих породах —  $\varphi = 35^\circ$ ; предел прочности пород (руд) целика при сжатии —  $\sigma_{сж} = 60$  МПа; коэффициент запаса прочности —  $n = 3$ .

Требуется определить ширину междукамерного целика по формуле (3.4).

Предварительно рассчитываем нагрузки на поверхность висячего бока междукамерного целика  $P$  и на кровлю целика  $q_2$  и наибольшее значение из них подставляем в формулу расчета ширины целика:

$$P = \frac{40 \cdot (300 + 20)(\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 65^\circ) 2,6 \cdot \sin(65^\circ - 34^\circ)}{\sin(60^\circ + 65^\circ - 35^\circ)} =$$

$$= \frac{12800 \cdot 0,7 \cdot 2,6 \cdot 0,52}{1} = 12\,114 \text{ т/м}^2 = 121 \text{ МПа};$$

$$q = \frac{300 \cdot 23 \cdot 2,6 \cdot \sin(70^\circ - 65^\circ)}{\cos 65^\circ} = 3844 \text{ т/м}^2 = 38 \text{ МПа},$$

отсюда

$$x = \frac{12114 \cdot 80 \cdot 3}{6000 \cdot 46 - 12114} = 11 \text{ м.}$$

## **P.S.**

При разработке рудных месторождений крутопадающие залежи встречаются значительно чаще, нежели горизонтальные или пологие.

Однако, несмотря на существенный прогресс горной геомеханики, техники натурных и лабораторных экспериментов и возможностей вычислительной техники, за последние пятьдесят лет не появилось принципиально новых методов расчета опорных целиков.

Между тем нет ясности в таких вопросах, как количественный учет в расчетах структурной неоднородности пород, каковы прочностные и деформационные характеристики массивов пород, их состояние на больших глубинах.

Много вопросов и относительно механизма взаимодействия различных силовых полей (гравитационных, тектонических, гидростатических и наведенных технологическими процессами): каковы качественные характеристики и количественные значения параметров интегральных полей напряжений, которые и формируют в конечном счете нагрузки на целики.

Хотя мы по-прежнему считаем, что для успешного решения перечисленных выше задач, и особенно для разработки методики объемного решения их, на настоящем уровне развития горной геомеханики наиболее перспективен экспериментально-аналитический подход, но и другие пути исследований в этой области несомненно важны.

## Варианты практических заданий

| № п/п | Глубина разработки<br>$H$ , м | Угол падения залежи<br>$\alpha$ , град | Мощность залежи<br>$m$ , м | Ширина камер $l$ , м | Высота камер $h$ , м | Средняя плотность,<br>пород $\gamma_1$ , т/м <sup>3</sup> | Угол обрушения пород<br>висячего бока $\beta$ , град | Угол обрушения пород<br>лежащего бока $\delta$ , град | Угол внутреннего тре-<br>ния пород $\varphi$ , град | Предел прочности при<br>сжатии $\sigma_{сж}$ , МПа | Коэффициент запаса<br>прочности $n$ |
|-------|-------------------------------|----------------------------------------|----------------------------|----------------------|----------------------|-----------------------------------------------------------|------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------|----------------------------------------------------|-------------------------------------|
| 1     | 250                           | 55                                     | 30                         | 50                   | 40                   | 2,6                                                       | 60                                                   | 65                                                    | 32                                                  | 80                                                 | 2                                   |
| 2     | 150                           | 60                                     | 25                         | 40                   | 40                   | 2,7                                                       | 60                                                   | 65                                                    | 31                                                  | 70                                                 | 2                                   |
| 3     | 100                           | 61                                     | 20                         | 30                   | 40                   | 2,5                                                       | 60                                                   | 65                                                    | 33                                                  | 80                                                 | 2                                   |
| 4     | 275                           | 70                                     | 22                         | 20                   | 30                   | 2,4                                                       | 65                                                   | 70                                                    | 34                                                  | 70                                                 | 2                                   |
| 5     | 320                           | 75                                     | 27                         | 25                   | 30                   | 2,3                                                       | 65                                                   | 70                                                    | 34                                                  | 90                                                 | 2                                   |
| 6     | 220                           | 80                                     | 39                         | 35                   | 30                   | 2,6                                                       | 65                                                   | 70                                                    | 35                                                  | 85                                                 | 2                                   |
| 7     | 400                           | 77                                     | 45                         | 45                   | 50                   | 2,6                                                       | 70                                                   | 75                                                    | 35                                                  | 85                                                 | 2                                   |
| 8     | 300                           | 65                                     | 15                         | 55                   | 50                   | 2,7                                                       | 70                                                   | 75                                                    | 35                                                  | 75                                                 | 3                                   |
| 9     | 175                           | 63                                     | 18                         | 60                   | 50                   | 2,7                                                       | 70                                                   | 75                                                    | 33                                                  | 75                                                 | 3                                   |
| 10    | 125                           | 73                                     | 20                         | 65                   | 60                   | 2,8                                                       | 65                                                   | 70                                                    | 33                                                  | 60                                                 | 3                                   |
| 11    | 180                           | 77                                     | 22                         | 70                   | 60                   | 2,8                                                       | 65                                                   | 70                                                    | 31                                                  | 65                                                 | 3                                   |
| 12    | 230                           | 66                                     | 27                         | 75                   | 60                   | 2,8                                                       | 60                                                   | 65                                                    | 31                                                  | 60                                                 | 3                                   |
| 13    | 270                           | 62                                     | 44                         | 80                   | 25                   | 2,7                                                       | 60                                                   | 65                                                    | 31                                                  | 60                                                 | 3                                   |
| 14    | 290                           | 67                                     | 17                         | 30                   | 35                   | 2,7                                                       | 60                                                   | 65                                                    | 32                                                  | 65                                                 | 3                                   |
| 15    | 310                           | 68                                     | 35                         | 40                   | 45                   | 2,7                                                       | 70                                                   | 75                                                    | 32                                                  | 70                                                 | 2                                   |
| 16    | 215                           | 45                                     | 43                         | 50                   | 40                   | 2,6                                                       | 70                                                   | 75                                                    | 32                                                  | 70                                                 | 2                                   |
| 17    | 330                           | 47                                     | 40                         | 20                   | 50                   | 2,6                                                       | 70                                                   | 75                                                    | 34                                                  | 70                                                 | 2                                   |
| 18    | 155                           | 50                                     | 20                         | 10                   | 50                   | 2,6                                                       | 80                                                   | 85                                                    | 34                                                  | 65                                                 | 3                                   |
| 19    | 170                           | 51                                     | 25                         | 15                   | 40                   | 2,5                                                       | 80                                                   | 85                                                    | 34                                                  | 60                                                 | 3                                   |
| 20    | 180                           | 55                                     | 27                         | 10                   | 50                   | 2,5                                                       | 80                                                   | 80                                                    | 35                                                  | 60                                                 | 3                                   |
| 21    | 110                           | 57                                     | 30                         | 20                   | 30                   | 2,6                                                       | 60                                                   | 65                                                    | 35                                                  | 60                                                 | 3                                   |
| 22    | 120                           | 62                                     | 32                         | 25                   | 40                   | 2,6                                                       | 60                                                   | 65                                                    | 35                                                  | 70                                                 | 2                                   |
| 23    | 310                           | 66                                     | 21                         | 40                   | 60                   | 2,7                                                       | 65                                                   | 70                                                    | 33                                                  | 70                                                 | 2                                   |
| 24    | 320                           | 77                                     | 18                         | 30                   | 60                   | 2,7                                                       | 65                                                   | 70                                                    | 33                                                  | 80                                                 | 2                                   |
| 25    | 350                           | 79                                     | 15                         | 25                   | 40                   | 2,5                                                       | 65                                                   | 70                                                    | 34                                                  | 80                                                 | 2                                   |

# 4

## НОРМАТИВНАЯ ПРОЧНОСТЬ МАССИВА ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКИ КАМЕР

### 4.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Твердеющие смеси стали применяться для заполнения очистных пространств с середины прошлого столетия и совершили небольшую революцию в подземной разработке рудных месторождений.

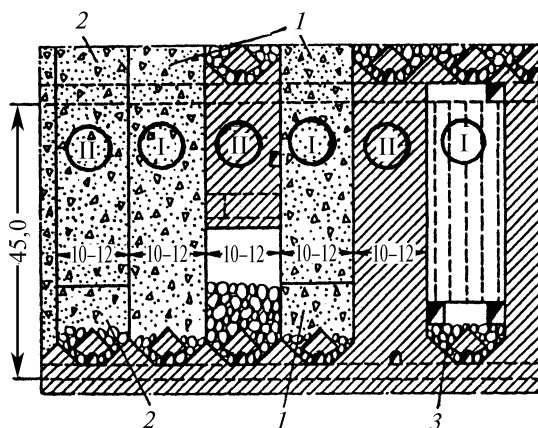
Речь, конечно, идет об эксплуатационных потерях и разубоживании руды при добыче. С появлением возможности создания при очистных работах искусственных массивов увеличился диапазон использования камерных и слоевых систем разработки при сплошной выемке запасов руд.

Однако, заменяя часть естественного массива на искусственный, мы перераспределяем также часть нагрузки на последний. Задача состоит в том, чтобы определить характер и интенсивность нагружения искусственных массивов и на этой основе — прочность этих конструкций, а отсюда — прочностные требования к материалу, из которого они сооружены.

Системы разработки, в которых используется твердеющая закладка, с геомеханических позиций можно разделить в принципе на две группы: камерно-целиковые многостадийные и сплошные одностадийные. Рассмотрим их отдельно.

### 4.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НОРМАТИВНОЙ ПРОЧНОСТИ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКИ ПРИ МНОГОСТАДИЙНОЙ КАМЕРНО-ЦЕЛИКОВОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ

На протяжении последних лет при реализации рассматриваемой системы разработки распространенной стала схема, когда камеры одинаковой ширины, располагаемые длинной осью вкрест простирания залежи, отрабатывают и закладывают в две и более стадии (рис. 4.1).



**Рис. 4.1.** Вариант двухстадийной разработки этажа (Гайский, Зыряновский рудники):

I и II — стадии отработки и закладки камер; 1 — твердеющая закладка; 2 — слабая твердеющая или нетвердеющая закладка; 3 — камера с отбойкой и выпуском руды

В целом система предназначена для разработки руд средней и выше средней прочности. Количество стадий отработки участка (этажа) тем больше, чем меньше прочность и устойчивость рудного массива.

Одинаковая ширина камер всех стадий отработки способствует унификации технологических процессов и операций, например, таких, как подготовка и нарезка запасов; схемы обустройства и взрывания; вентиляции; выпуска, погрузки и доставки рудной массы и т.д. А это, в свою очередь, ведет к совершенствованию однотипных работ, к повышению производительности труда и снижению себестоимости добычи руды по системе.

#### 4.2.1. Алгоритм решения задачи

С точки зрения геомеханической алгоритм решения задачи выглядит в принципе следующим образом:

- определяют предельно допустимое обнажение кровли камер  $l_{пр}$  и на основании этого по формуле эквивалентного

пролета,  $l_{\text{пр}} = \frac{ab}{\sqrt{a^2 + b^2}}$ , в соответствии с фактической мощностью залежи  $b$  определяют ширину камеры  $a$ ;

- рудное тело по простиранию в пределах этажа (или его участка) разбивают на ряд камер одинаковой ширины  $a_i$ , обрабатываемых, предположим, в две очереди (стадии);
- выполняют проверочный расчет прочности рудного целика шириной  $a_{\text{доп}}$  по одному из методов, изложенных в разделах 1 и 2;
- если полученная расчетом величина  $a_{\text{доп}} \leq a_i$ , то оставляют двухстадийную отработку залежи; если  $a_{\text{доп}} \geq a_i$ , то ширину рудного целика увеличивают, например, до значения  $a_{\text{доп}}$  или принимают трехстадийную отработку запасов этажа;
- составляют расчетную схему для определения прочностных параметров искусственных целиков.

#### 1. Определение ширины камеры.

Итак, согласно приведенному алгоритму, на первом этапе определяют ширину камеры по критерию устойчивости ее кровли (или пород висячего бока для пологих месторождений).

В очистных выработках размеры обнажения кровли имеют, как правило, сопоставимые размеры. В горной геомеханике различают следующие понятия пролетов обнажения кровли очистных камер: предельные, устойчивые, допустимые.

**Предельными** называются пролеты, при достижении которых начинается обрушение кровли камер.

**Устойчивыми** называются пролеты, при которых кровля очистных камер способна сохранять обнажение в течение длительного времени. Устойчивые пролеты меньше предельных.

**Допустимыми** — пролеты, которые используются при геомеханических расчетах. Отношение предельных пролетов к допустимым является коэффициентом запаса их устойчивости.

При решении геомеханических задач с любой из перечисленных категорий пролетов обнажений удобно оперировать понятием **эквивалентного** пролета. Его принцип формируется следующим образом: **любую камеру конечной длины  $a$  и ширины  $b$  можно заменить эквивалентной выработкой бесконечной длины с**

пролетом  $l_3$ , кровля которой обладает такой же устойчивостью, как и кровля камеры. Записывается это так:

$$l_3 = \frac{ab}{\sqrt{a^2 + b^2}}. \quad (4.1)$$

Этот принцип удобен, например, для оценки кровли камеры, устойчивость которой неизвестна, но известна устойчивость кровли камеры с другими соотношениями сторон  $a$  и  $b$  в тех же горно-геологических условиях.

К примеру, если  $a' \neq a''$  и  $b' \neq b''$ , а

$$l'_3 = \frac{a'b'}{\sqrt{(a')^2 + (b')^2}}, \text{ но } l''_3 = \frac{a''b''}{\sqrt{(a'')^2 + (b'')^2}},$$

то равенство  $l'_3 = l''_3$  говорит о том, что кровля второй камеры обладает такой же степенью устойчивости, что и у первой.

Существует множество предложений по количественной оценке устойчивости обнажений кровли камер. Большей частью — это эмпирические зависимости, отражающие условия конкретных месторождений.

Наиболее надежным способом определения и оценки устойчивости обнажений пород является производственный эксперимент или статистическая обработка производственных данных. В большинстве случаев именно так и поступают.

Неплохие, но менее надежные результаты дают эксперименты на моделях, особенно физических (например, на эквивалентных материалах).

Таким образом, значение предельного пролета обнажения кровли  $l_{пр}$  принимается на основании производственных экспериментов или производственных статистических данных.

Значения допустимых пролетов  $l_{доп}$  вычисляют с помощью коэффициента запаса устойчивости кровли  $k_{кр}$ , величину которого принимают в зависимости от важности объекта, срока его эксплуатации, прочности и структурной неоднородности пород в непосредственной кровле.

В тех случаях, когда рассчитываются элементы очистных выработок и необходимость сохранения устойчивой кровли камер ограничена непродолжительным периодом (например,

месяц-два), значения коэффициентов запаса устойчивости  $k_{кр}$  принимают в пределах 1,2–1,5 (для пород средней прочности и трещиноватости).

Согласно формуле (4.1), если размеры камеры  $a = b$ , то

$$l_3 = 0,7a, \text{ т.е. } a = \frac{l_3}{0,7}. \quad (4.2)$$

Следовательно, с учетом коэффициента запаса устойчивости

$$a = \frac{l_3}{0,7k_{кр}}. \quad (4.3)$$

2. Расчет прочности рудного целика при выбранной его ширине, равной  $a$ .

Такой расчет может быть выполнен в зависимости от горно-технических условий по формуле (2.10) или (2.11).

3. Если рассчитанная на предыдущем этапе прочная ширина целика  $b_p \leq a$ , то ширина камер может быть оставлена равной  $a$ , но этаж (участок) отрабатывается в три стадии или ширина камер принимается равной  $b_p$  при двухстадийной отработке этажа.

4. Расчетную схему определения прочностных параметров искусственных целиков составляют с соблюдением следующих граничных условий:

1) опорные целики находятся под нагрузкой как массы полного столба пород до поверхности, так и массы пород в пределах свода естественного равновесия. Устанавливают это по зависимостям (2.10) и (2.11);

2) при решении задачи учитывают величину технологической недозакладки камер и величину компрессионного уплотнения массива закладки;

3) соблюдение предыдущего условия позволило в дальнейшем решать задачу в режиме совместных деформаций пород кровли и искусственных массивов из твердеющей закладки.

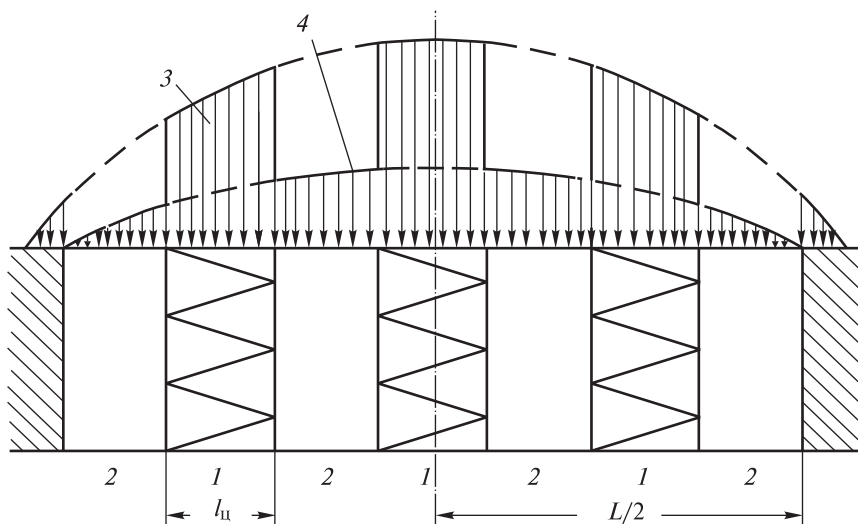
Вследствие необходимости одновременного учета при решении задачи взаимодействия многих неизвестных процессов и факторов (например, величины недозакладки камер, консолидации массива твердеющей закладки, характера деформации

пород непосредственной кровли камер и взаимодействия их с податливым массивом закладки и др.) было признано целесообразным решать задачу с помощью физических моделей из эквивалентных материалов с последующей интерпретацией результатов в виде эмпирических безразмерных зависимостей.

Модель изготавливали на плоском стенде длиной 4,5 м и толщиной 20 см. После отработки камеры массив закладки моделировался динамометрами ДОСМ-3-02 и опорными металлическими плитами с размерами 20×20 см (рис. 4.2).

Динамометры устанавливаются вместо отработанных камер спустя некоторое время (в среднем 0,5 ч), необходимое для опускания кровли на величину технологической недозакладки. Механизм сжатия динамометров позволяет имитировать консолидацию массива закладки, а индикаторы часового типа на них и стереофотограмметрическая съемка специальных марок в породах кровли позволяют отслеживать совместность и величины деформаций массивов пород и закладки.

Изменение давлений на искусственные целики измеряется с помощью манометров на динамометрах.



**Рис. 4.2.** Схема модели многостадийной отработки:

$L$  — ширина выработанного пространства;  $l_{ц}$  — ширина искусственного целика; 1, 2 — стадии отработки и закладки камер и эпюры нагрузок на них (3 и 4 соответственно)

Проведенные испытания использованных технических средств и отработка моделей в целом показали, что результаты исследований в достаточной мере адекватно отражают геомеханические процессы и их параметры.

Установлено, что зависимость нагрузки на искусственный целик от пролета камеры выражается уравнением

$$P_{\max} = P_{\Pi} \frac{L - l_{\Pi}}{2l}, \quad (4.4)$$

где  $P_{\Pi}$  — полная нагрузка,

$$P_{\Pi} = \gamma H \frac{l_{\kappa} + l_{\Pi}}{l_{\Pi}}, \quad (4.5)$$

где  $L$  — ширина выработанного пространства (панели), м;  $l_{\Pi}$  — ширина искусственного целика, м;  $l_{\kappa}$  — ширина камеры, м ( $l_{\kappa} = l_{\Pi}$ );  $\gamma$  — средняя плотность пород налегающей толщи, т/м<sup>3</sup>;  $l$  — предельный пролет, м;  $H$  — глубина работ (от кровли целика до земной поверхности), м.

Подставив (4.5) в (4.4), получим

$$P_{\max} = \gamma H \frac{(L - l_{\Pi})(l_{\kappa} + l_{\Pi})}{2l l_{\Pi}}. \quad (4.6)$$

Поскольку искусственные целики из твердеющей закладки представляют собой сооружения с ограниченной ответственностью, то коэффициент запаса прочности можно принять в пределах  $n \leq 1,5$ .

Тогда прочностные требования к массиву из твердеющей закладки в отработанных камерах первой стадии должны удовлетворять условию

$$[\sigma_{\text{сж.тв}}] \geq 1,5 P_{\max}. \quad (4.7)$$

Прочность искусственных целиков второй и последующих стадий отработки может быть меньше.

#### 4.2.2. Пример решения задачи

Решение задачи выполним применительно к условиям, аналогичным условиям Зыряновского рудника (Рудный Алтай). За основу берем схему, приведенную на рис. 4.1. Согласно условиям этой схемы исходные данные следующие: глубина

разработки  $H = 200$  м; ширина камеры и целиков  $l_k = l_{ц} = 10$  м; ширина панели  $L = 20$  м; средняя плотность налегающих пород  $\gamma = 2,6$  т/м<sup>3</sup>; предельный пролет обнажения кровли  $l = 14$  м; коэффициент запаса прочности искусственных целиков  $n = 1,2$ .

Согласно формуле (4.5) определяем, что полная нагрузка на искусственный целик, сооруженный после отработки камеры первой очереди,

$$P_{п} = 2,6 \cdot 200 \frac{10 + 10}{10} = 1040 \text{ т/м}^2.$$

Тогда максимальная нагрузка на этот целик будет

$$P_{\max} = 1040 \cdot \frac{20 - 10}{2 \cdot 14} = 3,7 \text{ МПа.}$$

С учетом  $n = 1,2$  прочность материала целика должна быть не менее

$$\sigma_{\text{сж.тв}} = P_{\max} \cdot n = 3,7 \cdot 1,2 = 4,4 \text{ МПа.}$$

Принимаем для проектирования  $\sigma_{\text{сж}} = 5$  МПа, тогда коэффициент запаса прочности будет  $n = 5:3,7 = 1,35$ .

### ***Варианты практических заданий***

| № п/п | Глубина разработки $H$ , м | Ширина камер и целиков $l_k = l_{ц}$ , м | Ширина панели $L$ , м | Средняя плотность пород $\gamma$ , т/м <sup>3</sup> | Предельный пролет кровли $l$ , м | Предел прочности твердеющей закладки $\sigma_{\text{сж}}$ , т/м <sup>3</sup> | Коэффициент запаса прочности искусств. целика $n$ , доли ед. |
|-------|----------------------------|------------------------------------------|-----------------------|-----------------------------------------------------|----------------------------------|------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------|
| 1     | 100                        | 10                                       | 20                    | 2,6                                                 | 15                               | 350                                                                          | 1,2                                                          |
| 2     | 150                        | 10                                       | 20                    | 2,6                                                 | 14                               | 360                                                                          | 1,3                                                          |
| 3     | 175                        | 10                                       | 20                    | 2,7                                                 | 16                               | 360                                                                          | 1,2                                                          |
| 4     | 200                        | 12                                       | 24                    | 2,8                                                 | 17                               | 370                                                                          | 1,3                                                          |
| 5     | 300                        | 12                                       | 24                    | 2,8                                                 | 18                               | 400                                                                          | 1,4                                                          |
| 6     | 310                        | 15                                       | 30                    | 2,7                                                 | 18                               | 390                                                                          | 1,4                                                          |
| 7     | 220                        | 15                                       | 30                    | 2,7                                                 | 20                               | 400                                                                          | 1,5                                                          |
| 8     | 230                        | 10                                       | 20                    | 2,6                                                 | 15                               | 410                                                                          | 1,5                                                          |
| 9     | 320                        | 15                                       | 30                    | 2,6                                                 | 19                               | 390                                                                          | 1,2                                                          |
| 10    | 210                        | 10                                       | 20                    | 2,5                                                 | 14                               | 360                                                                          | 1,3                                                          |

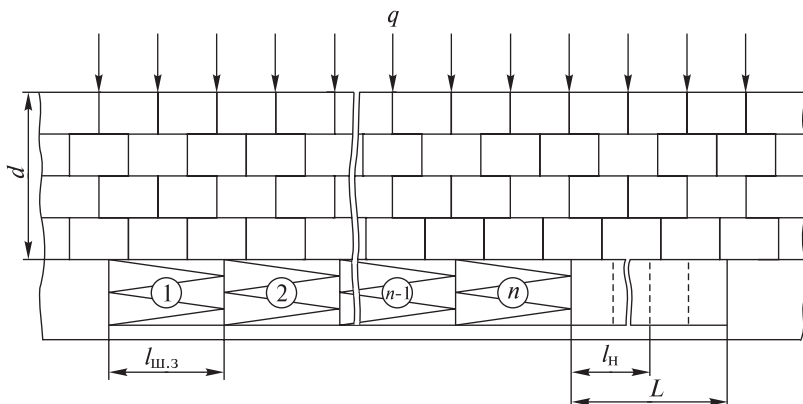
| №<br>п/п | Глубина<br>разработки<br>$H$ , м | Ширина<br>камер и<br>целиков<br>$l_k = l_{ц}$ , м | Ширина<br>панели<br>$L$ , м | Средняя<br>плотность<br>пород $\gamma$ ,<br>т/м <sup>3</sup> | Предельный<br>пролет<br>кровли<br>$l$ , м | Предел<br>прочности<br>твердеющей за-<br>кладки $\sigma_{сж}$ ,<br>т/м <sup>3</sup> | Коэффициент<br>запаса<br>прочности<br>искусств.<br>целика $n$ ,<br>доли ед. |
|----------|----------------------------------|---------------------------------------------------|-----------------------------|--------------------------------------------------------------|-------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------|
| 11       | 270                              | 12                                                | 24                          | 2,5                                                          | 16                                        | 380                                                                                 | 1,3                                                                         |
| 12       | 260                              | 15                                                | 30                          | 2,7                                                          | 16                                        | 400                                                                                 | 1,2                                                                         |
| 13       | 250                              | 10                                                | 20                          | 2,7                                                          | 14                                        | 360                                                                                 | 1,4                                                                         |
| 14       | 175                              | 10                                                | 20                          | 2,8                                                          | 14                                        | 370                                                                                 | 1,4                                                                         |
| 15       | 180                              | 12                                                | 24                          | 2,8                                                          | 15                                        | 360                                                                                 | 1,5                                                                         |
| 16       | 160                              | 12                                                | 24                          | 2,7                                                          | 16                                        | 350                                                                                 | 1,5                                                                         |
| 17       | 140                              | 15                                                | 30                          | 2,7                                                          | 19                                        | 400                                                                                 | 1,3                                                                         |
| 18       | 130                              | 15                                                | 30                          | 2,5                                                          | 20                                        | 400                                                                                 | 1,3                                                                         |
| 19       | 185                              | 10                                                | 20                          | 2,6                                                          | 16                                        | 340                                                                                 | 1,2                                                                         |
| 20       | 190                              | 10                                                | 20                          | 2,5                                                          | 17                                        | 350                                                                                 | 1,2                                                                         |
| 21       | 220                              | 10                                                | 20                          | 2,6                                                          | 18                                        | 360                                                                                 | 1,1                                                                         |
| 22       | 275                              | 12                                                | 24                          | 2,7                                                          | 19                                        | 400                                                                                 | 1,15                                                                        |
| 23       | 215                              | 12                                                | 24                          | 2,6                                                          | 20                                        | 370                                                                                 | 1,2                                                                         |
| 24       | 275                              | 15                                                | 30                          | 2,7                                                          | 25                                        | 400                                                                                 | 1,3                                                                         |
| 25       | 255                              | 15                                                | 30                          | 2,6                                                          | 22                                        | 400                                                                                 | 1,3                                                                         |

#### 4.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НОРМАТИВНОЙ ПРОЧНОСТИ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКИ ПРИ СПЛОШНОЙ ОДНОСТАДИЙНОЙ ОТРАБОТКЕ ЗАЛЕЖИ

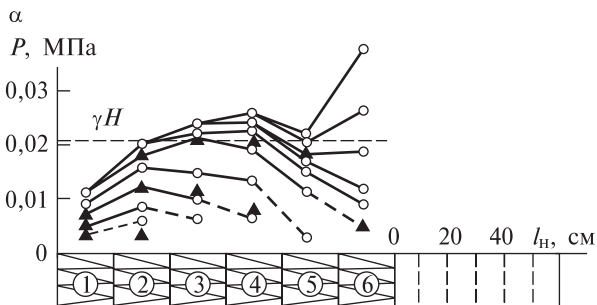
При сплошной одностадийной разработке этажа или панели обрабатываемое и закладываемое очистное пространство формируется последовательно в пределах определенной горизонтальной площади (рис. 4.3).

Такая схема отработки залежи «выстраивает» специфическую картину динамики образования и развития эпюр нагрузок на элементы системы разработки (рис. 4.4). В отличие от предыдущего варианта (см. раздел 4.2) эпюры нагрузок на камеры (полосы) начинают формироваться с одного фланга участка и по мере последовательной отработки и закладки последующих полос и распределения на них части нагрузки увеличивается и нагрузка на предыдущие.

Так продолжается до тех пор, пока интегральная нагрузка на обрабатываемый участок не достигнет определенной величины,



**Рис. 4.3.** Схема модели одностадийной отработки этажа (слоя)



**Рис. 4.4.** Формирование эпюр давления по мере развития одностадийной отработки

несколько превышающей  $\gamma H$ . Можно предположить, что это уровень свода разгрузки, о котором шла речь в разделе 3.

Рост нагрузок на панель прекращается при  $L > 2l$ . При этом максимальное значение нагрузки приурочено к среднему участку отработанной зоны. Величину ее можно вычислить по формуле

$$P_{\max} = \gamma H \frac{L - l_{ш.3}}{2l - l_{ш.3}}, \quad (4.8)$$

где  $l_{ш.3}$  — шаг закладки, м.

Однако несущая способность массива закладки в этой части значительно повышена вследствие того, что он находится в состоянии объемного сжатия.

Вместе с тем в наиболее неблагоприятных условиях находится искусственный массив в предпоследней полосе.

Установлено, что величина нагрузки на предпоследнюю полосу  $P_{n-1}$  зависит от соотношения ширины панели  $L$  и шага закладки  $l_{\text{ш.з.}}$ .

$$P_{n-1} = 0,5\gamma H \frac{L - l_{\text{ш.з.}}}{l} \quad (4.9)$$

Таким образом, нагрузка  $P_{n-1}$  определяет прочностные требования к материалу закладки.

#### 4.3.1. Пример решения задачи

Для решения задачи выберем условия, аналогичные Яковлевскому железорудному месторождению (КМА).

Рудное тело крутого падения имеет горизонтальную мощность до 600 м и представлено переслаиванием двух сортов железных руд: железистых кварцитов и рыхлых богатых мартитовых или железослюдково-мартитовых руд («синьки»). При этом в верхней части, на глубине 500–600 м, рудное тело состоит практически из сплошных рыхлых богатых (67% железа) руд.

В одном из вариантов отработки указанной части залежи принята слоевая нисходящая одностадийная система разработки с твердеющей закладкой.

С целью достижения наибольшей полноты закладки слоев им придется небольшой наклон. Однако при расчете нагрузок на искусственный массив слои можно принимать горизонтальными.

Горно-подготовительными выработками слои на этаже делятся на блоки, которые, в свою очередь, нарезными выработками делятся на панели шириной 15 м и длиной 30–35 м.

Отработка слоя в панели начинается с его середины последовательно заходками по 15 м (поперек панели) фронтами в обе стороны.

*Исходные данные:* глубина разработки  $H = 500$  м; ширина панели  $L = 15$  м; ширина заходки  $l_{\text{ш.з.}} = 5$  м; предельно допустимая ширина обнажения кровли выработки — 10 м; средняя плотность налегающих пород — 2,2 т/м<sup>3</sup>.

Согласно формуле (4.9) рассчитываем максимальную нагрузку на предпоследнюю заходку

$$P_{n-1} = 0,5 \cdot 2,2 \cdot 500 \frac{15-5}{10} = 5,5 \text{ МПа.}$$

Следовательно, прочность искусственного массива в верхних слоях этажа должна быть не менее  $\sigma_{\text{сж.тв}} = 6 \text{ МПа}$ .

### ***Варианты практических заданий***

| №<br>п/п | Глубина<br>разработки<br>$H$ , м | Ширина<br>панели $L$ , м | Ширина<br>заходки $l_{\text{ш.з}}$ , м | Предельное обна-<br>жение кровли $l$ , м |
|----------|----------------------------------|--------------------------|----------------------------------------|------------------------------------------|
| 1        | 400                              | 15                       | 5                                      | 10                                       |
| 2        | 420                              | 15                       | 5                                      | 12                                       |
| 3        | 380                              | 15                       | 6                                      | 12                                       |
| 4        | 370                              | 20                       | 6                                      | 15                                       |
| 5        | 440                              | 20                       | 5                                      | 15                                       |
| 6        | 450                              | 20                       | 5                                      | 10                                       |
| 7        | 500                              | 15                       | 5                                      | 10                                       |
| 8        | 520                              | 15                       | 5                                      | 10                                       |
| 9        | 550                              | 15                       | 5                                      | 12                                       |
| 10       | 350                              | 25                       | 6                                      | 15                                       |
| 11       | 340                              | 25                       | 6                                      | 12                                       |
| 12       | 460                              | 20                       | 6                                      | 12                                       |
| 13       | 470                              | 20                       | 6                                      | 12                                       |
| 14       | 480                              | 20                       | 5                                      | 12                                       |
| 15       | 430                              | 25                       | 6                                      | 12                                       |
| 16       | 490                              | 20                       | 5                                      | 15                                       |
| 17       | 360                              | 25                       | 6                                      | 15                                       |
| 18       | 330                              | 25                       | 6                                      | 15                                       |
| 19       | 320                              | 25                       | 6                                      | 15                                       |
| 20       | 300                              | 26                       | 6                                      | 10                                       |
| 21       | 380                              | 20                       | 5                                      | 10                                       |
| 22       | 400                              | 20                       | 5                                      | 10                                       |
| 23       | 410                              | 20                       | 5                                      | 10                                       |
| 24       | 510                              | 15                       | 5                                      | 10                                       |
| 25       | 530                              | 15                       | 5                                      | 10                                       |

# 5

## УПРАВЛЕНИЕ СООТНОШЕНИЕМ ПОКАЗАТЕЛЕЙ «ПРОЧНОСТЬ– СТОИМОСТЬ» ИСКУССТВЕННЫХ ЦЕЛИКОВ<sup>1</sup>

### 5.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Как отмечалось ранее, использование твердеющих смесей при очистных работах — явление, безусловно, революционного характера.

Особенно это относится к добыче руд цветных и редких металлов. Благодаря твердеющей закладке существенно изменились принципы оценки доступности месторождений к освоению, экономические критерии эффективности схем горного производства.

Однако с самого начала остро встала проблема высокой себестоимости добычи руды в связи с большими затратами на этот вид закладки, т.е. на сооружение искусственных массивов.

Многочисленные предложения по решению этой проблемы объединены двумя направлениями:

- определение эффективных соотношений между прочностными характеристиками искусственных целиков (обозначим их условно символом  $\sigma_3$ ) и себестоимостью твердеющей закладки (обозначим символом  $c_3$ );
- определение эффективных соотношений между  $\sigma_3$  и  $c_3$  на основе глобальной (в пределах рудника) оптимизации затрат.

Рассмотрим методику решения задачи одним из приемов первой группы направлений.

### 5.2. ОПТИМИЗАЦИЯ РАЗМЕРОВ ИСКУССТВЕННЫХ ЦЕЛИКОВ

Имея возможность определить прочные размеры искусственных целиков расчетным методом, их необходимо выбрать такими, чтобы они были экономически оптимальны.

---

<sup>1</sup> Раздел написан совместно с аспирантом А.А. Девятенем.

Очевидно, в общем случае наиболее выгодными (оптимальными) с экономической точки зрения будут искусственные целики минимальных размеров, но удовлетворяющие по прочности требованиям обработки месторождения.

Следуя этому принципу, оптимальные параметры искусственных целиков могут быть определены по следующей схеме (рис. 5.1).

Предельную устойчивую ширину камеры определяем по формуле [1]

$$l = 3,76 \sqrt{\frac{C_k C_{тр}^2 \delta^3 d^2}{\gamma_B (\gamma_B d + \gamma_{II} H_{II})^2}} \left( 1 + 0,01 \frac{C_{сл}}{\gamma_B d} \right), \quad (5.1)$$



**Рис. 5.1.** Алгоритм определения оптимальных размеров искусственных целиков

где  $C_k$  — сцепление пород в куске, МПа;  $C_{тр}$  — сцепление пород по трещинам, МПа;  $C_{сл}$  — сцепление между слоями пород, МПа;  $\delta$  — мощность рассматриваемого слоя пород, м;  $d$  — мощность пород в непосредственной кровле, м;  $\gamma_B$  — плотность пород, т/м<sup>3</sup>;  $\gamma_{п}$  — средневзвешенная плотность покрывающих пород, т/м<sup>3</sup>;  $H_{п}$  — мощность покрывающих пород;  $m$  — горизонтальная мощность залежи, м.

При вычислениях можно пользоваться приближенными соотношениями величин:

$$C_k = \frac{1}{5} \sigma_{сж}; \quad C_{тр} = C_{сл} = \frac{1}{30} C_k.$$

На основании полученной  $l$  ширину ленточного целика можно определить по формуле Шевякова–Тернера:

$$a_{\max} = \frac{b}{\left( \frac{\sigma_{сж}}{n\gamma_M H} - \frac{h\gamma_{п}}{\gamma_M H} \right) \left( 1 + \frac{b}{L} \right) - 1}, \quad (5.2)$$

где  $\sigma_{сж}$  — предел прочности материала искусственного целика при одноосном сжатии, МПа;  $b$  — ширина камеры, м ( $b = l_{\text{доп}} = l/n$ );  $L$  — ширина панели, м;  $n$  — коэффициент запаса прочности целика;  $H$  — глубина от кровли камеры до поверхности, м;  $\gamma_M$  — средняя плотность массива вышележащих пород, т/м<sup>3</sup>;  $\gamma_{п}$  — плотность искусственного целика, т/м<sup>3</sup>.

Расчет нагрузок на целики при разработке залежей можно определить также по принципу [4, 6]

$$\sigma_{\max} = \gamma H \frac{(L - b)(a + b)}{2la}, \quad (5.3)$$

где  $a$  — ширина целика, м;  $b$  — ширина камеры, м;  $L$  — ширина панели, м;  $H$  — глубина от кровли камеры до поверхности, м;  $\gamma$  — средняя плотность массива вышележащих пород, т/м<sup>3</sup>.

Полученная величина является нормативной прочностью массива закладки  $\sigma_{сж}$ .

После произведенных расчетов размеров целика и камеры определяется состав закладочной смеси. Предположим, что с целью облегчения транспортировки закладки до места ее укладки и снижения стоимости материалов состав смеси принимаем  $Ц + П + В$  (цементно-песчано-водный).

Расчетные параметры для цементного вяжущего

| Активность цемента $R_{ц}$ , МПа | Марка цемента | Предел прочности эталонной закладки $\sigma_{ц}$ , МПа | Эмпирические коэффициенты |         |
|----------------------------------|---------------|--------------------------------------------------------|---------------------------|---------|
|                                  |               |                                                        | $\alpha$                  | $\beta$ |
| 30                               | M300          | 8,1                                                    | 0,0025                    | 1       |
| 40                               | M400          | 9,7                                                    | 0,0046                    | 0,9     |
| 50                               | M500          | 11,2                                                   | 0,0074                    | 0,83    |
| 60                               | M600          | 12,8                                                   | 0,0181                    | 0,68    |

Расход цемента  $Ц$  определяется по следующей формуле

$$Ц = \left( \frac{\sigma_{сж}}{\alpha \sigma_{ц}} \right)^{1/\beta}, \quad (5.4)$$

где  $\sigma_{сж}$  — нормативная прочность закладки, МПа;  $\alpha$ ,  $\beta$  — эмпирические коэффициенты;  $\sigma_{ц}$  — предел прочности эталонной закладки, зависящей от марки цемента, МПа (см. табл. 5.1).

Количество воды принимается исходя из необходимой подвижности закладочной смеси.

Расход мелкого заполнителя  $П$  (песок) можно определить по формуле

$$П = \frac{1 - Ц / \rho_{з.ц} - В / \rho_{в}}{1 / \rho_{з.п}}, \quad (5.5)$$

где  $\rho_{з.ц}$  — плотность зерен вяжущего, кг/м<sup>3</sup>;  $\rho_{в}$  — плотность воды, кг/м<sup>3</sup>;  $\rho_{з.п}$  — плотность зерен мелкого заполнителя, кг/м<sup>3</sup>.

Рассчитав выбранные составы закладочных смесей, оцениваем стоимость 1 м<sup>3</sup> закладки каждого варианта:

$$\mathcal{E}_{ц} = Ц C_{ц} + П C_{п} + В C_{в},$$

где  $C_{ц}$  — стоимость цемента, руб/кг;  $C_{п}$  — стоимость мелкого заполнителя (песок), руб/кг;  $C_{в}$  — стоимость воды, руб/кг.

### 5.3. ПРИМЕР РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

Задачу решаем для условий Зырянского месторождения.

Рассмотрим два варианта прочности при сжатии материала искусственного целика:  $\sigma_1 = 2,5$  МПа и  $\sigma_2 = 3,0$  МПа.

1. Определяем величину предельного пролета обнажения пород в кровле камеры по формуле (5.1) для *первого варианта*.

$$C_k = 8 \text{ МПа}; C_{Tp} = 0,27 \text{ МПа}; C_{cл} = 0,27 \text{ МПа}; \delta = 6 \text{ м};$$

$$d = 55 \text{ м}; \gamma_B = 2,8 \text{ т/м}^3; \gamma_{II} = 2,5 \text{ т/м}^3; H_{II} = 400 \text{ м}.$$

$$l = 3,76 \sqrt{\frac{8000 \cdot 27^2 \cdot 6^3 \cdot 55^2}{2,8 \cdot (2,8 \cdot 55 + 2,5 \cdot 400)^2}} \left(1 + 0,01 \frac{0,27}{2,8 \cdot 55}\right) = 43 \text{ м}.$$

2. Предположим, что по технологическим соображениям ширина камеры составляет  $b_1 = 30 \text{ м}$ .

3. Определяем ширину целика при установленной ширине камеры по формуле (5.2)

$$\sigma_{сж} = 2,5 \text{ МПа}; b = 30 \text{ м}; L = a + b = 56 \text{ м}; n = 1,5;$$

$$H = 400 \text{ м}; \gamma_M = 2,8 \text{ т/м}^3; \gamma_{II} = 2,5 \text{ т/м}^3.$$

$$a_1 = \frac{30}{\left(\frac{2,5}{1,5 \cdot 2,8 \cdot 400} - \frac{40 \cdot 2,5}{2,8 \cdot 400}\right) \left(1 + \frac{30}{56}\right) - 1} = 26 \text{ м}.$$

4. После расчета размеров ширины камеры и целика определяем действующую нагрузку на искусственный целик:

$$a = 26 \text{ м}; b = 30 \text{ м}; H = 400 \text{ м}; \gamma = 2,8 \text{ т/м}^3$$

$$\sigma_1 = 2,8 \cdot 400 \frac{26 + 30}{26} = 2412 \text{ т/м}^2, \text{ или } 2,5 \text{ МПа}.$$

5. По полученным результатам определяем состав закладочной смеси для первого варианта.

Расход цемента (М300) составит

$$C_1 = \left[ \frac{2,5}{0,0025 \cdot 8,1} \right]^{1/1} = 123,46 \text{ кг}.$$

Объем воды принимаем  $B = 600 \text{ л}$  исходя из подвижности закладочной смеси.

Расход мелкого заполнителя составит

$$II_1 = \frac{1 - 123,46 / 3100 - 600 / 1000}{1 / 3400} = 1241,98 \text{ кг}.$$

6. Предположим, что при *втором варианте* новый состав закладочной смеси будет прочнее, чем в первом варианте, тогда ширина целика в этом случае уменьшится, а ширина камеры увеличится.

Принимаем предел прочности искусственного целика  $\sigma_2 = 3$  МПа.

7. Определяем состав закладочной смеси для второго варианта.

Расход цемента (М300) составит

$$Ц_2 = \left[ \frac{3}{0,0025 \cdot 8,1} \right]^{1/1} = 148,15 \text{ кг.}$$

Объем воды принимаем  $B = 600$  л исходя из подвижности закладочной смеси.

Расход мелкого заполнителя составит

$$П_2 = \frac{1 - 148,15 / 3100 - 600 / 1000}{1 / 3400} = 1214,52 \text{ кг.}$$

8. Определяем ширину целика во втором случае:

$$\sigma_{сж} = 3,0 \text{ МПа; } b = 30 \text{ м; } L = a + b = 56 \text{ м; } n = 1,5;$$

$$H = 400 \text{ м; } \gamma_M = 2,8 \text{ т/м}^3; \gamma_{ц} = 2,5 \text{ т/м}^3.$$

$$a_2 = \frac{30}{\left( \frac{3,0}{1,5 \cdot 2,8 \cdot 400} - \frac{40 \cdot 2,5}{2,8 \cdot 400} \right) \left( 1 + \frac{30}{56} \right) - 1} = 20 \text{ м.}$$

9. Определяем ширину камеры исходя из равенства

$$L = a + b_2,$$

$$b_2 = L - a = 56 - 20 = 36 \text{ м.}$$

10. Расчет затрат по выбранным составам.

