

4. РЕКОМЕНДАЦИИ ПО РАЦИОНАЛЬНЫМ ГЕОМЕТРИЧЕСКИМ ПАРАМЕТРАМ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ КОРОБКОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ

Задача управления технологическими факторами заключается в изыскании такой комбинации их совместного с природными факторами воздействия, которая обеспечит необходимую устойчивость междукамерных целиков и предохранительной потолочины.

В результате расчетов, следовательно, необходимо определить рациональную величину коэффициента потерь руды в оставляемых целиках и/или оптимальные размеры целиков – очистных камер при условии, что

- горизонтальные напряжения в потолочине не превосходят прочности на растяжение при изгибе или на сжатие пород потолочины;
- напряжения сжатия в целиках не превосходят прочности на сжатие пород, слагающих междукамерный целик.

Для обеспечения безопасности ведения горных работ, кроме того, следует обосновать назначаемый коэффициент запаса устойчивости конструктивных элементов, а также учесть их реальное поведение во времени, не учитываемое расчетной схемой.

4.1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НЕОБХОДИМОГО КОЭФФИЦИЕНТА ЗАПАСА УСТОЙЧИВОСТИ КОНСТРУКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ

Требование высокой надежности конструкции «потолочина – целики – камеры» для шахты им. Губкина связано с основной опасностью, которая недопустима ни при каких условиях: разрушение потолочного целика и затопление шахты из вышележащих водоносных горизонтов. Оценка коэффициента запаса устойчивости конструктивных элементов по средним значениям показателей не удовлетворительна [19, 90], поскольку при одинаковых средних значениях показателей действующей нагрузки Q и прочности R , но

при разных их дисперсиях вероятность разрушения конструкции будет разной (рис. 4.1).

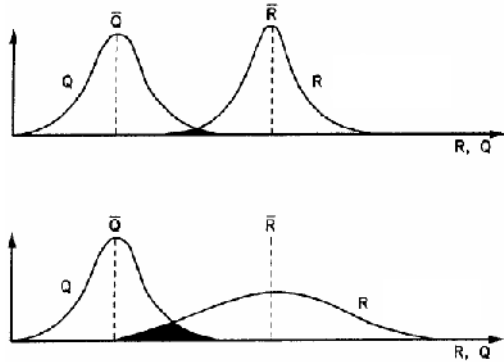


Рис. 4.1. Различные варианты распределения нагрузки и прочности

Поэтому при выборе рациональных геометрических параметров конструкции следует учитывать случайный характер действующей нагрузки и, в первую очередь, прочности для достижения приемлемой вероятности безотказной работы, которое можно определить как выполнение предельного неравенства для резерва прочности S

$$S = R - Q > 0. \quad (4.1)$$

При любых законах распределения случайных величин R и Q математическое ожидание и дисперсия резерва прочности равны:

$$M(S) = M(R) - M(Q) \quad \sigma(S) = \sqrt{\sigma^2(R) + \sigma^2(Q)}. \quad (4.2)$$

При независимых R и Q для удобства вводится характеристика безопасности β , равную числу стандартов $\sigma(S)$, укладывающихся в интервале от S до $M(S) = \bar{S}$

$$\beta = \frac{\bar{S}}{\sigma(S)} = \frac{\bar{R} - \bar{Q}}{\sqrt{\sigma^2(R) + \sigma^2(Q)}}, \quad (4.3)$$

или через коэффициент запаса в виде

$$\beta = \frac{n-1}{\sqrt{n^2 V^2(R) + V^2(Q)}} \quad (4.4)$$

Для функции нормального распределения S вероятность разрушения:

$$\Pr\{S < 0\} = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma(S)} \int_{-\infty}^0 \exp\left[-\frac{(S - \bar{S})^2}{2\sigma^2(S)}\right] dS = P_f = \frac{1}{2} + \Phi\left(\frac{0 - \bar{S}}{\sigma(S)}\right) = \frac{1}{2} - \Phi(\beta), \quad (4.5)$$

где $\Phi(\beta)$ – табличный интеграл вероятности Гаусса с аргументом β .

Тогда, задаваясь уровнем надежности (вероятности разрушения), из (4.4) находим [67, 93, 95] необходимый при проведении прочностных расчетов коэффициент запаса

$$n \geq \frac{1 + \sqrt{1 - [1 - \beta^2 V^2(Q)] [1 - \beta^2 V^2(R)]}}{1 - \beta^2 V^2(R)} \quad (4.6)$$

Коэффициенты вариации, полученные нами при испытаниях прочностных свойств железистых кварцитов [50, 51], приведены в таблице

Таблица 4.1

Коэффициент вариации прочностных свойств	Окисленные кварциты	Магнетитовые Кварциты	Магнетитовые с железной слюдой	Силикат магнетитовые	Дайковые породы	Среднее
$\frac{\text{на сжатие}}{\text{кол. - во испытаний}}$	$\frac{0,58}{14}$	$\frac{0,44}{100}$	$\frac{0,39}{6}$	$\frac{0,31}{49}$	$\frac{0,43}{9}$	0,43
$\frac{\text{на растяжение}}{\text{кол. - во испытаний}}$	$\frac{0,58}