Определяем состав закладочных смесей, рассчитываем суммарные затраты на  $1 \text{ м}^3$  закладки для выбранных вариантов.

$$C_{ц (М300)} = 2 \text{ руб/кг; } C_{п} = 0,11 \text{ руб/кг; } C_{в} = 0,1 \text{ руб/л;}$$

$$\mathcal{E}_{3,1} = 123,46 \cdot 2 + 1241,98 \cdot 0,11 + 600 \cdot 0,1 = 443,54 \text{ руб/м}^3;$$

$$\mathcal{E}_{3,2} = 148,15 \cdot 2 + 1214,52 \cdot 0,11 + 600 \cdot 0,1 = 489,90 \text{ руб/м}^3.$$

Объем целиков при  $m = 50$ ,  $h = 40$  м:

$$V = amh,$$

$$V_1 = 26 \cdot 50 \cdot 40 = 52\,000 \text{ м}^3,$$

$$V_2 = 20 \cdot 50 \cdot 40 = 40\,000 \text{ м}^3.$$

Суммарные затраты на весь объем целика тогда составят:

$$\mathcal{E}_{с.з} = V \mathcal{E}_3,$$

$$\mathcal{E}_{с.з1} = 52\,000 \cdot 443,54 = 23\,064\,080 \text{ руб.},$$

$$\mathcal{E}_{с.з2} = 40\,000 \cdot 489,90 = 19\,596\,000 \text{ руб.},$$

$$\Delta \mathcal{E}_{с.з} = \mathcal{E}_{с.з1} - \mathcal{E}_{с.з2} = 23\,064\,080 - 19\,596\,000 = 3\,468\,080 \text{ руб.}$$

При увеличении предела прочности при сжатии закладочной смеси на 0,5 МПа ширина искусственного целика уменьшилась на 6 м, а ширина камеры увеличилась на 6 м.

При этом экономия суммарных затрат составила 3 468 080 руб.

### **Варианты практических заданий**

Общими для всех вариантов принимаются: предел прочности искусственного целика  $\sigma_2$ ; расход воды в составе твердеющей смеси  $B$ , параметры трещиноватости пород  $C_k$ ,  $C_{тр}$ ,  $C_{сл}$ ,  $\Delta$ , ширина камеры  $b_1$ ;  $\sigma_{сж}$ .

| №<br>п/п | Плотность налегающих пород $\gamma$ , т/м <sup>3</sup> | Плотность руды в целике $\gamma_{ц}$ , т/м <sup>3</sup> | Глубина разработки $H$ , м |
|----------|--------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------|----------------------------|
| 1        | 2,2                                                    | 2,7                                                     | 200                        |
| 2        | 2,3                                                    | 2,8                                                     | 300                        |
| 3        | 2,4                                                    | 2,6                                                     | 400                        |
| 4        | 2,5                                                    | 2,7                                                     | 500                        |
| 5        | 2,6                                                    | 2,8                                                     | 600                        |
| 6        | 2,5                                                    | 2,6                                                     | 400                        |
| 7        | 2,4                                                    | 2,7                                                     | 300                        |
| 8        | 2,6                                                    | 2,8                                                     | 400                        |
| 9        | 2,3                                                    | 2,7                                                     | 300                        |
| 10       | 2,4                                                    | 2,6                                                     | 200                        |
| 11       | 2,5                                                    | 2,7                                                     | 300                        |
| 12       | 2,4                                                    | 2,8                                                     | 250                        |
| 13       | 2,5                                                    | 2,5                                                     | 350                        |

# 6

## **ПРОГНОЗ ПРОРЫВОВ ОБВОДНЕННЫХ ПЕСЧАНО-ГЛИНИСТЫХ ПОРОД В ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ**

### **6.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ**

Подработка водных объектов, особенно подземных водоносных комплексов — событие, скорее распространенное, нежели исключительное.

Подрабатываемые массивы пород, особенно осадочных, представлены перемежающимися слоями водоносных песчаных с глинистыми водонепроницаемыми. Попадая в зону подработки, такие слои пород деформируются, разрушаются и, перемешиваясь, образуют подвижную песчано-глинистую массу, которая просачивается сквозь подвижную при выпуске обрушенную рудно-породную толщу, могут представить угрозу прорыва в действующие подземные горные выработки.

При разработке рудных месторождений такие ситуации возникали множество раз и неоднократно заканчивались как мелкими, так крупными и катастрофическими по масштабам прорывами обводненных песчано-глинистых масс в горные выработки.

Поэтому задача прогнозирования этого горно-геологического явления представляется исключительно важной.

### **6.2. МЕХАНИЗМ ПРОНИКНОВЕНИЯ ОБВОДНЕННЫХ ПЕСЧАНО-ГЛИНИСТЫХ ПОРОД И РАСЧЕТ ГЛУБИНЫ ИХ ПРОНИКНОВЕНИЯ**

Проникновение обводненных песчано-глинистых масс через массив обрушенных пород изучено довольно слабо. В них участвуют не только механические, но и физико-химические и другие процессы, роль и взаимодействие которых неизвестны.

Опыт показывает, что эти процессы зависят от множества природных и организационно-технических факторов.

К природным факторам можно отнести следующие:

- вещественный состав массива горных пород, вовлекаемого в разработку;
- форма и элементы залегания рудных тел;
- глубина залегания руд и мощность покрывающих рыхлых пород;
- физико-механические свойства массивов руды, пород налегающей толщи и вмещающих пород;
- структура массива пород и рудных залежей, в особенности тектоническая нарушенность и трещиноватость;
- гидрогеологическая характеристика пород налегающей толщи, массива вмещающих пород и руды;
- обводненность массива пород и руды, особенно налегающих песчано-глинистых пород (величина возможных водопритоков в предполагаемую зону влияния очистных работ).

К организационно-техническим факторам относятся:

- принятый порядок отработки руды в этаже, шахтном поле;
- величина площади одновременно подрабатываемого участка рудной залежи на первом этаже;
- возможность образования сплошной зоны обрушения при отработке первого этажа, ее размеры;
- общая глубина развития горных работ, зависящая от размера залежи по падению, высота этажа;
- интенсивность разработки месторождения;
- эффективность осушения массива обводненных налегающих пород;
- схема отвода поверхностного стока.

Результирующее действие этих факторов влияет по двум главным направлениям: на характер формирования и развития зон обрушения и перемещения в них обрушенных скальных пород и на закономерности перемещения увлажненных песчано-глинистых масс в толще обрушенных скальных пород.

Разработать методику прогнозирования характера и количественных параметров проникновения обводненных песчано-глинистых масс через толщу раздробленных скальных пород,

которая учитывала бы влияние вышеперечисленных факторов в настоящее время невозможно.

Поэтому следует выбрать или предложить приближенную модель, использование которой с достаточной для технических целей адекватностью позволяет рассчитывать интересующие нас параметры процесса.

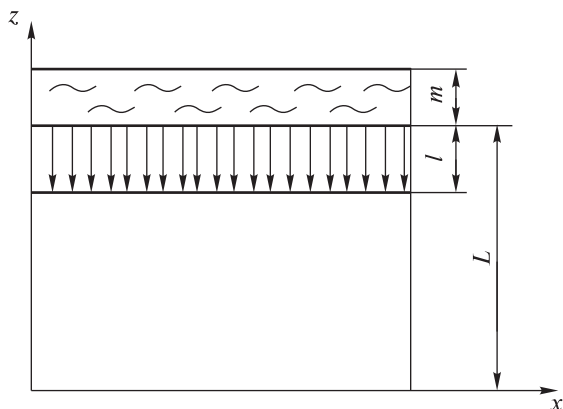
Представление механизма прорывов песчано-глинистых пород в горные выработки как процесса фильтрации неньютоновских жидкостей и, в частности, вязкопластичной жидкости, является физически непротиворечивым. Такая трактовка механизма прорывов песчано-глинистых пород позволяет использовать математический аппарат теории фильтрации вязкопластичной жидкости и, в частности, обобщенный закон Дарси.

На основе изложенных представлений о механизме прорывов песчано-глинистых пород в горные выработки можно произвести оценку минимальной мощности обрушенных скальных пород, которая исключает возможность поступления песчано-глинистых пород в горные выработки и очистное пространство.

В качестве упрощенной модели фильтрационного потока выбирается так называемая модель гидравлического радиуса. В этой модели поток в реальной пористой среде заменяется потоком, проходящим через цилиндрические полости кругового сечения в твердой породе под влиянием действующего напора. При решении уравнения Бингама–Шведова, которое принято за исходное для определения неньютоновской жидкости, сделаны следующие допущения:

- в задаче рассматривается нестационарное движение однородной вязкопластичной жидкости;
- порода и жидкость несжимаемы;
- структурно-механические свойства жидкости в данной точке не зависят от времени;
- пористая фильтрующая среда (массив обрушенных скальных пород) неподвижна.

В поставленной задаче движение вязкопластичной жидкости происходит в плоскости  $xz$  в направлении оси  $z$  (рис. 6.1).



**Рис. 6.1.** Схема расчета проникновения песчано-глинистых грунтов в обрушенных породах

Для этого случая уравнение Бингама–Шведова можно записать в виде

$$\tau_{xz} = \eta \frac{\partial V_z}{\partial x} + \tau_{сдв}, \quad (6.1)$$

где  $\tau_{xz}$  — напряжение сдвига в плоскости  $xz$ ;  $V_z$  — скорость движения массы в направлении оси  $z$ ;  $\tau_{сдв}$  — предельное напряжение сдвига;  $\eta$  — бингамовская вязкость, аналогичная обычному коэффициенту динамической вязкости в уравнении Ньютона.

Решая уравнение (6.1), получаем формулу для определения глубины проникновения обводненных песчано-глинистых грунтовых масс в обрушенных породах:

$$l_{пр} = \frac{(k_p - 1)P}{12\tau_{сдв} \bar{d}}, \quad (6.2)$$

где  $l_{пр}$  — предельная глубина проникновения обводненных песчано-глинистых пород в обрушенном массиве, м;  $k_p$  — коэффициент разрыхления обрушенных пород, доли ед.;  $P$  — внешнее давление на песчано-глинистые породы, т/м<sup>2</sup>;  $\tau_{сдв}$  — предел прочности песчано-глинистых пород при сдвиге, т/м<sup>2</sup>;  $\bar{d}$  — гармоническое средневзвешенное значение диаметра частиц обрушенных пород, вычисляемое по формуле

$$\bar{d} = \sum_{i=1}^n \frac{f_i}{d_i}, \quad (6.3)$$

где  $f_i$  — объемная доля частиц диаметром  $d_i$  в обрушенных скальных породах.

Если в результате расчетов получилось, что  $l_{\text{пр}} \geq L$ , то это означает возможность того, что обводненная песчано-глинистая масса может достигнуть подземных горных выработок. Однако отмеченное условие является обязательным, но не достаточным. Необходимо выполнение еще дополнительного условия

$$m \geq nL, \quad (6.4)$$

где  $m$  — мощность обводненных песчано-глинистых пород, м;  $n$  — пористость обрушенных пород, доли ед.

Только одновременное выполнение условий (6.2) и (6.4) означает, что существует реальная угроза того, что обводненные песчано-глинистые массы, пройдя через обрушенные породы, достигнут подземных выработок.

При расчетах по формуле (6.2) следует учитывать, что параметр  $P$  может иметь вид

$$P = P_{\text{осн}} + P_{\text{доп}}, \quad (6.5)$$

где  $P_{\text{осн}}$  — давление массы собственно песчано-глинистых пород, т/м<sup>2</sup>;  $P_{\text{доп}}$  — давление массы вышележащих пород, т/м<sup>2</sup>.

### 6.3. ПРИМЕР РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

Рассмотрим условия, аналогичные Соколовскому железорудному месторождению (Северный Казахстан).

Над рудным телом залегает пласт песчано-глинистых пород мощностью  $m = 40$  м. Над этим пластом — толща осадочных пород мощностью  $H = 85$  м. Плотность песчано-глинистых пород  $\gamma_1 = 1,8$  т/м<sup>3</sup>, толщи пород над ним  $\gamma_2 = 2$  т/м<sup>3</sup>.

Высота обрушенных пород и руд в блоке  $L = 30$  м, коэффициент разрыхления их  $k_p = 1,2$ . Исследованиями установлено, что предел прочности обводненных песчано-глинистых пород при сдвиге  $\tau = 1,05$  т/м<sup>3</sup>, а гармоническое средневзвешенное значение диаметра обрушенных руд и пород  $\bar{d} = 0,1$ .

Решение выполняем с использованием формулы (6.2). Предварительно определяем общую нагрузку на песчано-глинистый пласт пород:

$$P = P_1 + P_2 = H\gamma_1 + m\gamma_2 = 85 \cdot 2,0 + 40 \cdot 1,8 = 242 \text{ т/м}^3.$$

Теперь по формуле (6.2) определяем предельную глубину проникновения  $l_{\text{пр}}$  обводненных песчано-глинистых масс в массив обрушенных пород:

$$l_{\text{пр}} = \frac{(1,2 - 1) \cdot 242}{12 \cdot 1,05 \cdot 0,1} = 38,4 \text{ м.}$$

По формуле (6.4) проверяем, имеется ли в данном случае достаточное количество песчано-глинистых пород, которое обеспечит проникновение их до горной выработки:

$$nL = 0,2 \cdot 30 = 6 \text{ м,}$$

т.е.

$$m = 40 \geq 6 \text{ м.}$$

Таким образом, оба критерия подтверждают возможность прорыва обводненных песчано-глинистых масс через массив обрушенных руд и пород в горные выработки.

### **Варианты практических заданий**

| № п/п | Мощность основных пород $m_{\text{ос}}, \text{ м}$ | Мощность обводненных песчано-глинистых пород $m_{\text{ср}}, \text{ м}$ | Плотность обводненных песчано-глинистых пород $\gamma_2, \text{ т/м}^3$ | Плотность покрывающих осадочных пород $\gamma_1, \text{ т/м}^3$ | Мощность обрушенных пород $L_{\text{м}}, \text{ м}$ | Коэффициент разрыхления скальных пород $k_p$ | Предельное напряжение сдвига песчано-глинистых пород $\tau_{\text{п}}, \text{ т/м}^3$ | Гармоническое средневзвешенное значение диаметра частиц обрушенного массива $\bar{d}, \text{ л/м}$ |
|-------|----------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------|----------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------|
| 1     | 80                                                 | 28                                                                      | 1,9                                                                     | 1,8                                                             | 15                                                  | 1,3                                          | 1,02                                                                                  | 0,20                                                                                               |
| 2     | 75                                                 | 32                                                                      | 2,0                                                                     | 1,9                                                             | 50                                                  | 1,4                                          | 0,97                                                                                  | 0,07                                                                                               |
| 3     | 85                                                 | 30                                                                      | 1,8                                                                     | 2,0                                                             | 65                                                  | 1,3                                          | 1,15                                                                                  | 0,04                                                                                               |
| 4     | 90                                                 | 35                                                                      | 2,1                                                                     | 1,7                                                             | 42                                                  | 1,2                                          | 0,98                                                                                  | 0,10                                                                                               |
| 5     | 70                                                 | 31                                                                      | 2,0                                                                     | 1,8                                                             | 30                                                  | 1,2                                          | 0,95                                                                                  | 0,15                                                                                               |
| 6     | 95                                                 | 40                                                                      | 2,0                                                                     | 2,1                                                             | 123                                                 | 1,3                                          | 1,00                                                                                  | 0,03                                                                                               |
| 7     | 100                                                | 38                                                                      | 1,9                                                                     | 2,7                                                             | 24                                                  | 1,25                                         | 1,12                                                                                  | 0,10                                                                                               |
| 8     | 115                                                | 44                                                                      | 2,2                                                                     | 1,6                                                             | 65                                                  | 1,3                                          | 1,20                                                                                  | 0,05                                                                                               |

| №<br>п/п | Мощность основных пород<br>$m_{ос}$ , м | Мощность обводненных пес-<br>чано-глинистых пород $m_{сп}$ , м | Плотность обводненных пес-<br>чано-глинистых пород $\gamma_2$ , т/м <sup>3</sup> | Плотность покрывающих<br>осадочных пород $\gamma_1$ , т/м <sup>3</sup> | Мощность обрушенных пород<br>$L_m$ , м | Коэффициент разрыхления<br>скальных пород $k_p$ | Предельное напряжение сдви-<br>га песчано-глинистых пород<br>$\tau_{пр}$ , т/м <sup>2</sup> | Гармоническое средневзвешен-<br>ное значение диаметра частиц<br>обрушенного массива $d$ , 1/м |
|----------|-----------------------------------------|----------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------|-------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------|
| 9        | 105                                     | 40                                                             | 2,0                                                                              | 1,8                                                                    | 62                                     | 1,3                                             | 2,05                                                                                        | 0,03                                                                                          |
| 10       | 110                                     | 36                                                             | 2,1                                                                              | 1,9                                                                    | 50                                     | 1,3                                             | 1,67                                                                                        | 0,05                                                                                          |
| 11       | 150                                     | 42                                                             | 1,9                                                                              | 2,0                                                                    | 43                                     | 1,5                                             | 2,52                                                                                        | 0,07                                                                                          |
| 12       | 140                                     | 30                                                             | 2,0                                                                              | 1,7                                                                    | 70                                     | 1,4                                             | 1,08                                                                                        | 0,09                                                                                          |
| 13       | 145                                     | 40                                                             | 2,2                                                                              | 1,8                                                                    | 40                                     | 1,5                                             | 1,79                                                                                        | 0,10                                                                                          |
| 14       | 135                                     | 26                                                             | 1,8                                                                              | 2,0                                                                    | 95                                     | 1,4                                             | 1,34                                                                                        | 0,11                                                                                          |
| 15       | 130                                     | 38                                                             | 1,9                                                                              | 1,8                                                                    | 55                                     | 1,3                                             | 1,00                                                                                        | 0,08                                                                                          |
| 16       | 120                                     | 42                                                             | 2,1                                                                              | 1,9                                                                    | 55                                     | 1,25                                            | 1,10                                                                                        | 0,08                                                                                          |
| 17       | 125                                     | 40                                                             | 2,0                                                                              | 1,8                                                                    | 30                                     | 1,2                                             | 1,05                                                                                        | 0,10                                                                                          |

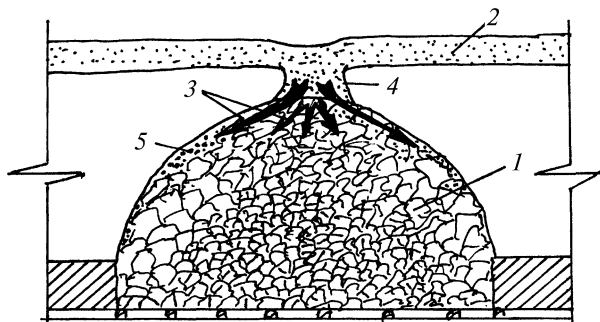
### P.S.

В приведенной методике расчета  $l_{пр}$  принято, что пористость обрушенных пород одинакова по всему объему. В действительности это далеко не так. Дело в том, что формирование массива обрушенных руд и пород в очистном пространстве сопровождается несколькими механическими процессами.

Рассмотрим их подробнее (рис. 6.2). После выхода воронки провала зоны обрушения (4) под пласт обводненных песчано-глинистых пород (2) последние устремляются в обрушенный массив (3).

Здесь песчано-глинистые породы перемещаются по трем неравнозначным путям.

*Первый* из них — под массивом пород свода обрушения (5), где пористость обрушенной массы наибольшая или вообще могут быть открытые пустоты. Естественно, скорость продвижения обводненных масс в этой части наибольшая. Поэтому с наибольшей вероятностью и в первую очередь появление обводненных



**Рис. 6.2.** Распределение потоков обводненных песчано-глинистых масс (3) в массиве обрушенных пород (1)

песчано-глинистых масс следует ожидать в периферийной части (по краям) очистного пространства.

*Второй* путь перемещения обводненных масс — основная часть зоны обрушения, характеризующаяся более равномерным распределением пустотности в пространстве.

Однако как в первом, так и во втором варианте по различным причинам в массиве обрушенных пород могут образоваться локальные своды равновесия, а под ними — пустоты или участки с повышенной пустотностью. В этих пустотах может накапливаться обводненная грунтовая масса и опускаться в виде капсулы вместе с общей массой обрушенных руд (пород). Приближаясь к горизонту выпуска, эта грунтовая масса может внезапно прорваться в горные выработки.

Условия формирования и прогнозирования указанных особенностей прорывов обводненных песчано-глинистых масс в горные выработки изучены слабо. Ну и саму механико-математическую модель проникновения их через обрушенную массу скальных пород нельзя признать безупречной. В ней много искажающих действительный процесс упрощений и условностей. Не в полной мере учитываются участвующие физико-химические процессы и взаимодействия.

### **7.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ**

При подземной разработке рудных залежей с обрушением руды и вмещающих пород деформации подработанной толщи происходят с определенной закономерностью, в частности, подчиняясь выраженной стадийности.

Когда свод обрушения над очистной выработкой, развиваясь, подходит достаточно близко к земной поверхности, непосредственно перед образованием воронки провала часто происходит зависание пород на больших площадях.

Так, перед выходом воронки обрушения на Зыряновском месторождении площадь обнажения пород была более 10 тыс. м<sup>2</sup>.

При этом толщина зависшего массива была от 30 до 70 м. В таком состоянии эта толща пород находилась довольно продолжительное время — около года. Обрушение произошло после специального комплекса работ по посадке потолочины.

Поскольку размеры провала на поверхности значительно меньше площади кровли, обнаженной очистными работами, то по сторонам воронки обрушения образуются консоли зависающих пород. Разрушение консолей происходит ступенчато в виде террас обрушения. Размеры террас обрушения: ширина — от 7 до 10 м, длина соответствует размерам провала на поверхности (иногда до 200 м), глубина предполагается на всю мощность потолочины.

Разрушение консолей в виде террас является результатом превышения предельных напряжений растяжения, которые дают начало трещинообразованию. Рассмотрим этот вопрос подробнее.

Наблюдения за трещинами разрывов на консольной части потолочины на Зыряновском месторождении показали следующее. Развитие трещины вначале идет очень медленно, затем

трещина быстро увеличивается по ширине и наконец происходит разрушение (отрыв) части массива по этой трещине. Первая стадия развития трещин разрыва длится 18–25 суток, вторая — 3–4 (рис. 7.1).

Таким образом, исследования в производственных условиях показывают, что обрушение бортов воронки и разрушение массива в виде террас происходит не внезапно, а постепенно, спокойно развиваясь до некоторого предела.

Проводя систематическое наблюдение за трещинами и другими сопутствующими признаками, можно установить время перехода стадии спокойного развития сдвижений в опасные обрушения.

С целью контроля зоны обрушения (особенно в случаях, когда она выходит в пространство карьера при комбинированной разработке месторождения) важно оценивать развитие ее в пространстве.

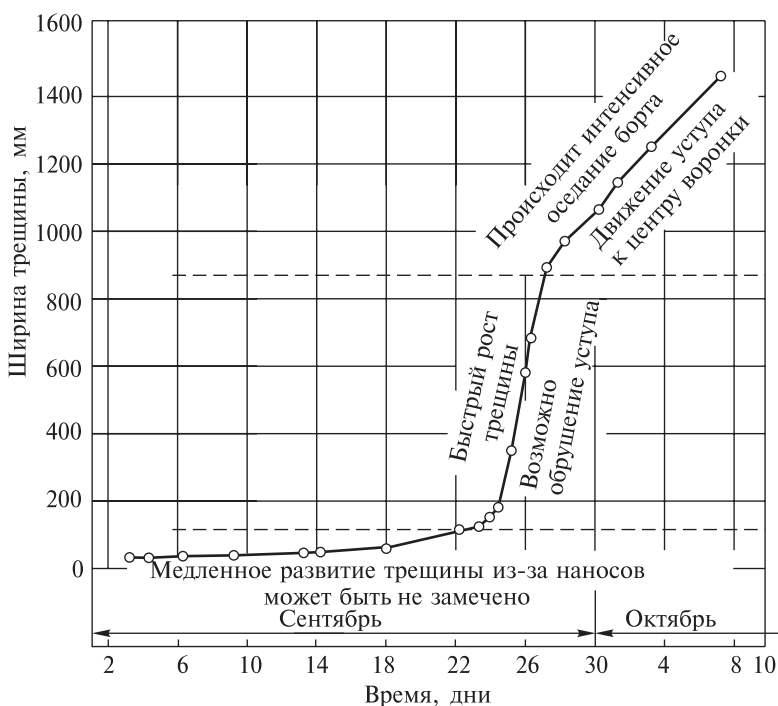
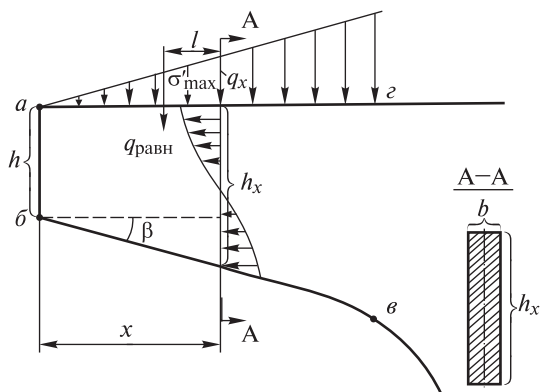


Рис. 7.1. Развитие трещин разрыва во времени (Зырянское месторождение)



**Рис. 7.2.** Схема к расчету критической длины консоли

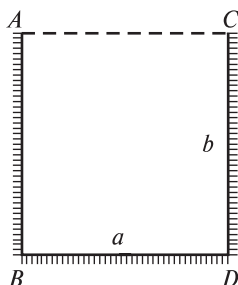
Поскольку в настоящее время нет решений подобных задач с учетом всех факторов, влияющих на устойчивость зависаний пород, то с целью упрощения делаются определенные допуски (рис. 7.2).

Известно, что при решении задач устойчивости консолей и потолочин в горных породах могут применяться методы сопротивления материалов. Б.Г. Галеркин считает, что применение сопротивления материалов при решении подобных технических задач должно ограничиваться выполнением следующих условий: отношение толщины плиты  $h$  к ее наименьшему размеру должно быть не больше 1:5; ожидаемые прогибы плиты должны быть меньше по сравнению с толщиной.

Исследования К.В. Руппенейта, Г.И. Кузнецова, С.Г. Кузнецова показали, что при отношениях мощности слоя к его пролету, равных 1:3, применимы методы сопротивления материалов. Поэтому расчет зависания пород в первом приближении можно производить аналогично расчету тонких плит.

## 7.2. РАСЧЕТ КРИТИЧЕСКИХ РАЗМЕРОВ КОНСОЛЬНОГО ЗАВИСАНИЯ ПОРОД

Предположим, имеем прямоугольную плиту, защемленную по трем сторонам и свободную по четвертой (рис. 7.3). Плита нагружена сплошной равномерной или распределенной по треугольнику (или трапеции) гравитационной нагрузкой.



**Рис. 7.3.** Схема к расчету консольного зависания пород

А.С. Калманок, решая эту задачу в общем виде, рекомендует величины изгибающих моментов находить путем дифференцирования уравнения упругой поверхности.

Решение этого уравнения показывает, что максимальные изгибающие моменты (а следовательно, и максимальные разрывные усилия) возникают по контуру плиты (в частности, вдоль зашеченных сторон  $AB$  и  $CD$  (см. рис. 7.3).

Это означает, что при консольном зависании горных пород обрушение их происходит в две стадии.

Первоначально при определенных соотношениях параметров консоли разрывные усилия вдоль зашеченных сторон  $AB$  и  $CD$  достигают предела прочности пород и происходит освобождение связей консоли с массивом пород вдоль этих линий. Практически это может быть зона весьма мелких трещин, но достаточных, чтобы резко ослабить (или ликвидировать) связь консоли с массивом.

Во второй стадии обрушение зависания пород можно рассматривать как деформацию консольной балки, зашеченной по одному торцу.

Следуя этому предположению, расчет критических параметров консольного зависания пород можно производить по следующей методике.

1. Определяются возникающие вдоль сторон  $AB$  или  $CD$  максимальные растягивающие усилия и сравниваются с пределом прочности пород.

Поскольку решение уравнения упругой поверхности трудоемко, то составлены специальные таблицы (табл. 7.1 и 7.2) для различных вариантов граничных условий на контуре плиты.

Зная отношение сторон прямоугольной плиты  $a:b$ , по этим таблицам можно найти необходимые значения изгибающих моментов. Причем значения их в таблице даны в предположении, что коэффициент поперечного расширения  $\mu = 0$ , т.е. даны наибольшие изгибающие моменты.

Таблица 7.1

## Нагрузка сплошная равномерная

| $a:b$ | $k$     |
|-------|---------|
| 0,30  | -0,0327 |
| 0,35  | -0,0396 |
| 0,40  | -0,0453 |
| 0,45  | -0,0486 |
| 0,50  | -0,0511 |
| 0,55  | -0,0526 |
| 0,60  | -0,0538 |
| 0,65  | -0,0548 |
| 0,70  | -0,0556 |
| 0,75  | -0,0560 |
| 0,80  | -0,0562 |
| 0,85  | -0,0563 |
| 0,90  | -0,0562 |
| 0,95  | -0,0561 |
| 1,00  | -0,0560 |
| 1,10  | -0,0559 |
| 1,20  | -0,0558 |
| 1,30  | -0,0557 |
| 1,40  | -0,0556 |
| 1,50  | -0,0556 |
| 1,75  | -0,0556 |
| 2,00  | -0,0556 |

Таблица 7.2

## Нагрузка гидростатическая

| $a:b$ | $k$     |
|-------|---------|
| 0,30  | -0,0120 |
| 0,35  | -0,0148 |
| 0,40  | -0,0172 |
| 0,45  | -0,0193 |
| 0,50  | -0,0212 |
| 0,55  | -0,0229 |
| 0,60  | -0,0246 |
| 0,65  | -0,0262 |
| 0,70  | -0,0277 |
| 0,75  | -0,0291 |
| 0,80  | -0,0304 |
| 0,85  | -0,0317 |
| 0,90  | -0,0329 |
| 0,95  | -0,0340 |
| 1,00  | -0,0349 |
| 1,10  | -0,0358 |
| 1,20  | -0,0375 |
| 1,30  | -0,0391 |
| 1,40  | -0,0405 |
| 1,50  | -0,0418 |
| 1,75  | -0,0455 |
| 2,00  | -0,0478 |

Максимальные опорные изгибающие моменты будут на середине защемленной стороны  $AB$

$$M_{\sigma \max}^0 = k P b^2, \quad (7.1)$$

где  $k$  — коэффициент, определяемый по табл. 7.1 и 7.2 при заданном отношении  $a:b$ ;  $P$  (или  $q$ ) — максимальная ордината нагрузки, распределенной по треугольнику ( $q$ ), или интенсивность нагрузки, равномерно распределенной по площади ( $P$ ).

Полагаем, что момент сопротивления плиты

$$W = \frac{bh^2}{6}, \quad (7.2)$$

где  $h$  — толщина плиты.

Отсюда нетрудно определить максимальные растягивающие напряжения

$$\sigma'_{\max} = \frac{M_{\sigma \max}^0}{W}. \quad (7.3)$$

После преобразований получим

$$\sigma'_{\max} = \frac{6kPb}{h^2}. \quad (7.4)$$

Последняя формула позволяет сделать проверочный расчет имеющегося зависания пород, зная максимально допустимое напряжение разрыва (с учетом запаса прочности), или по заданным прочностным характеристикам определить максимально допустимые размеры зависания ( $a$ ,  $b$ ,  $h$ ).

2. Установив, что  $\sigma'_{\max} \geq \sigma_{\text{разр}}$ , рассматриваем зависание пород как консольную балку, защемленную по одному торцу.

Предполагаем  $b = 1$ . Поскольку балка находится под действием собственной массы, нагрузка возрастает при увеличении вылета балки (см. рис. 7.2).

Нагрузка  $P_x$  на расстоянии  $x$  от свободного торца балки будет

$$P_x = h\gamma \cdot 1.$$

Равнодействующая весовых нагрузок

$$P_{\text{равн}} = \frac{q_{\text{равн}}}{2} P_x = \frac{x}{2} h\gamma.$$

Изгибающий момент

$$M = P_{\text{равн}} l = \frac{x}{2} h\gamma \frac{x}{3} = \frac{1}{6} x^2 h\gamma.$$

Максимальные растягивающие напряжения

$$\sigma''_{\max} = \frac{M}{W} = \frac{\frac{1}{6} x^2 h\gamma}{\frac{bh^2}{6}} = \frac{x^2 \gamma}{bh}. \quad (7.5)$$

### 7.3. ПРИМЕР РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

Для решения задачи рассмотрим условия, аналогичные Зыряновскому полиметаллическому месторождению (Рудный Алтай).

Исходные данные:  $h = 20$  м;  $a = 50$  м;  $b = 30$  м;  $\sigma_p = 1,0$  т/м<sup>2</sup>.

По формуле (7.4) определяем растягивающие напряжения вдоль стороны  $a$  при изгибе плиты ( $k = 0,0556$ ;  $P = \gamma h = 2,6 \cdot 20$ ):

$$\sigma'_{\max} = \frac{6kPb}{h^2} = \frac{6 \cdot 0,0556 \cdot 52 \cdot 30}{400} = 1,3 \text{ т/м}^2.$$

По формуле (7.5) определяем растягивающие напряжения вдоль закрепленного торца  $b$  балки

$$\sigma''_{\max} = \frac{x^2 \gamma}{bh} = \frac{a^2 \gamma}{bh} = \frac{2500 \cdot 2,6}{30 \cdot 20} = 10,8 \text{ т/м}^2.$$

В обоих случаях  $\sigma'_{\max} > \sigma_p$  и  $\sigma''_{\max} > \sigma_p$ .

Следовательно, консольное зависание пород разрушится.

### **Варианты практических заданий**

| № п/п | Толщина консоли, $h$ | $a$ , м | $b$ , м | Предел прочности пород при растяжении $\sigma_p$ , т/м <sup>2</sup> |
|-------|----------------------|---------|---------|---------------------------------------------------------------------|
| 1     | 15                   | 60      | 40      | 2,0                                                                 |
| 2     | 15                   | 55      | 42      | 1,5                                                                 |
| 3     | 15                   | 57      | 40      | 1,4                                                                 |
| 4     | 12                   | 58      | 38      | 2,1                                                                 |
| 5     | 12                   | 56      | 39      | 1,7                                                                 |
| 6     | 12                   | 52      | 31      | 1,8                                                                 |
| 7     | 14                   | 53      | 33      | 1,1                                                                 |
| 8     | 14                   | 55      | 45      | 1,0                                                                 |
| 9     | 14                   | 57      | 45      | 1,2                                                                 |
| 10    | 18                   | 60      | 50      | 1,3                                                                 |
| 11    | 18                   | 70      | 55      | 1,5                                                                 |
| 12    | 18                   | 65      | 50      | 1,6                                                                 |
| 13    | 13                   | 75      | 35      | 2,0                                                                 |
| 14    | 13                   | 76      | 29      | 2,1                                                                 |
| 15    | 13                   | 75      | 36      | 2,2                                                                 |
| 16    | 17                   | 72      | 60      | 3,0                                                                 |
| 17    | 17                   | 75      | 65      | 1,2                                                                 |
| 18    | 17                   | 80      | 40      | 1,2                                                                 |
| 19    | 20                   | 75      | 45      | 1,3                                                                 |
| 20    | 20                   | 80      | 50      | 1,4                                                                 |
| 21    | 20                   | 70      | 60      | 1,5                                                                 |
| 22    | 20                   | 75      | 55      | 1,5                                                                 |

### **8.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ**

Механизм и результаты депрессионной консолидации слоистых массивов осадочных горных пород при глубоком водопонижении подробно рассмотрены нами в главе 8.7 работы [1].

Обобщая конспективно этот материал, можно акцентировать внимание на следующих положениях.

Большинство рудных залежей перекрыты слоями осадочных горных пород, содержащих водоносные комплексы (или расположены в массивах таких пород).

Непременным условием освоения таких месторождений является осушение указанных водоносных пластов, т.е. удаление свободной воды из водоносных пород и поровой воды из водоупорных.

Следствием осушения водоносной толщи является фильтрационная консолидация осушаемого массива пород в период активного снижения гидростатических напоров в дренируемых пластах и консолидация ползучести водонепроницаемых пород.

### **8.2. ФОРМИРОВАНИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ И ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ПЕРЕМЕЩЕНИЙ ПОРОД ПРИ ФИЛЬТРАЦИОННОЙ КОНСОЛИДАЦИИ**

В середине 60-х годов прошлого столетия на Южно-Белозерском месторождении, осваиваемом Запорожским железорудным комбинатом, по истечении нескольких лет дренажных работ было обнаружено несоответствие объемов откачанной из скважин воды с запасами ее в водоносных осушаемых пластах. Причем эта разница превышала расчетную почти в два раза.

В результате анализа этого парадоксального факта специалисты пришли к выводу, что такое возможно только вследствие отжима поровой воды из водонепроницаемых пластов.

Для подтверждения высказанного предположения и изучения этого явления были привлечены специалисты по гидрогеологии, инженерной геологии и геомеханике ведущих научных организаций.

Участвуя в этих исследованиях, группа сотрудников института ВИОГЕМ под руководством Д.М. Казикаева использовала весь комплекс доступных в то время методов: натурные наблюдения и эксперименты, лабораторное изучение состояния и свойств пород, моделирование с помощью стабилметров, разработанных одним из членов группы канд. техн. наук Н.Т. Верещагиным, аналитические исследования.

Результатом такого комплексного подхода к решению задачи была расшифровка механизма отжима поровой жидкости из глинистых пород вследствие появления возрастающего избыточного нейтрального и эффективного давлений, вызванных осушением контактирующих водоносных пластов. Этот процесс развивается медленно и сопровождается консолидационно-реологическими явлениями.

Таким образом, установлены два различающихся механизма деформирования слоистой толщи при водопонижении.

В водоносных пластах вслед за снижением гидростатического напора на величину  $\Delta H$  нейтральное давление изменяется на величину

$$\Delta P_n = \Delta H \gamma_v, \quad (8.1)$$

где  $\gamma_v$  — плотность воды, т/м<sup>3</sup>.

В этом случае новое значение нейтрального давления будет

$$P_n = P_{n0} - \Delta P_n = \gamma_v (H_0 - \Delta H), \quad (8.2)$$

где  $P_{n0}$  — начальное нейтральное давление, т/м<sup>3</sup>;  $H_0$  — высота столба воды над рассматриваемой точкой до водопонижения, м.

Соответственно изменится и эффективное давление в дренирующем пласте

$$P_z = P_z - P_n = \gamma_{cp} H - \gamma_v (H_0 - \Delta H), \quad (8.3)$$

где  $P_z = P_{z0} + P_{n0}$ , т/м<sup>2</sup>;  $H$  — общая глубина рассматриваемой точки от земной поверхности, м;  $\gamma_{cp}$  — средняя плотность пород, т/м<sup>2</sup>.

Такое увеличение эффективных давлений вызывает уплотнение дренируемого пласта по всей мощности, вертикальная составляющая (осадка) которого

$$S = \lambda_n \Delta H \gamma_v h_{cl}, \quad (8.4)$$

где  $\lambda_n$  — коэффициент депрессионной осадки дренируемых пород, доли ед.;  $h_{cl}$  — мощность пласта, м.

Следовательно, максимальное приращение эффективных давлений в водоносных породах, вызванное водопонижением, равно величине исходного нейтрального давления, а наибольшее значение эффективных напряжений равно массе столба пород:

$$\max \Delta P_z = H_0 \gamma_v; \max P_z = P_z - P_n = \gamma_{cp} H - H_0 \gamma_v. \quad (8.5)$$

В глинистых же породах большую роль играют силы сцепления, которые преодолеваются консолидирующими нагрузками (дополнительными  $P_n$  и  $P_z$ ) постепенно, по мере достижения определенного уровня, т.е. развиваются с отставанием от фильтрационного уплотнения осушаемых пород и растянуты во времени. Эти процессы называются ползучестью горных пород.

Таким образом, осадка глинистых пород контролируется в основном процессами ползучести. Аналитическое выражение зависимости величин вертикальных перемещений точек пласта от действующих факторов представляет определенную сложность.

В.А. Мироненко на основе анализа результатов натурных наблюдений за деформациями земной поверхности с использованием положений теорий наследственной ползучести получил формулу для расчета осадок в виде

$$S(t) = (S_\infty - 0,76t^{-0,15}) \sigma_z m, \quad (8.6)$$

где  $S_\infty$  — конечная осадка, мм;  $m$  — мощность пласта, м;  $\sigma_z$  — эффективное напряжение, кг/см<sup>2</sup>;  $t$  — время, сут.

Более трудной является задача прогнозирования горизонтальных деформаций. Причина этого в том, что гораздо меньше выполнялись натурные наблюдения и в научном отношении проблема слабо изучена.

Учитывая такое положение, нами выполнены исследования на моделях из глины и песка с целью обнаружения механизма изучаемого явления и поведения самой среды в заданных условиях.

Для количественной оценки параметров деформирования пород использованы безразмерные величины, в частности, отношения горизонтальных перемещений к вертикальным  $\varepsilon = U/V$ .

В результате отработки двух десятков моделей и анализа их результатов установлена эмпирическая зависимость деформации от параметров моделируемых ситуаций:

$$\varepsilon = \frac{0,13H(l_x / H)}{h_z} \exp(-0,55l_x / H), \quad (8.7)$$

где  $H$  — мощность деформирующегося массива, м;  $l_x$  — горизонтальная координата точки, м;  $h_z$  — вертикальная координата точки, м.

Если имеются значения оседаний  $V$ , полученные путем измерений на поверхностных маркшейдерских наблюдательных станциях, путем наблюдения за оседаниями точек в глубине массива с помощью глубинных реперов или путем, наконец, расчетов по формулам типа (8.6), то, используя зависимость (8.7), можно рассчитать горизонтальные перемещения точек.

Однако изложенная методика довольно сложна для инженерных вычислений. Поэтому предпочтительнее для инженерных расчетов методика, изложенная ниже.

### **8.3. РАСЧЕТ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ОСЕДАНИЙ ПРИ ДЕПРЕССИОННОЙ КОНСОЛИДАЦИИ ПОРОД**

Выше было показано, что при водопонижении, т.е. при снижении гидростатических напоров  $H_0$ , увеличивается нагрузка на нижележащие пласты и происходит вытеснение жидкости из них. Причем если пласт водоносный, то речь идет о гравитационной жидкости, если пласт водоупорный, то — жидкость поровая.

Различная форма нахождения жидкости в водопроницаемых и водоупорных пластах обусловила и различную связь ее со скелетом водовмещающей породы.

В водопроницаемых породах — это преимущественно механическая смесь воды и породы со слабыми между ними связями. Поэтому при понижении гидростатических напоров содержащаяся в пласте вода удаляется («стекает») под воздействием гравитационных сил.

В водоупорных породах вода заключена в поры, трещины и другие мелкие емкости и здесь при взаимодействии жидкости и породы большое значение имеют молекулярные электростатические силы, благодаря которым вмещающие породы значительно сильнее удерживают воду. Для преодоления этих сил требуются большие усилия и время.

Такая схематизация процессов взаимодействия пород и находящихся в них жидкостей позволяет без серьезных погрешностей упростить прогнозный расчет вертикальных деформаций пород при водопонижении.

Итак, принимаем, что при снижении гидростатических напоров в водоносных пластах происходит оседание (в общем виде — консолидация) пород, описываемое формулой (8.4).

Причем в случае полного осушения водоносного пласта (а к этому обычно и стремятся) снижение напора  $\Delta H$  равно начальному  $H_0$ , т.е.  $\Delta H = H_0$ ; отсюда полное оседание

$$S_1 = \lambda_n H_0 \gamma_v m_{\text{сл}}. \quad (8.8)$$

В пластах водонепроницаемых, как было отмечено ранее, оседания описываются более сложными, экспоненциальными зависимостями, например вида (8.6).

Однако натурными и лабораторными исследованиями установлено, что депрессионные оседания глинистых пород, включая и консолидации ползучести, реализуются, как правило, на 80–85% своей конечной величины в течение первых 10–15 лет после начала деформации, хотя закончиться они могут лет через 30–40 и более.

С учетом этого можно записать, что полное оседание в глинистом пласте

$$S_2 = \lambda_{\text{п}} \Delta P_{\text{э}} m_{\text{д}}, \quad (8.9)$$

где  $\lambda_{\text{п}}$  — коэффициент депрессионного оседания (уплотнения) глинистых пород, определяется экспериментально, м<sup>2</sup>/т;

$\Delta P_{\varepsilon}$  — приращение эффективных напряжений, т/м<sup>2</sup>;  $m_d$  — зона активного сжатия глинистых пород, м.

Поэтому при большом времени  $t_{\infty}$  можно без существенных погрешностей величины оседаний пластов получать по приближенным зависимостям:

– для одностороннего дренирования пласта

$$S_{\infty} = 0,5 \lambda_{\Pi} P_{\varepsilon} m_d, \quad (8.10)$$

– для двухстороннего дренирования пласта

$$S_{\infty} = \lambda_{\Pi} P_{\varepsilon} m_d. \quad (8.11)$$

При расчетах можно принимать  $m_d = m_{\text{сл}}$ .

#### 8.4. ПРИМЕР РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

Рассмотрим решение задачи для горно-геологических условий, аналогичных условиям Яковлевского железорудного месторождения (КМА).

При глубоком водопонижении напорных вод в келловейских песках, известняках карбона (рис. 8.1), наряду с деформациями перечисленных водоносных пород, в результате отжима поровой воды из глин вышележащего горизонта бат-байоса, последние испытывают фильтрационную и реологическую консолидацию.

Исходные данные для решения задачи:

| Слои пород       | Глубина до кровли пласта $H$ , м | Начальный гидростатический напор $H_0$ , м | Снижение напора $\Delta H$ , м | Средняя плотность налегающих пород $\gamma_{\text{ср}}$ , т/м <sup>3</sup> | Мощность пласта $m$ , м | Коэффициент депрессионного уплотнения $\lambda$ , м <sup>2</sup> /т |
|------------------|----------------------------------|--------------------------------------------|--------------------------------|----------------------------------------------------------------------------|-------------------------|---------------------------------------------------------------------|
| Пески келловей   | 630                              | 350                                        | 300                            | 2,7                                                                        | 40                      | $0,4 \cdot 10^{-4}$                                                 |
| Глина бат-байоса | 415                              | 350                                        | 300                            | 2,8                                                                        | 20                      | $1,5 \cdot 10^{-4}$                                                 |

По формуле (8.8) вычисляем величину вертикальных оседаний точек пласта песков келловей.

$$S_1 = 0,4 \cdot 10^{-4} \cdot 300 \cdot 1 \cdot 40 = 0,48 \text{ м.}$$

В этом случае в результате отжима поровой жидкости из нижележащего пласта глин бат-байоса при одностороннем его

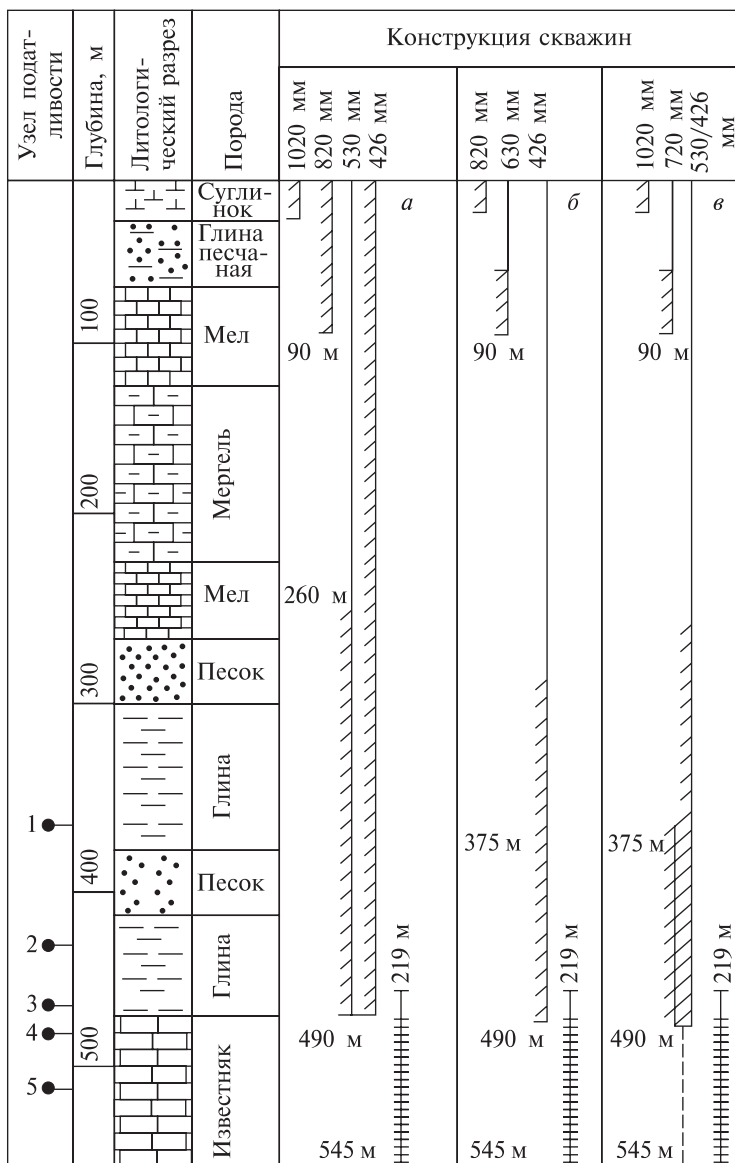


Рис. 8.1. Конструкция водопонижающей скважины Яковлевского рудника

дренировании величина консолидации в вертикальном направлении составит [см. формулу (8.10)]:

$$S_2 = 1,5 \cdot 10^{-4} \cdot 300 \cdot 20 \cdot 0,5 = 0,44 \text{ м.}$$

### **Варианты практических заданий**

| №<br>п/п | Порода | Глубина до кровли пласта $H$ , м | Начальный гидростатический напор $H_0$ , м | Снижение напора $\Delta H$ , м | Средняя плотность налегающих пород $\gamma_{\text{ср}}$ , т/м <sup>3</sup> | Мощность дренируемого пласта $m$ , м | Коэфф. депрессионного уплотнения $\lambda$ , м <sup>2</sup> /т |
|----------|--------|----------------------------------|--------------------------------------------|--------------------------------|----------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------|----------------------------------------------------------------|
| 1        | Песок  | 250                              | 175                                        | 150                            | 2,2                                                                        | 50                                   | $0,4 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 2        | Песок  | 200                              | 125                                        | 120                            | 2,3                                                                        | 45                                   | $0,7 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 3        | Глина  | 350                              | 200                                        | 180                            | 2,4                                                                        | 20                                   | $1,6 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 4        | Глина  | 300                              | 180                                        | 170                            | 2,35                                                                       | 25                                   | $2,0 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 5        | Глина  | 260                              | 200                                        | 120                            | 2,37                                                                       | 30                                   | $0,8 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 6        | Песок  | 280                              | 180                                        | 160                            | 2,15                                                                       | 40                                   | $0,5 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 7        | Песок  | 300                              | 170                                        | 150                            | 2,20                                                                       | 35                                   | $0,6 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 8        | Песок  | 360                              | 210                                        | 170                            | 2,25                                                                       | 40                                   | $0,8 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 9        | Песок  | 400                              | 320                                        | 210                            | 2,10                                                                       | 25                                   | $1,0 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 10       | Глина  | 450                              | 250                                        | 200                            | 2, 4                                                                       | 15                                   | $2,2 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 11       | Глина  | 500                              | 350                                        | 250                            | 2,35                                                                       | 18                                   | $2,3 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 12       | Глина  | 550                              | 400                                        | 350                            | 2,27                                                                       | 21                                   | $1,9 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 13       | Песок  | 410                              | 300                                        | 180                            | 2,15                                                                       | 46                                   | $0,9 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 14       | Песок  | 420                              | 220                                        | 160                            | 2,2                                                                        | 37                                   | $0,3 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 15       | Глина  | 430                              | 230                                        | 170                            | 2,4                                                                        | 27                                   | $1,7 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 16       | Глина  | 450                              | 240                                        | 140                            | 2,42                                                                       | 21                                   | $1,5 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 17       | Глина  | 480                              | 270                                        | 200                            | 2,38                                                                       | 20                                   | $1,8 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 18       | Песок  | 500                              | 350                                        | 240                            | 2,18                                                                       | 42                                   | $0,9 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 19       | Песок  | 510                              | 380                                        | 250                            | 2,17                                                                       | 40                                   | $0,6 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 20       | Песок  | 560                              | 410                                        | 270                            | 2,26                                                                       | 38                                   | $0,4 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 21       | Глина  | 260                              | 180                                        | 100                            | 2,38                                                                       | 22                                   | $1,6 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 22       | Глина  | 280                              | 200                                        | 130                            | 2,41                                                                       | 25                                   | $1,9 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 23       | Песок  | 290                              | 150                                        | 130                            | 2,15                                                                       | 46                                   | $0,6 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 24       | Песок  | 410                              | 260                                        | 180                            | 2,20                                                                       | 42                                   | $0,8 \cdot 10^{-4}$                                            |
| 25       | Глина  | 420                              | 300                                        | 200                            | 2,4                                                                        | 22                                   | $2,1 \cdot 10^{-4}$                                            |

### **9.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ**

В предыдущем разделе было показано, что глубокое водопонижение вызывает значительные деформации массивов горных пород, особенно осадочных. На основании анализа исследований этого процесса установлено, что интенсивность деформирования дренируемых и контактирующих с ними водоупорных пород изменяется по мощности пластов различно и по нелинейной зависимости. Однако можно выделить наиболее активные зоны, придав им усредненные значения интересующих параметров деформаций.

Таким образом, степень разработанности методики решения указанной задачи позволяет с достаточной для технических целей точностью определить вертикальные перемещения (оседания) пластов или их участков в результате фильтрационной консолидации.

Вместе с тем многочисленными наблюдениями, выполненными на Южно-Белозерском, Яковлевском, Михайловском железорудных и на других месторождениях, установлено, что в процессе водопонижения и после него крепь вертикальных скважин различного назначения (водопонижающих, вентиляционных, технических) диаметром 400–2000 мм деформировалась, а часто — и разрушалась.

Характер деформирования и разрушения крепи скважин показывает, что она во всех случаях испытывает осевое растяжение, затем подвергается горизонтальному сдвигающему усилию.

Учитывая неизбежность разрушения крепи скважины в дренируемых массивах пород и опираясь на установленные закономерности деформирования этих массивов, следует принимать конструктивные решения, позволяющие предупреждать указанные повреждения в крепи. Для этого в обсадной колонне необходимо устанавливать компенсаторы осевого усилия сжатия (узлы вертикальной податливости) крепи скважины.

Узел податливости представляет собой телескопическую схему (рис. 9.1), устанавливаемую на обсадной колонне (крепи) скважины на расчетном интервале глубин.

На рис. 9.1, *а* показан продольный разрез устройства для предотвращения разрушения обсадных колонн до приложения усилия, на рис. 9.1, *б* — то же, после приложения усилия.

Устройство для предотвращения разрушения обсадных колонн состоит из втулки 2 и патрубка 6, телескопически соединенных между собой и жестко связанных с обсадными трубами 1 и 7. Патрубок 6 соединен с втулкой 2. При крайних положениях патрубка 6 относительно втулки 2 (за счет торцевого их зацепления) возможна передача осевого усилия. На наружной поверхности патрубка 6 расположен эластичный элемент 5, выполненный из пористого материала, например керамзита, и имеющий кожух 3. Торец 9 кожуха 3 жестко связан с патрубком 6. Стенка 4 кожуха 3 выполнена из легкодеформирующегося материала.

После спуска в скважину 10 обсадной колонны, снабженной устройством для предотвращения ее разрушения и проведения

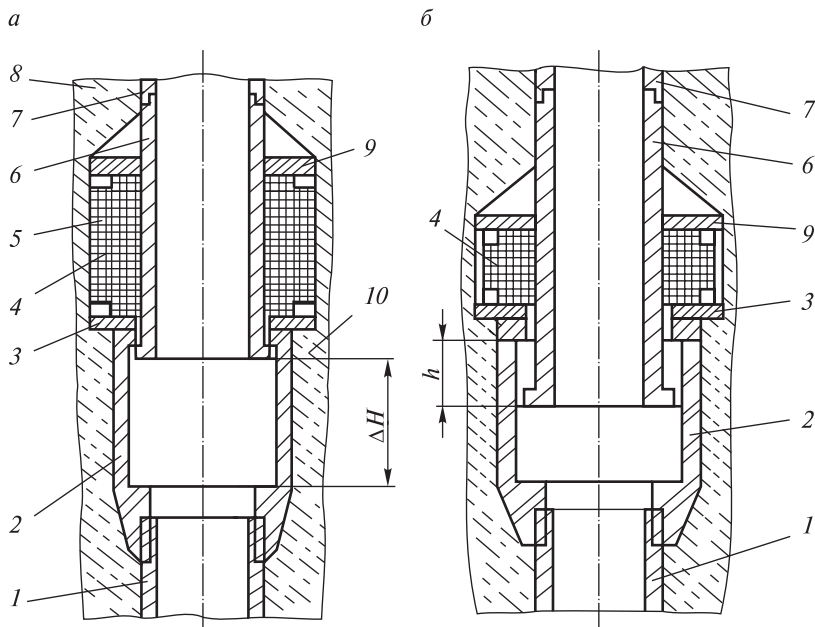


Рис. 9.1. Узел вертикальной податливости крепи скважины

цементирования затрубного пространства, возникают вертикальные нагрузки на верхнюю часть обсадной колонны и затрубный цементный камень  $\delta$ , посредством которого обсадные трубы 1 и 7 связаны с массивом пород. Вертикальная нагрузка через подвижный фланец 9 деформирует эластичный пористый элемент, при этом верхняя секция обсадных труб вместе с цементным камнем перемещается на величину  $\Delta H$  вниз.

Вертикальные нагрузки на крепь буровых скважин, которые сооружены в зонах активных деформаций горных пород, в результате релаксации развиваются постепенно и с течением времени увеличиваются до величины, в несколько раз превышающей прочность обсадных труб. Предлагаемое устройство за счет деформации эластичного пористого элемента и возможности осевого перемещения верхней секции обсадных труб совместно с затрубным цементным камнем по отношению к нижней снимает эти нагрузки по мере их накопления, тем самым предотвращая обсадные трубы от разрушения и сохраняя затрубный цементный камень.

Объем эластичного пористого элемента, определяющий величину перемещения  $\Delta H$  в каждом конкретном случае, устанавливают исходя из прогнозируемой величины осадки пород.

Наблюдения, проведенные на Южно-Белозерском железорудном месторождении, показали, что скважины, находящиеся в зоне деформирования пород, быстро выходят из строя. За 20 лет эксплуатации скважин оседание пород составило 2,8 м. Средний срок службы скважин по фактическим данным составил 4,4 года. Анализ показывает, что применение узлов податливости увеличивает срок службы скважин и снижает эксплуатационные затраты.

## **9.2. РАСЧЕТ ВЕЛИЧИНЫ КОМПЕНСАЦИИ ОСЕДАНИЙ ПОРОД В УЗЛАХ ПОДАТЛИВОСТИ**

Анализируя схему осушения месторождения, в дренируемых водоносных и контактируемых с ними водоупорных пластах по формулам (8.4)–(8.11) рассчитывают оседания пород, вызванные депрессионной консолидацией в результате водоотбора.

Определив, таким образом, величины оседаний пород в интервалах наибольшего деформирования, намечают отметки

расположения узлов вертикальной податливости крепи скважин (см. рис. 8.1).

Величину компенсирующей способности каждого узла податливости принимают согласно полученным вышеуказанными расчетами осадкам, увеличивая их значения на коэффициент запаса  $K_{\text{зап}} = 1,15$ . Узлы податливости целесообразно располагать в водоупорных пластах, в непосредственной близости к контакту с дренируемыми.

### 9.3. ПРИМЕР РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

Для решения задачи рассмотрим условия, аналогичные Яковлевскому железорудному месторождению (см. рис. 8.1).

В разделе 8.4 были описаны эти условия и выполнен расчет вертикальных оседаний пород в результате водопонижения в пласте келловейских песков. Получены величины вертикальных оседаний: в песках келловей — 0,48 м, в верхней части пласта глин бат-байоса — 0,44 м.

Ранее мы отмечали, что узлы вертикальной податливости крепи скважин следует располагать на участке глинистых пород ближе к контакту с дренируемыми водоносными породами.

Руководствуясь этой рекомендацией, намечаем места их установки в интервалах глубин: первый узел в пределах 385–393 м; второй — 435–438 м (см. рис. 8.1).

В предыдущем разделе в качестве практических самостоятельных занятий студенты определяли величину вертикального перемещения (оседания) пластов различных пород.

На основании полученной величины оседания требуется рассчитать компенсирующее значение узла вертикальной податливости скважины.

Например, в нашем расчете получены значения оседаний в пласте песков 0,48 м и в пласте глин — 0,44 м. Тогда необходимые величины компрессирующей способности узлов податливости составят

$$0,48 \cdot 1,15 = 0,55 \text{ м и } 0,44 \cdot 1,15 = 0,51 \text{ м.}$$

Решением задачи по расчету и местоположению узлов вертикальной податливости крепи скважин завершается каждый вариант решения задачи по разделу 8.

# 10 ВОДОНЕПРОНИЦАЕМЫЕ ПЕРЕМЫЧКИ

## 10.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

При подработке подземными горными выработками естественных или искусственных водных объектов, находящихся в массивах горных пород, широкое развитие получили методы полного или частичного снижения статических уровней подземных вод.

Однако анализ горно-технических условий разработки рудных полезных ископаемых показывает, что выбор возможных методов осушения месторождений или снижения водопритокков в зоне очистной выемки ограничен.

По нашим оценкам, наибольшего эффекта можно ожидать от применения тампонажа пород за зоной деформирования (обрушение, сдвигание), вызванного горными разработками, и создания системы водонепроницаемых перемычек в выработках, контактирующих с водопроводящей областью.

Возможны различные варианты защиты подземных горных выработок от воды, поступающей из подземного водного объекта, исключающие его осушение.

Достаточно эффективной с технико-экономической точки зрения является гидроизоляция подземных горных выработок. Здесь также возможны различные варианты:

- оставление естественного барьерного целика между действующими выработками и водным объектом. Толщина такого целика определяется расчетным методом с учетом гидростатических напоров, воздействующих на целик, прочностных и деформационных свойств пород, слагающих целик, их трещиноватости, фильтрационных характеристик. Недостатком этого варианта является то, что в барьерном целике приходится оставлять в виде потерь часть полезного ископаемого;

- изоляция действующих подземных выработок от затопления путем сооружения водонепроницаемых перемычек.

Этот вариант дает большой технико-экономический эффект в сочетании с другими методами защиты горных выработок: например, частичное осушение или водопонижение, тампонаж участков массива и т.д.

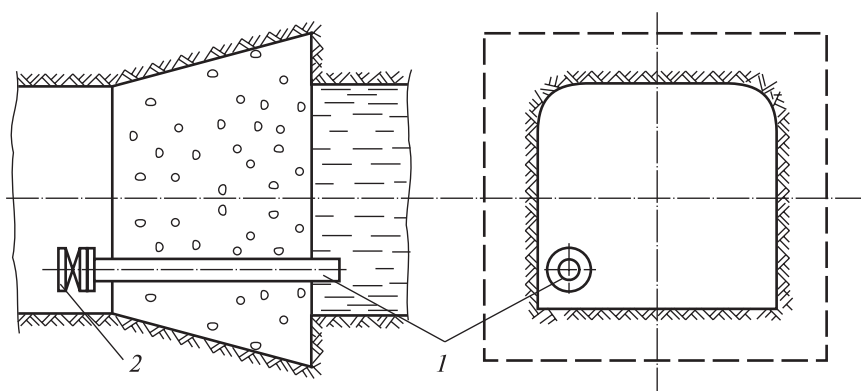
## 10.2. КОНСТРУКЦИИ ВОДОНЕПРОНИЦАЕМЫХ ПЕРЕМОЧЕК В ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ

По функциональному признаку водонепроницаемые перемычки подразделяют на сплошные (глухие) и с герметическими дверями.

Первые сооружаются в условиях, когда перемычка эксплуатируется в режиме постоянной гидроизоляции защищаемого участка шахтного поля.

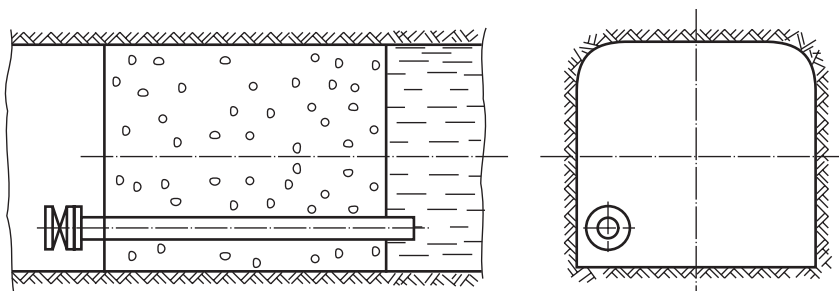
При сооружении второй разновидности перемычек предполагается, что в нормальном режиме горная выработка, в которой установлена перемычка, может использоваться по прямому назначению, т.е. в качестве транспортной, вентиляционной, дренажной и т.д.

При аварийной ситуации (прорыв или угроза прорыва воды, водно-породных смесей) двери перемычки закрываются, и она становится водонепроницаемой (рис. 10.1 и 10.2).



**Рис. 10.1.** Одноступенчатая клинчатая водонепроницаемая перемычка:

1 — дренажная труба; 2 — задвижка



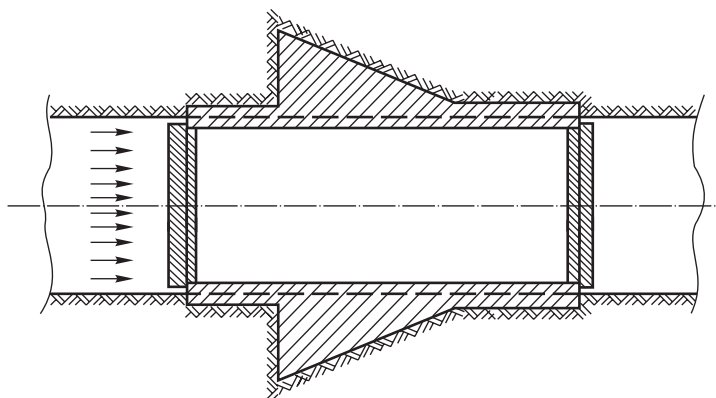
**Рис. 10.2.** Безврубовая прямоугольная водонепроницаемая перегородка

Используются также перегородки камерного типа, оборудованные дверями по торцам (рис. 10.3).

Достоинство их состоит в том, что при аварийных ситуациях, особенно в случаях, когда вода уже поступает в выработку, перемещающиеся по ней объекты (люди, электропоезда и др.) могут шлюзоваться.

Конструктивно перегородки как сплошные, так и с дверями подразделяют на клинчатые (см. рис. 10.1) и безврубовые (см. рис. 10.2). И те, и другие в своем поперечном сечении, как правило, повторяют поперечное сечение выработки, в которой они сооружаются.

Вследствие отмеченных особенностей конструкций клинчатые перегородки работают на сжатие и срез, а безврубовые



**Рис. 10.3.** Водонепроницаемая перегородка с герметическими дверями шлюзового типа

оказывают сопротивление действующим гидростатическим напорам воды за счет сцепления их боковой поверхности с окружающими горными породами.

Если расчетная толщина клинчатой перемычки ( $B$ ) превышает 2,5–3 м, то проектируют многоступенчатую конструкцию (рис. 10.4). Такие водонепроницаемые перемычки применяют, как правило, при больших гидростатических напорах.

Достоинствами рассмотренных конструкций клинчатых водонепроницаемых перемычек являются прочность и устойчивость действующему давлению воды, хорошая связь с окружающими горными породами и меньшая, при прочих равных условиях, толщина по сравнению с безрубцовыми перемычками.

Недостатком клинчатых конструкций водонепроницаемых перемычек является большая трудоемкость их сооружения (т.е. продолжительные сроки возведения и высокая стоимость), что вынуждает иногда отказываться от их применения. Особенно это касается случаев, когда перемычка должна быть сооружена в слабых породах, не допускающих большого обнажения пород, и когда перемычка сооружается в сжатые сроки.

В указанных условиях переходят к сооружению безрубцовых водонепроницаемых перемычек. Последние по сравнению с клинчатыми перемычками обеспечивают худшую связь с ок-

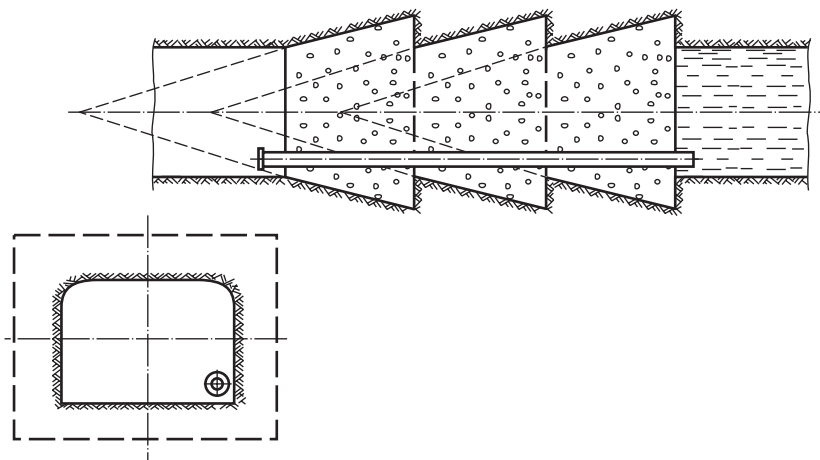


Рис. 10.4. Многоступенчатая клинчатая водонепроницаемая перемычка

ружающими горными породами. Они характеризуются также меньшей устойчивостью и сопротивляемостью действующему на них гидростатическому давлению. Вместе с тем они более просты при сооружении и при небольших гидростатических напорах и слабых окружающих породах возведение их в технико-экономическом отношении может быть оправданным.

### 10.3. РАСЧЕТ ВОДОНЕПРОНИЦАЕМЫХ ПЕРЕМЫЧЕК

#### 10.3.1. Клинчатые одноступенчатые перемычки

Определяющим параметром, характеризующим работоспособность (устойчивость и прочность) клинчатой одноступенчатой водонепроницаемой перемычки в подземной горной выработке, является ее толщина  $B$  (рис. 10.5), определяемая расчетным путем.

За расчетную нагрузку, действующую на перемычку, принимают гидростатическое давление в месте ее сооружения.

Под влиянием полного гидростатического давления воды  $P$  перемычка будет стремиться переместиться вдоль оси гор-

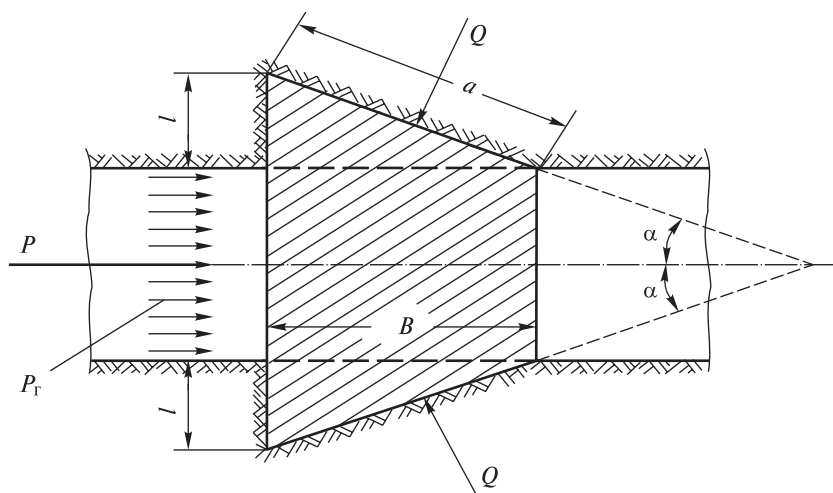


Рис. 10.5. Расчетная схема клинчатой водонепроницаемой одноступенчатой перемычки

ной выработки. Этому перемещению противодействуют силы реакции  $Q$  горных пород, нормальные к боковой поверхности клиновой части перемычки.

Существует несколько расчетных схем решения задачи. Используем методику, предложенную Е.П. Калмыковым [4].

Расчет клинчатых водонепроницаемых перемычек по этой методике производится на статическую прочность при сжатии и срезе. Выполняется также проверочный расчет на практическую водонепроницаемость бетона.

В рассматриваемой методике не учитывается влияние собственной массы клинчатой перемычки вследствие того, что ее воздействие на действующие силы незначительно.

Толщину одноступенчатой клинчатой водонепроницаемой перемычки предлагается определять по формуле

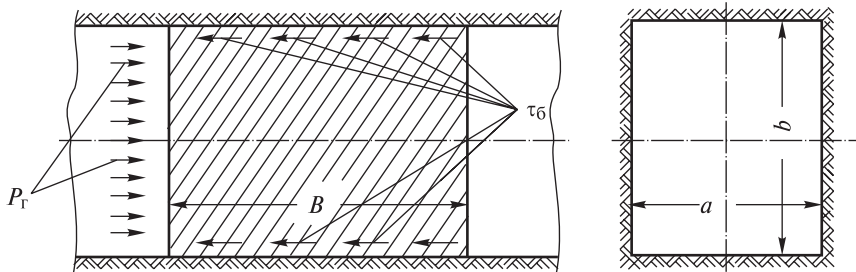
$$B = \frac{\left(\frac{\pi}{2} + 1\right)a + 2b_1}{2\left(\frac{\pi}{2} + 2\right)\operatorname{tg} \alpha} \left( \sqrt{\frac{4\lambda P_r a \left(b_1 + \frac{\pi a}{8}\right) \left(\frac{\pi}{2} + 2\right)}{m\sigma_6 \left[\left(\frac{\pi}{2} + 1\right)a + 2b_1\right]^2} + 1} - 1 \right), \quad (10.1)$$

где  $a$  — ширина выработки, м;  $b_1$  — высота выработки от пяты свода до почвы, м;  $P_r$  — интенсивность гидростатической нагрузки, т/м<sup>2</sup>;  $\alpha$  — угол наклона боковых граней перемычки, град;  $\sigma_6$  — предел прочности бетона при сжатии, т/м<sup>2</sup>;  $\lambda = 1,2 \div 1,3$  — коэффициент перегрузки;  $m = 0,5 \div 0,6$  — коэффициент условий работы.

*Примечание.* Формулу (10.1) применяют при расположении водонепроницаемой перемычки в горизонтальной горной выработке прямоугольно-сводчатой формы.

### 10.3.2. Прямоугольная безврубная перемычка

При сооружении прямоугольной безврубной водонепроницаемой перемычки часть бетонного раствора и цементного молока проникает в пустоты и трещины приконтактной зоны массива горных пород. В результате вокруг тела перемычки



**Рис. 10.6.** Расчетная схема прямоугольной безврубовой водонепроницаемой перемычки

образуется зона, обеспечивающая сцепление между бетоном и окружающими породами (рис. 10.6).

Сооруженная прямоугольная безврубовая водонепроницаемая перемычка будет испытывать гидростатическое давление воды  $P$ , которое стремится сдвинуть ее вдоль оси горной выработки. Этому сдвигению препятствуют силы сцепления перемычки с окружающими горными породами  $F$ . Условием устойчивости перемычки является сохранение равновесия сил:

$$P - F = 0.$$

Полное гидростатическое давление воды, действующее на перемычку, составляет

$$P = \lambda P_r S_{\Pi}.$$

Исходя из этого необходимая толщина безврубовой перемычки будет

$$B = \frac{\lambda P_r S_{\Pi}}{m \tau_c \Pi}, \quad (10.2)$$

где  $S_{\Pi}$  — площадь поперечного сечения выработки в черне,  $\text{м}^2$ ;  $P_r$  — интенсивность гидростатической нагрузки,  $\text{т}/\text{м}^2$ ;  $\tau_c$  — сцепление бетона с породами,  $\text{т}/\text{м}^2$  [можно принять  $\tau_c = (0,7 \div 0,8) \tau_{\text{бет}}$ ];  $\Pi$  — периметр горной выработки,  $\text{м}$ ;  $m = 0,5 \div 0,6$  — коэффициент условий работы.

*Примечание.* Приведенная формула позволяет определить толщину безврубовой перемычки для любой формы поперечного сечения выработки, в которой она сооружается.

## 10.4. ПРИМЕРЫ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ

### 10.4.1. Расчет клинчатой водонепроницаемой перемычки

Решение задачи рассмотрим применительно к условиям, аналогичным Зырянскому полиметаллическому месторождению (Рудный Алтай).

Водонепроницаемая перемычка клинчатой конструкции возводится в Восточном квершлага 6-го горизонта, одной из основных выработок единой транспортной коммуникации двух рудников.

Перемычка сооружается в массиве микрокварцитов средней трещиноватости и высокой прочности ( $\sigma_{сж} = 100 \div 170$  МПа).

*Исходные данные:*

- интенсивность гидростатической нагрузки  $P_r = 1000$  т/м<sup>2</sup>;
- ширина выработки  $a = 3$  м;
- высота выработки  $b = 2,7$  м;
- угол наклона боковых граней перемычки к горизонту  $\alpha = 20^\circ$ ;
- предел прочности бетона  $\sigma_{сж} = 1000$  т/м<sup>2</sup>;
- коэффициент перегрузки  $\lambda = 1,2$ ;
- коэффициент условий работы  $m = 0,5$ .

Используя формулу (10.1), получаем:

$$B = \frac{\left(\frac{3,14}{2} + 1\right) \cdot 3 + 2 \cdot 2,7}{2 \left(\frac{3,14}{2} + 2\right) \operatorname{tg} 20^\circ} \times$$
$$\times \left( \sqrt{\frac{4 \cdot 1,2 \cdot 1000 \cdot 3 \cdot \left(2,7 + \frac{3,14 \cdot 3}{8}\right) \left(\frac{3,14}{2} + 2\right)}{0,5 \cdot 1000 \left[\left(\frac{3,14}{2} + 1\right) \cdot 3 + 2 \cdot 2,7\right]^2}} + 1 - 1 \right) = 4,2 \text{ м.}$$

### 10.4.2. Расчет прямоугольной безврубовой перемычки

Решение задачи также рассмотрим для условий, аналогичных Зырянскому полиметаллическому месторождению (Рудный Алтай).

Безврубная водонепроницаемая перемычка сооружается в откаточном штреке 4-го горизонта для гидроизоляции весьма обводненной внутренней промышленной зоны богатых руд, приуроченной к зоне разлома. Руды и вмещающие породы представлены серицит-хлоритовыми сланцами средней и ниже средней прочности ( $\sigma_{сж} = 40 \div 50$  МПа).

*Исходные данные:*

- интенсивность гидростатической нагрузки  $P_T = 80$  т/м<sup>2</sup>;
- ширина выработки  $a = 2,7$  м;
- высота выработки  $b = 2,6$  м;
- площадь поперечного сечения выработки  $S_{\Pi} = 7,02$  м<sup>2</sup>;
- периметр поперечного сечения  $\Pi = 10,6$  м;
- сцепление бетона с вмещающими породами  $\tau_c = 40$  т/м<sup>2</sup>;
- коэффициент перегрузки  $\lambda = 1,2$ ;
- коэффициент условий работы  $m = 0,5$ .

По формуле (10.2) находим

$$B = \frac{1,2 \cdot 80 \cdot 7,02}{0,5 \cdot 40 \cdot 10,6} = 3,2 \text{ м.}$$

### **Варианты практических заданий**

Требуется выбрать тип перемычки и рассчитать ее толщину.

*Исходные данные общие:* ширина выработки  $a = 3$  м; высота  $b_1 = 2,7$  м; угол наклона граней  $\alpha = 20^\circ$ ; предел прочности бетона при сжатии  $\sigma_b = 1000$  т/м<sup>2</sup>; сцепление с породами  $\tau_c = 40$  т/м<sup>2</sup>.

| № п/п | Горные породы         | Гидростатический напор $P$ , МПа | $\sigma_{сж}$ , МПа | Структурные характеристики пород |
|-------|-----------------------|----------------------------------|---------------------|----------------------------------|
| 1     | Кварциты              | 10                               | 200                 | Слаботрещиноватые                |
| 2     | Сланцы<br>окремненные | 15                               | 150                 | То же                            |
| 3     | Известняк<br>крепкий  | 17                               | 80                  | Сильнотрещиноватые               |
| 4     | Известняк<br>слабый   | 10                               | 40                  | То же                            |
| 5     | Диориты               | 12                               | 120                 | Средней<br>трещиноватости        |
| 6     | Доломиты              | 18                               | 15                  | Сильнотрещиноватые               |

| №<br>п/п | Горные<br>породы          | Гидростатиче-<br>ский напор $P$ ,<br>МПа | $\sigma_{сж}$ ,<br>МПа | Структурные<br>характеристики пород |
|----------|---------------------------|------------------------------------------|------------------------|-------------------------------------|
| 7        | Аргиллиты                 | 10                                       | 80                     | Средней<br>трещиноватости           |
| 8        | Вечномерзлые<br>песчаники | 15                                       | 20                     | Нетрещиноватые                      |
| 9        | Песчаники,<br>брекчии     | 10                                       | 80                     | Средней<br>трещиноватости           |
| 10       | Гранит<br>выветрелый      | 15                                       | 5                      | Сильнотрещиноватые                  |
| 11       | Доломит                   | 12                                       | 7                      | То же                               |
| 12       | Гипсы,<br>ангидриты       | 10                                       | 30                     | Слаботрещиноватые                   |
| 13       | Каменная соль             | 11                                       | 25                     | Нетрещиноватые                      |
| 14       | Скарны                    | 18                                       | 70                     | Сильнотрещиноватые                  |
| 15       | Сланцы<br>глинистые       | 15                                       | 40                     | Трещиноватые                        |

### **11.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ**

Довольно часто преднамеренно (при проектировании) или спонтанно (по стечению обстоятельств при эксплуатации) приходится оставлять барьерные целики. Мы пишем «приходится» потому, что это мера вынужденная, вызванная необходимостью обеспечения безопасности подземных или открытых горных работ. Но такое решение, как правило, сопряжено с осложнением схемы и технологии отработки месторождения и значительным экономическим ущербом.

В данном случае под термином «барьерный» целик будем понимать массив пород или руд, отделяющий (ограждающий) один объект от другого. Например, подземные горные выработки от открытых, водных объектов или от подземных выработок и т.д. При этом предполагается, что барьерный целик испытывает различные силовые воздействия.

По назначению, условиям формирования и горно-геомеханическим особенностям выделим несколько обобщенных схем взаимодействующих объектов (рис. 11.1) барьерных целиков отдельно по этим вариантам.

Отмечая, что приведенные схемы и их производные довольно широко распространены на практике, рассмотрим принципы силового нагружения и напряженно-деформированного состояния барьерных целиков отдельно по этим вариантам.

Вместе с тем необходимо заметить, что само по себе оставление барьерных целиков — явление негативное. Всегда схему отработки месторождения комбинированным способом следует отстраивать таким образом, чтобы избежать необходимости или неизбежности формирования барьерных целиков. Барьерные

целики, несмотря на принимаемые меры по повышению их надежности, являются объектом потенциальной аварийности и опасности. С другой стороны, барьерные целики — источники потерь полезного ископаемого, размеры которых значительны, даже если они впоследствии отрабатываются.

Поэтому оставление барьерного целика между карьером и подземными выработками следует оценивать как существенный недостаток проекта или низкий уровень технологии и организации горных работ.

Несмотря на вышеизложенное, на практике приходится сталкиваться с оставлением барьерных целиков и необходимостью расчета их толщины, особенно при комбинированной открыто-подземной разработке месторождения.

Напряженно-деформированное состояние пород в барьерном целике формируется под совокупным воздействием естественного поля напряжений, его искажениями, вызванными горными выработками и силовым воздействием водных объектов.

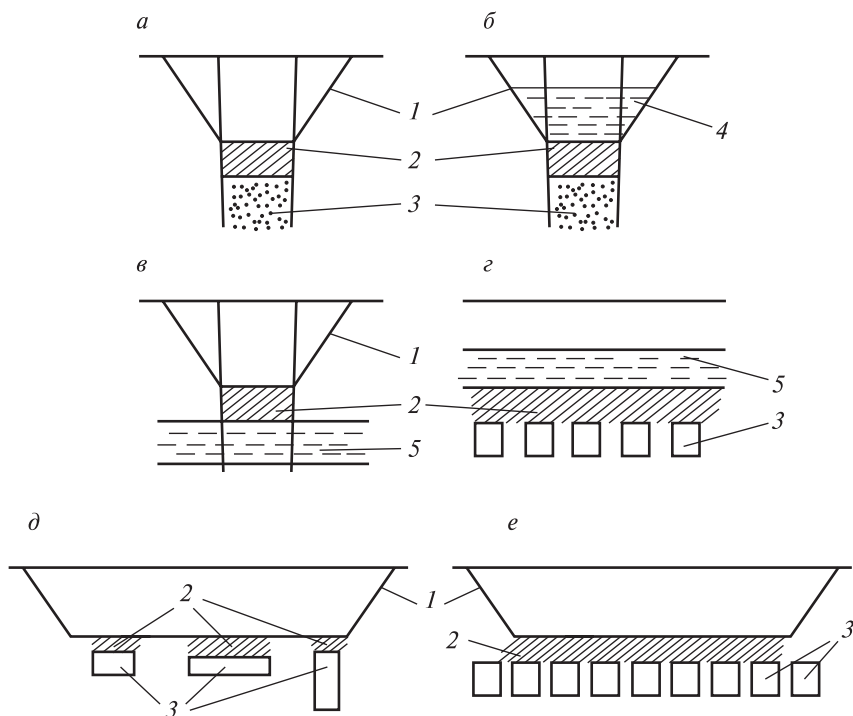
Расчетные схемы барьерных целиков, отражающие перечисленные условия, можно сгруппировать в виде вариантов, изображенных на рис. 11.1.

Помимо того, что такие схемы отражают различия в назначении целиков и в схемах силового взаимодействия участвующих элементов, они позволяют также продемонстрировать возможности использования для решения задачи разных геомеханических методик.

## **11.2. БАРЬЕРНЫЙ ЦЕЛИК ПОД КАРЬЕРОМ ПРИ СПЛОШНОЙ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ ЗАЛЕЖИ**

На практике характерными примерами этого варианта являются барьерные целики на месторождениях алмазов «Мир», «Интернациональное» и др. (Якутия), им. Ломоносова, им. Гриба (Архангельская область) и т.п. (рис. 11.1, а).

Отличительной особенностью этой схемы является практически полное совпадение горизонтальной площади барьерного целика с площадью дна карьера, а также с площадью подземной очистной выемки.



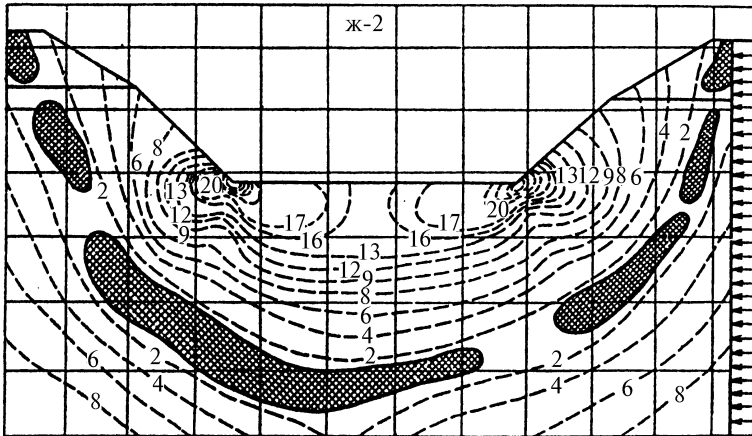
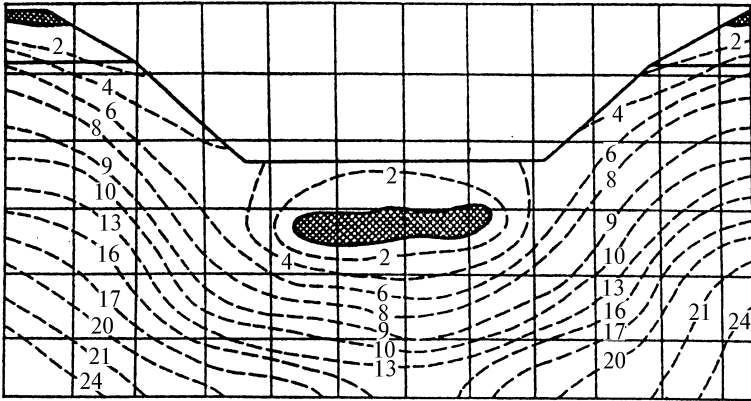
**Рис. 11.1.** Схемы расположения взаимодействующих объектов:

1 — карьер; 2 — барьерный целик; 3 — подземные выработки; 4 — вода (карьер затоплен); 5 — подземный водоносный пласт

Барьерный целик в этом случае формируется: с верхней стороны — поверхностью дна карьера, с нижней — кровлей очистного пространства подземного рудника, ограничивая, таким образом, расчетную толщину  $h$  этого целика.

В работах [6, 7] нами показано, что барьерный целик находится в сложном напряженном состоянии, обусловленном совместным воздействием искаженных карьером и подземными выработками гравитационного и тектонического полей напряжений (см. рис. 11.4; 11.5 и др. в работе [6] и рис. 15.6–15.8 в работе [7]).

Кроме того, исследования показали, что напряженное состояние массива пород ниже дна карьера существенно зависит от соотношений глубины карьера  $H$  и ширины его на уровне дна  $L$ .

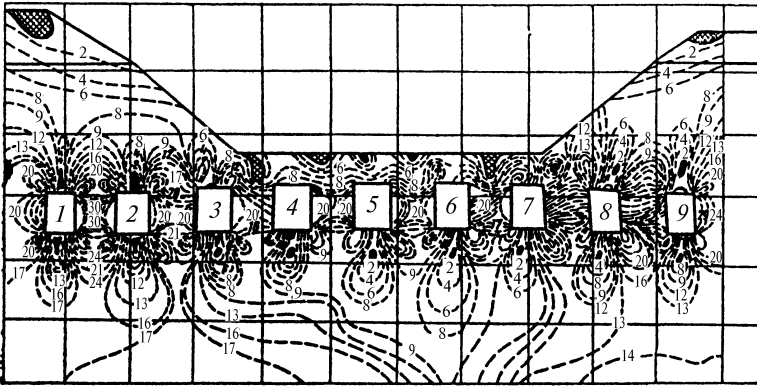


**Рис. 11.2.** Модели карьера из оптически активных материалов с изолиниями  $\tau_{\max}$  в гравитационном (ж-1) и в гравитационно-тектоническом (ж-2) полях напряжений

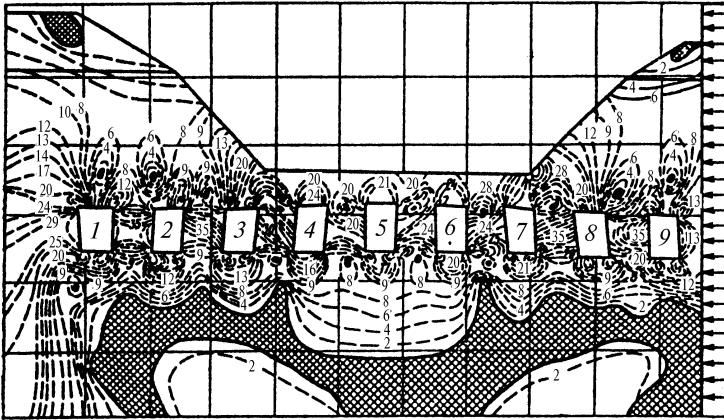
При  $H/L \geq 1$  выемка карьера существенно разгружает породы под дном от воздействия вертикальной составляющей гравитационного поля напряжений и связанных с ними касательных напряжений.

Тектонические напряжения (преимущественно горизонтального направления) усиливают отмеченный эффект разгрузки этого участка массива пород. Отмеченный эффект хорошо виден на рис. 11.2 и 11.3, полученных нами на моделях из оптически активных материалов.

Ж-3



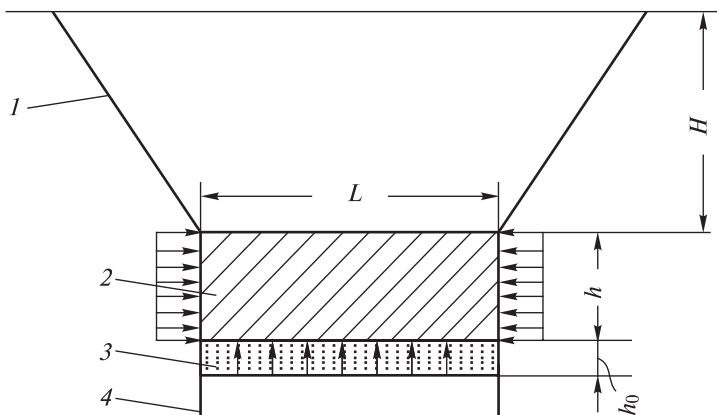
Ж-4



**Рис. 11.3.** Модели подработанного карьера из оптически активных материалов с изолиниями  $\tau_{\max}$  в гравитационном (ж-3) и в гравитационно-тектоническом (ж-4) полях напряжений

Основываясь на приведенных данных о напряженном состоянии пород в ближайшей окрестности под дном карьера, расчетная схема определения толщины барьерного целика между карьером и подземными горными выработками может быть сформирована в виде, приведенном на рис. 11.4.

Для указанных условий В.Д. Полием получена зависимость для определения запаса устойчивости барьерного целика  $K_3$  в виде [8]



**Рис. 11.4.** Расчетная схема по определению толщины барьерного целика:  
1 — карьер; 2 — барьерный целик; 3 — отработанный и заложенный слой; 4 — контур рудного тела

$$K_3 = \frac{K_c K_d \left( 0,6 + 0,4 \frac{h}{L} \right) \sigma_{сж} h_0}{\xi \gamma H (h + h_0)}, \quad (11.1)$$

где  $K_c$  — коэффициент структурного ослабления пород целика;  $K_d$  — коэффициент длительной прочности целика;  $h$  — толщина барьерного целика, м;  $\sigma_{сж}$  — предел прочности пород целика при сжатии, МПа;  $h_0$  — высота слоя сплошной отработки подземным способом, заложенного твердеющим материалом, м;  $L$  — пролет обнажения целика, м;  $H$  — глубина карьера, м;  $\gamma$  — плотность пород целика, т/м<sup>3</sup>;  $\xi$  — коэффициент бокового отпора пород целика.

При этом автор принимает, что напряженное состояние барьерного целика сформировано действующими в основании карьера силами бокового распора, вызванными сдвигающими призму сползания борта карьера усилиями и массой закладки отработанного подземным способом слоя  $h_0$ .

Преобразовав зависимость (11.1) в квадратное уравнение и решая его относительно  $h$ , получаем толщину барьерного целика:

$$0,4 K_c K_d \frac{h^2}{L} \sigma_{сж} + (0,6 K_c K_d - K_3 \gamma \xi H) h - K_3 \gamma \xi H h_0 = 0. \quad (11.2)$$

### 11.3. ПРИМЕР РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

Рассмотрим условия, аналогичные алмазозносному месторождению им. В. Гриба (Архангельская обл.).

Согласно проекту отработки кимберлитовой трубки комбинированным способом здесь предполагается оставление временного барьерного целика между дном карьера и подземными разработками на глубине 460 м.

*Исходные данные:*

- коэффициент структурного ослабления кимберлитов  $K_c = 0,4$ ;
- коэффициент длительной прочности целика  $K_d = 0,8$ ;
- предел прочности кимберлитов при сжатии  $\sigma_{сж} = 27$  МПа;
- высота отработанного подземным способом и заложеного твердеющим материалом слоя  $h_0 = 4,5$  м;
- пролет обнажения целика  $L = 130$  м;
- плотность кимберлитов  $\gamma = 2,5$  т/м<sup>3</sup>;
- коэффициент бокового отпора кимберлитов  $\xi = 0,25$ ;
- коэффициент запаса прочности целика  $K_3 = 2$ .

Подставив данные в формулу (11.2), получим

$$0,0266h^2 - 0,56h - 25,875 = 0.$$

Решая это квадратное уравнение, находим расчетные значения  $h = 43,6$  м.

Принимаем  $h = 45$  м с запасом прочности не менее 2

#### **Варианты практических заданий**

Горно-геологические условия для всех вариантов аналогичны принятым в разделе 11.3.

| № п/п | $L$ , м | $\gamma$ , т/м <sup>3</sup> | $K_c$ | $K_d$ | $\sigma_{сж}$ , МПа | $\xi$ |
|-------|---------|-----------------------------|-------|-------|---------------------|-------|
| 1     | 100     | 2,5                         | 0,4   | 0,8   | 25                  | 0,22  |
| 2     | 110     | 2,6                         | 0,5   | 0,7   | 26                  | 0,21  |
| 3     | 120     | 2,65                        | 0,6   | 0,85  | 27                  | 0,20  |
| 4     | 125     | 2,55                        | 0,55  | 0,75  | 28                  | 0,23  |
| 5     | 130     | 2,7                         | 0,65  | 0,60  | 26                  | 0,24  |
| 6     | 140     | 2,75                        | 0,45  | 0,65  | 27                  | 0,23  |

| №<br>п/п | $L$ , м | $\gamma$ , т/м <sup>3</sup> | $K_c$ | $K_d$ | $\sigma_{сж}$ , МПа | $\xi$ |
|----------|---------|-----------------------------|-------|-------|---------------------|-------|
| 7        | 115     | 2,6                         | 0,30  | 0,7   | 28                  | 0,21  |
| 8        | 125     | 2,50                        | 0,35  | 0,75  | 25                  | 0,25  |
| 9        | 110     | 2,40                        | 0,4   | 0,8   | 26                  | 0,26  |
| 10       | 120     | 2,60                        | 0,45  | 0,7   | 27                  | 0,27  |
| 11       | 130     | 2,70                        | 0,65  | 0,8   | 25                  | 0,25  |
| 12       | 140     | 2,45                        | 0,55  | 0,85  | 27                  | 0,26  |
| 13       | 135     | 2,55                        | 0,5   | 0,75  | 28                  | 0,27  |
| 14       | 145     | 2,6                         | 0,4   | 0,8   | 26                  | 0,26  |
| 15       | 115     | 2,5                         | 0,3   | 0,6   | 27                  | 0,25  |

### **12.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ**

В практике горных работ часты случаи проведения очистных работ на участках, примыкающих к затопленным выработкам, водоносным горизонтам и т.д. Особенно характерны они для повторной и совместной разработки.

Представим ситуацию, когда карьер, углубляясь по мере отработки месторождения, приближается к напорному водоносному горизонту. Последний может быть представлен естественным водоносным пластом или затопленными подземными выработками.

Требуется определить безопасную толщину предохранительного (барьерного) целика, которая гарантировала бы от прорывов воды (или обводненных грунтовых масс) в рабочее пространство карьера (см. рис. 11.1, в).

При этом графики водопонизительных работ и развития карьера в глубину сочетаются таким образом, что дно карьера подойдет к кровле водоносного пласта раньше, чем он будет осушен. Поэтому необходимо принять меры, гарантирующие от подтопления карьера. Наиболее радикальной из них являются оставление временного предохранительного целика, размеры (толщина) которого должны быть достаточными для предотвращения опасных прорывов напорных вод, а с другой стороны — возможно меньшими для того, чтобы обеспечить максимальное в этих условиях развитие горных работ в карьере.

Силовая обстановка в данном случае определяется тремя основными слагающими: гравитационными напряжениями от массы пород; концентрацией напряжений, обусловленной выемкой карьера; гидростатическими напорами.

На деформационные качества рассматриваемого участка оказывает влияние наличие, главным образом, трех структурно-неоднородных составляющих массива: толщи глинистых пород в кровле водоносного пласта; водонасыщенных трещиноватых пород в пределах водоносного пласта; массива рудной залежи.

Следовательно, задача по определению безопасной мощности предохранительного целика должна решаться на основе этих особенностей геолого-гидрогеологической обстановки.

Среди существующих методов решения такой задачи эффективным в настоящее время является метод математического моделирования на персональных компьютерах. При этом численное решение задачи может быть выполнено с использованием метода конечных элементов (МКЭ).

Этот метод основан на вариационных принципах и методах строительной механики. Использование их позволило создать методику приближенных расчетов для численного решения широкого круга разнохарактерных задач на ЭВМ. Это имеет особое значение для горной механики, так как существующие аналитические решения основаны на рассмотрении элементарных расчетных схем, значительно упрощающих реальные условия. Оценить погрешность таких решений бывает очень трудно.

Идея МКЭ в приложении к решениям задач теории упругости заключается в том, что рассматриваемая область сплошной среды представляется в виде совокупности конечного числа отдельных элементов, связанных в узловых точках конечным числом узловых связей. Каждому элементу предписываются конкретные свойства, определяемые упругими и геометрическими характеристиками среды таким образом, чтобы сохранить свойства первоначальной среды при нахождении деформации и напряжений в каждом ее составном элементе. Наличие конечного числа узловых связей элементов дает возможность с помощью методов матричной алгебры проанализировать работу всего сооружения.

Однако разделение сплошной среды на элементы в МКЭ не означает ее разрезание, элементы не являются обособленными частями; они лишь выделяются из среды для рассмотрения в них напряженно-деформированного состояния. Следовательно,

сплошная среда после разделения на элементы не утрачивает своего основного свойства — сплошности.

Решение конкретных задач с помощью МКЭ предусматривает выполнение ряда операций. Важнейшими из них являются:

1. Разработка расчетной схемы, включающая:
  - а) установление исходных параметров (геометрические размеры, объемные массы, нагрузки, показатели деформируемости);
  - б) назначение сетки разбивки;
  - в) назначение граничных условий.
2. Программирование задачи для решения на ЭЦВМ и реализация решения.
3. Предварительное представление результатов.
4. Повторные решения при необходимости изменения густоты сетки разбивки на определенных участках исследуемой области, при корректировке деформационных характеристик для нелинейных задач и т.п.

5. Окончательное представление результатов.

Из перечисленных элементов наиболее сложным и трудоемким является составление программы.

Расчет напряженно-деформированного состояния упругой сплошной среды МКЭ производится при следующих условиях.

1. Сплошная среда представляется набором треугольных элементов, связанных в узловых точках конечным числом узловых связей.
2. Каждый элемент может иметь от одного до шести возможных узловых компонент смещения.
3. Предполагается линейная зависимость компонент смещения от координат.
4. Силы, действующие на элемент, приводятся к узловым точкам, а соотношения между силами и перемещениями представляются матрицей жидкости.
5. Вычисление перемещений в узлах производится путем решения системы алгебраических уравнений, отвечающей условию равновесия все узловых точек под действием внешних и внутренних сил, вызванных перемещением узлов.
6. Выполняются условия совместности, в соответствии с которыми элементы остаются соединенными в условиях нагружения.

7. Деформации элементов определяются по вычисленным узловым перемещениям при помощи кинематических связей.

8. Напряжения в элементах определяются через деформации для двух случаев: плосконапряженное состояние и плоская деформация.

9. Граничные условия задачи должны быть приведены к условиям отсутствия перемещений (закреплений) в узлах по любому из направлений, а также составляющим внешних сил в любых узлах расчетной области.

10. Вес конструкции моделируется силами, приложенными в узлах каждого элемента и составляющими  $1/3$  веса элемента.

11. Физико-механические характеристики элемента предполагаются изотропными. Любые элементы могут иметь различные характеристики.

12. Расчетная область должна быть конечной.

## **12.2. ПРИМЕР РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ**

Для решения задачи рассмотрим условия, аналогичные алмазному месторождению «Мир» (Якутия).

Рассмотрим ее в том виде, в котором она была сформулирована в начале 80-х годов прошлого столетия техническим руководством предприятия в обращении к проф. Д.М. Казикаеву и сотрудникам возглавляемой им лаборатории в институте ВИОГЕМ<sup>1</sup>.

Горно-технические условия следующие: обрабатывается открытым способом кимберлитовая трубка вертикального падения (рис. 12.1).

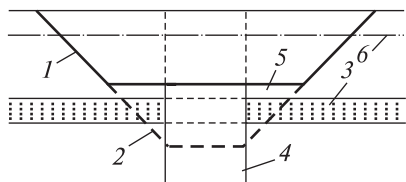
Проектные параметры карьера: размеры по верху  $1200 \times 1100$  м, глубина 455 м, углы наклона откосов бортов  $43\text{--}45^\circ$ . Глубина кровли водоносного пласта 300 м, мощность его — до 80 м. Напор подземных вод 2 МПа.

В связи с тем что карьере предстоит пересечь водоносную толщу, принято решение снизить уровни подземных вод ниже проектной отметки дна карьера.

В кровле водоносного горизонта залегают очень плотные доломиты, известняки пелитоморфозные на известково-глинис-

---

<sup>1</sup> Исследования выполнены совместно с Г.Г. Суржиным и О.И. Бондаренко.



**Рис. 12.1.** Схема отработки месторождения:

1 — фактический контур карьера; 2 — проектный контур; 3 — водоносный горизонт; 4 — рудное тело; 5 — барьерный целик; 6 — пьезостатический уровень подземных вод

том цемента. Залегание пород горизонтальное, трещиноватость средняя, трещины залечены глиной.

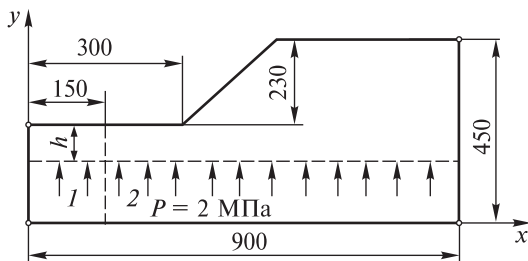
Водоносный горизонт представлен крепкими трещиноватыми известняками.

Геометрия карьерного пространства и расчетная схема представлены на рис. 12.2 (размеры на схеме показаны в метрах).

Решалась плоская задача напряженно-деформированного состояния массивов с учетом указанных особенностей силовой обстановки.

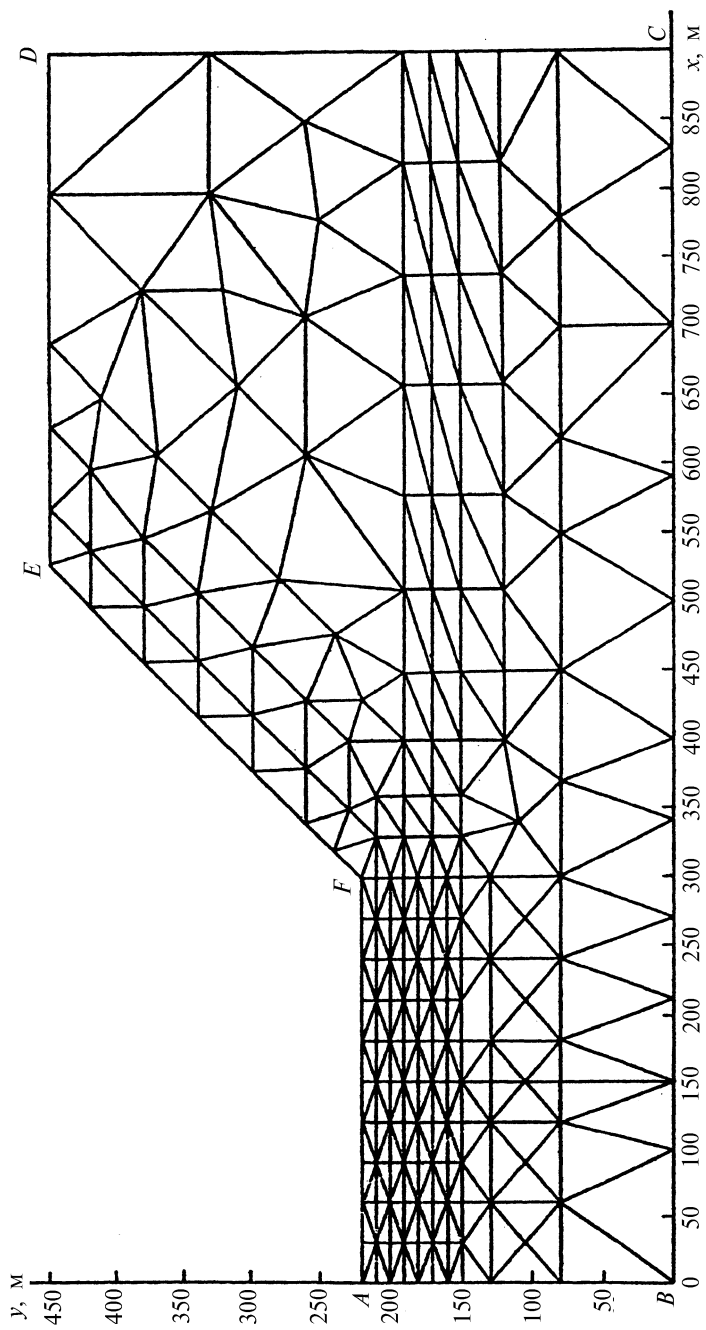
Для решения был выбран метод конечных элементов, для чего использована программа МКЭСТД.

Метод конечных элементов, использованный в данном решении, предусматривает разбивку исследуемой области на треугольные элементы. В данной схеме вся область разбита на 361 треугольник с 297 узловыми точками со сгущением сетки в пределах предохранительного целика (рис. 12.3). Силовое воздействие напорных вод в расчетной модели заменялось сосредоточенными силами, приложенными к узлам сетки по линии почвы водоупорного горизонта. Величина приложенных сил определялась из расчета воздействия распределенной на-



**Рис. 12.2.** Расчетная схема:

1 — рудное тело; 2 — вмещающие породы;  $h$  — толщина барьерного целика



**Рис. 12.3.** Расчетная схема конечных элементов

Усредненные физико-механические свойства

| Показатели                                | Рудное тело | Вмещающие породы |
|-------------------------------------------|-------------|------------------|
| Прочность при сжатии $\sigma_{сж}$ , МПа  | 26          | 20–60            |
| Прочность при растяжении $\sigma_p$ , МПа | 5,4         | 1,5              |
| Модуль упругости $E$ , МПа                | 0,35·104    | 1,0·104          |
| Коэффициент Пуассона $\mu$                | 0,20        | 0,20             |
| Плотность $\gamma$ , т/м <sup>3</sup>     | 2-10        | 2,50             |
| Угол внутреннего трения $\phi$ , град     | 31–360      | 300              |

грузки интенсивностью 2 МПа. Мощность предохранительного целика между дном карьера и почвой водоупора изменялась не путем углубления карьера, а перенесением линии приложения нагрузки от действия напорных вод.

Расчетная модель принята двуслойной: рудное тело и вмещающие породы (табл. 12.1) с вертикальной границей между ними. В пределах каждого слоя массив принят однородным и изотропным.

Граничными условиями для данной расчетной схемы назначены: запрещение перемещений по оси  $x$  для боковых сторон модели  $AB$  и  $CD$  и запрещение перемещений по осям  $x$  и  $y$  для основания модели  $BC$  (см. рис. 12.3).

**Расчетные варианты и результаты расчета.** Расчет выполнялся для трех значений мощности барьерного целика:  $h_1 = 70$  м,  $h_2 = 50$  м,  $h_3 = 30$  м.

Таким образом, работа включала расчет на ЭВМ вариантов задачи, которые для удобства в порядке их дальнейшего рассмотрения пронумерованы:

вариант № 1 — основная (двухслойная) модель без задания внешних сил<sup>1</sup>;

вариант № 2 — основная модель при  $h = 70$  м и заданием внешних сил по почве водоупора через всю модель;

вариант № 3 — то же, что и вариант № 2, но при  $h = 50$  м;

вариант № 4 — то же, что и вариант № 2, но при  $h = 30$  м.

Критериями для оценки состояний предохранительной потолочины приняты нормальные напряжения сжатия-растя-

<sup>1</sup> В данном случае внешние силы — гидростатические.

жения  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  и максимальные касательные напряжения  $\tau_{\max}$ . В соответствии с принятыми обозначениями сжимающие напряжения считаются отрицательными, растягивающие — положительными.

Результаты расчета представлены графически в виде изолиний соответствующего показателя на масштабированном изображении расчетной модели.

*Вариант № 1.* Представленные на рис. 12.4 распределения нормальных  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  напряжений для двухслойного откоса по своему характеру значительно отличаются от распределения напряжений в массиве под днищем карьера изотропной модели. Здесь  $E$  и  $\mu$  — модуль упругости и коэффициент Пуассона пород соответственно. В интересующем нас аспекте различие упругих свойств рудного тела и вмещающих пород проявляется прежде всего в появлении зоны растягивающих горизонтальных напряжений  $\sigma_x$  (на всех рисунках зоны горизонтальных растяжений имеют горизонтальную штриховку, зоны вертикальных растяжений — вертикальную штриховку). По простиранию эта зона ограничена контактом с рудной залежью с одной стороны и нижней бровкой откоса с другой. В глубину эта зона распространяется на 30 м, что составляет примерно 1/5 горизонтального размера. Максимальное значение растягивающих горизонтальных напряжений  $\sigma_x$  приходится на среднюю приповерхностную часть этой зоны и достигают  $\sigma_{x\max} = +1,2$  МПа. Если допустимыми напряжениями растяжения пород в этой зоне считать  $\sigma_{\text{р.доп}} = k_{\text{вр}}\sigma_{\text{р}} = 0,7 \cdot 1,5 = 1$  МПа, где  $k_{\text{вр}}$  — коэффициент долговременной прочности, то можно утверждать, что зона растяжения, ограниченная изолинией  $\sigma_x = +1$  МПа, является зоной предельного состояния. Здесь возможно появление вертикальных трещин разрыва. Однако размеры этой зоны невелики, и переход пород здесь в предельное состояние существенно не изменит распределение упругих напряжений в этой зоне.

Отличие картины распределения вертикальных напряжений в массиве от изотропной модели заключается в концентрации изолиний на контакте пород с различными упругими характеристиками. В остальном в распределении этих напряжений сохраняется та же тенденция равномерного увеличения напряжений  $\sigma_y$  с глубиной, что и изотропной модели.

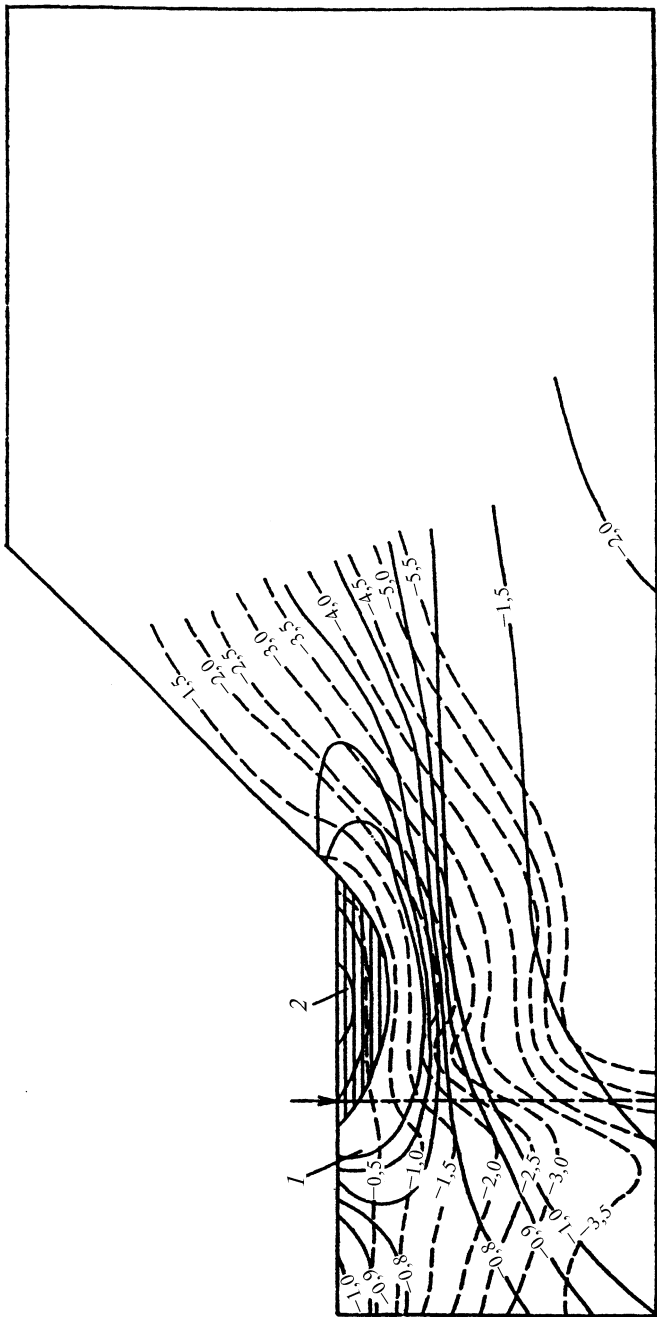


Рис. 12.4. Распределение напряжений в двухслойном массиве борта:

1 — рудное тело ( $E_1 = 0,35 \cdot 10^4$  МПа,  $\mu_1 = 0,2$ ,  $\gamma_1 = 2,45$  т/м<sup>3</sup>); 2 — порода ( $E_2 = 1,0 \cdot 10^4$  МПа,  $\mu_2 = 0,2$ ,  $\gamma_2 = 2,50$  т/м<sup>3</sup>); сплошные линии —  $\sigma_x$ , МПа, штриховые линии —  $\sigma_y$ , МПа

Оценка устойчивости всего борта карьера не входит в рамки данной задачи, однако можно указать, что для данного расчетного варианта устойчивость откоса будет ниже, чем для изотропной модели, о чем свидетельствует наличие зоны горизонтальных растяжений в основании откоса.

*Вариант № 2.* Проявление воздействия напорных вод водоносного горизонта на распределение горизонтальных напряжений  $\sigma_x$  (рис. 12.5) сказывается прежде всего в уменьшении зоны горизонтальных растяжений как в плане, так и по высоте по сравнению с вариантом № 1, где силы воздействия напорных вод на вышележащие породы не воспроизводились. Левая (см. рис. 12.5) граница зоны растяжения почти не сместилась и так же совпадает с границей раздела массива, правая — несколько сместилась в сторону выработанного пространства. Глубина зоны горизонтальных растяжений даже несколько меньше 20 м, а величина максимальных значений напряжений растяжения (на поверхности зоны) составляет всего лишь 0,5 МПа. Ниже почвы водоупора появляется довольно обширная область, где интенсивность изменений  $\sigma_x$  невелика. По центру горизонтального обнажения ниже почвы водоупора отмечается даже зона незначительных для этой глубины горизонтальных напряжений растяжения (зона разуплотнений), где  $\sigma_x$  составляет 0,25–0,3 МПа.

В целом такая же закономерность распределения отмечается и для вертикальных напряжений  $\sigma_y$ . Перегиб изолиний выше почвы водоупора значительно сглажен. Зона (ядро) вертикального разуплотнения более обширна, чем зона  $\sigma_x$ , и несколько смещена от оси симметрии модели. В центре этой области величина вертикальных напряжений  $\sigma_y$  близка к нулевым значениям.

Оценка устойчивости барьерного целика между днищем карьера и почвой водоупора производится сравнением действующих значений  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  с допустимыми. Незначительное развитие зоны горизонтальных растяжений  $\sigma_x$  и величины наибольших их значений (до 0,5 МПа) дают основание считать целик устойчивым по этому показателю. Величины действующих  $\tau_{\max}$  по наиболее вероятным плоскостям сдвига целика (по контакту с

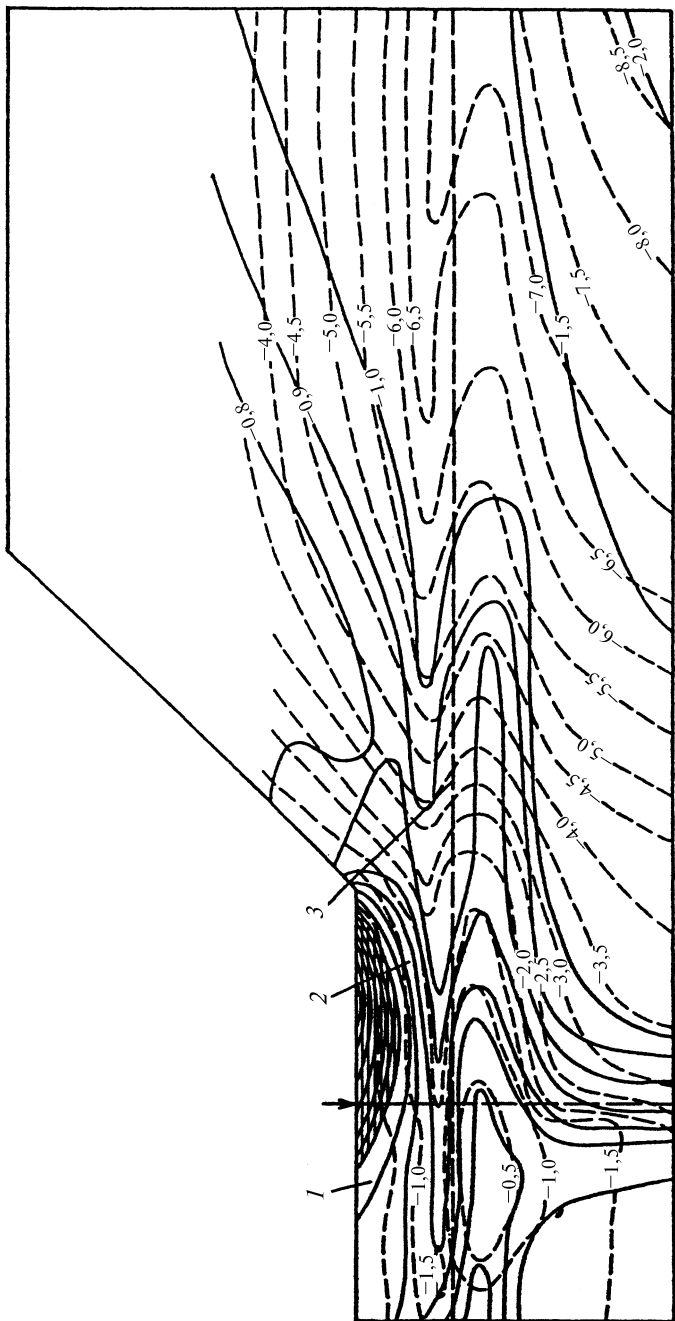


Рис. 12.5. Распределение напряжений (МПа) при расчетном варианте № 2:

1 — рудное тело; 2 — порода; 3 — кровля водоносного горизонта

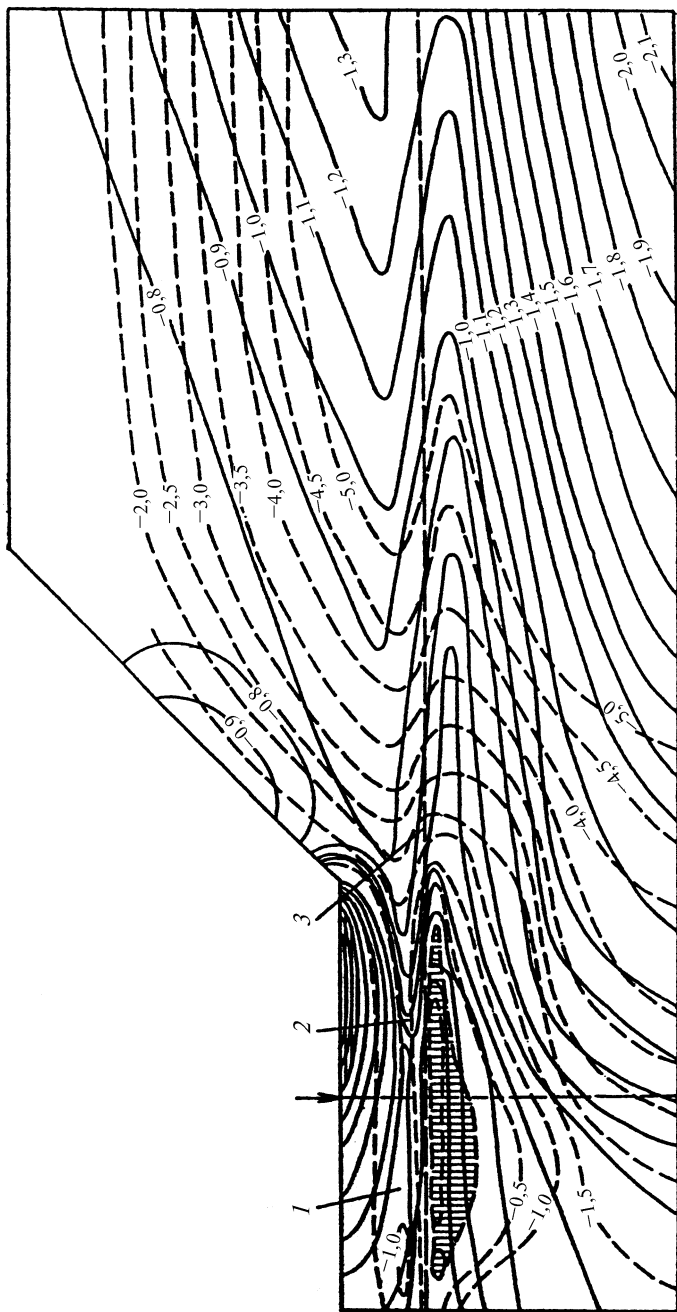
рудным телом и по границе с нижней бровкой откоса) также существенно ниже предела сцепления пород. Предохранительный водоупорный целик для рассмотренного расчетного варианта можно считать устойчивым. Действие напорных вод по этой схеме улучшает состояние целика по сравнению со схемой, где этого воздействия нет (вариант № 1).

*Вариант № 3.* Уменьшение мощности барьерного целика до 50 м по сравнению с 70 м в предыдущем случае приводит к уменьшению зоны растяжения от действия горизонтальных напряжений  $\sigma_x$  и уменьшению наибольших значений  $\sigma_x$  в той зоне до 0,3 МПа (рис. 12.6). Появилась довольно обширная область растяжений в вертикальном направлении. Размеры этой зоны в плане почти достигают размеров днища. Верхняя граница этой зоны совпадает с почвой водоупора, в глубину она развита до 30–35 м. Наибольшая величина растягивающих напряжений смещена к верхней части этой зоны и составляет  $\sigma_y = 0,5 \div 0,6$  МПа. Действующие значения максимальных растягивающих напряжений  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  ниже принятого предела прочности пород на растяжение (1 МПа), и потому целик по этим признакам оценивается как устойчивый.

Действующие в пределах рассматриваемого целика  $\tau_{\max}$  ниже сцепления пород как минимум в 3 раза и не могут привести к его разрушению.

*Вариант № 4.* При мощности барьерного целика  $h = 30$  м зона вертикальных растяжений от действия  $\sigma_y$  увеличивается и в плане уже превосходит размеры днища карьера (рис. 12.7). Значительно она увеличивается и в глубину. Область наибольших напряжений  $\sigma_y$  расположена во вмещающих породах у границы с рудным телом. Наибольшие значения напряжений  $\sigma_y = +1,2$  МПа, что превышает принятый предел допустимых напряжений на растяжение. И хотя размеры этой области невелики, расположена она непосредственно у почвы водоупора, и это обстоятельство не следует упускать из виду.

Зона горизонтальных растяжений от действия  $\sigma_x$  у поверхностной части днища уменьшилась, уменьшилась и величина наибольших значений  $\sigma_x$  до +0,2 МПа. Однако появилось вторая зона растяжений от действия  $\sigma_x$ , причем положение этой зоны



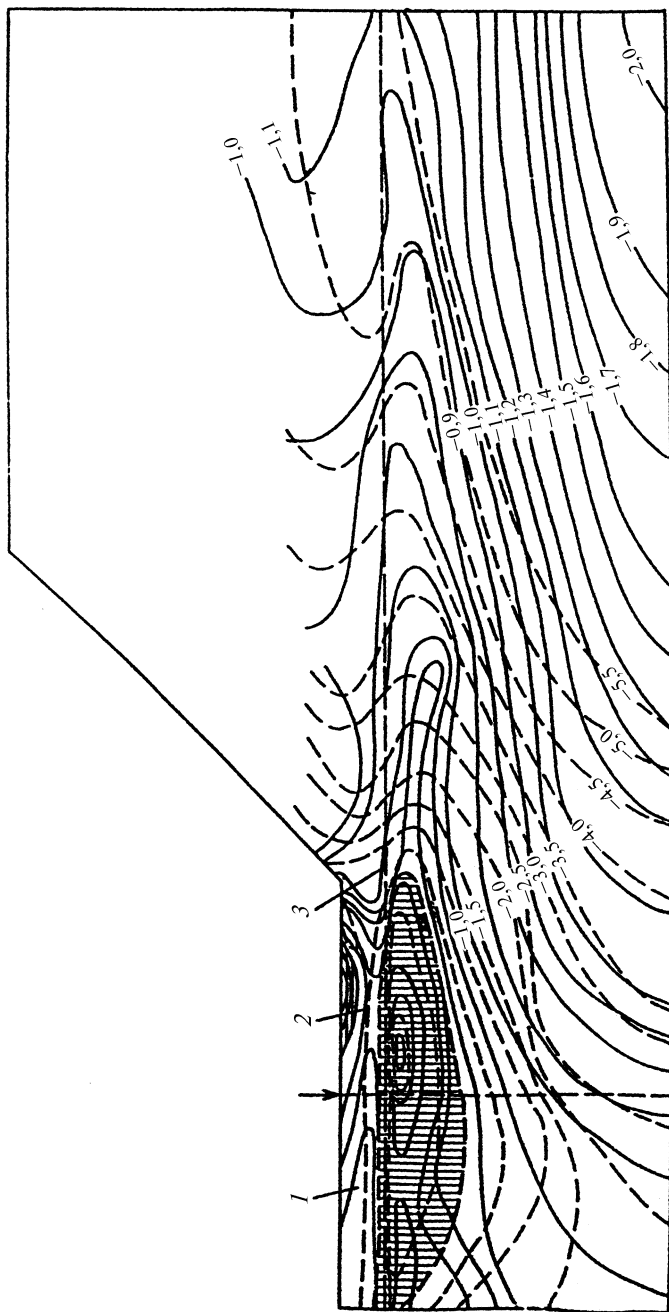


Рис. 12.7. Распределение напряжений (МПа) при расчетном варианте № 4;

1 — рудное тело; 2 — порода; 3 — кровля водоносного горизонта

совпадает с областью максимальных значений растягивающих напряжений  $\sigma_y$ . При мощности барьерного целика всего в 30 м расположение зон растяжения непосредственно у почвы водоупора (к тому же напряжения в одной из этих зон превосходят по величине допустимые) не позволяет считать мощность барьерного водоупорного целика по напряженному состоянию достаточной для защиты карьера от прорыва напорных вод. При обширной зоне вертикальных растяжений локальная ослабленность массива по контакту с водоупором (и ниже) может привести к лавинообразному процессу отрыва предохранительного целика от массива подстилающих пород и его разрушению.

Что касается величины и распределения касательных напряжений  $\tau_{\max}$ , то и в данном варианте величина их на оцениваемом участке значительно ниже сцепления слагающих участков пород.

Таким образом, расчетная мощность барьерного водоупорного целика по расчетной схеме (см. рис. 12.2), когда кровля водоупора распространяется на существующей отметке и через рудную залежь, составляет 60 м, как средняя величина по вариантам № 2 и 3.

Изложенные выше результаты исследований основаны на решении плоской задачи напряженно-деформированного состояния участка массива в окрестностях карьера. Однако, как уже отмечалось, карьер представляет собой пространственную геометрическую фигуру криволинейного в плане очертания. Это обстоятельство существенно влияет на напряженно-деформированное состояние пород и способствует повышению устойчивости элементов карьера (тем больше, чем меньше диаметр карьера в основании, т.е. меньше радиус кривизны).

В рассматриваемом случае максимальный радиус карьера по дну не превышает 250 м. Согласно исследованиям Г.Л. Фисенко, изложенным в учебнике [1], повышение устойчивости откосов и целиков за счет влияния объемной кривизны для данных условий оценивается коэффициентом 1,3–1,4. С учетом этого обстоятельства устойчивые размеры предохранительного целика будут иметь величину 50–55 м.

## **Варианты практических заданий**

Общие исходные данные: длина и ширина карьера по верху 1100 м×1000 м; углы наклона откосов бортов — 45°; текущая глубина карьера — 250 м; глубина кровли водоносного пласта — 350 м; напор подземных вод — 3 МПа; усредненные значения физико-механических свойств пород приведены в табл. 12.2.

Таблица 12.2

| Показатели                    | Рудное тело         |                     |                     |                     | Вмещающие породы    |                     |                     |                     |
|-------------------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|
|                               | Вариант             |                     |                     |                     |                     |                     |                     |                     |
|                               | 1                   | 2                   | 3                   | 4                   | 5                   | 6                   | 7                   | 8                   |
| Прочность при сжатии, МПа     | 20                  | 22                  | 24                  | 28                  | 21                  | 23                  | 25                  | 27                  |
| Прочность при растяжении, МПа | 4,1                 | 4,4                 | 4,8                 | 5,0                 | 5,1                 | 5,2                 | 5,3                 | 5,4                 |
| Модуль упругости, МПа         | 0,3·10 <sup>4</sup> | 0,4·10 <sup>4</sup> | 0,6·10 <sup>4</sup> | 0,8·10 <sup>4</sup> | 1,0·10 <sup>4</sup> | 1,3·10 <sup>4</sup> | 1,1·10 <sup>4</sup> | 1,2·10 <sup>4</sup> |
| Коэффициент Пуассона          | 0,2                 | 0,2                 | 0,2                 | 0,2                 | 0,21                | 0,21                | 0,21                | 0,21                |
| Плотность, т/м <sup>3</sup>   | 2,20                | 2,30                | 2,40                | 2,50                | 2,50                | 2,60                | 2,55                | 2,7                 |
| Сцепление, МПа                | 4                   | 5                   | 6                   | 8                   | 5                   | 7                   | 8                   | 6                   |
| Угол внутреннего трения, град | 32                  | 33                  | 35                  | 36                  | 37                  | 31                  | 32                  | 31                  |

## **P.S.**

Дальнейшее проведение горных работ в карьере подтвердило результаты выполненных расчетов.

Так, при достижении уровня барьерного целика над водоносным горизонтом величины  $h = 50$  м было отмечено раскрытие некоторых трещин, но без поступления воды. При дальнейшем уменьшении толщины барьерного целика до значения  $h = 40$  м отмечено просачивание и струйное поступление воды по трещинам. При  $h < 40$  м по трещинам и зонам дробления пород в карьер стала интенсивно поступать вода, местами фонтанируя.

### **13.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ**

Условия задачи, отличающие ее от предыдущей, заключаются в том, что степень ответственности за правильное ее решение значительно выше.

В самом деле, в первом случае мы имеем барьерный целик из горных пород, расположенный в почве открытых разработок. Здесь, вследствие доступа (даже визуального) к большей части верхней поверхности барьерного целика, имеется возможность мониторинга его состояния. Поэтому в случае прорыва подземных напорных вод на каком-то участке можно принять соответствующие оперативные меры к обеспечению безопасности людей и сохранности оборудования.

Во втором случае, рассматриваемом в настоящей задаче, барьерный целик представляет собой кровлю подземных выработок и нарушение его сплошности, даже незначительное локальное, может привести к прорыву воды, представляющему угрозу жизни и здоровью работающих людей, хотя с технической точки зрения ее дебит может быть и не очень велик. Здесь имеет значение и ограниченное для маневра замкнутое подземное пространство.

Таким образом, при определении безопасной толщины барьерных целиков в подобных условиях имеет значение не только общая их прочность, но и выделение наиболее нагруженных участков, сопоставление состояния пород в них с предельно допустимыми значениями прочности и оценка возможности потери сплошности целика с образованием водопроводящих трещин.

### **13.2. ФОРМУЛИРОВАНИЕ ЗАДАЧИ И ВЫБОР МЕТОДИКИ РЕШЕНИЯ**

Задача формулируется следующим образом: рассчитать толщину породного водонепроницаемого барьерного целика под

затопленным карьером с целью предотвращения поступления воды в подземные горные выработки (см. рис. 11.1, в).

Общая схема и методика решения задачи заключаются в расчете напряженно-деформированного состояния барьерного целика, выделении и анализе наиболее нагруженных его участков, сопоставлении полученных результатов с предельно допустимыми значениями прочности и выборе толщины породного целика (табл. 13.1).

Решалась упругая осесимметричная задача<sup>1</sup>. Численные расчеты напряженно-деформированного состояния пород определялись методом конечных элементов на ЭВМ с помощью программы «Космос-С».

Силовая обстановка задавалась путем введения собственной массы материалов; равномерно распределенной нагрузкой на верхнюю границу барьерного целика и неравномерной пропорционально распределенной на оконтуривающую линию поверхности борта карьера нагрузки массы заполняющей карьер воды (рис. 13.1).

При выполнении расчетов приняты следующие допущения:

- контакт «целик–вмещающие породы» обладает абсолютной сплошностью и передает нагрузки всех видов (сжимающие, растягивающие, срезающие);
- породы целика водонепроницаемы и полностью передают нагрузку от воды в затопленном карьере на границу массива.

В качестве граничных условий принято запрещение горизонтальных смещений на вертикальных границах области и вертикальных — на нижней ограничивающей линии.

Расчеты проводятся для симметричной половины сечения карьера (см. рис. 13.1).

В качестве изменяемых параметров в вариантах расчетов задаются:

- возможный диапазон изменения толщины барьерного целика (может быть получен методами аналогий)  $h$ ;

---

<sup>1</sup> Задача решалась совместно с С.Н. Журиным.

Таблица 13.1

**Физико-механические свойства инженерно-геологических элементов  
базовой расчетной схемы**

| №<br>п/п | Наименование элемента   | Подошва слоя, м | Модуль<br>упругости, ГПа | Коэффициент<br>Пуассона | Объемная масса,<br>т/м <sup>3</sup> | Сцепление, т/м <sup>2</sup> | Угол внутреннего<br>трения, град |
|----------|-------------------------|-----------------|--------------------------|-------------------------|-------------------------------------|-----------------------------|----------------------------------|
| 1        | ИГ 1 (вмещающие породы) | 237             | 4                        | 0,25                    | 2,47                                | 45,6                        | 31                               |
| 2        | ИГ 2 (вмещающие породы) | 358             | 4                        | 0,25                    | 2,49                                | 84,2                        | 34                               |
| 3        | ИГ 3 (вмещающие породы) | 468             | 2,7                      | 0,25                    | 2,56                                | 34,6                        | 35                               |
| 4        | ИГ 4 (вмещающие породы) | 530             | 2,7                      | 0,25                    | 2,54                                | 49,3                        | 36                               |
| 5        | ИГ 3 (вмещающие породы) | 836             | 4,3                      | 0,3                     | 2,54                                | 118,6                       | 36                               |
| 7        | Кимберлит               |                 | 3                        | 0,25                    | 2,55                                | 100,5                       | 36                               |
| 8        | Зона очистных работ     |                 | 0,2                      | 0,30                    | 2,50                                | 10                          | 30                               |

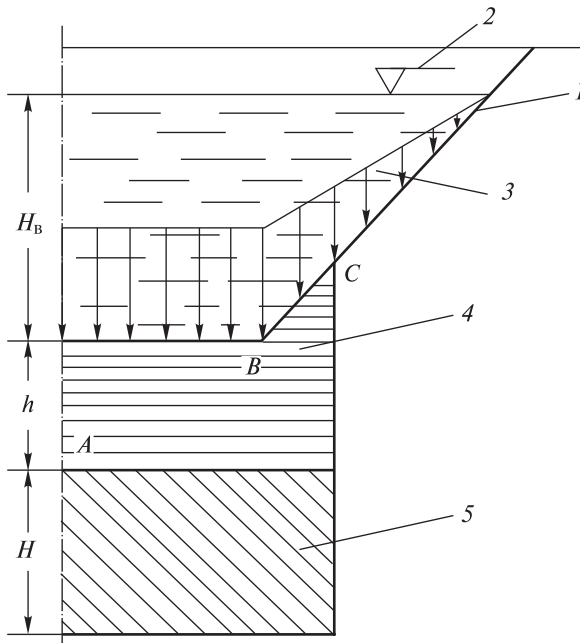


Рис. 13.1. Расчетная схема:

1 — контур карьера; 2 — уровень воды в карьере; 3 — эпюра внешних нагрузок;  
4 — барьерный целик; 5 — отработанное и заложённое подземное пространство

- диапазон изменения относительной податливости отработанной и заложеной зоны подземных очистных работ, оцениваемый интегральным модулем деформации  $E$ ;
- диапазон изменения высоты отработанного подземного пространства  $H$ .

По каждому из перечисленных изменяемых параметров  $h$ ,  $E$ ,  $H$  подбирались по три наиболее вероятных значения. Следовательно, полный комплекс возможных сочетаний изменяемых параметров равен 27, что и составляет общее количество вариантов расчета.

Рассматривая известные общие принципы напряженно-деформированного состояния подобных геомеханических систем, можно выделить определенное количество критических точек, в которых горные породы раньше других точек достигнут предельного состояния.

В нашем случае — это точки  $A$ ,  $B$  и  $C$ . Если в качестве критерия прочности в этих точках принять растягивающие напряжения, то в них раньше других будет происходить разрушение пород путем образования вертикальных трещин.

Предполагается, что появление вертикальных трещин в этих точках и последующее развития их на все толщину барьерного целика станет причиной проникновения воды, заполняющей карьер, в подземное очистное пространство.

Итак, решив задачу методом конечных элементов (МКЭ), получим картину распределения нормальных напряжений в рассматриваемой области.

Вычислим напряжения в критических точках  $A$ ,  $B$ ,  $C$  и сравним со значениями пределов прочности пород при сжатии и растяжении.

Исследования показали, что на уровень напряжений в точках  $B$  и  $C$  сильно влияет изменение толщины барьерного целика, т.е. обеспечение прочности верхней части целика в наибольшей мере обеспечивается его толщиной.

### 13.3. ПРИМЕР РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

Рассмотрим условия, аналогичные кимберлитовому месторождению «Мир» (Якутия).

Приводится решение задачи, когда горно-техническая ситуация сложилась следующим образом.

Карьер отработал верхнюю часть месторождения на глубину 525 м. Стоял вопрос о принятии принципиального решения по схеме дальнейшей доработки месторождения подземным способом.

Один из вариантов предусматривал «мокрую» консервацию карьера и дальнейшую отработку нижней части залежей подземным способом слоевыми системами с твердеющей закладкой под защитой барьерного рудного целика.

«Мокрая» консервация карьера заключалась в демонтаже всей системы карьерного водоотлива, в результате чего чаша карьера через сравнительно короткое время заполнялась водой (рассолом) из выходящего в борта карьера подземного метегеро-ичерского водоносного комплекса. Высота столба воды над дном карьера в этом случае равнялась бы  $H_{\text{в}} = 370$  м.

Таким образом, возникала ситуация: под затопленным карьером оставляется рудный целик, толщину которого предстояло определить.

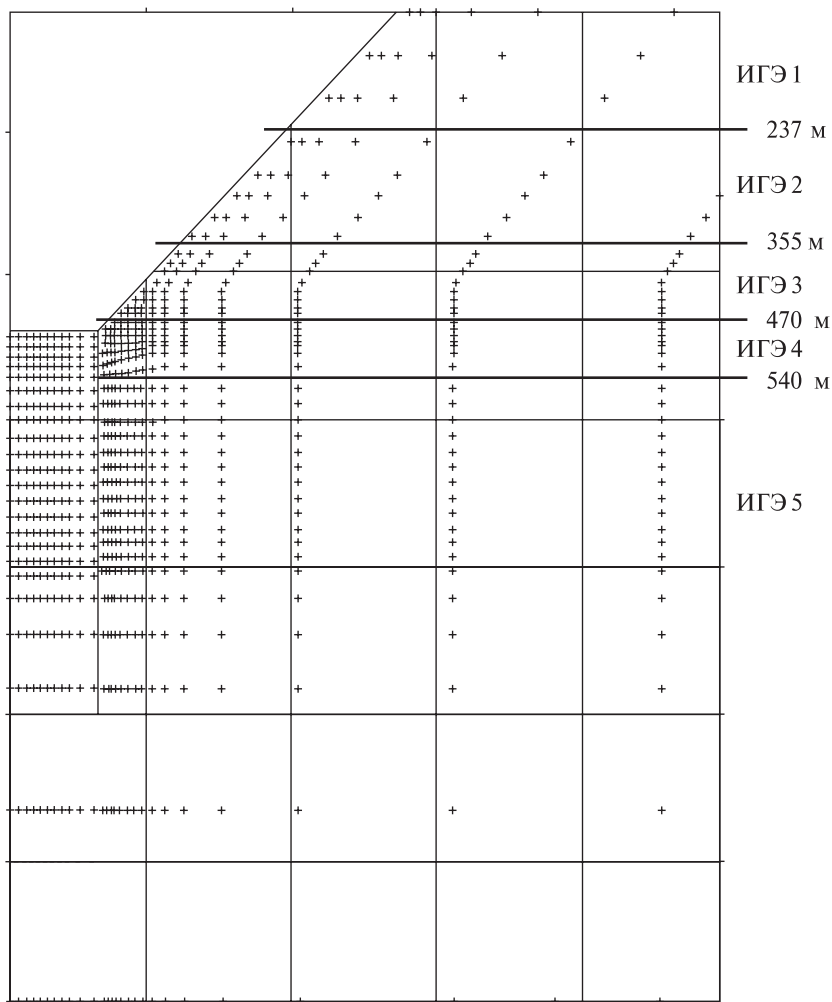
В соответствии с изложенными в предыдущем разделе 13.2 положениями решалась упругая осесимметричная задача методом конечных элементов с использованием компьютерной программы «Космос-С».

Область проведения расчетов ограничена вертикальной линией земной поверхности и линией на глубине 825 м; по горизонтали — осью симметрии трубки с одной стороны и вертикальной линией, отстоящей от оси карьера на 800 м с другой.

Для проведения численных расчетов методом МКЭ область разбита 1500 узлами на 861 элемент (рис. 13.2).

Неоднородность массива пород по физико-механическим свойствам учтена в соответствии с выделенными в работе Н.К. Звонарева [10] инженерно-геологическими элементами (ИГ), представленными в табл. 13.1.

По ходу вычислений изменяемыми параметрами по вариантам являлись: толщина барьерного целика — 75 м, 95 м и



**Рис. 13.2.** Принципиальная схема для формирования расчетных сеток МКЭ

115 м; относительная податливость отработанной подземным способом и заложенной зоны (совокупный модуль деформации) — 0,2 ГПа; 0,02 ГПа; 0,002 ГПа; высота отработанной под целиком зоны — 40 м, 100 м, 210 м.

Таким образом, рассмотрен полный комплекс возможных сочетаний указанных параметров, т.е. 27 вариантов расчета (табл. 13.2).

Таблица 13.2

| Мощность<br>отработанной<br>зоны $H$ , м | Мощность<br>целика $M$ , м | Код варианта при заданном значении<br>модуля деформации $E$ , ГПа |      |       |
|------------------------------------------|----------------------------|-------------------------------------------------------------------|------|-------|
|                                          |                            | 0,2                                                               | 0,02 | 0,002 |
| 210                                      | 115                        | M105                                                              | M115 | M125  |
| 210                                      | 95                         | M106                                                              | M116 | M126  |
| 210                                      | 75                         | M107                                                              | M117 | M127  |
| 100                                      | 115                        | M205                                                              | M115 | M225  |
| 100                                      | 95                         | M206                                                              | M116 | M226  |
| 100                                      | 75                         | M207                                                              | M117 | M227  |
| 40                                       | 115                        | M305                                                              | M115 | M325  |
| 40                                       | 95                         | M306                                                              | M116 | M326  |
| 40                                       | 75                         | M307                                                              | M117 | M327  |

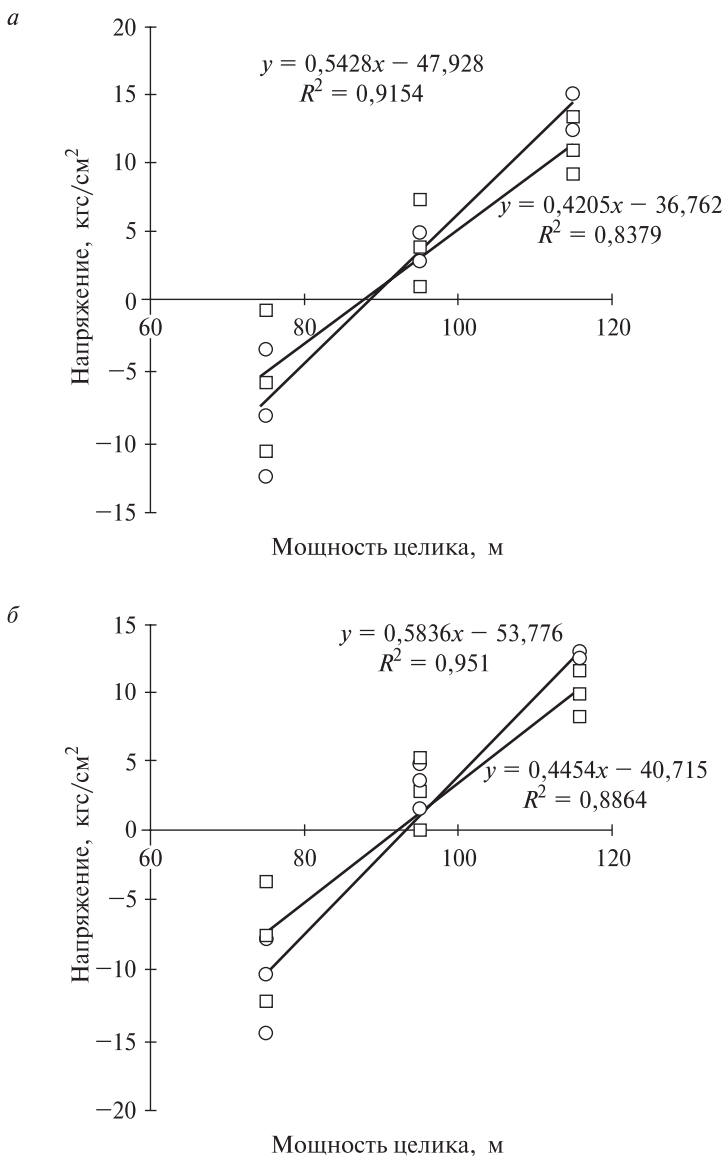
Анализ выполнялся для следующих критических точек (см. рис. 13.1):

- а) примыкание дна карьера к борту (критическая точка  $B$ );
- б) центр нижней границы целика (критическая точка  $A$ );
- г) точка примыкания верхней границы целика к вмещающим породам (критическая точка  $C$ ).

Возможные типы разрушения — образование вертикальных трещин на контакте «целик — вмещающие породы» — (точки  $B$  и  $C$ ), отслоение и обрушение в зону ведения очистных работ центральной нижней части целика — (точка  $A$ ). В качестве критерия прочности принято появление в критических точках растягивающих напряжений, что соответствует концепции наислабейшего звена. Предполагалось, что появление растягивающих напряжений приведет к появлению трещин, проникновению по ним воды и нарушению нормальной эксплуатации целика.

Для каждого варианта расчета были определены значения максимальных напряжений  $\sigma_p$  в указанных выше критических точках, с использованием которых построены зависимости (рис. 13.3).

Выбор мощности породного предохранительного целика может быть осуществлен с использованием линейной аппроксимации выявленных зависимостей, представленных на этих рисунках.



**Рис. 13.3.** Выбор мощности породного предохранительного целика по критерию образования трещин на верхней поверхности:

*a* — зависимость напряжений в критических точках верхней поверхности при  $E = 0,002$  ГПа; *б* — то же, при  $E = 0,02$  ГПа; квадраты — значения напряжений в точке *C*, кружки — в точке *B*. На графиках указаны аппроксимирующие уравнения и значения коэффициента достоверности аппроксимации

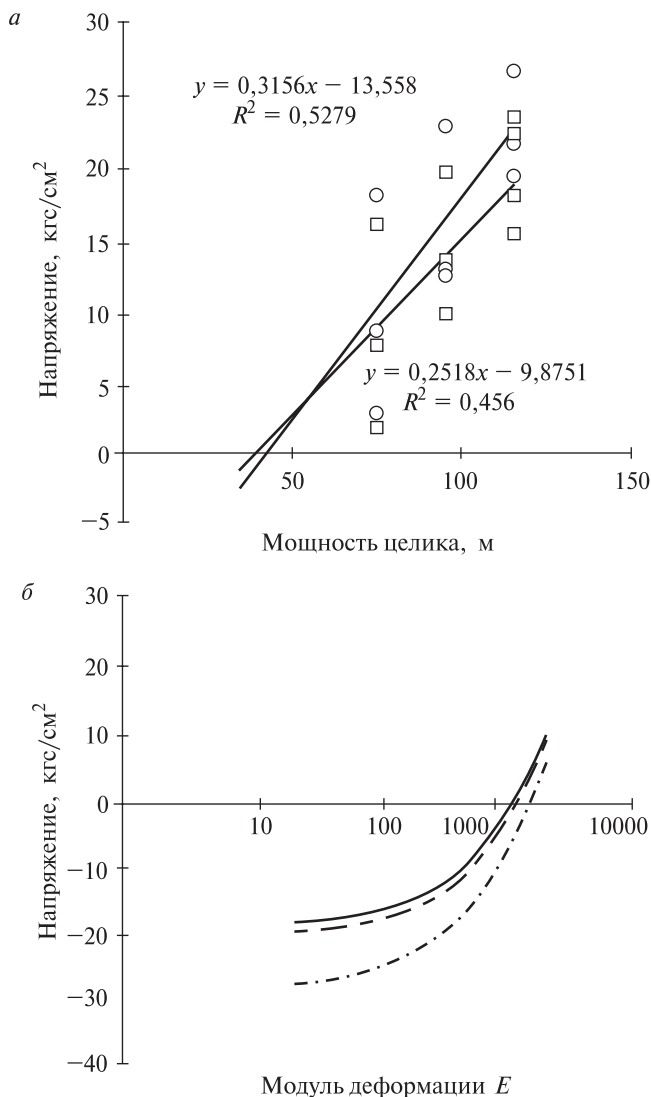
Считая допустимой мощность целика, при которой на верхней поверхности не возникает растягивающих напряжений, что гарантирует отсутствие трещин, с использованием графиков (рис. 13.3 *а, б*) получаем, что допустимая мощность целика для значений модуля деформации заложеного массива 0,002–0,02 ГПа составляет 85–95 м. Повышение модуля деформации закладки позволяет снизить размеры целика до 40–45 м (рис. 13.4). Однако учитывая возможные технологические трудности при обеспечении высокого модуля закладки и устойчивость решения при уменьшении значения модуля ниже 0,02 ГПа, рекомендуемое значение мощности целика составляет 85–95 м.

Напряжения в критической точке в центре нижней поверхности целика, как указывалось ранее, зависят в основном от несущей способности закладки (модуля деформации), что иллюстрируется рис. 13.4, *б*. Растягивающие напряжения в этой точке и опасность отслоения нижней часть целика сохраняются при всех значениях мощности целика в диапазоне 75–115 м при модуле деформации закладки ниже 0,1 ГПа. При превышении этого значения нижняя поверхность целика становится устойчивой практически независимо от мощности породного целика.

## **P.S.**

1. Выполненные расчеты подтверждают, что критическими с точки зрения статической прочности участками целика являются верхняя плоскость целика (возможный вид разрушения — образование вертикальных трещин на контакте «целик–вмещающие породы» и в точке примыкания борта карьера к дну) и нижняя плоскость целика (возможный вид разрушения — отслоение и обрушение в зону ведения очистных работ центральной нижней части целика).

2. На прочность целика во всех случаях оказывает влияние интегральный модуль деформации закладочного материала. Наиболее сильно он влияет на устойчивость нижней части целика. Собственно мощность породного целика наиболее сильно влияет на напряжения на верхней поверхности целика,



**Рис. 13.4.** Зависимость напряжений в барьерном целике по критерию образования трещин на поверхности:

*а* — напряжения в критических точках верхней поверхности при  $E = 0,2$  ГПа (квадраты — значения напряжений в точке *С*, кружки — в точке *В*; указаны аппроксимирующие уравнения и значения коэффициента достоверности аппроксимации);  
*б* — напряжения в центральной нижней точке *А* целика от модуля деформации закладки (сплошная линия — мощность целика 115 м, штрихпунктирная — 95 м, пунктирная — 75 м)



**Рис. 13.5.** График зависимости экстремальных напряжений в плите (точка *B*) от модуля деформации зоны очистных работ после закладки (все данные по упругим решениям, за исключением точки *K*, полученной по результатам решения упругопластической задачи

определяя вместе с модулем возможность появления трещин на верхней поверхности целика. Ведущая роль в обеспечении прочности верхней части целика принадлежит именно мощности целика *h*.

3. Рекомендуется принимать мощность целика не менее 85–95 м, что обеспечит отсутствие растягивающих напряжений в широком диапазоне значений модуля деформации закладываемого материала. Минимальная мощность целика по критерию выхода воронки через целик составляет 60–75 м.

4. Растягивающие напряжения в точке *A* и опасность отслоения нижней части целика сохраняются при всех значениях мощности целика в диапазоне 75–115 м при модуле деформации закладки ниже 0,1 ГПа. При превышении этого значения нижняя поверхность целика становится устойчивой практически независимо от мощности породного целика.

### **Варианты практических заданий**

Общие горно-геологические условия для всех вариантов принимаются такими же, как на рассмотренном месторождении «Мир».

| №<br>п/п | Глубина за-<br>топленной<br>части карьера<br>$H_b$ , м | Диапазон<br>изменения<br>толщины $h$ , м |       |       | Глубина<br>$H$ , м | Диапазон изменения<br>модуля деформации $E$ , ГПа |       |        |
|----------|--------------------------------------------------------|------------------------------------------|-------|-------|--------------------|---------------------------------------------------|-------|--------|
|          |                                                        | $h_1$                                    | $h_2$ | $h_3$ |                    | $E_1$                                             | $E_2$ | $E_3$  |
| 1        | 360                                                    | 110                                      | 90    | 70    | 100                | 0,2                                               | 0,02  | 0,002  |
| 2        | 355                                                    | 105                                      | 85    | 65    | 90                 | 0,15                                              | 0,015 | 0,0015 |
| 3        | 350                                                    | 107                                      | 87    | 66    | 110                | 0,1                                               | 0,02  | 0,001  |
| 4        | 340                                                    | 103                                      | 80    | 60    | 115                | 0,2                                               | 0,03  | 0,002  |
| 5        | 330                                                    | 100                                      | 75    | 60    | 120                | 0,3                                               | 0,03  | 0,003  |
| 6        | 320                                                    | 110                                      | 70    | 55    | 110                | 0,2                                               | 0,03  | 0,001  |
| 7        | 310                                                    | 105                                      | 75    | 50    | 100                | 0,1                                               | 0,03  | 0,002  |
| 8        | 300                                                    | 95                                       | 65    | 45    | 90                 | 0,3                                               | 0,03  | 0,003  |
| 9        | 290                                                    | 90                                       | 60    | 45    | 80                 | 0,2                                               | 0,01  | 0,005  |
| 10       | 280                                                    | 85                                       | 55    | 40    | 75                 | 0,15                                              | 0,02  | 0,003  |
| 11       | 270                                                    | 80                                       | 50    | 40    | 70                 | 0,2                                               | 0,03  | 0,002  |
| 12       | 260                                                    | 75                                       | 40    | 35    | 65                 | 0,3                                               | 0,01  | 0,002  |
| 13       | 250                                                    | 70                                       | 40    | 30    | 60                 | 0,2                                               | 0,01  | 0,001  |
| 14       | 240                                                    | 65                                       | 35    | 25    | 60                 | 0,1                                               | 0,01  | 0,001  |
| 15       | 230                                                    | 60                                       | 30    | 20    | 50                 | 0,2                                               | 0,03  | 0,0015 |

### **14.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ**

Оставление естественного, как правило, рудного целика между затопленным карьером и подземными горными выработками, несмотря на широкое распространение в практике комбинированной разработки месторождений, характеризуется одним важным недостатком: последующая его отработка весьма проблематична.

Большая затратность и небезопасность горных работ при его выемке часто заканчиваются списанием запасов, если не всего целика, то большей его части в потери.

Поэтому, если уже совсем не обойтись без такого барьерного целика, то привлекательной альтернативой изложенной ситуации может быть сооружение искусственного целика.

Идея эта давно уже обсуждается научно-технической общественностью, однако дело до практической ее реализации не доходило. Не решалась и задача по определению параметров искусственного целика.

При проработке вариантов подземной доработки нижней части кимберлитовой трубки «Мир» автором совместно с сотрудниками решалась эта задача<sup>1</sup>.

### **14.2. ПОСТАНОВКА ЗАДАЧИ И МЕТОДИКА ЕЕ РЕШЕНИЯ**

Общая схема работ в этом случае следующая:

- на дне карьера сооружается искусственный (железобетонный) барьерный целик;
- в периоды доработки карьера и сооружения барьерного целика с уступов карьера проходится уклон в верхнюю

---

<sup>1</sup> Решение задачи выполнено совместно с С.Н. Журиным.

часть зоны подземной разработки залежи и выполняются там подготовительно-нарезные работы;

- для обеспечения водозащиты подземных выработок на определенный период времени сооружают водопонижительные дренажные устройства.

Вариант дает возможность сразу после доработки карьера или в минимальные сроки после этого (1–1,5 года) начать подземную добычу руды системами с твердеющей закладкой непосредственно от дна карьера.

Более детально это будет выглядеть следующим образом.

Искусственный барьерный целик — железобетонная плита по всей площади дна карьера сооружается сразу после ее доработки или (что лучше) в процессе разработки последних уступов.

Толщина плиты — 10 м. Прочность железобетонной плиты эквивалентна бетону марки 300.

Над плитой — дренирующая засыпка мощностью 10 м и слой воды толщиной 140 м, т.е. до отметки –50 м.

Кроме мощности самой плиты условия ее деформирования и прочность *зависят* от модуля деформации зоны отработки руды под плитой в интервале отметок –190...–240 м. При указанных параметрах плиты, как установлено при решении предыдущей задачи, удовлетворительным является модуль «закладки» не менее 0,2 ГПа (20 000 т/м<sup>2</sup>).

Решение поставленной задачи выполняют по алгоритму, аналогичному использованному в предыдущем разделе.

То есть формируется компьютерная геомеханическая модель полученной горно-технической ситуации.

Геомеханическую модель исследуют путем анализа напряженно-деформированного состояния барьерного целика при различных сочетаниях параметров его элементов методом МКЭ.

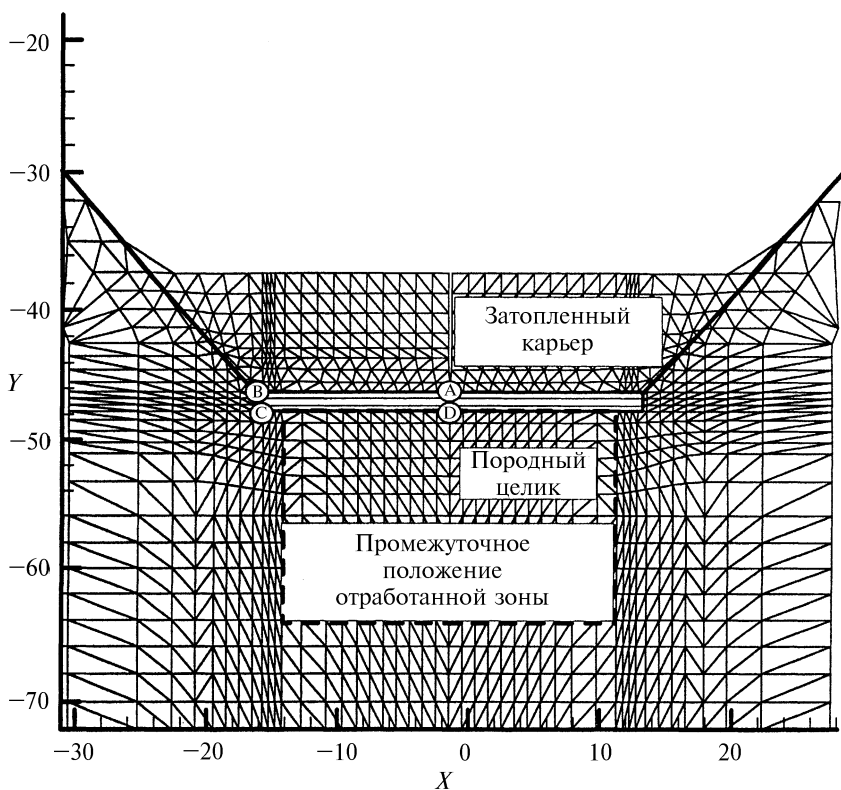
В изучаемых вариантах в качестве изменяемых параметров принимают глубину отработанного и заложенного массива под подошвой плиты ( $H = 170; 130; 80; 20$  м) и глубину затопленной части карьера над кровлей плиты ( $H_b = 0; 50; 95$  м) или только модуль деформации заложенного массива.

Таким образом, анализируют 12 (или 6) сочетаний изменяемых параметров (вариантов расчета) с помощью компьютерной программы «Космос-С».

Принципиальная геомеханическая схема компьютерной модели отработки с выделением суперэлементов расчетной сетки представлена на рис. 14.1. Использована осесимметричная схема решения задач. Элементы треугольные, трехузловые с линейными интерполяционными функциями перемещений.

В качестве граничных условий принято запрещение горизонтальных деформаций по вертикальным ограничивающим поверхностям и вертикальных по нижней ограничивающей плоскости.

Силовая нагрузка — собственная масса массива, заполнение карьера водой и собственная масса засыпки на плите.



**Рис. 14.1.** Расчетная схема для определения мощности породного целика под бетонной перемычкой. Размеры на схеме даны в десятках метров, границы зоны отработки обведены пунктиром, бетонная плита заштрихована

### 14.3. ПРИМЕР РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

Как и в предыдущем случае, решение задачи рассмотрим для условий, аналогичных кимберлитовому месторождению «Мир» (Якутия).

*Общая схема решения задачи* заключается в расчете напряженно-деформированного состояния породного массива и бетонной плиты с учетом существования карьера с вертикальными стенками ниже отметки 115 м (глубина 450 м), бетонной плитой мощностью 10 м (интервал глубин 505–515 м, отметки от –170 до –180 м), опирающуюся на берму шириной 20 м. Физико-механические свойства бетона следующие — плотность  $2,2 \text{ т/м}^3$ , модуль Юнга 20 ГПа, коэффициент Пуассона 0,15, сцепление 3 МПа, угол внутреннего трения  $40^\circ$ , прочность при растяжении 0,6 МПа (параметры соответствуют неармированному бетону марки 300). Плита полностью подрабатывается подземными горными работами в интервале глубин 515–560 м (отметки от –180 до –225 м) системой с закладкой, обладающей следующими характеристиками: плотностью  $2,5 \text{ т/м}^3$ , модуль Юнга варьировался от 0,02 до 0,2 ГПа, коэффициент Пуассона 0,3, сцепление 0,1 МПа, угол внутреннего трения  $30^\circ$ , прочность при растяжении 0,02 МПа (прочностные параметры соответствуют слабому цементному раствору без наполнителя). Со стороны карьера плита нагружена засыпкой мощностью 10 м, плотностью  $2,5 \text{ т/м}^3$  и водой до глубины 385 м (отметка –50 м).

Задача решается в упругой постановке для получения максимально возможных значений напряжений и в упругопластической постановке для установления местоположения зон неупругого деформирования пород и бетона. Решалась осесимметричная задача.

Значение физико-механических свойств массива пород принимаются в соответствии с выделенными в работе Н.К. Звонарева [10] инженерно-геологическими элементами (ИГ), представленными в табл. 13.1.

Изменяемыми параметрами в ходе вариантных расчетов напряженно-деформированного состояния являлся модуль деформации (Юнга) материала закладки.

Основные рассмотренные сочетания изменяемых параметров для 6 вариантов расчета представлены в табл. 14.1.

*Результаты расчета.* При решении упругих задач анализировалось распределение наибольших (радиальных) напряжений растяжения вдоль радиуса плиты.

Результаты расчетов представлены в графическом виде на рис. 14.2. Как установлено ранее, наиболее опасным является верхняя поверхность плиты, где следует ожидать возникновения растягивающих напряжений. Эти напряжения могут служить причиной формирования трещин, нарушающих основную функцию бетонной плиты, — защиту горных работ от поступления воды.

В целом на нижнем горизонте плита работает в значительно более благоприятных условиях по сравнению с вариантами, рассмотренными ранее из-за уменьшения радиуса плиты. Тем не менее графики (см. рис. 14.2) показывают, что в силу значительного превышения радиуса плиты над ее толщиной плита деформируется как тонкая пластина и при наличии подпора с нижней стороны (со стороны закладки) основная часть плиты фактически просто лежит на закладочном материале. Жесткости бетонной конструкции недостаточно для включения в работу плиты по всей ее поверхности и нагружению противостоит только приконтурная часть плиты над зоной опирания.

При принятых размерах и параметрах бетонной плиты, выработанного пространства и заданных режимах нагружения растягивающие напряжения устраняются при интегральном модуле

Таблица 14.1

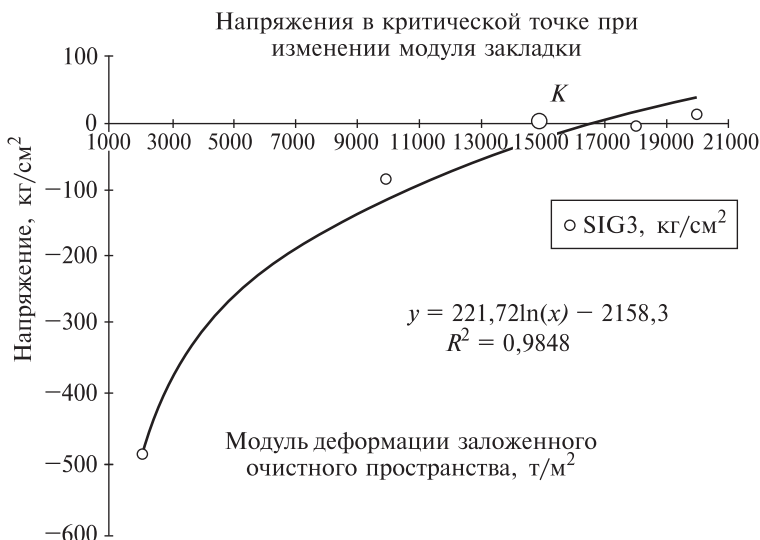
**Варианты расчетов**

| Характеристика задачи                                              | Код задачи |
|--------------------------------------------------------------------|------------|
| Плоская плита, модуль закладки 0,20 ГПа                            | MRK202     |
| Плоская плита, модуль закладки 0,02 ГПа                            | MRK203     |
| Плоская плита, модуль закладки 0,10 ГПа                            | MRK204     |
| Плоская плита, модуль закладки 0,15 ГПа                            | MRK205     |
| Плоская плита, модуль закладки 0,18 ГПа                            | MRK206     |
| Плоская плита, модуль закладки 0,20 ГПа, упругопластическая задача | MRK208     |

заложенного массива 17 000–19 000 т/м<sup>2</sup> (рис. 14.3). Снижение податливости закладки приводит к формированию растягивающих напряжений, максимальная величина которых логарифмически связана с модулем деформации заложенного очистного пространства



**Рис. 14.2.** Распределение наибольших напряжений растяжения по радиусу плиты



**Рис. 14.3.** График зависимости экстремальных напряжений в плите (точка B) от модуля деформации зоны очистных работ после закладки

ства, наиболее резкое падение напряжений прогнозируется при уменьшении модуля ниже  $5000 \text{ т/м}^2$  (см. рис. 14.3).

Таким образом, минимальное значение интегрального модуля упругости заложенного материала должно составлять  $20\,000 \text{ т/м}^2$ .

#### *Вывод.*

1. Для плиты мощностью 10 м с радиусом опирания 20 м из бетона марки 300 при нагружении слоем засыпки 10 м и заполнении карьера водой до отметки  $-50$  м минимальное значение интегрального модуля упругости заложенного материала должно составлять  $20\,000 \text{ т/м}^2$  при ведении работ в интервале глубин 515–560 м.

### **Варианты практических заданий**

Исходные данные для решения задачи по вариантам практических заданий принимаются такими же, как в вариантах предыдущего раздела.

#### **P.S.**

Особенность искусственных несущих сооружений в отличие от их аналогов, сложенных горными породами, заключается в том, что возможно управлять напряженно-деформированным состоянием как самих целиков, так и окружающих их массивов пород.

Речь идет о том, что конструктивными решениями можно добиться существенного снижения концентрации напряжений в наиболее опасных точках или сечениях искусственного целика.

Был выполнен цикл исследований в этом направлении [9], показавших их перспективность.

В рамках упомянутой программы «Космос-С» были смоделированы и изучены прочность и устойчивость системы «массив горных пород — искусственные барьерные целики» с различными вариантами инженерных решений по их укреплению.

При этом, обоснованно полагая, что увеличение интегрального модуля деформаций  $E$  отработанного и заложенного массива

в производственных условиях представляет задачу трудно разрешимую, изменяли лишь конструктивные параметры собственно бетонной плиты.

В качестве способов управления прочностью и жесткостью плиты рассмотрены:

- оребрение со стороны карьера (табл. 14.2);
- увеличение толщины плиты в периферийной части (табл. 14.3);
- частичное армирование плиты и использование анкерного крепления плиты к массиву пород (табл. 14.4).

1. Введение кольцевых ребер жесткости позволяет при прочих равных условиях снизить минимальное значение модуля упругости зоны отработки (компрессионные свойства закладки) на 25% по сравнению с предельным для плоской плиты.

Таблица 14.2

**Варианты расчетов для первого способа**

| Характеристика задачи                                                                                                  | Код задачи |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| Модуль закладки 0,15 ГПа, одно кольцевое ребро высотой 10 м и шириной 30 м над контактом трубки с вмещающими породами  | MRK215     |
| Модуль закладки 0,15 ГПа, периодическая система кольцевых ребер высотой 10 м и шириной 10 м шагом 10 м, упругая задача | MRK214     |
| Модуль закладки 0,15 ГПа, два кольцевых ребра высотой 10 м в периферийной части плиты, упругая задача                  | MRK210     |
| Модуль закладки 0,15 ГПа, два кольцевых ребра высотой 10 м в периферийной части плиты, упругопластическая задача       | MRK209     |

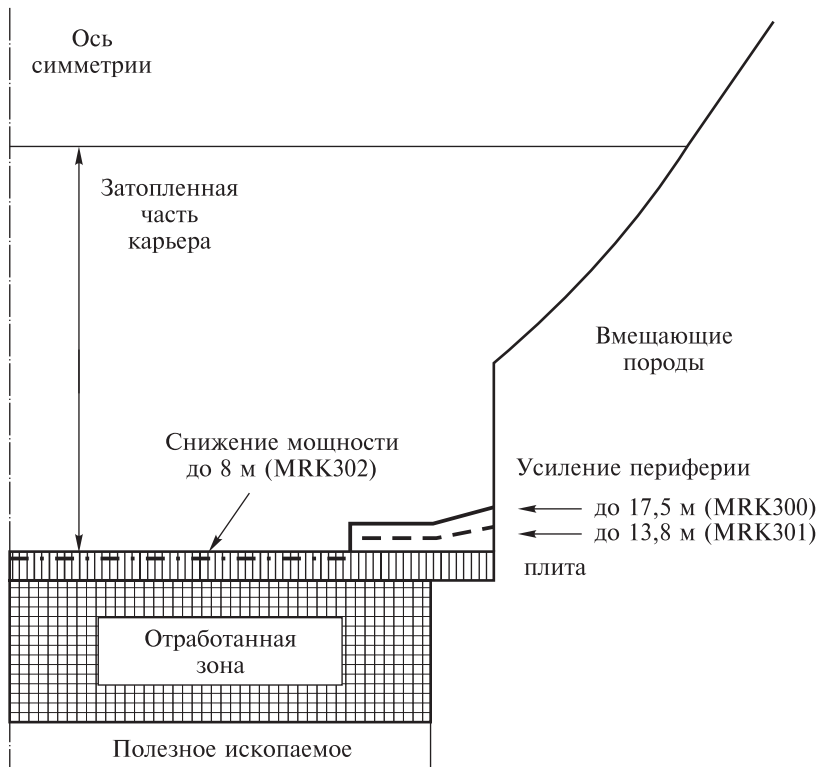
Таблица 14.3

**Варианты расчетов для второго способа**

| Характеристика задачи                                                                                                                                    | Код задачи |
|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| Модуль закладки 0,15 ГПа, увеличение мощности плиты в периферийной зоне до 17,5 м, упругая задача                                                        | MRK300     |
| Модуль закладки 0,15 ГПа, увеличение мощности плиты в периферийной зоне до 13,8 м, упругая задача                                                        | MRK301     |
| Модуль закладки 0,15 ГПа, увеличение мощности плиты в периферийной зоне до 13,8 м, сокращение мощности плиты, в центральной части до 8 м, упругая задача | MRK302     |

## Варианты расчетов для третьего способа

| Характеристика задачи                                                                                                                                                                                                                         | Код задачи |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| Модуль закладки 0,15 ГПа, частичное армирование верхней части плиты над местом опирания, упругая задача                                                                                                                                       | MRK400     |
| Модуль закладки 0,15 ГПа, частичное армирование верхней части плиты над местом опирания, введено два кольца армирования, упругая задача                                                                                                       | MRK401     |
| Модуль закладки 0,12 ГПа, увеличение мощности плиты в периферийной зоне до 13,8 м, частичное армирование верхней части плиты над местом опирания, введение анкеров в массив длиной 30 м, соединенных с арматурой в теле плиты, упругая задача | MRK402     |



**Рис. 14.4.** Расчетные схемы вариантов с усилением периферийной части плиты.  
Базовая конфигурация плиты заштрихована

В то же время очевидно, что периодическое оребрение плиты не обладает достаточной технологичностью. Рассмотрение распределения напряжений по кровле плиты (рис. 14.5) показывает, что в усилении нуждается зона плиты, расположенная на расстоянии до 40 м от периферии. Наиболее простым и технологичным способом снижения напряжений в этой зоне будет повышение мощности плиты в краевой зоне.

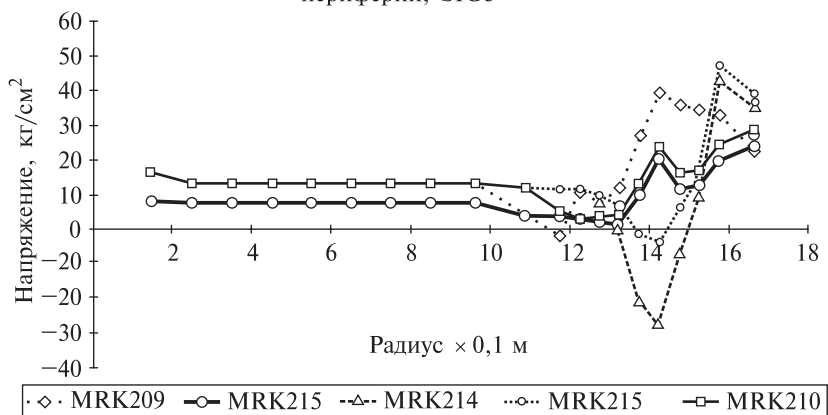
2. Наиболее эффективным вариантом управления напряженным состоянием предохранительной плиты путем изменения ее геометрии является усиление периферийной части. Установлено, что при прочих равных условиях значение модуля упругости зоны обработки может быть снижено на 40% (рис. 14.4).

Сопоставление графиков, представленных на рис. 14.6, показывает, что усиление периферийной части плиты переводит бетон в наиболее опасном сечении в условия сжатия, а уменьшение толщины плиты в центральной части позволяет без ущерба для общей прочности конструкции обеспечить равномерность нагружения конструкции. Используя, как и ранее, в качестве базового критического вариант MRK205 (плоская плита мощностью 10 м, модуль закладки 0,15 ГПа), можно отметить, что увеличение мощности периферийной части плиты



**Рис. 14.5.** Распределение минимальных напряжений по радиусу плиты

Верхняя часть плиты и плит с усилением  
периферии, SIG3



**Рис. 14.6.** Распределение наибольших растягивающих напряжений в плитах с усилением периферии

уверенно позволяет снизить модуль заложенного отработанного пространства до 0,15 ГПа.

3. Введение армирующих, анкерных и опорных элементов позволяет существенно улучшить работу бетонной плиты как гидроизолирующего сооружения.

# 15

## **РАСЧЕТ ТОЛЩИНЫ ПОТОЛОЧНЫХ (БАРЬЕРНЫХ) ЦЕЛИКОВ МЕЖДУ УСТУПАМИ КАРЬЕРА И ПОДЗЕМНЫМИ ГОРНЫМИ ВЫРАБОТКАМИ**

### **15.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ**

На рис. 11.1, д приведена схема горно-технической ситуации, наиболее характерной для комбинированной разработки рудных месторождений.

Подобная картина является следствием того, что большинство рудных месторождений представлено несколькими (или многими) обособленными рудными телами, подземная разработка которых производится изолированными очистными единицами.

Многообразие очистных камер различных форм и размеров, и особенно расположенных на разных вертикальных уровнях, создает сложные условия для развития фронта открытых горных работ на этих участках.

Прежде чем решать задачу погашения подземных пустот, необходимо определить и оставить безопасные потолочные целики над ними.

### **15.2. РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОЙ ТОЛЩИНЫ ПОТОЛОЧИНЫ**

Среди множества методов расчета безопасной толщины потолочного целика между уступами (дном) карьера и кровлей подземной камеры удовлетворительные результаты дают методы строительной механики, в частности, когда потолочный целик рассматривается как плита, защемленная по контуру и нагруженная равномерно распределенным по поверхности вертикальным давлением, обусловленным собственной массой плиты.

В этом случае максимальный изгибающий момент будет действовать в центре плиты по оси симметрии длинной стороны обнажения:

$$M_{\max} = \beta P a^2 b, \quad (15.1)$$

где  $a$  и  $b$  — соответственно малая и большая стороны плиты;  $P$  — среднее приведенное нормальное давление;  $\beta$  — коэффициент пропорциональности.

Максимальные напряжения растяжения в середине плиты

$$\sigma_{\max} = \frac{M_{\max}}{W}. \quad (15.2)$$

Момент сопротивления плиты

$$W = \frac{b h_{\pi}^2}{3}, \quad (15.3)$$

где  $h_{\pi}$  — толщина (высота) потолочины.

Подставив значения величин, входящих в последнюю формулу, получим

$$\sigma_{\max} = \frac{3\beta P a^2}{h_{\pi}^2}. \quad (15.4)$$

В простейшем случае толщину потолочины определяем из условия ее устойчивости под действием собственной массы:

$$P = \gamma h_{\pi}; \quad (15.5)$$

$$\sigma_{\max} = \frac{3\beta \gamma a^2}{h_{\pi}}. \quad (15.6)$$

Б.Г. Галеркин установил, что для прямоугольной плиты, защемленной по контуру и нагруженной равномерно распределенной нагрузкой, коэффициенты пропорциональности соответствует данным в табл. 15.1.

Таблица 15.1

**Коэффициент пропорциональности для максимальных растягивающих напряжений ( $\mu = 0,3$ )**

| $b:a$     | 1,0    | 1,1    | 1,2    | 1,3    | 1,4    | 1,5    |
|-----------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| $\beta_0$ | 0,3102 | 0,3324 | 0,3672 | 0,4008 | 0,4284 | 0,4518 |

В этом случае

$$\sigma_{\max} = \frac{\beta_0 \gamma a^2}{h_{\pi}},$$

откуда толщина потолочины

$$h_{\pi} = \frac{\beta_0 \gamma a^2}{\sigma_{\text{доп}}}, \quad (15.7)$$

где  $\sigma_{\text{доп}}$  — допустимое напряжение растяжения,

$$\sigma_{\text{доп}} = \frac{\sigma_p}{k_c k_3}, \quad (15.8)$$

где  $\sigma_p$  — предел прочности пород потолочины при растяжении (в образце);  $k_c$  — коэффициент структурного ослабления;  $k_3$  — коэффициент запаса прочности.

Если на верхней поверхности имеет место какая-нибудь из пригрузок, то выражение (15.5) можно записать в виде

$$P = \gamma h_{\pi} + Q. \quad (15.9)$$

Второе слагаемое в правой части зависит от конкретного происхождения пригрузки. Если пригрузка обусловлена давлением рыхлой покрывающей толщи или навалом отбитой в карьере горной массы, то

$$P = \gamma h_{\pi} + \gamma_1 h_1, \quad (15.10)$$

где  $\gamma_1$  — плотность пород покрывающей толщи;  $h_1$  — мощность покрывающей толщи (высота массива отбитой породы).

Тогда формула (15.6) запишется в виде:

$$\sigma_{\max} = \frac{3\beta a^2}{h_{\pi}^2} \gamma_{\pi} h_{\pi} + \frac{3\beta a^2}{h_{\pi}^2} \gamma_1 h_1. \quad (15.11)$$

После преобразований получим

$$h_{\pi} = \frac{\beta_0 a^2 \gamma_{\pi} + a \sqrt{\beta_0^2 a^2 \gamma_{\pi}^2 + 4\sigma_{\text{доп}} \beta_0 \gamma_1 h_1}}{2\sigma_{\text{доп}}}. \quad (15.12)$$

Можно заметить, что неплохие результаты, согласующиеся с полученными по формуле (15.7), дает формула, предложенная проф. В.Д. Слесаревым:

$$h = \frac{\gamma l^2}{2\sigma_p}. \quad (15.13)$$

В данном случае требуется определить величину предельно допустимого пролета обнажения пород кровли камеры  $l$ .

### 15.3. ПРИМЕР РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

В качестве примера рассмотрим решение задачи в условиях, аналогичных Зыряновскому полиметаллическому месторождению (Рудный Алтай).

*Исходные данные:* ширина камер — 12 м; плотность руды —  $\gamma = 2,9 \text{ т/м}^3$ ; на целике навал отбитой руды средней высотой  $h_1 = 10 \text{ м}$ , плотностью  $\gamma_1 = 2,0 \text{ т/м}^3$ ; предел прочности руды при растяжении — 20 МПа.

Сначала рассчитываем толщину потолочного целика по формуле (15.12):

$$h'_{\text{п}} = \frac{0,4518 + 12\sqrt{0,4518 \cdot 144 \cdot 8,41 + 4 \cdot 100 \cdot 2,0 \cdot 10}}{200} = 6,41 \text{ м.}$$

Здесь согласно (15.8)

$$\sigma_{\text{доп}} = \frac{2000}{10 \cdot 2} = 100 \text{ т/м}^2.$$

Для контроля вычисляем величину потолочного целика по формуле (15.13):

$$h'' = \frac{2,9 \cdot 20^2}{2 \cdot 100} = 5,8 \text{ м.}$$

Здесь величина  $l$  — предельный пролет обнажения пород в кровле. Согласно расчету по формуле (5.1) для условий Зыряновского месторождения  $l = 20 \text{ м}$ .

Таким образом, по двум методикам расчетную величину толщины потолочного целика принимаем  $h \geq 6,5 \text{ м}$ .

### **Варианты практических заданий**

| $N_0$<br>п/п | $a$ , м | $\gamma$ , т/м <sup>3</sup> | $\sigma_p$ , МПа | $l$ , м | $h_1$ , м | $\gamma_1$ , т/м <sup>3</sup> |
|--------------|---------|-----------------------------|------------------|---------|-----------|-------------------------------|
| 1            | 10      | 2,9                         | 10               | 14      | 5         | 2,0                           |
| 2            | 11      | 2,8                         | 12               | 16      | 6         | 2,1                           |
| 3            | 12      | 2,7                         | 13               | 15      | 7         | 2,0                           |
| 4            | 13      | 3,0                         | 14               | 18      | 8         | 1,9                           |
| 5            | 14      | 3,1                         | 20               | 23      | 9         | 2,0                           |
| 6            | 15      | 2,7                         | 20               | 25      | 10        | 2,1                           |
| 7            | 11      | 2,8                         | 10               | 14      | 11        | 2,2                           |
| 8            | 12      | 2,9                         | 12               | 16      | 12        | 2,0                           |
| 9            | 14      | 3,0                         | 18               | 20      | 13        | 2,0                           |
| 10           | 16      | 2,7                         | 19               | 22      | 14        | 2,1                           |
| 11           | 10      | 2,9                         | 12               | 16      | 15        | 2,2                           |
| 12           | 11      | 2,8                         | 13               | 17      | 12        | 1,9                           |
| 13           | 12      | 2,9                         | 14               | 18      | 11        | 2,0                           |
| 14           | 13      | 2,7                         | 15               | 20      | 10        | 2,0                           |
| 15           | 15      | 2,9                         | 20               | 22      | 10        | 2,1                           |

**16.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ**

Объектами большой горизонтальной площади, от которых необходимо защитить подземные горные выработки, могут быть: крупный действующий или затопленный карьер, большое озеро, шламохранилище, участок большой реки или моря, промышленное предприятие и часть города на земной поверхности, водоносный пласт регионального масштаба.

Схематически эти варианты представлены на рис. 11.1, *а* и *б*.

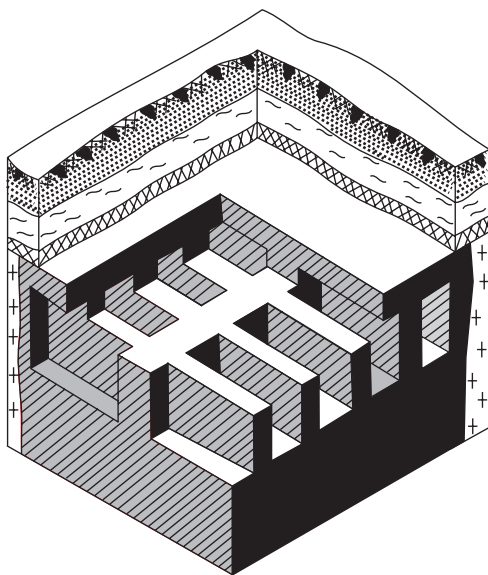
Итак, в интересующем нас масштабном пространстве мы имеем многоуровневую геомеханическую систему.

Первый (внешний) уровень ограничен по вертикали: сверху — земной поверхностью, снизу — нижней границей зоны влияния подземных разработок. В горизонтальных направлениях этот уровень ограничен зонами влияния горных работ по простиранию месторождения.

В данной задаче мы рассматриваем более простой технологический (и соответствующий ему геомеханический) вариант, когда разработка месторождения выполняется только на одном горизонтальном этаже.

Примерами этому могут служить шахты по добыче каменных солей, гипсовые рудники, шахта им. Губкина на КМА, Жезказганские медные рудники и др.

Таким образом, область первого масштабного уровня в нашей задаче ограничена: по вертикали — земной поверхностью и почвой горных выработок откаточного горизонта. По горизонтам — крайними очистными выработками в различных



**Рис. 16.1.** Фрагмент технологической модели отработки месторождения под барьерным целиком

направлениях (на рис. 16.1 показаны вертикальные сечения фрагмента этой модели).

На втором масштабном уровне здесь производится геомеханическая оценка прочности и устойчивости отдельных элементов первой модели: междукамерных и панельных целиков, потолочин камер и т.п.

Задачами третьего уровня являются оценка и определение устойчивых параметров горизонтальных и вертикальных обнажений пород, изучение распределения напряжений в элементах систем разработки, исследование прочностных, деформационных, структурных и иных физико-механических характеристик пород и т.п.

## **16.2. ФОРМУЛИРОВАНИЕ И ВЫБОР МЕТОДА РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ**

Наша задача относится к первому из рассмотренных масштабных уровней и формулируется следующим образом.

*Рассчитать толщину барьерного целика между водоносным пластом и подземными очистными выработками на значительной горизонтальной площади.*

Выше было отмечено, что в качестве примера этой ситуации можно рассмотреть рудники с одноэтажной разработкой месторождений.

Строго говоря, нижняя граница горных работ может быть иной, например, несколькими отработанными этажами ниже. При этом методика решения задачи и геомеханическая модель не претерпевают существенного изменения.

Однако в этом случае существенные затруднения возникают с математической моделью и численной оценкой коэффициента постели  $k$ . Поэтому в данном учебном пособии ограничимся более простой схемой.

Условиями задачи задано, что горизонтальные размеры шахтного поля  $L$  значительны во всех направлениях (сотни метров); глубина подработки налегающих пород  $H \ll L$ ; в подработанной толще пород имеется мощный водоносный пласт.

В качестве геомеханической модели принята объемная механико-математическая система опирающейся по контуру тонкой плиты (барьерный целик), покоящийся на упругом основании (отработанный этаж из совокупности камер и целиков)<sup>1</sup>.

Плита находится под действием равномерной поперечной (вертикальной) нагрузки, обусловленной собственной массой плиты и массой налегающих пород (см. рис. 2.7).

Боковая нагрузка обусловлена интегральными усилиями бокового распора гравитационной составляющей и тектоническими усилиями.

Дифференциальное уравнение изогнутой поверхности плиты в рассматриваемой схеме имеет вид

$$D \nabla^4 \omega = q - k \omega \pm T_x \frac{\partial^2 (\omega_0 + \omega)}{\partial x^2} \pm T_y \frac{\partial^2 (\omega_0 + \omega)}{\partial y^2}, \quad (16.1)$$

---

<sup>1</sup> Идея и схема решения задачи были в конце 60-х годов прошлого столетия предложены Д.М. Казикаевым. В начале 70-х годов совместно с Ю.П. Вильным была сформулирована первая редакция аналитического ее решения. В дальнейшем схема и методика решения задачи постоянно совершенствовались Д.М. Казикаевым совместно с его учениками Г.Г. Суржиным, Б.А. Фоминым, С.Н. Журиным, А.М. Григорьевым.

где  $D$  — цилиндрическая жесткость плиты, Па·м<sup>3</sup>, которая равна  $Eh^3/[12(1 - \mu^2)]$ ;  $h$  — толщина барьерного целика (плиты), м;  $\omega$  — прогиб плиты, обусловленный внешними усилиями, м;  $\omega_0$  — начальный прогиб плиты, м;  $q$  — поперечная нагрузка на плиту, Па, которая принимается равной  $\gamma h + \sum_i^n \gamma_i h_i$  (здесь  $\gamma$  — плотность пород плиты,  $\gamma_i$  и  $h_i$  — соответственно плотность и мощность  $i$ -го слоя, налегающего на плиту);  $k$  — модуль основания, Па/м;  $T_x$  и  $T_y$  — погонные усилия в срединном сечении плиты по осям  $x$  и  $y$  соответственно, Па·м ( $T_x = \int_0^h \sigma_x dz$ ;  $T_y = \int_0^h \sigma_y dz$ , здесь  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  — естественные напряжения в массиве пород по осям  $x$  и  $y$ );  $\mu$  — коэффициент Пуассона.

При анализе уравнения (16.1) следует обратить внимание на величину  $k$  — модуль основания (коэффициент постели). В условиях подземной разработки рудных месторождений величина  $k$  зависит от геометрических соотношений оставляемых целиков и очистных пространств, от формы и размеров опорных целиков и физико-механических свойств руд в целиках.

Анализ показывает, что с достаточной для технических расчетов точностью коэффициент постели  $k$  при этажно-камерной системе разработки можно вычислить по формуле

$$k = \frac{E_{\text{ц}} \lambda}{(1 - \mu^2) h_{\text{ц}}}, \quad (16.2)$$

где  $E_{\text{ц}}$  — модуль упругости пород в оставленных опорных целиках;  $\lambda$  — коэффициент потерь руды в этаже в целиках;  $\mu$  — коэффициент Пуассона руд в целиках;  $h_{\text{ц}}$  — высота опорных целиков, м.

Решение уравнения (16.1) для шахтного поля прямоугольной формы может быть получено в виде тригонометрического ряда Навье.

Полученное решение позволяет определить функцию прогиба плиты, через которую по известным зависимостям теории упругости можно определить напряжения и деформации в плите в результате изгиба.

Так, в центральной части плиты определяется наибольший ее прогиб:

$$\max \omega = \frac{16}{\pi^6} \frac{q}{D} \sum_m \sum_n \beta_{mn} + \frac{\omega_0}{\pi^2 D} \sum_m \sum_n \beta_{mn} \alpha_{mn}, \quad (16.3)$$

где  $\max \omega$  — максимальный прогиб плиты в точке с координатами  $x = a/2$ ;  $y = b/2$ , м.

$$\beta = \frac{(-1)^{\frac{m+n}{2}-1}}{mn \left[ \left( \frac{m^2}{a^2} + \frac{n^2}{b^2} \right)^2 \pm \frac{1}{\pi^2 D} \left( T_x \frac{m^2}{a^2} + T_y \frac{n^2}{b^2} \right) + \frac{k}{\pi^4 D} \right]};$$

$$\alpha = \left( T_x \frac{m^2}{a^2} + T_y \frac{n^2}{b^2} \right),$$

где  $a, b$  — размеры шахтного поля, м.

Коэффициенты  $\alpha, \beta$  табулируются (например, табл. 16.1) [11].

При отсутствии начального прогиба  $\omega_0$  наибольшие напряжения растяжения при изгибе  $\sigma_{\text{ир}}$  на нижней поверхности плиты в центральной ее части в направлении оси  $x$  получаются в виде

$$\max \sigma_x^{\text{н}} = \sigma_x + \frac{96}{\pi^4} \frac{q}{h^2} \sum_m \sum_n \left( \frac{m^2}{a^2} + \mu \frac{n^2}{b^2} \right) \beta_{mn}. \quad (16.4)$$

Решая уравнение (16.4) относительно толщины  $h$ , можно получить ее значение при ограничении напряжений величиной  $[\sigma_{\text{ир}}] = \frac{K_c \sigma_p}{n_{\text{зап}}}$  (здесь  $K_c$  — коэффициент структурного ослабления пород;  $\sigma_p$  — предел прочности пород при растяжении;  $n_{\text{зап}}$  — коэффициент запаса прочности).

Произведя дальнейшие упрощения, например, допустив, что отсутствуют тектонические напряжения, решение урав-

Таблица 16.1

| $b/a$    | $x = a/2, y = b/2$ |         |
|----------|--------------------|---------|
|          | $\alpha$           | $\beta$ |
| 0,5      | 0,001443           | 0,1259  |
| 1,0      | 0,001509           | 0,1318  |
| 2,0      | 0,001521           | 1,1329  |
| $\infty$ | 0,001522           | 0,1330  |

нения (16.4) дает выражение для толщины барьерного целика в виде

$$h = \frac{\gamma^2 H^2 h_{\text{ц}} E}{3\lambda E_{\text{ц}}([\sigma_{\text{ир}}] - \xi \gamma H)^2}, \quad (16.5)$$

где  $\gamma_{\text{ц}}$  и  $H$  — плотность, т/м<sup>3</sup>, и мощность, м, слагающих плиту пород соответственно;  $h_{\text{ц}}$  — высота междуканальных целиков, м;  $E_{\text{ц}}$  и  $E$  — модуль упругости пород барьерного целика и отрабатываемой руды соответственно, Па;  $\lambda$  — коэффициент потерь руды в опорных целиках относительно запасов этажа, доли ед.;  $\xi$  — коэффициент бокового отпора, доли ед.

Если над барьерным целиком имеется толща пород (например, осадочных), то формула (16.5) запишется в виде:

$$h = \frac{q^2 h_{\text{ц}} E}{3\lambda E_{\text{ц}}(\sigma_{\text{ир}} - \xi q)^2}, \quad (16.6)$$

где  $q = \gamma H + \sum \gamma'_i H'_i$ ;  $\gamma'_i$  и  $H'_i$  — плотность и мощность слоев налегающей толщи пород соответственно.

### 16.3. ПРИМЕР РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

Рассмотрим условия, аналогичные Коробковскому месторождению железистых кварцитов. Здесь подземным способом этажно-камерной системой разрабатывается один этаж крутопадающего месторождения. Размеры камер в плане 30×55 м, высота камер 50 м, размеры шахтного поля 3×1,5 км.

Над кровлей камер — массив железистых кварцитов мощностью 70 м и толща осадочных пород в 150 м, включающая несколько напорных водоносных пластов. Массив кварцитов водонепроницаем.

*Постановка задачи.* Рассчитать толщину горизонтального барьерного целика из железистых кварцитов для защиты подземных горных выработок от затопления.

*Исходные данные:*

- средняя плотность осадочных пород  $\gamma_1 = 2,3$  т/м<sup>3</sup>;
- средняя плотность железистых кварцитов  $\gamma = 3,4$  т/м<sup>3</sup>;
- пределы прочности кварцитов:
- при сжатии  $\sigma_{\text{сж}} = 200$  МПа;

- при растяжении  $\sigma_p = 8$  МПа;
- при изгибе  $\sigma_{ир} = 32$  МПа;
- модуль упругости кварцитов  $E = 12 \cdot 10^4$  МПа;
- коэффициент Пуассона кварцитов  $\mu = 0,22$ ;
- доля объемов оставляемых опорных целиков  $\lambda = 0,65$ .

Для расчета толщины барьерного целика используем формулу (16.6).

Предварительно определим значение допустимой прочности пород при изгибе

$$[\sigma_{ир}] = \frac{K_c \sigma_{ир}}{n_{зап}} = \frac{0,4 \cdot 32}{2} = 6,4 \text{ МПа},$$

а также величину равномерно распределенной поперечной нагрузки на плиту

$$q = \gamma H + \Sigma \gamma'_i H'_i = 3,4 \cdot 70 + 2,3 \cdot 150 = 583 \text{ т/м}^2.$$

Подставим все имеющиеся теперь значения составляющих в формуле (16.6):

$$h = \frac{583^2 \cdot 50 \cdot E}{3 \cdot 0,65 \cdot E_{ц} (640 - 0,28 \cdot 583)^2} = 38,3 \text{ м},$$

здесь заметим, что модули упругости массива барьерного целика  $E$  и массивов опорных целиков  $E_{ц}$  в данном случае равны между собой, так как состоят из одних пород. Поэтому в формуле (16.6) они взаимно уничтожаются.

Таким образом, на основании выполненного расчета принимаем толщину барьерного целика  $h = 40$  м, что гарантирует от появления трещин изгибного разрыва в средней части нижней его поверхности.

## P.S.

При более глубоком анализе решения изложенной задачи следует сделать следующие замечания.

1. Алгоритм решения задачи ориентирован на оценку напряженно-деформированного состояния наиболее критической точки (участка) барьерного целика, где он прежде других теряет устойчивость, вследствие  $\max \sigma_{ир} \geq [\sigma_{ир}]$ .

Однако выполнение этого условия еще не означает, что даже в этом критическом сечении барьерный целик потеряет устойчивость в такой мере, что образовавшиеся трещины выйдут («прорастут») до верхней поверхности целика, контактирующей с водоносным пластом.

В этом состоит дополнительный запас прочности  $\Delta n_{\text{зап}}$  полученного результата.

Анализ и оценка возможности уменьшения толщины барьерного целика с учетом высказанного замечания являются важными, особенно если целик сформирован из рудного массива.

2. Несмотря на проводившиеся исследования, не до конца количественно оценены роль и влияние тектонических напряжений на напряженно-деформированное состояние и устойчивость барьерного целика.

Здесь уместно заметить, что эта роль оценивается пока неоднозначно. С одной стороны, тектонические (горизонтальные) напряжения могут способствовать формированию начального «обратного» прогиба  $\omega_0$  пластины-целика, что приведет к интегральной уменьшенной величине прогиба  $\omega$ , определяемого приведенной методикой расчета. Это в конечном счете приведет к повышению устойчивости целика.

С другой стороны, фактические ориентации вектора поля тектонического напряжения и осей барьерного целика могут оказаться такими, что его устойчивость снизится.

3. Не следует пренебрегать экспериментально установленными закономерностями перераспределения нагрузок от барьерного целика на опорные элементы системы разработки (см. рис. 2.2).

Эти нагрузки формируют напряженное состояние как отдельных опорных целиков, так и упругого основания плиты в целом, что может вызвать неравномерность напряженно-деформированного состояния самой плиты-целика.

### ***Варианты практических заданий***

Общие горно-геологические условия аналогичны примеру, рассмотренному в подразд. 16.3.

| №<br>п/п | $\sigma_{сж}$ ,<br>МПа | $\sigma_p$ ,<br>МПа | $\sigma_{ир}$ ,<br>МПа | $\mu_{руд}$ ,<br>доли<br>ед. | $\lambda$ ,<br>доли<br>ед. | $\gamma_{руд}$ ,<br>т/м <sup>3</sup> | $\gamma_1$ осад.<br>пород,<br>т/м <sup>3</sup> | $K_{стр}$ ,<br>доли<br>ед. |
|----------|------------------------|---------------------|------------------------|------------------------------|----------------------------|--------------------------------------|------------------------------------------------|----------------------------|
| 1        | 100                    | 5                   | 11                     | 0,25                         | 0,60                       | 3,0                                  | 2,1                                            | 0,6                        |
| 2        | 110                    | 6                   | 12                     | 0,26                         | 0,61                       | 2,9                                  | 2,2                                            | 0,5                        |
| 3        | 120                    | 7                   | 13                     | 0,27                         | 0,62                       | 3,0                                  | 2,3                                            | 0,4                        |
| 4        | 130                    | 6                   | 14                     | 0,28                         | 0,63                       | 3,1                                  | 2,4                                            | 0,5                        |
| 5        | 140                    | 7                   | 15                     | 0,25                         | 0,64                       | 3,2                                  | 2,2                                            | 0,6                        |
| 6        | 150                    | 8                   | 16                     | 0,23                         | 0,65                       | 3,1                                  | 2,3                                            | 0,4                        |
| 7        | 160                    | 8                   | 17                     | 0,22                         | 0,62                       | 3,0                                  | 2,4                                            | 0,3                        |
| 8        | 170                    | 9                   | 18                     | 0,22                         | 0,61                       | 3,1                                  | 2,3                                            | 0,5                        |
| 9        | 180                    | 7                   | 20                     | 0,21                         | 0,62                       | 3,2                                  | 2,2                                            | 0,4                        |
| 10       | 190                    | 8                   | 22                     | 0,20                         | 0,65                       | 3,2                                  | 2,1                                            | 0,3                        |
| 11       | 200                    | 8                   | 30                     | 0,20                         | 0,67                       | 3,4                                  | 2,0                                            | 0,3                        |
| 12       | 210                    | 9                   | 35                     | 0,22                         | 0,65                       | 3,5                                  | 2,2                                            | 0,3                        |
| 13       | 200                    | 7                   | 40                     | 0,23                         | 0,63                       | 3,3                                  | 2,3                                            | 0,4                        |
| 14       | 190                    | 8                   | 20                     | 0,24                         | 0,65                       | 3,2                                  | 2,6                                            | 0,5                        |
| 15       | 180                    | 9                   | 20                     | 0,26                         | 0,64                       | 3,1                                  | 2,4                                            | 0,4                        |

**17.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ**

Начиная с раздела 11, мы обсуждаем геомеханические и технологические особенности барьерных целиков различного назначения и анализируем методы расчета их прочности и устойчивости.

Однако до сих пор мы рассматривали горизонтальные барьерные целики.

Это отражает особенности параметров доминирующих в массиве горных пород силовых полей, а также находящихся в них и взаимодействующих с ними естественных и искусственных объектов, когда главный вектор — сила тяжести — направлен вертикально вниз.

Именно поэтому ограждающие несущие конструкции, какими являются барьерные целики, имеют преимущественно такую ориентацию в пространстве.

Между тем при разработке твердых полезных ископаемых встречаются ситуации, и порождаемые ими технические задачи, когда требуется ограждение и силовое противостояние внешним усилиям конструкциями иной пространственной ориентации, например вертикальной.

К таким конструкциям можно отнести:

- целик между затопленной частью подземного рудника и действующей;
- целик в подземных выработках в борту затопленного карьера;
- целик между затопленной и пустой камерами и т.д.

**17.2. РАСЧЕТ ТОЛЩИНЫ ВЕРТИКАЛЬНОГО  
БАРЬЕРНОГО ЦЕЛИКА**

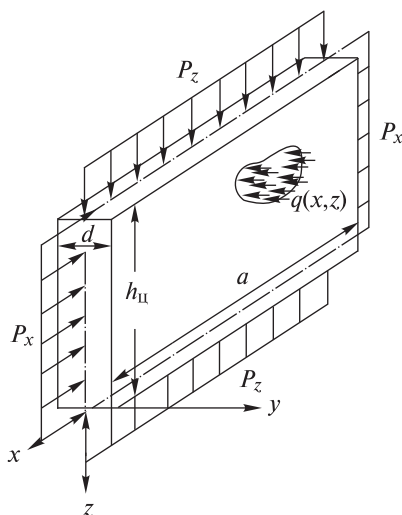
Учитывая перечисленное выше разнообразие горно-технических условий, в качестве объекта расчета рассмотрим задачу

определения толщины барьерного вертикального целика между затопленной и пустой камерами.

Такая ситуация возникает при необходимости срочного аварийного затопления одной (или нескольких на этаже) камеры подземными водами. Она характерна для случая, когда барьерный (междукамерный) целик разделяет пустую и заложенную пульпой камеры при гидрозакладке очистных пространств, при размещении в подземных камерах хвостов обогащения и др.

Геомеханическая модель (расчетная схема) в данном случае представляет собой вертикальный целик, нагруженный по периметру гравитационными (или иными) усилиями, а со стороны одной плоскости — материалом, заполняющим камеру (рис. 17.1). С другой стороны поверхность плиты свободна от нагрузок. Требуется определить толщину целика.

В предложенной расчетной схеме целик рассматривается как шарнирно опирающаяся по контуру прямоугольная плита, сжатая в двух направлениях усилиями  $P_x$  и  $P_z$  и подвергнутая действию односторонней поперечной нагрузки интенсивностью  $q$  (рис. 17.1). Дифференциальное уравнение изогнутой поверхности плиты получено в виде



**Рис. 17.1.** Расчетная схема определения толщины вертикального барьерного целика

$$D\nabla^4 \omega = q(x, z) - P_x \frac{\partial^2 \omega}{\partial x^2} - P_z \frac{\partial^2 \omega}{\partial z^2}. \quad (17.1)$$

Уравнение решаем с использованием двойного тригонометрического ряда. В результате получаем уравнения прогибов, с помощью которых нетрудно получить выражения для наибольших изгибающих моментов и максимальных нормальных напряжений. Последние будут иметь вид:

$$\max \sigma_x = (6qa^2\alpha) / d^2; \quad (17.2)$$

$$\max \sigma_z = (6qa^2\beta) / d^2. \quad (17.3)$$

Отсюда получаем допустимое боковое давление закладки на междукламерный целик при сложном напряженном состоянии:

$$q'_x = (\sigma_{изг} d^2) / (6\alpha a^2); \quad (17.4)$$

$$q''_z = (\sigma_{изг} d^2) / (6\beta a^2), \quad (17.5)$$

где  $\sigma_{изг}$  — предел прочности массива пород целика при изгибе;  $d$  — толщина целика.

$$\alpha = \sigma_{x(изг)} / q(a/d)^2; \quad \beta = \sigma_{z(изг)} / q(a/d)^2. \quad (17.6)$$

Из выражений (17.4) и (17.5) можно получить формулы для расчета толщины целика.

Решив уравнения (17.2) и (17.3) при условии  $\max \sigma_x = \max \sigma_z = [\sigma_{ир}]$ , определим искомую величину толщины барьерного целика:

$$d_x^2 = \frac{6qa^2\alpha}{[\sigma_{ир}]}; \quad (17.7)$$

$$d_z^2 = \frac{6qa^2\beta}{[\sigma_{ир}]}, \quad (17.8)$$

где  $[\sigma_{ир}]$  — допустимое напряжение при разрыве в условиях изгиба;  $\alpha$  и  $\beta$  — коэффициенты, отражающие соотношение размеров обнажения пластины (плиты) и модуля поперечных деформаций (Пуассона). Значения этих коэффициентов табулируются [11] (см. табл. 16.1).

Значения допустимых напряжений вычисляют по формуле

$$[\sigma_{\text{ир}}] = \frac{K_c \sigma_p}{n}, \quad (17.9)$$

где  $[\sigma_{\text{ир}}]$  — предел прочности пород при изгибном растяжении, Па;  $K_c$  — коэффициент структурного ослабления пород, доли ед.;  $n$  — коэффициент запаса прочности, доли ед.

Из полученных значений  $d$  выбираем наибольшее, так как оно отражает наиболее вероятное направление разрушения плиты, т.е. по оси ее симметрии вдоль направления  $z$ .

### 17.3. ПРИМЕР РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

Рассмотрим условия, аналогичные Коробковскому месторождению железных руд (КМА). Здесь шахтой им. Губкина отрабатываются железистые кварциты этажно-камерной системой. Часть камер (размерами в плане 55×30 м и высотой 50 м каждая) закладывается хвостами обогащения плотностью  $\gamma_3 = 1,35 \text{ т/м}^3$  в пульпе.

Требуется определить толщину  $d$  междукammerного целика (в данном случае он является барьерным, так как соседняя камера пуста) при полной заливке закладываемой камеры пульпой.

*Исходные данные:*

- наибольшее боковое давление пульпы на стенку целика:  $55 \text{ м} \times 1,35 \text{ т/м}^3$ ;
- допустимая величина предела прочности руды в целике на разрыв при изгибе  $[\sigma_{\text{ир}}] = 6,4 \text{ МПа}$ ;
- коэффициенты  $\alpha$  и  $\beta$  принимаем по табл. 16.1:  $\alpha = 0,13$ ;  $\beta = 0,002$ .

По формулам (17.7) и (17.8) находим

$$d_x^2 = \frac{6 \cdot 55 \cdot 1,35 \cdot 55^2 \cdot 0,3}{640} = 276,5; \quad d_x = 16,6 \text{ м};$$

$$d_z^2 = \frac{6 \cdot 55 \cdot 1,35 \cdot 55^2 \cdot 0,002}{640} = 4,26; \quad d_z = 2,1 \text{ м}.$$

Принимаем, что толщина вертикального барьерного целика должна быть  $d = 17 \text{ м}$ .

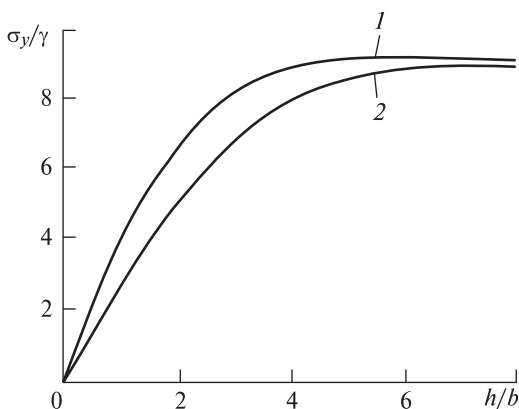
## P.S.

Зависимости (17.7) и (17.8) получены при предположении, что боковое давление на целик равномерно распределено по его поверхности. Однако, как показали наши эксперименты, это совсем не так. Закономерность изменений бокового давления по высоте целика (и закладки) показана на рис. 17.2 и имеет вид степенной функции.

$$\sigma_x = \gamma_3 b \sqrt{K \zeta (1 - e^{h/b})}, \quad (17.10)$$

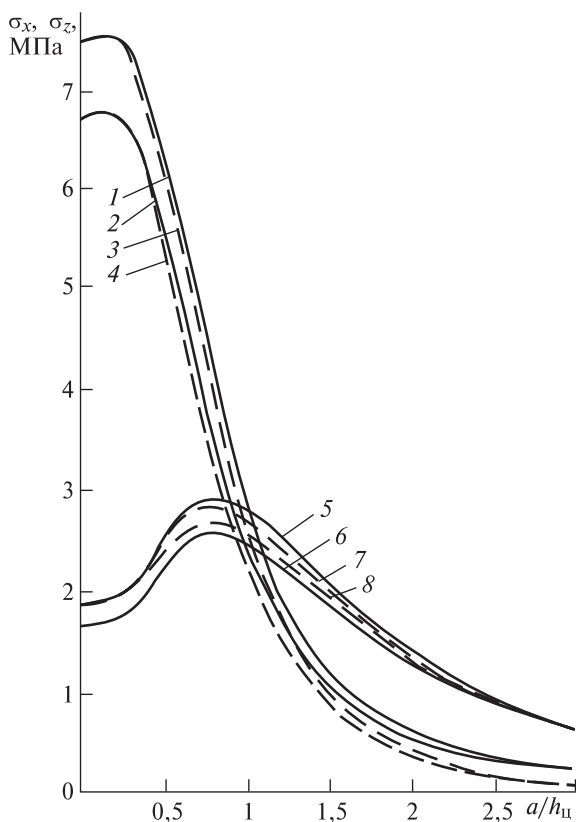
где  $\gamma_3$  — плотность закладки, т/м<sup>3</sup>;  $b$  — ширина камеры, м;  $K$  — коэффициент шероховатости стенки целика;  $\zeta$  — коэффициент бокового отпора закладки.

По характеру давления в первом приближении можно выделить два участка по высоте целика (начиная сверху): до относительной высоты  $h/b \leq 2,5 \div 3$  эпюра давления на стенку целика имеет вид треугольника; ниже указанного уровня эпюра давления принимает вид прямоугольника. Таким образом, на первом участке полученные по вышеприведенным формулам (17.2) и (17.3) параметры напряженно-деформированного состояния будут несколько завышены (до 20%), и это может пойти в запас устойчивости.



**Рис. 17.2.** Зависимости относительного горизонтального давления  $\sigma_y/\gamma$  от размеров камер  $h/b$ :

1 — экспериментальная; 2 — по формуле Р.А. Муллера



**Рис. 17.3.** Зависимости напряжений изгиба  $\sigma_x$  (1, 2, 3, 4) и  $\sigma_z$  (5, 6, 7, 8) от размеров целика  $a/h_{ц}$  при  $\mu = 0,25$  и  $P_x/P_z$ , равном  $1/3, 0, 1, 3$  соответственно для каждого  $\sigma_x$  и  $\sigma_z$

Результаты исследования зависимостей (17.4) и (17.5) для различных граничных условий (нагружения по периметру целика; соотношение его сторон; упругих характеристик пород) в виде

$$\sigma_x = f\left(\frac{a}{h_{ц}}\right) \text{ и } \sigma_z = \varphi\left(\frac{a}{h_{ц}}\right)$$

приведены на рис. 17.3. Как видно из анализа зависимостей, на напряженное состояние целика (на величину изгибных напряжений) в наибольшей мере влияют соотношения его сторон и физико-механические характеристики пород. Соотношение дав-

лений по периметру целика оказывает незначительное влияние (не более 10–12% в исследуемых условиях). Изменение изгибных напряжений в целике при  $\frac{a}{h_{\text{ц}}} < 1$  имеет знакопеременный характер, но при  $\frac{a}{h_{\text{ц}}} \geq 1$  они монотонно уменьшаются.

### ***Варианты практических заданий***

Общие горно-геологические условия принимают такими же, как в примере, приведенном в разделе 17.4.

Остальные исходные данные принимаются в соответствии с вариантами раздела 16.5.

# 18

## УПРАВЛЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТЬЮ ПОДРАБОТАННОГО ОТКОСА БОРТА КАРЬЕРА

### 18.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

При комбинированной разработке месторождений в комплексе «карьер–подземный рудник» распространены следующие системы горных выработок:

- формирующие общее открыто-подземное технологическое пространство;
- расположенные в области взаимного влияния открытых и подземных технологий;
- расположенные в области геомеханического взаимного влияния открытых и подземных разработок.

Первая ситуация рассмотрена нами в предыдущем разделе. Второй случай отражает ситуацию, когда подземные выработки расположены непосредственно вблизи карьера, но не пересекают его границы. В третьем случае подземные выработки расположены на некотором удалении от контура карьера, но находятся в зоне его геомеханического влияния.

Общим для перечисленных случаев являются сформированные открыто-подземными разработками участки массива в виде элементов систем разработки или ограниченных пространств, физико-механическое и напряженно-деформированное состояния которых оказывают существенное влияние на дальнейшее развитие горных работ.

Типичной для комбинированной разработки является задача из третьей группы по управлению напряженно-деформированным состоянием и устойчивостью пород на подработанном участке борта карьера.

Такая задача может возникнуть в следующих случаях:

- в бортах карьера имеются трещины, дайки, зоны ослабленных пород, особенно когда углы падения их близки к углам откоса борта;

- по геологическим, геомеханическим условиям или по технологическим и технико-экономическим соображениям увеличивают углы откоса борта карьера;
- устойчивость борта карьера нарушается в результате его подработки подземными выработками и др.

Идея решения задачи заключается в укреплении пород в борту карьера тросоинъекционным методом, что приведет к их упрочнению и повышению устойчивости.

## 18.2. УПРАВЛЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТЬЮ ОТКОСОВ НА КАРЬЕРАХ

Сформулируем задачу следующим образом: обеспечить устойчивость откоса подработанного борта карьера путем тросоинъекционного закрепления массива горных пород.

Однако предварительно ознакомимся с некоторыми распространенными инженерными методами оценки устойчивости откосов бортов карьеров.

Довольно простым и распространенным, но достаточно надежным является метод алгебраического суммирования сил по потенциальной круглоцилиндрической поверхности сдвижения пород массива (рис. 18.1).

При этом предполагается, что ограниченный поверхностью сдвижения (скольжения) участок массива пород представляет собой «жесткий клин», а ожидаемое его перемещение рассматривается как вращение этого «жесткого клина» вокруг параллельной откосу оси (в плоской задаче — вокруг точки  $O$ ).

Возникают два момента вращения сил:  $M_c$  — стремящихся сдвинуть призму обрушения  $ABV$  по поверхности  $ABB$ , и  $M_y$  — удерживающих призму обрушения от вращения.

Состояние предельного равновесия призмы обрушения определяется условием

$$M_c = M_y. \quad (18.1)$$

Из рис. 18.1 следует, что

$$M_c = \sum_1^n P_i R \sin \alpha_i = R \sum_1^n T_i, \quad (18.2)$$

$$M_y = R \operatorname{tg} \varphi \sum_1^n P_i \cos \alpha_i + R c_i \sum_1^n l_i. \quad (18.3)$$



Это положение хорошо иллюстрируется на рисунках физических моделей (рис. 18.2).

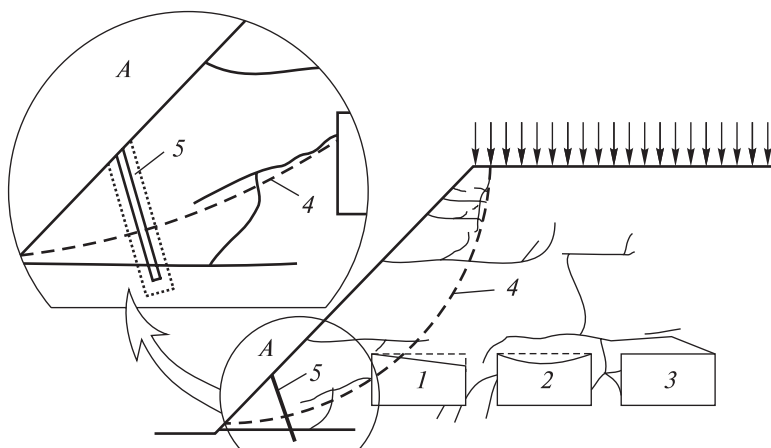
В верхней части при деформации откоса формируется зона отрыва, распространяющаяся от поверхности в глубь массива в виде вертикальной трещины глубиной

$$H_{90} = \frac{2c}{\gamma} \operatorname{ctg} \left( \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2} \right). \quad (18.5)$$

В формулах (18.1)–(18.5), кроме показанных на рис. 18.1 величин, приняты следующие обозначения:

- $\varphi$  — угол внутреннего трения пород;
- $l_i$  — текущая величина отрезка линии скольжения в пределах элементарного блока;
- $c$  — коэффициент сцепления в породах;
- $\gamma$  — плотность массива пород.

При подработке откосов бортов карьера снижение их устойчивости происходит, как правило, вследствие уменьшения удерживающих сил при неизменных сдвигающих усилиях, т.е. уменьшается числитель формулы (18.4), а точнее — второе слагаемое его.



**Рис. 18.2.** Схема деформации массива пород борта карьера (модель):

1, 2, 3 — подземные камеры; 4 — потенциальная поверхность обрушения пород откоса; 5 — скважина для тросоинъекционного закрепления пород

Следовательно, при подработке откоса уменьшается площадь поверхности скольжения  $L$  или снижается прочность массива, оцениваемая здесь снижением  $c$ .

В реальной ситуации происходит одновременное уменьшение этих факторов, способствовавших ранее достаточной устойчивости откоса.

Если подземная горная выработка пересекла поверхность скольжения и тем самым вызвала уменьшение ее площади, то закладка этой камеры твердеющим материалом соответствующей плотности и прочности может компенсировать уменьшение устойчивости откоса по этому фактору.

Однако образование подземной выработки вблизи потенциальной поверхности скольжения (а также технологические операции открытой разработки) неизменно приводит к увеличению трещиноватости массива, что вызывает снижение его прочности и в конечном счете — уменьшение коэффициента запаса устойчивости откоса  $\eta$ .

Решить задачу компенсации утраченных удерживающих сил можно путем укрепления пород борта карьера с помощью тросоинъекционного метода.

Как показывают исследования (см., например, рис. 18.2), вследствие определенного расположения подземных выработок или зон ослабления пород в массиве пород борта может сформироваться новая поверхность скольжения или даже область (зона) ослабленных пород.

### **18.3. ПРИНЦИПЫ ТРОСОИНЪЕКЦИОННОГО УКРЕПЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД**

Основой тросоинъекционного укрепления массивов горных пород является анкерная крепь, где в качестве элемента, предотвращающего запредельную деформацию (разрушение) участка массива, используется несущий гибкий металлический стержень (трос), закрепляемый по концам скважины, в которой он размещен.

Остальной объем полости скважины и трещины вокруг нее заполняются связующей твердеющей смесью под давлением (водоцементная смесь).

В отдельных случаях перед подачей в скважину водоцементного раствора металлический трос натягивают.

В зависимости от горно-технических условий и поставленной задачи для тросоинъекционного укрепления пород бурят скважины диаметром 50–100 мм и используют отработавшие на шахтных подъемах, скреперных лебедках и пр. стальные тросы диаметром 10–40 мм.

Схема расположения скважин в массиве (параллельное, веерное, вертикальное, горизонтальное, наклонное под определенным углом и т.д.) зависит от конкретных условий задач.

Сетку расположения скважин выбирают с учетом горно-технической и геомеханической обстановки.

Учитывая перечисленные факторы, выбирают и расчетную схему, ибо эффективность работы системы укрепляющих массив скважин во многом зависит от правильного определения и учета величин и направлений действия внешних усилий.

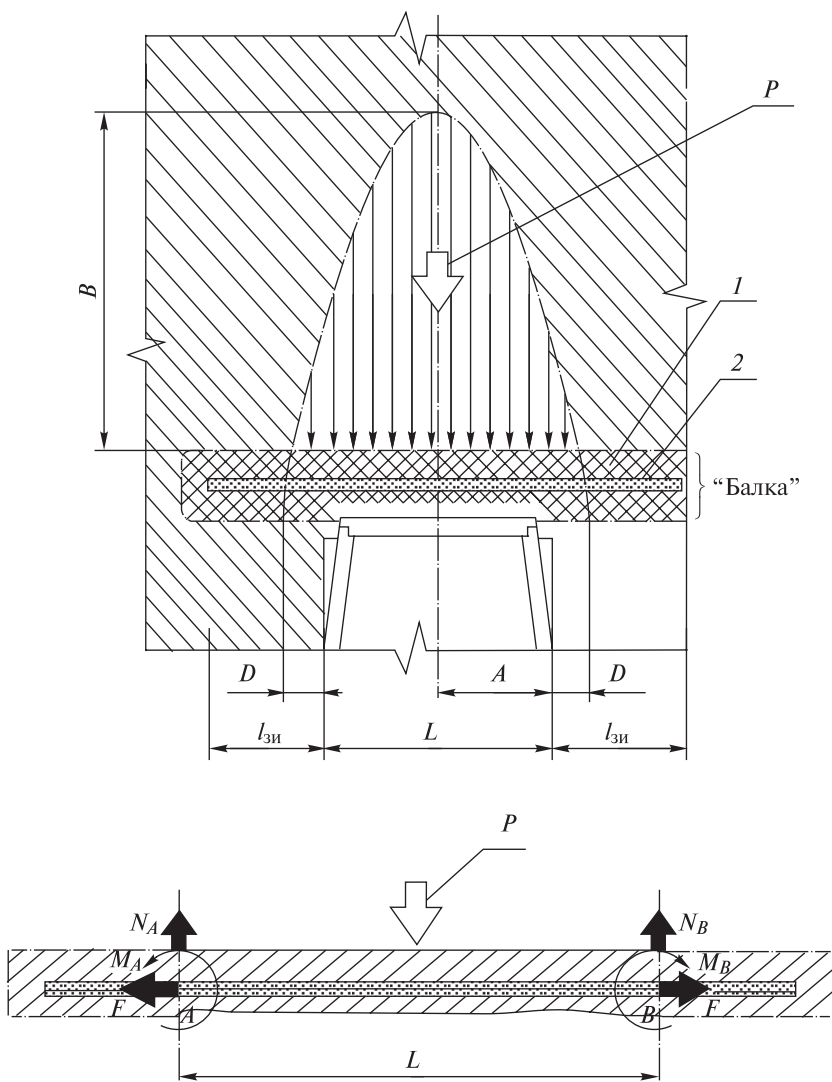
Например, если ставится задача создать в массиве слабых пород над предполагаемой горной выработкой несущую конструкцию, подобную плите, то рассчитывают горизонтальные армированные балки, работающие на изгиб (рис. 18.3).

В том случае, когда требуется определить параметры тросоинъекционной крепи при укреплении участка подработанного откоса борта карьера, расчетная схема может быть уподоблена консольной плите, защемленной по трем сторонам и работающей на изгиб (рис. 18.4).

Итак, допустим, что необходимо укрепить породы призмы возможного обрушения в интервале  $l_i$  поверхности скольжения.

Согласно расчету устойчивости откоса по методу алгебраического сложения сил выделяем  $i$ -й вертикальный элемент (столб) вышележащего массива, опирающийся на площадку с размерами  $l_i$  и подсчитываем тангенциальную  $T_i$  и нормальную  $N_i$  относительно поверхности скольжения составляющие массы этого элемента  $P_i$ .

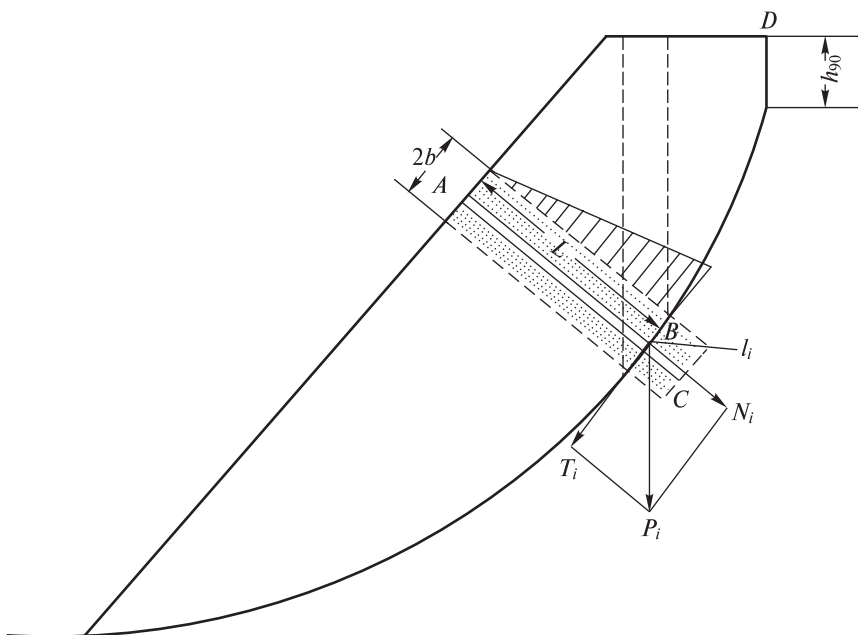
Если скважину для тросоинъекционного укрепления пород расположить в направлении действия вектора сил  $N_i$ , то на создаваемую искусственную балку будут действовать максимальные в этом сечении откоса тангенциальные усилия  $T_{i \max}$ , которые по длине балки распределятся по треугольному закону.



**Рис. 18.3.** Схема к расчету нагрузки на балку [13]:

$1$  — упрочненный массив пород;  $2$  — штанга;  $D$  — ширина пяты свода

В том случае, когда длина закрепляемого участка в направлении простирания уступа  $m$ , то количество технологических скважин равно  $m/a$ , где  $a$  — горизонтальное расстояние между скважинами. И если  $a = b$ , где  $b$  — радиус проникновения за-



**Рис. 18.4.** Схема к расчету прочности тросоинъекционной конструкции в борту карьера

крепляющего раствора в массив пород, то получаем сплошную по толщине искусственную плиту.

И еще одно замечание, связанное с условиями комбинированной разработки. Здесь мы исходим из того, что в непосредственной близости от потенциальной поверхности обрушения откоса имеются подземные выработки (или они могут быть специально пройдены).

Наличие их дает дополнительные возможности для управления преднапряженным состоянием троса и упрощения технологии установки крепи при наличии доступа к ней с двух торцов — с уступа карьера и из подземной выработки.

Рассмотрим следующую расчетную схему. Участок массива длиной  $L$ , шириной  $m$  и толщиной  $2b$ , закрепленный тросоинъекционным методом, отождествим с консольной плитой, закрепленной по трем сторонам и свободной по четвертой. В поперечном сечении откос борта карьера показан на рис. 18.4.

Нагрузка  $q$  на плиту, как было указано, от массы вышележащей части призмы обрушения распределена по треугольному закону с максимумом, равным  $\sum_1^n T_i$ .

С целью упрощения решения задачи предположим, что породы в призме сдвижения ниже плиты находятся в запредельном напряженно-деформированном состоянии и не оказывают реактивного воздействия на границе с плитой. Такое условие создает дополнительный запас устойчивости рассчитываемой искусственной плиты. Качество укрепления этого участка пород, т.е. устойчивость созданной плиты, можно проверить следующим образом.

Из строительной механики известно, что при изображенных на рисунке краевых условиях и характере нагрузки консольной плиты максимальные изгибающие моменты (а следовательно, и наибольшие разрывные усилия) возникают по контуру плиты и, прежде всего, на середине защемленных сторон  $L$ , ориентированных нормально к линии простираения откоса:

$$M_{m_{\max}}^0 = kqm^2, \quad (18.6)$$

где  $k$  — табличный коэффициент, учитывающий соотношение сторон  $L$  и  $m$  плиты;  $q = \sum_1^n T_i$  — максимальная нагрузка, распределенная по треугольнику в точке  $i$ ;  $m$  — размер защемленной стороны плиты, параллельной свободной стороне.

Момент сопротивления плиты

$$W = \frac{m(2b)^2}{6} = \frac{2mb^2}{3}. \quad (18.7)$$

Отсюда максимальные изгибные растягивающие напряжения

$$\sigma'_{p(\max)} = \frac{M_{m_{\max}}^0}{W} = \frac{3k \sum_1^n T_i m}{2b^2}, \quad (18.8)$$

где  $2b$  — толщина плиты.

Если окажется, что полученные значения действующих изгибных напряжений растяжения  $\sigma'_{\max}$  больше предела прочности

пород при растяжении  $[\sigma_p]$ , то запас устойчивости плиты и верхней части призмы сдвижения соответственно оценивают путем решения задачи определения  $\sigma''_{\max}$  вдоль стороны защемления  $m$  консольной балки:

$$\sigma''_{\max} = \frac{L^2 \gamma}{2b}, \quad (18.9)$$

где  $\gamma$  — объемная масса (плотность) пород.

Величину коэффициента устойчивости участка откоса  $n$  в этом случае определяют сравнением  $\sigma''_{\max}$  с  $[\sigma_p]$ , т.е.

$$[\sigma_{\text{пр}}] = \frac{K_c \sigma''_{\max}}{n}. \quad (18.10)$$

## 18.4. МЕТОДИКА РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

Таким образом, задача формулируется следующим образом: рассчитать сетку скважин и параметры тросоинъекционной крепи для укрепления заданного участка откоса подработанного борта карьера.

1. Определяется нагрузка на закрепленное сечение потенциальной призмы сдвижения (см. рис. 18.2, п. 5). Согласно условиям (18.2) и (18.3) она равна

$$\sum_{i=1}^n P_i \sin \alpha_i = \sum_{i=1}^n T_i, \quad (18.11)$$

где  $\sum_{i=1}^n P_i$  — масса призмы сдвижения пород борта карьера выше сечения 5;  $\alpha_i$  — текущий угол наклона линии сдвижения откоса;  $\sum_{i=1}^n T_i$  — сумма сдвижения усилий на поверхности скольжения в сечении 5.

Усилия  $T_i$  распределяются по линии нормального сечения поверхности скольжения по треугольному закону (см. рис. 18.4).

2. Вследствие того что породы на заданном участке борта карьера весьма трещиноваты, то допустимо, что связи рассматриваемой плиты по боковым граням  $AO$  с массивом пород ничтожно малы. Тогда расчетный элемент рассматриваем как балочную плиту, закрепленную по торцу.

Изгибающий момент балки

$$M_{\max} = \frac{L^2 \sum_1^n T_i}{6}. \quad (18.12)$$

Пренебрегаем давлением собственной массы искусственной плиты, ибо она существенно мала в сравнении с массой призмы сдвижения. Тогда напряжения растяжения на защемленной стороне плиты могут быть найдены по формуле

$$\sigma_{p(\max)} = \frac{M_{\max}}{W} = \frac{L^2 \sum_1^n T_i}{m(2b)^2}, \quad (18.13)$$

где  $W$  — момент сопротивления плиты,  $W = \frac{m(2b)^2}{6}$ ;  $m$  — ширина плиты вдоль уступа;  $2b$  — толщина плиты.

3. Выдергивающее усилие по формуле С.П. Тимошенко [11]:

$$F = \frac{M_{\max}}{r},$$

где  $r$  — расстояние между равнодействующими растягивающих и сжимающих усилий:

$$r = \left(1 - \frac{K_2}{3}\right) 2b = 1,94b, \quad (18.14)$$

где  $2b$  — рабочая высота балки (толщина плиты), м;  $K_2$  — коэффициент, равный 0,09.

4. Напряжение троса при растяжении

$$\sigma_{p.тр} = \frac{F}{\delta} = \frac{aL^2 \sum_1^n T_i}{2\pi r d_{тр}^2}, \quad (18.15)$$

где  $\delta$  — площадь суммарного поперечного сечения проволок троса, м<sup>2</sup>;  $d_{тр}$  — диаметр троса, м.

Отсюда

$$a \leq \frac{2\pi [\sigma_{p.тр}] r d_{тр}^2}{K_3 L^2 \sum_1^n T_i}, \quad (18.16)$$

где  $K_3$  — коэффициент запаса прочности;  $[\sigma_{p.тр}]$  — предел прочности троса при растяжении.

#### 5. Сопротивление троса сдвигу в цементной оболочке

$$\tau_{сдв} = \frac{F}{\pi d_{тр} l_{з.ч}} = \frac{aL^2 \sum_{i=1}^n T_i}{b\pi r d_{тр} l_{з.ч}} \leq [\tau_{сдв}],$$

где  $l_{з.ч}$  — длина замковой части штанги;  $[\tau_{сдв}]$  — допустимое сопротивление сдвигу троса в цементной оболочке.

Отсюда

$$l_{з.ч} = \frac{aL K_3 \sum_{i=1}^n T_i}{6\pi [\tau_{сдв}] r d_{тр}}. \quad (18.17)$$

### 18.5. ПРИМЕР РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

Решим задачу закрепления участка откоса борта подработанного карьера для условий, аналогичных Зыряновскому полиметаллическому месторождению (Рудный Алтай).

На рис. 18.5 изображена модель из эквивалентных материалов, воспроизводящая в масштабе один из фрагментов откоса борта карьера, подработанного подземными камерами Зыряновского рудника.

Пунктиром показана расчетная поверхность сдвижения массива борта карьера, имеющего подземные выработки.

Обозначившаяся при подработке система трещин показывает степень и направленность деформаций, вызванных подземными камерами.

Судя по всему, трещины, расположенные левее пунктирной линии, вызваны совместным воздействием откоса и подземной камеры № 1, а остальные трещины — результат подработки массива камерами № 2 и 3.

Среди трещин первой группы наиболее опасными являются те, что расположены в нижней части откоса, в области призмы упора. Они указывают на то, что началось формирование поверхности обрушения и коэффициент запаса устойчивости здесь  $\eta < 1$ .



лиза характера и интенсивности напряженного состояния или деформаций приоткосного массива по моделям (физическим, компьютерным, из оптически активных материалов и др.) или (и) путем анализа деформаций уступов и участков откоса борта карьера (обрушения, оползни, раскрытие трещин, водопроявления и др.).

На выбранном участке проектируется бурение скважин с уступов карьера для размещения в них тросовых анкеров и нагнетания укрепляющего раствора. Скважины бурятся в направлении, нормальном к поверхностям проявившихся трещин и к потенциальной поверхности сдвижения пород борта карьера.

В нашем примере скважины располагаем в нижней части призмы обрушения (см. рис. 18.2 и 18.5), учитывая трещины разрыва, нормально к поверхности скольжения пород борта.

С учетом отмеченного глубина скважин определена  $l \geq 50$  м, размер участка по простиранию уступа  $m = 10$  м при диаметре скважин  $d = 105$  мм. В направлении линии падения откоса бурится один ряд скважин.

2. Расчет нагрузки на искусственную плиту, образованную тросоинъекционными анкерами.

Принципиальная схема тросоинъекционного закрепления пород и его расчета показана на рис. 18.4, а ее вариант для условий рассматриваемого примера — на рис. 18.5.

Нагрузка на созданную искусственную плиту в плоскости  $AB$  формируется под воздействием массы вышерасположенной части сдвигающейся призмы обрушения пород борта карьера.

Значение этой нагрузки рассчитывается методом алгебраического суммирования сил (см. рис. 18.1). Для этого в нашем примере (см. рис. 18.5) делим призму обрушения на отдельные элементы 1, 2, ..., 8 и определяем их площади  $S_i$  (табл. 18.1) при плоской задаче  $V_i = S_i \cdot 1$ , т.е. записываем соответствующие объемы  $V_i$  и массы  $P_i$  при средней плотности пород массива  $\gamma = 2,8$  т/м<sup>3</sup>.

На круглоцилиндрической поверхности обрушения масса каждого элемента создает сдвигающее усилие  $T_i$ .

Следовательно,

$$\sum_1^n T_i = \sum_1^n P_i \sin \alpha_i ,$$

где  $P_i$  и  $\alpha_i$  — соответственно масса  $i$ -го расчетного блока и угол наклона к горизонту касательной к поверхности скольжения в расчетной точке.

3. Из табл. 18.1 следует, что коэффициент запаса устойчивости подработанного откоса изменился ( $\eta_1 = 5,4$ ) до величины  $\eta_2 = 0,94$ , т.е. откос пришел в неустойчивое состояние.

4. Для приведения пород в устойчивое состояние необходимо выполнить определенные инженерные мероприятия.

В условиях комбинированной разработки месторождения может оказаться эффективным тросоинъекционное закрепление наиболее ослабленных участков откоса борта карьера. Например, как показано на рис. 18.5. В этом случае с уступа карьера (или из подземной выработки) бурят глубокие скважины примерно по нормали к потенциальной поверхности скольжения и образовавшимся трещинам, если они уже появились.

Таблица 18.1

| №<br>п/п                | $h_i$ , м | $l_i$ , м | $S_i (V_i)$ ,<br>м <sup>2</sup> (м <sup>3</sup> ) | $P_i$ | $T_i = P_i \sin \alpha_i$ ,<br>т/м <sup>2</sup> | $N_i = \text{tg } P_i \cos \alpha_i + Cl_i$ |
|-------------------------|-----------|-----------|---------------------------------------------------|-------|-------------------------------------------------|---------------------------------------------|
| До подработки откоса    |           |           |                                                   |       |                                                 | при $C = 4$ МПа                             |
| 1                       | 45        | 25        | 1125                                              | 3150  | 2740                                            | 10 913                                      |
| 2                       | 55        | 40        | 2500                                              | 6160  | 4743                                            | 18 286                                      |
| 3                       | 62,5      | 35        | 2188                                              | 6126  | 4533                                            | 16 380                                      |
| 4                       | 62,5      | 32,5      | 2031                                              | 5687  | 3242                                            | 15 704                                      |
| 5                       | 55,0      | 30        | 1650                                              | 4620  | 2310                                            | 14 331                                      |
| 6                       | 37,5      | 25        | 938                                               | 2626  | 551                                             | 11 493                                      |
| 7                       | 17,5      | 25        | 438                                               | 1226  | 208                                             | 10 697                                      |
| 8                       | 7,5       | 12,5      | 94                                                | 263   | 24                                              | 4151                                        |
|                         |           |           |                                                   |       | $\Sigma T_i = 18\ 951$                          | $\Sigma N_i = 101\ 955; \eta_1 = 5,4$       |
| После подработки откоса |           |           |                                                   |       |                                                 | при $C = 0,2$ МПа                           |
| 1                       | 45        | 25        | 1125                                              | 3150  | 2740                                            | 1180                                        |
| 2                       | 55        | 40        | 2200                                              | 6160  | 5236                                            | 2086                                        |
| 3                       | 57,5      | 32,5      | 1869                                              | 5233  | 3872                                            | 1912                                        |
| 4                       | 62,5      | 25        | 1562                                              | 4374  | 1487                                            | 1980                                        |
| 5                       | 62,5      | 45        | 2812                                              | 7874  | 1338                                            | 3678                                        |
| 6                       | 47,5      | 22,5      | 1069                                              | 2933  | 30                                              | 1527                                        |
| 7                       | 25        | 25        | 625                                               | 1750  | 18                                              | 1130                                        |
| 8                       | 8         | 12,5      | 100                                               | 280   | 3                                               | 350                                         |
|                         |           |           |                                                   |       | $\Sigma T_i = 14\ 724$                          | $\Sigma N_i = 13\ 843; \eta_2 = 0,94$       |

Согласно расчетам (см. табл. 18.1), дефицит удерживающих сил в подработанном массиве борта карьера составляет  $\Sigma T_i - \Sigma N_i = 14\,724 - 13\,843 = 881$  т/м.

Но инженерные мероприятия должны не только привести массив пород подработанного борта в равновесное состояние, но и придать ему дополнительный запас устойчивости согласно нормативам. Для такого класса сооружений норматив запаса устойчивости установлен на уровне  $\eta = 1,2$ .

Таким образом, удерживающие силы следует довести до уровня  $\eta \cdot \Sigma T = 1,2 \cdot 14\,724 = 17\,670$  т/м.

5. Производим расчет, требуемый для этого уровня прочности, искусственной консольной плиты по формуле (18.13) по линии заделки ее в массив:

$$\sigma_{p(\max)} = \frac{M_{\max}}{W} = \frac{L^2 \sum_1^n T_i}{m(2b)^2}. \quad (18.18)$$

Предварительно определяем удельную нагрузку (на 1 м<sup>2</sup>) на искусственную плиту со стороны вышележащего «сползающего» клина:

$$\sum_1^5 T_i / (2Lm),$$

где  $L$  — размер плиты поперек откоса, м;  $m$  — размер плиты по простиранию откоса, м; 2 — приведение давления вышерасположенных пород к треугольной эпюре.

Таким образом, получаем

$$\sigma_{p(\max)} = \frac{2500 \cdot 14\,720 / (2 \cdot 500)}{10 \cdot 1} = 3680 \text{ т/м}^2 = 36,8 \text{ МПа}.$$

Следовательно, допустимый предел прочности укрепительного сооружения (плиты) на разрыв при изгибе должен быть  $[\sigma_{\text{ир}}] \geq 40$  МПа.

Итак, укрепление подработанного откоса борта карьера осуществляется с помощью сооружения системы тросоинъекционных анкерных устройств со следующими параметрами:

- для установки анкеров используют скважины диаметром 70–100 мм, пробуренные по нормали к потенциальной поверхности разрушения пород откоса;

- скважины располагают в один ряд параллельно простиранию уступа на расстоянии 1 м друг от друга;
- в скважинах располагают стальные тросы диаметром 25–40 мм;
- после закрепления концов трос подвергают растяжению, а скважину заполняют водоцементным раствором под давлением 0,6–0,8 МПа, которое увеличивается до насыщения массива связующим;
- в породах средней трещиноватости вокруг скважины образуется закрепленная зона диаметром до 0,5 м;
- по мере цементирования массива образуется искусственная плита с параметрами в данном случае: толщина — 1 м; ширина — 10 м, на глубину в массиве пород 50 м;
- производственные испытания показали, что образовавшаяся плита имеет предел прочности при сжатии  $\sigma_{сж} = 150 \div 160$  МПа, предел прочности при изгибном растяжении  $\sigma_{ир}$  до 50 МПа.

### **Варианты практических заданий**

Для всех вариантов принимаются общие горно-технические и исходные данные такие же, как и в примере решения задачи, изложенном в разделе 18.5.

Индивидуальными по вариантам принимаются дополнительные исходные данные, приведенные в табл. 18.2.

*Таблица 18.2*

| № п/п | Глубина карьера $H$ , м | Угол откоса борта $\alpha$ , град | Предел прочности при изгибном растяжении $\sigma_{ир}$ | Сцепление пород в массиве $C$ , МПа | Угол внутреннего трения пород $\varphi$ , град | Сцепление пород в зоне трещин $C'$ , МПа | Угол внутреннего трения в зоне трещин $\varphi'$ , град |
|-------|-------------------------|-----------------------------------|--------------------------------------------------------|-------------------------------------|------------------------------------------------|------------------------------------------|---------------------------------------------------------|
| 1     | 150                     | 45                                | 5,0                                                    | 4,0                                 | 32                                             | 0,5                                      | 21                                                      |
| 2     | 140                     | 44                                | 4,5                                                    | 3,0                                 | 31                                             | 0,4                                      | 20                                                      |
| 3     | 130                     | 43                                | 3,5                                                    | 2,5                                 | 30                                             | 0,45                                     | 19                                                      |
| 4     | 170                     | 42                                | 4,0                                                    | 2,0                                 | 29                                             | 0,4                                      | 19                                                      |
| 5     | 160                     | 43                                | 5,5                                                    | 3,5                                 | 31                                             | 0,5                                      | 20                                                      |
| 6     | 120                     | 45                                | 4,5                                                    | 3,0                                 | 30                                             | 0,4                                      | 20                                                      |
| 7     | 160                     | 40                                | 3,5                                                    | 2,0                                 | 29                                             | 0,35                                     | 19                                                      |

Окончание табл. 18.2

| №<br>п/п | Глубина<br>карьера<br>$H$ , м | Угол<br>откоса<br>борта $\alpha$ ,<br>град | Предел<br>прочности<br>при из-<br>гибном<br>растяже-<br>нии $\sigma_{ир}$ | Сцеп-<br>ление<br>пород в<br>массиве<br>$C$ , МПа | Угол<br>внут-<br>реннего<br>трения<br>пород $\phi$ ,<br>град | Сцеп-<br>ление<br>пород<br>в зоне<br>трещин<br>$C'$ , МПа | Угол внут-<br>реннего<br>трения в<br>зоне тре-<br>щин $\phi'$ ,<br>град |
|----------|-------------------------------|--------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------|
| 8        | 155                           | 41                                         | 5,0                                                                       | 4,5                                               | 30                                                           | 0,3                                                       | 19                                                                      |
| 9        | 145                           | 42                                         | 4,0                                                                       | 3,0                                               | 3,5                                                          | 0,4                                                       | 18                                                                      |
| 10       | 135                           | 43                                         | 4,5                                                                       | 3,5                                               | 3,5                                                          | 0,5                                                       | 19                                                                      |
| 11       | 120                           | 44                                         | 5,5                                                                       | 4,0                                               | 4,0                                                          | 0,55                                                      | 20                                                                      |
| 12       | 165                           | 45                                         | 5,0                                                                       | 3,5                                               | 4,0                                                          | 0,45                                                      | 21                                                                      |
| 13       | 175                           | 44                                         | 4,0                                                                       | 3,0                                               | 3,5                                                          | 0,4                                                       | 20                                                                      |

**19.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ**

Охранный целик — это выделенная часть залежи, отработка которой может нанести ущерб определенному объекту.

В отличие от рассмотренных ранее целиков, охранный целик не является несущей конструкцией. То есть он не испытывает дополнительных силовых воздействий, кроме общих, характерных для рассматриваемого участка массива пород.

Следовательно, нет необходимости анализировать дополнительные внешние нагрузки, которые могут вызвать деформацию или разрушение охрannого целика.

В качестве охраняемых объектов рассматривают естественные образования или искусственные сооружения, деформирование или разрушение которых в результате подработки приводит к нарушению их функционирования. Можно привести множество примеров указанных двух групп охраняемых объектов.

Здесь же следует отметить, что по степени важности и чувствительности к деформированию они подразделены на несколько групп.

Прежде чем приступить к анализу количественных показателей границ различных зон деформирования подработанного массива горных пород, рассмотрим характеристики и формирование этих зон. Для начала рассмотрим вариант отработки залежи системами с обрушением руды и налегающих пород, так как в контексте рассматриваемого вопроса он является более общим.

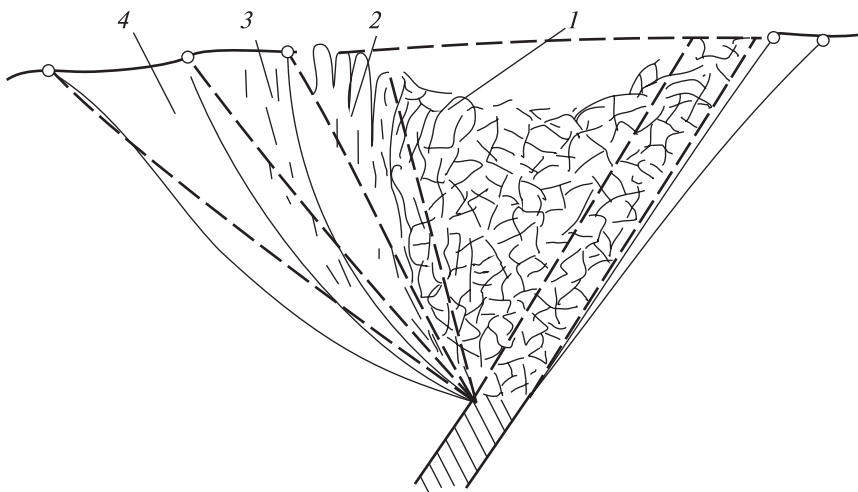
Итак, анализируем ситуацию по состоянию на определенный фиксированный момент  $t_i$ , когда рудное тело, например, крутонаклонного залегания начиная с поверхности отрабатывается

с обрушением руды и пород. Предположим, что дальнейшее опускание фронта очистных работ по какой-то причине приостановлено на довольно продолжительное время, за которое область влияния горных работ в массиве развилась полностью (рис. 19.1).

С целью сокращения объема анализа напряженно-деформированного состояния массива пород подробнее рассмотрим верхнюю его часть, как более актуальную с позиции нашей задачи. Тем более, что достаточно полно эти вопросы изложены в учебнике [1].

В подработанной части области влияния очистной выработки выделяют четыре зоны деформирования массива пород: беспорядочного обрушения (1), блоковых сдвигов (2), водопроводящих трещин (3) и пликативных деформаций (4).

В последние годы общепризнанным стало положение о криволинейности контуров (границ) указанных зон. С большей степенью точности можно интерпретировать их кривыми параболического вида (в плоской задаче). Такое предложение основано на обобщении результатов многочисленных натуральных наблюдений, модельных и аналитических исследований.



**Рис. 19.1.** Зоны различного деформирования подработанных пород:

1 — беспорядочного обрушения; 2 — блоковых сдвигов; 3 — водопроводящих трещин; 4 — пликативных деформаций

На рис. 19.1 показаны границы различных зон деформирования пород, полученные различными методами их построения: сплошными линиями — на основании анализа напряженно-деформированного состояния подработанного массива; пунктирными линиями — с применением существующих методик. Можно видеть, что они существенно по-разному оконтуривают исследуемые зоны.

Не вдаваясь в подробности механизма формирования различных зон, акцентируем внимание на показанном выше криволинейном характере их контуров.

Наблюдения за сдвижением подработанного подземными разработками массива пород ведутся на протяжении многих сотен лет, соразмерных по времени с историей развития добычи руд.

Перемещения точек измерялись на обрабатываемой земной поверхности и лишь в последние годы, да и то в виде исключения, — на промежуточных подземных горизонтах.

Таким образом, исследования сводились к следующему:

- на земной поверхности над отрабатываемой залежью по определенной схеме закреплялась система точек (реперов);
- с использованием определенных измерений до начала очистных работ определялись все три пространственные координаты этих реперов —  $x_i, y_i, z_i$ ;
- по мере отработки залежи проводятся периодические повторные определения новых координат реперов и вычисляют их изменения за каждый временной интервал измерений;
- повторные наблюдения выполняются и после прекращения очистных работ, до полного затухания процесса сдвижения горных пород;
- после каждого цикла наблюдений вычисляются основные информационные показатели процесса деформированного состояния подработанной земной поверхности:

оседание реперов

$$\eta_i = H_n - H_0; \quad (19.1)$$

наклон интервала к горизонтальной поверхности

$$j_i = (\eta_n - \eta_{n-1})/l_i; \quad (19.2)$$

кривизна мульды сдвижения в точке

$$K_i = (j_n - j_{n-1})/l_{\text{ср}}; \quad (19.3)$$

горизонтальное сдвижение точки

$$\xi_i = \Sigma d - \Sigma d_0; \quad (19.4)$$

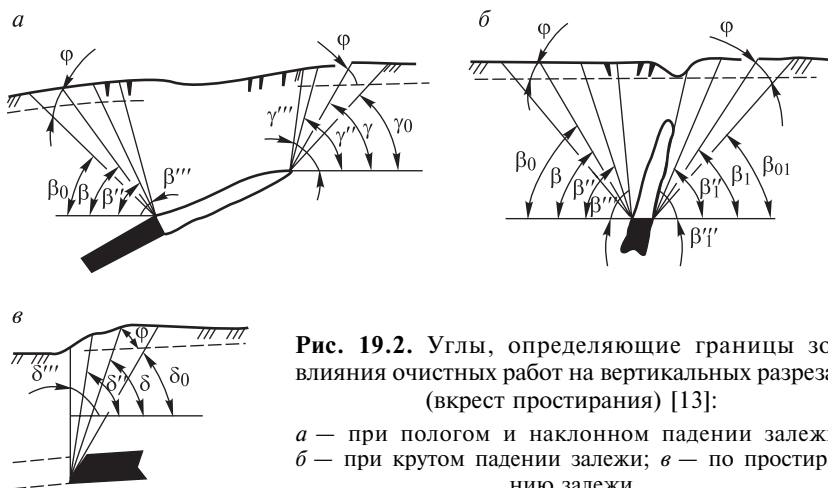
относительная горизонтальная деформация интервала

$$\varepsilon_i = (d - d_0)/l, \quad (19.5)$$

где  $\eta_i$  — оседание реперов, мм;  $H_0$  — начальная вертикальная отметка репера, мм;  $H_n$  — отметка репера на момент наблюдения, мм;  $\eta_n$  — оседание передней точки интервала (расстояния между соседними реперами), мм;  $\eta_{n-1}$  — оседание задней точки интервала, мм;  $l$  — горизонтальное расстояние между соседними реперами, мм;  $j_i$  — определяемый наклон интервала к горизонтальной плоскости;  $j_{n-1}$  — наклон предыдущего интервала;  $j_n$  — наклон последующего интервала;  $K_i$  — определяемая кривизна в точке;  $l_{\text{ср}}$  — полусумма длин предыдущего и последующего интервалов, мм;  $\xi_i$  — горизонтальное перемещение точки, мм;  $d_0$  — начальная длина интервала, мм;  $d$  — длина интервала на момент наблюдения, мм;  $\Sigma d_0$  — расстояние от опорного до данного репера на момент начального наблюдения, м;  $\Sigma d$  — расстояние от опорного до данного репера на момент последнего наблюдения.

Из вышеизложенного следует, что инструментальные измерения параметров сдвижения горных пород проводились, как правило, только на земной поверхности, что позволяло очерчивать границы зон деформирования подработанной толщи пород лишь прямыми линиями, соединяющими в плоскости вертикального разреза месторождения соответствующие критериальные точки мульды сдвижения с точками очистного пространства (рис. 19.2).

И лишь во второй половине прошлого века постепенно стало утверждаться представление о криволинейности контуров границ различных по степени деформированности зон, контактирующих друг с другом в общем составе сдвигающегося массива подработанных пород.



**Рис. 19.2.** Углы, определяющие границы зон влияния очистных работ на вертикальных разрезах (вкрест простирания) [13]:

*a* — при пологом и наклонном падении залежи; *б* — при крутом падении залежи; *в* — по простиранию залежи

Однако аналитическое решение обозначения или прогнозирования параметров этих поверхностей (или линий — в плоской задаче) пока не существует.

Поэтому задачи, связанные с анализом прогноза и развития процессов сдвижения подработанных массивов горных пород, основываются в настоящее время, как и много десятков лет назад, на представлении о плоской границе как всего охваченного сдвижением массива, так и отдельных его частей.

## 19.2. УГЛЫ СДВИЖЕНИЯ ПОДРАБОТАННЫХ ПОРОД

Основываясь на изложенном, отмечаем, что кроме приведенных в формулах (19.1)–(19.5) количественных характеристик зон сдвижения массивов пород, имеются еще очень важные, называемые углами сдвижения (см. рис. 19.2).

Углы сдвижения получают таким образом. На плане и на разрезах вкрест простирания и по простиранию залежи по координатам наносят местоположение наблюдаемых реперов, например, так, как показано на рис. 19.2.

Затем вычисляют численные значения характеристик сдвижения земной поверхности по формулам (19.1)–(19.5) для каждого репера.

Среди реперов выделяют такие, где вычисленные характеристики сдвижения пород имеют наименьшие допустимые (критические) значения.

В качестве таковых в «Инструкции...» [13] рекомендуются следующие их значения по зонам деформирования:

- для зоны пликативных деформаций, т.е. для построения границы общей зоны сдвижения (граничных углов,  $\beta$ ): наклон  $j = 0,5 \cdot 10^{-3}$ ; растяжение  $\epsilon = 0,5 \cdot 10^{-3}$ ; оседание  $\eta = 15$  мм;
- для зоны водопроводящих трещин, т.е. для построения границы с углами наклона  $\beta_1$ :  $j = 4 \cdot 10^{-3}$ ;  $K = 2 \cdot 10^{-3}$ ;  $\epsilon = 2 \cdot 10^{-3}$ ;
- для зоны разрывов и блоковых сдвигов, т.е. для построения границы с углами наклона  $\beta_2$ : до ближайшей на внешней границе мульды сдвижения видимой трещины на земной поверхности;
- для зоны беспорядочного обрушения пород, т.е. для построения границы с углами наклона  $\beta_3$ : до ближайшей к границе мульды трещины с раскрытием 25 см и более или со смещением краев (уступов).

Если углы сдвижения горных пород, построенные по критическим значениям  $\eta$ ,  $\phi$  и  $\epsilon$  для одной точки, отличаются друг от друга, то принимается наименьшее из них.

Линии сдвижения в наносах во всех направлениях и для всех зон проводят под углом  $\phi$  до контакта с коренными породами. При этом углы сдвижения по наносам в обводненных породах принимают  $\phi = 50^\circ$ , но не более других углов сдвижения по коренным породам на данном месторождении. В обводненных наносах угол  $\phi = 35^\circ$ .

При пологом и наклонном залегании залежи углы сдвижения  $\gamma$  по восстанию (см. рис. 19.2) определяются так же, как и  $\beta$ .

Углы сдвижения пород по простирацию залежи  $\delta$  принимаются равными с обеих сторон очистного блока.

### 19.3. ПОСТРОЕНИЕ ОХРАННЫХ ЦЕЛИКОВ

В предыдущих разделах мы отмечали, что во многих случаях для сохранения подрабатываемых объектов или уменьшения их деформаций достаточно использовать системы разработки

с твердеющей закладкой или системы с покидаемыми опорными целиками.

Но не всегда такая мера предохраняет подрабатываемые объекты от опасных деформаций, а мера надежности может оказаться достаточной.

Однако в ответственных случаях в качестве меры охраны подрабатываемых объектов выбирают оставление предохранительных (охранных) целиков.

Мера эта, разумеется, крайняя, ибо оставление охранного целика вызывает нарушение более эффективного порядка отработки шахтного поля, нарушает систему управления геомеханическими процессами при выполнении очистных работ, увеличивает потери полезного ископаемого и др.

Нельзя говорить, что охранные целики — полностью потерянная руда и что их невозможно отрабатывать. Возможно, и отрабатывают. Но делается это со значительно большими потерями руды и с большими затратами труда и средств.

Об этом следует помнить и учитывать при принятии решения об оставлении охранного целика.

При построении охранных целиков, как правило, пользуются углами сдвижения  $\beta_1$ ,  $\gamma_1$  и  $\delta_i$ .

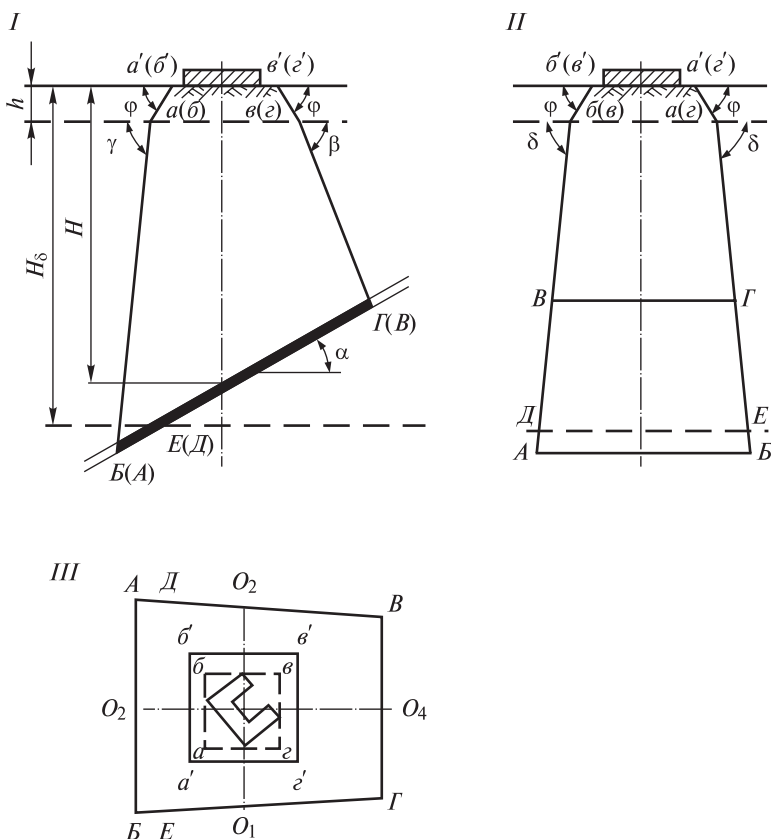
С целью предотвращения деформаций особо важных объектов, например стволов шахт, их выносят вообще за пределы зоны влияния подземных работ или при построении охранных целиков используют углы сдвижения  $\beta_0$ ,  $\gamma_0$ ,  $\delta_0$ .

Существует несколько методов определения границ охранных целиков: на вертикальных разрезах, перпендикуляров, проекций с числовыми отметками и др. Чаше других используют первый из них.

Содержание его состоит в следующем.

Предварительно на плане поверхности охраняемый объект описывают прямоугольником, стороны которого параллельны линиям простирания и падения залежей и касаются крайних выступающих точек объекта (*abeg* — на рис. 19.3).

Затем строят предохранительную берму *a'b'v'z'* (см. рис. 19.3, III) проведенными параллельно сторонам прямоугольника *abeg* на расстояниях 5, 10 и 20 м (зависит от значимости



**Рис. 19.3.** Построение охранного целика методом вертикальных разрезов:

*I* — разрез вкрест простирания; *II* — разрез по простиранию; *III* — план

объекта и его деформационных характеристик и регламентируются нормативными документами). Проводят оси симметрии полученного контура  $O_1O_2$  и  $O_3O_4$  и по ним строят вертикальные разрезы.

На разрезах обозначают границы охраняемого объекта:  $a'b'$  и  $c'e'$  на одном,  $b'b'$  и  $a'e'$  на другом (см. рис. 19.3, *I* и *II*). От них под углами сдвижения  $\varphi$  в наносах и  $\beta$ ,  $\gamma$  и  $\delta$  в коренных породах проводят прямые линии до пересечения с почвой залежи (точки  $A$ ,  $B$ ,  $B$  и  $\Gamma$ ). Спроецировав полученные точки на план и соединив их между собой последовательно, получают контур предохранительного целика  $AB\Gamma E$  (см. рис. 19.3, *III*).

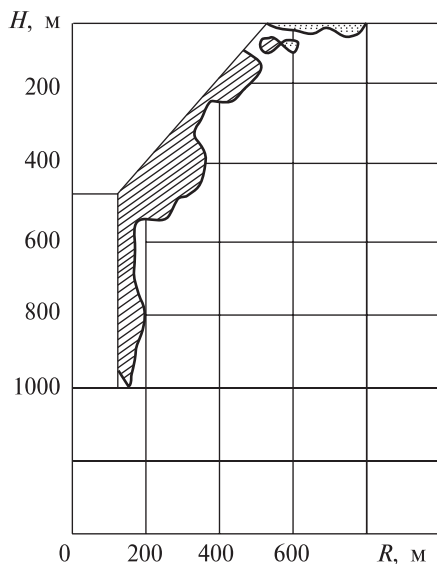
В учебнике [1, гл. 9.5] показано, что предложенный нами и описанный там метод определения зон сдвижения горных пород, основанный на компьютерной геомеханической модели объекта, максимально учитывает напряженно-деформированное состояние горных пород в зоне влияния выработок.

Проследить ход решения задачи удобно на конкретном примере комбинированной разработки алмазной трубки «Мир» в варианте использования систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород в подземной части. Исходные данные для расчетов взяты из работы Н.К. Звонарева.

Задача решалась методом конечных элементов в упругой постановке для получения максимальных значений напряжений в критических точках массива и в упругопластической постановке для установления границ и местоположения зон неупругого деформирования пород. При моделировании выработанное пространство предполагалось незаполненным для получения максимальных значений напряжений (заполнение выработанного пространства обрушенными породами или иным материалом приведет к улучшению устойчивости массива).

Полученные результаты по напряженно-деформированному состоянию прикарьерного массива пород позволили выделить зоны пластического деформирования пород (где не выполняются условия прочности по растягивающим или срезающим напряжениям в соответствии с критериями Кулона–Мора) и общую зону влияния выемки карьера на массив и земную поверхность (рис. 19.4). В результате граница зоны влияния карьера аппроксимирована линией, обобщенно огибающей зону влияния выемки карьера на массив и земную поверхность. Линией  $C'E'$  здесь указана граница зоны опасных сдвиговых деформаций, т.е.  $C'E'$  — потенциальная поверхность скольжения (разрушения) пород борта (рис. 19.5).

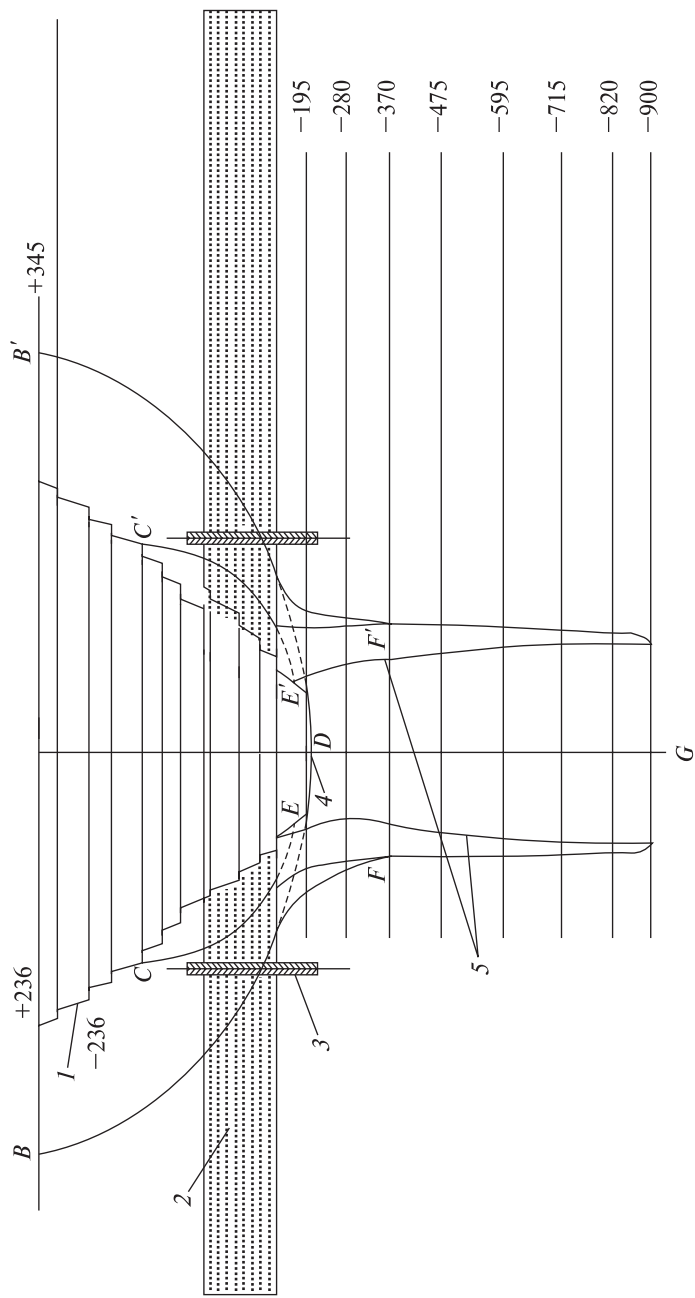
Зоны влияния подземной разработки изучались также на этих моделях. Развитие горных работ предусматривалось в нисходящем порядке начиная от дна карьера системами разработки с обрушением руды.



**Рис. 19.4.** Зоны пластического деформирования пород по мере отработки залежи

Дальнейшее углубление подземной разработки не оказывает влияния на пространственное развитие зоны влияния карьера. Следовательно, начиная с горизонта  $-360$  м при дальнейшем опускании фронта подземных очистных работ деформации стенок выемки и примыкающих, и вмещающих пород будут зависеть только от местных условий и не превысят величины  $30\text{--}60$  м в глубину массива. Это обусловлено зажатостью массива в пределах криволинейной в плане и ограниченной по простиранию выемки. Таким образом, граница совместного влияния открытой и подземной разработки очерчивается линией  $BFGF'B'$ .

Зона разрывов сплошности от подземных и открытых разработок, поэтапно и в начале отдельно развиваясь от стенок карьера и подземной выемки в глубь массива, соединившись, в пределе займет положение по линии  $BFGF'B'$ . Поэтапное обрушение массива пород в этой зоне приведет к заполнению общего открыто-подземного выработанного пространства рудой и породами.



**Рис. 19.5.** Разрез трубки «Мир» по простирацию:

1 — контур карьера; 2 — водоносный горизонт; 3 — водонепроницаемая завеса; 4 — дно карьера; 5 — контуры рудного тела

Таким образом, можно сделать следующие выводы.

1. Деформации земной поверхности в результате открыто-подземной разработки месторождения «Мир» будут определяться влиянием карьера. Границы зоны влияния карьера на поверхности обозначаются точками  $B$  и  $B'$ . В массиве горных пород граница зоны влияния карьера до начала подземных работ проходит по линии  $BDB'$ , а границы зон опасных деформаций — по линиям  $CE$  и  $C'E'$ .

Граница зоны совместного влияния карьера и подземной выемки определяется линией  $DFGF'B'$ . Зона опасных деформаций массива при этом оконтуривается линией  $CFGF'C'$ . Сооружение вертикальных шахтных стволов и зданий промплощадок подземного рудника для большей надежности рекомендуется предусмотреть на расстоянии не менее 100 м от границ зоны влияния карьера, т.е. точек  $B$  и  $B'$ .

2. В массиве горных пород долговременные подземные сооружения следует располагать вне пределов зоны опасных деформаций, т.е. за линией  $CFGF'C'$ .

### **Варианты практических заданий**

Практические задания выполняются по методике, изложенной в разд. 19.3.

Охраняемый объект: промышленное трехэтажное здание прямоугольной в плане формы с размерами  $a \times b$  (м) и ориентированное длинной осью под углом  $A_z$  относительно направления на север. Угол падения залежи —  $\alpha$ , глубина по оси целика —  $H$ , угол сдвижения в наносах —  $40^\circ$ .

| № варианта | $a \times b$ , м | $\alpha$ , град | $H$ , м | $A_z$ , град | Углы сдвижения, град |            |            |           |            |            |
|------------|------------------|-----------------|---------|--------------|----------------------|------------|------------|-----------|------------|------------|
|            |                  |                 |         |              | $\beta_0$            | $\gamma_0$ | $\delta_0$ | $\beta_1$ | $\gamma_1$ | $\delta_1$ |
| 1          | 20×30            | 25              | 300     | 20           | 65                   | 75         | 77         | 60        | 65         | 71         |
| 2          | 25×30            | 20              | 310     | 22           |                      |            |            | 62        | 68         | 72         |
| 3          | 35×10            | 30              | 320     | 21           |                      |            |            | 65        | 70         | 75         |
| 4          | 35×25            | 35              | 330     | 23           | 60                   | 67         | 68         | 64        | 70         | 78         |
| 5          | 35×40            | 40              | 340     | 25           |                      |            |            | 65        | 72         | 77         |
| 6          | 35×20            | 45              | 350     | 27           |                      |            |            | 70        | 75         | 78         |

| № варианта | $a \times b$ , м | $\alpha$ , град | $H$ , м | Аз, град | Углы сдвижения, град |            |            |           |            |            |
|------------|------------------|-----------------|---------|----------|----------------------|------------|------------|-----------|------------|------------|
|            |                  |                 |         |          | $\beta_0$            | $\gamma_0$ | $\delta_0$ | $\beta_1$ | $\gamma_1$ | $\delta_1$ |
| 7          | 35×30            | 50              | 340     | 30       | 65                   | 70         | 70         | 71        | 76         | 80         |
| 8          | 25×40            | 55              | 330     | 35       |                      |            |            | 73        | 78         | 75         |
| 9          | 25×45            | 50              | 320     | 37       |                      |            |            | 74        | 80         | 77         |
| 10         | 25×50            | 60              | 310     | 40       | 67                   | 71         | 68         | 75        | 80         | 78         |
| 11         | 20×15            | 40              | 300     | 45       |                      |            |            | 68        | 73         | 80         |
| 12         | 20×40            | 45              | 320     | 47       |                      |            |            | 65        | 70         | 82         |
| 13         | 20×45            | 50              | 330     | 41       | 70                   | 73         | 75         | 60        | 65         | 73         |
| 14         | 20×50            | 40              | 340     | 43       |                      |            |            | 65        | 70         | 75         |
| 15         | 25×50            | 35              | 350     | 40       |                      |            |            | 67        | 70         | 77         |

Выполнение задания завершается вычерчиванием охранного целика в масштабе 1:500 в 3-х проекциях, как показано на рис. 19.3.

# 20 РАСЧЕТ КРЕПИ ВЕРТИКАЛЬНОГО ШАХТНОГО СТВОЛА<sup>1</sup>

## 20.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Стволы шахт — важнейшие горно-капитальные выработки на подземных рудниках. Они эксплуатируются в усиленном режиме на протяжении всего периода существования рудника, иногда в течение десятков лет. Поэтому их сооружению, надежности конструкций, в частности крепи, уделяется особое внимание.

Занимая наивысшие системные положения в иерархии горно-технических сооружений, стволы шахт имеют и соответствующее влияние на технико-экономические результаты функционирования рудника.

Однако в силу ряда причин не всегда удается выбрать место заложения ствола в благоприятных горно-геологических условиях.

Часто условия проходки стволов настолько тяжелы, что приходится прибегать к специальным методам их сооружения. Среди них наиболее надежным и технологичным является проходка и крепление выработок под защитой искусственно замороженных пород.

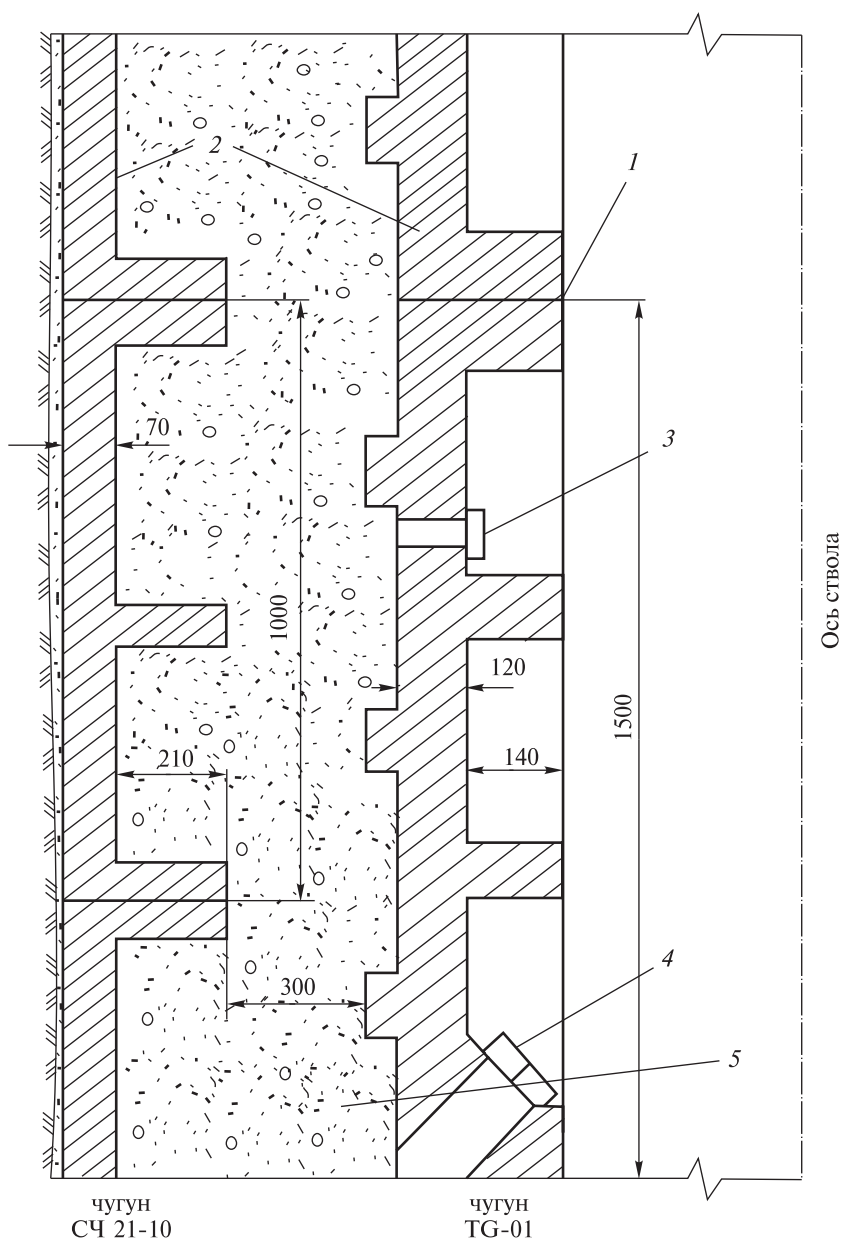
Несмотря на уже отмеченную надежность, этому способу присущи и существенные недостатки, осложняющие управление напряженно-деформированным состоянием околоствольного массива пород и элементов крепи.

Прежде всего это относится к особо сложным горно-геологическим и гидрогеологическим условиям, когда приходится сооружать мощные многослойные бетон-тюбинг-бетонные крепи (рис. 20.1).

Расчет прочности и устойчивости такой крепи — задача сложная не только в геомеханическом отношении, но и в силу

---

<sup>1</sup> Раздел подготовлен совместно с проф. С.В. Сергеевым.



**Рис. 20.1.** Конструкция крепи из двух тубинговых колонн (Яковлевский рудник КМА)

того, что в нем участвует большое количество исходных данных, большая часть которых характеризуется неопределенностью численных показателей.

На Яковлевском руднике (КМА) тремя стволами глубиной более 700 м каждый пересечен массив пород, включающий в себя 600-метровую осадочную толщу, представленную в основном малопрочными сыпучими и слабосвязными слоями, имеющую более десятка водоносных пластов, в том числе восемь с напорами до 6 МПа.

Стволы Яковлевского рудника проходили в сложнейших инженерно-геологических и гидрогеологических условиях; здесь впервые в мировой практике ледопородные ограждения были сооружены на глубину более 600 м.

Уникальной была созданная комплексная геомеханическая измерительная сеть, которая позволила решить задачу сооружения строительства стволов в течение всех периодов.

Достаточно отметить, что в трех стволах были сооружены 29 измерительных станций, общая численность измерительной аппаратуры в которых превышала 730 единиц, не считая различных дополнительных линейных промеров и физических измерений (ультразвуковых, оптических, термических и т.д.).

Приведенный пример является нетиповым и изложен для того, чтобы студенты представляли значимость задач такого масштаба.

Далее мы рассмотрим упрощенный аналог задач в связи с расчетом крепи вертикальных шахтных стволов.

## **20.2. РАСЧЕТ ОДНОСЛОЙНОЙ КРЕПИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ**

Как и в других геомеханических задачах, решающее значение здесь имеют условия формирования нагрузок (особенно радиальных нормальных и касательных нормальных) на внешний контур крепи.

Однако в дополнение к этому в равной мере решающим (особенно для многослойных крепей) здесь становится принцип передачи нагрузок на последующие слои.

Так, в результате проведенного комплекса исследований выполнены измерения напряжений в крепи ствола при различных величинах заходок крепления. Эта зависимость хорошо иллюстрируется графиками радиальных нагрузок на крепь  $P$  при различных заходках крепления (рис. 20.2 и 20.3).

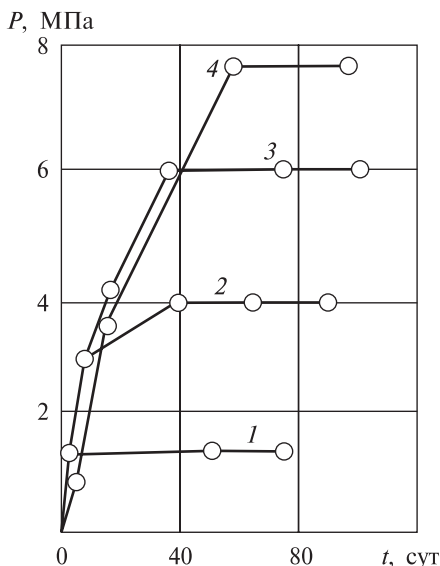
Проф. Н.С. Булычев для оценки средних нагрузок в условиях упругого деформирования пород предложил формулу

$$\bar{P} = \left( \bar{\sigma}_1 - \frac{\sigma_{сж}}{2} \right) (1 - \sin \varphi) \left[ \frac{R}{R_c} \right]^\alpha, \quad (20.1)$$

где  $\bar{\sigma}_1$  — начальные напряжения в массиве, МПа;  $\sigma_{сж}$  — предел прочности пород при сжатии, МПа;  $\varphi$  — угол внутреннего трения пород, град;  $R$  и  $R_c$  — радиусы ствола вчерне и в свету, м;  $\alpha$  — эмпирический коэффициент, полученный при обработке измеренных данных.

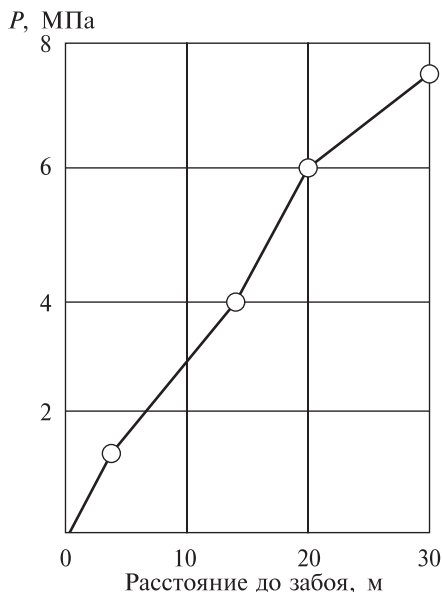
Начальное горизонтальное напряжение в массиве определяется по формуле

$$\bar{\sigma}_1 = \xi \sum_{i=1}^n \gamma_i H_i, \quad (20.2)$$



**Рис. 20.2.** Зависимости радиальных нагрузок на крепь от высоты заходок крепления:

1 — 3,5 м; 2 — 12,0 м; 3 — 20,0 м; 4 — 30,0 м



**Рис. 20.3.** Зависимость максимальных радиальных нагрузок от заходов крепления

где  $\xi$  — коэффициент бокового отпора пород на данной глубине  $H$ , доли ед.;  $\gamma_i$  и  $H_i$  — плотность пород и глубина залегания вышележащих слоев пород.

Однако многочисленные измерения напряжений в крепи стволов Донского хромитового комбината (Казахстан) и Норильского медно-никелевого комбината показали, что вследствие высокой степени раздробленности пород, непосредственно примыкающих к наружной поверхности крепи, они деформируются как среды упругопластические.

При сравнении значений коэффициентов бокового отпора  $\xi$ , использующихся в формуле (20.1) и полученных в результате натурных измерений, последние оказались выше в 1,3–1,7 раза и составляют  $\xi = 0,4 \div 0,56$ .

Таким образом, приступая к решению задач выбранным методом, следует очень внимательно отнестись к обоснованному подбору прочностных и деформационных свойств пород, непосредственно примыкающих к внешнему контуру крепи.

Речь в данном случае идет о коэффициенте бокового отпора  $\xi$  и угле внутреннего трения  $\varphi$ .

### 20.3. ПРИМЕР РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ

Рассмотрим условия, близкие к Донскому хромитовому месторождению (Казахстан). Стволы шахты «Центральной» сооружены в сложных условиях. Клетевой ствол пересекает массивы серпентинитов и дунитов с трещиноватостью 35 на 1 п.м. Трещины залечены еще менее прочными серпофитом и талькобрейнеритом мощностью 1–2 см (рис. 20.4). Более половины геологического разреза представлено мощными зонами дробления пород. Особую опасность с точки зрения сооружения стволов представляют участки зон дробления, заполненные перемежающимися разностями различных горных пород, например, серпентиниты по дунитам, пироксеновые дуниты и серпентиниты по перидотиту.

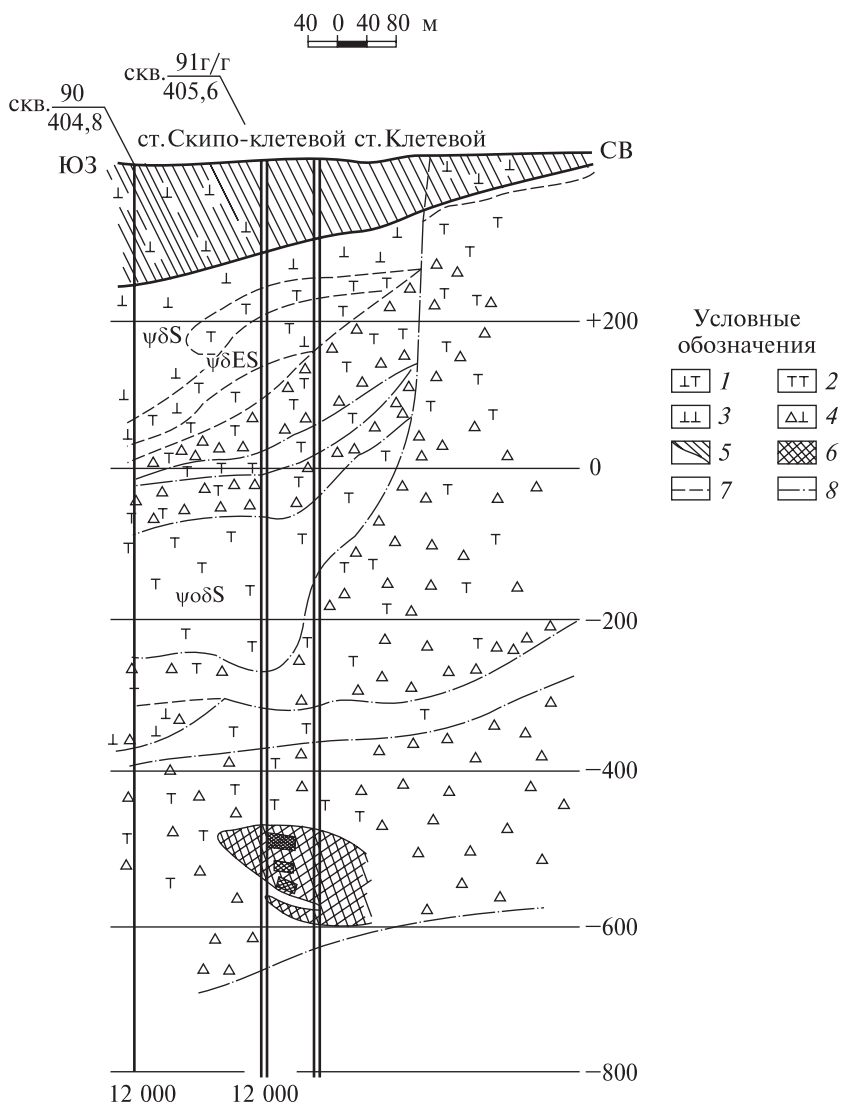
О последнем свидетельствуют результаты инженерно-геологических испытаний, приведенные в табл. 20.1. Нетрудно заметить, что значения показателя в правой колонке значительно ниже, чем в левой.

Расчет нагрузок на крепь выполним по формуле (20.1). С целью упрощения расчета облегчим несколько методику без существенного изменения ее идеи. Положим, что крепь доведена очень близко к забою ствола, следовательно,  $R = R_c$ . В этом случае расчетная формула принимает вид

$$\bar{P} = \left( \bar{\sigma} - \frac{\sigma_{сж}}{2} \right) (1 - \sin \varphi). \quad (20.3)$$

Таблица 20.1

| Породы    | Угол внутреннего трения $\varphi$ , град | Породы                | Угол внутреннего трения $\varphi$ , град |
|-----------|------------------------------------------|-----------------------|------------------------------------------|
| Кварц     | 33–40                                    | Кварц микроклиновый   | 19                                       |
| Микроклин | 37                                       | Кварцито-кальцит      | 18                                       |
| Кальцит   | 32                                       | Пирофиллитовый кварц  | 7–10                                     |
|           |                                          | Талько-слюдистые      | 17–23                                    |
|           |                                          | Кремнисто-карбонатные | 25–30                                    |



**Рис. 20.4.** Геологический разрез Донского месторождения хромитов на месте сооружения стволов шахты «Центральная»:

1 — пироксенитовые дуниты; 2 — серпентинит по дуниту; 3 — серпентинит по перидотиту; 4 — зона дробленных пород; 5 — зона коры выветривания; 6 — хромит; 7 — границы разновидностей ультраосновных пород; 8 — границы пород различной степени трещиноватости

Исходные данные для решения задачи: коэффициент Пуассона пород на уровне забоя ствола  $\mu = 0,15$ ; средняя плотность пород здесь же  $\gamma = 2,2 \text{ т/м}^3$ ; над расчетным горизонтом толщина пород с массой  $\gamma_i H_i = 2,6 \cdot 800 = 2080 \text{ т/м}^2$ ; предел прочности пород при сжатии  $\sigma_{сж} = 6 \text{ т/м}^2$ ; угол внутреннего трения пород  $\varphi = 20^\circ$ .

Подставив численные значения показателей в формулу (20.3), получим

$$\begin{aligned} \bar{P} &= \left( 0,15 \cdot 2,2 \cdot 800 - \frac{6}{2} \right) (1 - \sin 20^\circ) = 167 \text{ т/м}^2 = \\ &= 1,67 \text{ МПа.} \end{aligned} \quad (20.3)$$

В результате натурных наблюдений получена величина внешней нагрузки  $P = 1,7 \text{ МПа}$ , т.е. разница  $\Delta P < 2\%$ .

### **Варианты практических заданий**

Во всех вариантах постоянными принимаются значения показателей  $\gamma = 2,2 \text{ т/м}^3$ ;  $\mu = 0,15$ .

Остальные показатели согласно табл. 20.2.

*Таблица 20.2*

| № п/п | Расчетная глубина $H$ , м | Угол внутреннего трения $\varphi$ , град | Предел прочности пород при сжатии $\sigma_{сж}$ , т/м <sup>2</sup> |
|-------|---------------------------|------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------|
| 1     | 700                       | 20                                       | 5                                                                  |
| 2     | 750                       | 19                                       | 6                                                                  |
| 3     | 800                       | 18                                       | 4                                                                  |
| 4     | 850                       | 17                                       | 3                                                                  |
| 5     | 600                       | 16                                       | 6                                                                  |
| 6     | 650                       | 15                                       | 5                                                                  |
| 7     | 700                       | 18                                       | 7                                                                  |
| 8     | 750                       | 20                                       | 7                                                                  |
| 9     | 800                       | 21                                       | 8                                                                  |
| 10    | 750                       | 19                                       | 6                                                                  |
| 11    | 700                       | 17                                       | 5                                                                  |
| 12    | 650                       | 16                                       | 6                                                                  |

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Казикаев Д.М.* Геомеханика подземной разработки руд: Учебник для вузов. — М.: Изд-во МГГУ, 2009. — 542 с.
2. *Куликов В.В., Николаева А.В.* Единая математическая модель аэро-гидрогеомеханических процессов. — М.: Изд-во МГОУ, 1997. — 73 с.
3. *Макаров А.Б.* Практическая геомеханика: Пособие для горных инженеров. — М.: Горная книга, 2006. — 391 с.
4. *Калмыков Е.П.* Борьба с внезапными прорывами воды в горные выработки. — М.: Недра, 1973.
5. *Иливицкий А.А.* Расчет междукламерных целиков на прочность при разработке крутопадающих тел // Горный журнал. — 1963. — № 8.
6. *Казикаев Д.М.* Геомеханические процессы при совместной и пов-торной разработке руд. — М.: Недра, 1981. — 288 с.
7. *Казикаев Д.М.* Комбинированная разработка рудных месторожде-ний. — М.: Изд-во МГГУ, 2008. — 360 с.
8. *Методические* указания по управлению горным давлением при сплошных системах разработки с твердеющей закладкой на рудниках Норильского ГМК. — Л.: Изд-во ВНИМИ, 1987.
9. *Отчет* о научно-исследовательской работе: Подготовить технико-экономические расчеты по подземной разработке кимберлитового место-рождения «Мир» / МГГУ. Рук. Д.М. Казикаев. — М., 1999. — 220 с.
10. *Результаты* геомеханических расчетов для обоснования возможности подземной отработки месторождения «Мир» из карьерного пространства: Отчет о НИР / Якутнипроалмаз. Рук. Н.К. Звонарев. — Мирный, 1998.
11. *Тимошенко С.П.* Пластинки и оболочки. — М., 1959.
12. *Бекбергенов Д.К.* Разработка технологии предварительного тросоинъ-екционного упрочнения горных пород при подготовительно-нарезных ра-ботах: Дис. на соиск. степ. канд. техн. наук. — М.: МГИ, 1987. — 101 с.
13. *Инструкция* по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений. — М.: Недра, 1988. — 112 с.

# СОДЕРЖАНИЕ

|                                                                                                                                             |           |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------|
| Предисловие .....                                                                                                                           | 5         |
| Введение .....                                                                                                                              | 7         |
| <b>1. ЕСТЕСТВЕННОЕ НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ<br/>МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД .....</b>                                                                | <b>9</b>  |
| 1.1. Общие положения .....                                                                                                                  | 9         |
| 1.1.1. Гравитационные напряжения .....                                                                                                      | 9         |
| 1.1.2. Гидрогеомеханические напряжения .....                                                                                                | 12        |
| 1.1.3. Тектоническая составляющая .....                                                                                                     | 14        |
| 1.1.4. Интегральное поле напряжений<br>в нетронутом массиве .....                                                                           | 15        |
| 1.2. Пример решения задачи .....                                                                                                            | 17        |
| 1.2.1. Определение гравитационных напряжений<br>в слоистой необводненной среде (т. <i>М</i> ) .....                                         | 18        |
| 1.2.2. Определение гидрогеомеханических напряжений<br>в слоистой обводненной среде (т. <i>М</i> ) .....                                     | 19        |
| 1.2.3. Определение естественных напряжений<br>в массиве железистых кварцитов (т. <i>К</i> ) .....                                           | 20        |
| <b>2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ МЕЖДУКАМЕРНЫХ<br/>ЦЕЛИКОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ РУДНЫХ ТЕЛ<br/>ГОРИЗОНТАЛЬНОГО И СЛАБОНАКЛОННОГО<br/>ЗАЛЕГАНИЯ .....</b> | <b>23</b> |
| 2.1. Общие положения .....                                                                                                                  | 23        |
| 2.2. Формирование нагрузки на целики .....                                                                                                  | 24        |
| 2.2.1. Нагрузки в условиях полной подработки .....                                                                                          | 24        |
| 2.2.2. Нагрузки в условиях неполной подработки. ...                                                                                         | 27        |
| 2.2.3. Нагрузки в условиях пологих и наклонных<br>рудных тел .....                                                                          | 29        |
| 2.3. Определение размеров опорных ленточных целиков ..                                                                                      | 31        |
| 2.3.1. Пример решения задач .....                                                                                                           | 32        |
| 2.4. Определение размеров опорных столбчатых целиков ..                                                                                     | 33        |
| 2.5. Примеры решения задачи .....                                                                                                           | 34        |

|                                                                                                                                    |           |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------|
| <b>3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ЦЕЛИКОВ<br/>ПРИ ОТРАБОТКЕ РУДНЫХ ТЕЛ НАКЛОННОГО<br/>И КРУТОГО ПАДЕНИЯ. . . . .</b>                      | <b>44</b> |
| 3.1. Общие положения . . . . .                                                                                                     | 44        |
| 3.2. Определение нагрузок на междукammerный целик . . . . .                                                                        | 44        |
| 3.3. Расчет размеров целика . . . . .                                                                                              | 46        |
| 3.4. Пример решения задачи . . . . .                                                                                               | 47        |
| <b>4. НОРМАТИВНАЯ ПРОЧНОСТЬ МАССИВА<br/>ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКИ КАМЕР . . . . .</b>                                                    | <b>50</b> |
| 4.1. Общие положения . . . . .                                                                                                     | 50        |
| 4.2. Определение нормативной прочности твердеющей<br>закладки при многостадийной камерно-целиковой<br>системе разработки . . . . . | 50        |
| 4.2.1. Алгоритм решения задачи . . . . .                                                                                           | 51        |
| 4.2.2. Пример решения задачи . . . . .                                                                                             | 56        |
| 4.3. Определение нормативной прочности твердеющей<br>закладки при сплошной одностадийной отработке<br>залежи . . . . .             | 58        |
| 4.3.1. Пример решения задачи . . . . .                                                                                             | 60        |
| <b>5. УПРАВЛЕНИЕ СООТНОШЕНИЕМ ПОКАЗАТЕЛЕЙ<br/>«ПРОЧНОСТЬ–СТОИМОСТЬ» ИСКУССТВЕННЫХ<br/>ЦЕЛИКОВ . . . . .</b>                        | <b>62</b> |
| 5.1. Общие положения . . . . .                                                                                                     | 62        |
| 5.2. Оптимизация размеров искусственных целиков . . . . .                                                                          | 62        |
| 5.3. Пример решения задачи . . . . .                                                                                               | 65        |
| <b>6. ПРОГНОЗ ПРОРЫВОВ ОБВОДНЕННЫХ<br/>ПЕСЧАНО-ГЛИНИСТЫХ ПОРОД В ГОРНЫЕ<br/>ВЫРАБОТКИ. . . . .</b>                                 | <b>69</b> |
| 6.1. Общие положения . . . . .                                                                                                     | 69        |
| 6.2. Механизм проникновения обводненных<br>песчано-глинистых пород и расчет глубины<br>их проникновения . . . . .                  | 69        |
| 6.3. Пример решения задачи . . . . .                                                                                               | 73        |
| <b>7. КОНСОЛЬНОЕ ЗАВИСАНИЕ ПОРОД ПРИ СИСТЕМАХ<br/>С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И НАЛЕГАЮЩЕЙ ТОЛЩИ. . . . .</b>                                | <b>77</b> |
| 7.1. Общие положения . . . . .                                                                                                     | 77        |
| 7.2. Расчет критических размеров консольного зависания<br>пород . . . . .                                                          | 79        |
| 7.3. Пример решения задачи . . . . .                                                                                               | 82        |

|                                                                                                                   |            |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| <b>8. ДЕПРЕССИОННАЯ КОНСОЛИДАЦИЯ МАССИВОВ</b>                                                                     |            |
| ПОРОД . . . . .                                                                                                   | 84         |
| 8.1. Общие положения . . . . .                                                                                    | 84         |
| 8.2. Формирование вертикальных и горизонтальных<br>перемещений пород при фильтрационной<br>консолидации . . . . . | 84         |
| 8.3. Расчет вертикальных оседаний при депрессионной<br>консолидации пород . . . . .                               | 87         |
| 8.4. Пример решения задачи . . . . .                                                                              | 89         |
| <b>9. УЗЛЫ ВЕРТИКАЛЬНОЙ ПОДАТЛИВОСТИ</b>                                                                          |            |
| КРЕПИ СКВАЖИН . . . . .                                                                                           | 92         |
| 9.1. Общие положения . . . . .                                                                                    | 92         |
| 9.2. Расчет величины компенсации оседаний пород<br>в узлах податливости . . . . .                                 | 94         |
| 9.3. Пример решения задачи . . . . .                                                                              | 95         |
| <b>10. ВОДОНЕПРОНИЦАЕМЫЕ ПЕРЕМЫЧКИ . . . . .</b>                                                                  | <b>96</b>  |
| 10.1. Общие положения . . . . .                                                                                   | 96         |
| 10.2. Конструкции водонепроницаемых перемычек<br>в подземных горных выработках . . . . .                          | 97         |
| 10.3. Расчет водонепроницаемых перемычек . . . . .                                                                | 100        |
| 10.3.1. Клиньчатые одноступенчатые перемычки . . . . .                                                            | 100        |
| 10.3.2. Прямоугольная безврубовая перемычка . . . . .                                                             | 101        |
| 10.4. Примеры решения задач . . . . .                                                                             | 103        |
| 10.4.1. Расчет клиньчатой водонепроницаемой<br>перемычки . . . . .                                                | 103        |
| 10.4.2. Расчет прямоугольной безврубовой<br>перемычки . . . . .                                                   | 103        |
| <b>11. БАРЬЕРНЫЕ ЦЕЛИКИ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ</b>                                                                   |            |
| <b>ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ</b>                                                                               |            |
| <b>МЕСТОРОЖДЕНИЙ . . . . .</b>                                                                                    | <b>106</b> |
| 11.1. Общие положения . . . . .                                                                                   | 106        |
| 11.2. Барьерный целик под карьером при сплошной<br>подземной разработке залежи . . . . .                          | 107        |
| 11.3. Пример решения задачи . . . . .                                                                             | 112        |
| <b>12. РАСЧЕТ БАРЬЕРНОГО ЦЕЛИКА МЕЖДУ ДНОМ</b>                                                                    |            |
| <b>КАРЬЕРА И ПОДЗЕМНЫМ НАПОРНЫМ</b>                                                                               |            |
| <b>ВОДОНОСНЫМ ГОРИЗОНТОМ . . . . .</b>                                                                            | <b>114</b> |
| 12.1. Общие положения . . . . .                                                                                   | 114        |
| 12.2. Пример решения задачи . . . . .                                                                             | 117        |

|                                                                                                                                      |            |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| <b>13. РАСЧЕТ ТОЛЩИНЫ БАРЬЕРНОГО ЦЕЛИКА<br/>ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ<br/>ПОД ЗАТОПЛЕННЫМ КАРЬЕРОМ . . . . .</b>         | <b>130</b> |
| 13.1. Общие положения . . . . .                                                                                                      | 130        |
| 13.2. Формулирование задачи и выбор методики решения . .                                                                             | 130        |
| 13.3. Пример решения задачи . . . . .                                                                                                | 133        |
| <b>14. РАСЧЕТ ТОЛЩИНЫ ИСКУССТВЕННОГО<br/>БАРЬЕРНОГО ЦЕЛИКА ПОД ЗАТОПЛЕННЫМ<br/>КАРЬЕРОМ . . . . .</b>                                | <b>142</b> |
| 14.1. Общие положения . . . . .                                                                                                      | 142        |
| 14.2. Постановка задачи и методика ее решения . . . . .                                                                              | 142        |
| 14.3. Пример решения задачи . . . . .                                                                                                | 145        |
| <b>15. РАСЧЕТ ТОЛЩИНЫ ПОТОЛОЧНЫХ (БАРЬЕРНЫХ)<br/>ЦЕЛИКОВ МЕЖДУ УСТУПАМИ КАРЬЕРА<br/>И ПОДЗЕМНЫМИ ГОРНЫМИ ВЫРАБОТКАМИ . . . . .</b>   | <b>153</b> |
| 15.1. Общие положения . . . . .                                                                                                      | 153        |
| 15.2. Расчет устойчивой толщины потолочины. . . . .                                                                                  | 153        |
| 15.3. Пример решения задачи . . . . .                                                                                                | 156        |
| <b>16. РАСЧЕТ ТОЛЩИНЫ БАРЬЕРНОГО ЦЕЛИКА<br/>МЕЖДУ ОБЪЕКТОМ БОЛЬШОЙ ГОРИЗОНТАЛЬНОЙ<br/>ПЛОЩАДИ И ПОДЗЕМНЫМИ ВЫРАБОТКАМИ . . . . .</b> | <b>158</b> |
| 16.1. Общие положения . . . . .                                                                                                      | 158        |
| 16.2. Формулирование и выбор метода решения задачи . . .                                                                             | 159        |
| 16.3. Пример решения задачи . . . . .                                                                                                | 163        |
| <b>17. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЕРТИКАЛЬНЫХ<br/>БАРЬЕРНЫХ ЦЕЛИКОВ . . . . .</b>                                                            | <b>167</b> |
| 17.1. Общие положения . . . . .                                                                                                      | 167        |
| 17.2. Расчет толщины вертикального барьерного целика . .                                                                             | 167        |
| 17.3. Пример решения задачи . . . . .                                                                                                | 170        |
| <b>18. УПРАВЛЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТЬЮ<br/>ПОДРАБОТАННОГО ОТКОСА БОРТА КАРЬЕРА. . . . .</b>                                                 | <b>174</b> |
| 18.1. Общие положения . . . . .                                                                                                      | 174        |
| 18.2. Управление устойчивостью откосов на карьерах . . . .                                                                           | 175        |
| 18.3. Принципы тросоинъекционного укрепления<br>горных пород. . . . .                                                                | 178        |
| 18.4. Методика решения задачи . . . . .                                                                                              | 183        |
| 18.5. Пример решения задачи . . . . .                                                                                                | 185        |

|                                                                                                                         |            |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| <b>19. ОХРАННЫЕ ЦЕЛИКИ ПОД ОБЪЕКТАМИ<br/>НА ПОДРАБАТЫВАЕМОЙ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ<br/>И В ТОЛЩЕ ГОРНЫХ ПОРОД . . . . .</b> | <b>192</b> |
| 19.1. Общие положения . . . . .                                                                                         | 192        |
| 19.2. Углы сдвижения подработанных пород . . . . .                                                                      | 196        |
| 19.3. Построение охранных целиков . . . . .                                                                             | 197        |
| <b>20. РАСЧЕТ КРЕПИ ВЕРТИКАЛЬНОГО ШАХТНОГО<br/>СТВОЛА . . . . .</b>                                                     | <b>205</b> |
| 20.1. Общие положения . . . . .                                                                                         | 205        |
| 20.2. Расчет однослойной крепи вертикальных<br>шахтных стволов . . . . .                                                | 207        |
| 20.3. Пример решения задачи . . . . .                                                                                   | 210        |
| <b>Список литературы . . . . .</b>                                                                                      | <b>213</b> |

## **Джек Мубараквич КАЗИКАЕВ**

После окончания в 1955 г. Московского горного института до 1967 г. работал на Зырянском подземном руднике (Рудный Алтай). В 1967—1968 гг. — доцент кафедры маркшейдерского дела в Криворожском горнорудном институте. С 1968 г. Д.М. Казикаев заведует лабораторией горного давления, а затем отделом геомеханики в ВИОГЕМ (г. Белгород). В 1984—1994 гг. он — проректор по научной работе и заведующий кафедрой механики грунтов и инженерной геологии в Белгородском технологическом институте строительных материалов, в 1994—1997 гг. — директор филиала Российской финансовой корпорации. С 1997 г. по настоящее время — профессор кафедры Технологии подземной разработки рудных и нерудных месторождений Московского государственного горного университета.



Производственная, научная и педагогическая деятельность Д.М. Казикаева связана с проблемами технологии подземных горных работ, маркшейдерии, геомеханики, инженерной геологии, включающими в себя такие вопросы, как создание методов геомеханических и инженерно-геологических исследований при освоении рудных месторождений, разработка теоретических основ и методов решения комплекса задач комбинированной разработки рудных месторождений, а также теоретические и экспериментальные исследования параметров современных полей напряжений в массивах горных пород.

С 1987 г. Д.М. Казикаев — профессор, с 1998 г. — действ. член Академии горных наук, с 2003 г. — действ. член РАЕН.

Результаты научных исследований Д.М. Казикаева реализованы на многих горно-добывающих предприятиях, а также в многочисленных научно-методических разработках. Д.М. Казикаевым подготовлены 18 кандидатов и 3 доктора наук. Им опубликовано свыше 230 научных работ, в том числе 11 монографий и учебников. Он является лауреатом премии Совета Министров, членом Международного общества по механике горных пород, Международной ассоциации по инженерной геологии, ему присвоены звания «Почетный работник высшего профессионального образования Российской Федерации», «Почетный работник науки и техники РФ».



После окончания в 1975 г. Московского горного института по специальности «Технология и комплексная механизация подземной разработки месторождений полезных ископаемых» до 1996 г. работала научным сотрудником в Государственном научно-исследовательском институте горно-химического сырья (ГИГХС). С 1996 г. и по настоящее время – старший преподаватель кафедры «Технология подземной разработки рудных и нерудных месторождений» Московского государственного горного университета.

Работая в ГИГХСе, Галина Владимировна участвовала в разработке технико-экономических обоснований целесообразности разработки, временных и постоянных кондиций для Хибинских месторождений апатитово-нефелиновых руд, боросолевых и борогипсовых руд Дальнего Востока и Казахстана, месторождений горно-химического сырья Кавказского региона. По результатам данных разработок опубликовано в соавторстве более 50 научных работ, получено 5 авторских свидетельств на изобретения.

Принимала участие в теоретических и экспериментальных исследованиях по эксплуатации добычных комбайновых комплексов на боросолевых месторождениях, в разработке составов твердеющих закладочных смесей на основе гипсовых вяжущих и их внедрении на горных предприятиях.

Педагогическая деятельность Г.В. Савич связана с проведением практических занятий по геомеханике, производственным процессам и системам разработки при добыче руд подземным способом. Награждена Почетной грамотой Министерства образования и науки Российской Федерации.

Джек Мубаракович **Казикаев**  
Галина Владимировна **Савич**

ПРАКТИЧЕСКИЙ  
КУРС  
ГЕОМЕХАНИКИ  
ПОДЗЕМНОЙ  
И КОМБИНИРОВАННОЙ  
РАЗРАБОТКИ  
РУД

*Режим выпуска «стандартный»*

Редактор текста *М.М. Титова*  
Компьютерная верстка и подготовка  
оригинал-макета *О.А. Пелипенко*  
Дизайн серии *Е.Б. Капралова*  
Зав. производством *Н.Д. Уробушкина*

Подписано в печать 06.11.2012. Формат 60×90/16.  
Бумага офсетная № 1. Гарнитура «Times».  
Печать офсетная. Усл. печ. л. 14.  
Тираж 500 экз. Изд. № 2567

ИЗДАТЕЛЬСТВО «ГОРНАЯ КНИГА»

Отпечатано в ООО «АЛЬТАИР» (Орехово-Зуевская типография)  
142100 М.О., г. Подольск, Революционный пр-т, 80/42

**Горное  
образование**



119049 Москва, Ленинский проспект, 6,  
издательство «Горная книга»;  
тел. (499) 230-27-80; факс (495) 956-90-40;  
тел./факс (495) 737-32-65  
[info@gornaya-kniga.ru](mailto:info@gornaya-kniga.ru)  
[www.gornaya-kniga.ru](http://www.gornaya-kniga.ru)



# К ♦ Н ♦ И ♦ Г ♦ И

ИЗДАТЕЛЬСТВА МОСКОВСКОГО  
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО  
УНИВЕРСИТЕТА  
И ИЗДАТЕЛЬСТВА «ГОРНАЯ КНИГА»

***можно приобрести***

- ♦ в киоске Издательства «Горная книга»  
(м. Октябрьская-кольцевая, Ленинский просп.,  
д. 6, главный корпус, 2-й этаж);

## ***заказать***

- ♦ через систему «Книга—почтой»; заказы в произ-  
вольной форме направляйте:

*по адресу:* 119991 Москва, ГСП-1, Ленинский  
проспект, 6, Издательство «Горная книга»;

*по телефонам:* (499) 230-27-80,  
(495) 737-32-65;

*по факсам:* (495) 956-90-40,  
(495) 737-32-65;

*по e-mail:* [info@gornaya-kniga.ru](mailto:info@gornaya-kniga.ru)

---

Распространение книг осуществляет  
издательство «Горная книга»

Подробная информация размещена  
на сайте [www.gornaya-kniga.ru](http://www.gornaya-kniga.ru)

*ГИАБ является  
ведущим  
научно-практическим  
журналом  
в области горных наук,  
геологии, экономики  
добывающих отраслей,  
высшего горного  
образования  
и смежных наук*

# ГОРНЫЙ

## ИНФОРМАЦИОННО- АНАЛИТИЧЕСКИЙ БЮЛЛЕТЕНЬ (ГИАБ)

Индекс Роспечати 46466  
Индекс Прессы России 20983

*ГИАБ внесен в список  
периодических научных изданий,  
рекомендуемых ВАК Минобразования  
и науки России для публикации  
научных работ соискателей ученой  
степени кандидата и доктора наук*

Публикуемые в **ГИАБ** материалы содержат:

- ♦ статьи ученых высшей школы, НИИ, зарубежных специалистов, руководителей горных предприятий и инженеров;
- ♦ полные тексты докладов ученых на симпозиумах, конференциях, совещаниях;
- ♦ обзоры по защищенным диссертациям в области горного дела и смежных наук;
- ♦ аннотации и рецензии на новые книги в области горного дела;
- ♦ публицистические, исторические и литературные материалы.

**ГИАБ** освещает работу семинаров ежегодного симпозиума «Неделя горняка».

Периодичность издания 12 номеров в год. Объем каждого номера 432 страницы.

С 2004 г. **ГИАБ** выпускается в книжном формате, в твердом переплете.

**Распространение ГИАБ — преимущественно по подписке.**

Возможен предварительный заказ отдельных номеров **ГИАБ**, выпускаемых в текущем году, а также заказ номеров прошлых лет (с 1992 г.).

По заявкам организаций издаются тематические и региональные выпуски **ГИАБ**, препринты (брошюры), являющиеся официальным приложением к бюллетеню.

**ПОДПISКУ И ПРОДАЖУ  
ОТДЕЛЬНЫХ НОМЕРОВ  
ОСУЩЕСТВЛЯЕТ  
ИЗДАТЕЛЬСТВО  
«ГОРНАЯ КНИГА»**

**Заявки  
с обратным адресом  
направляйте по адресу:  
119991 Москва,  
ГСП-1, Ленинский пр., д. 6,  
«Горная книга»**



Индекс Роспечати 46466

*По вопросам подписки,  
получения экземпляров **ГИАБ**  
и издания отдельных выпусков можно также  
обращаться по телефонам (499) 230-27-80,  
(495) 737-32-65; по факсу (495) 956-90-40  
или по e-mail: [info@gornaya-kniga.ru](mailto:info@gornaya-kniga.ru)*



**В ИЗДАТЕЛЬСТВЕ**

**«ГОРНАЯ КНИГА»**

*работает*

## **ДЕПОЗИТАРИЙ**

Депонированные рукописи приравняются государственными организациями (ВАК, Министерством образования и науки РФ и др.) к открытым публикациям

***Справка  
о депонировании  
выдается в течение  
суток***

К депонированию принимают рукописи по всем аспектам горного дела и смежным дисциплинам

Депозитарий принимает к опубликованию работы, которые по каким-либо причинам не могут быть напечатаны в журналах и сборниках

***Депонирование  
рукописей —  
удобный и быстрый  
вид публикаций***

По вопросам депонирования обращайтесь в издательство «Горная книга»

119991 Москва, ГСП-1,  
Ленинский пр-т, 6,  
издательство «Горная книга»  
Телефон: (499) 230-27-80  
E-mail: [info@gornaya-kniga.ru](mailto:info@gornaya-kniga.ru)  
[www.gornaya-kniga.ru](http://www.gornaya-kniga.ru)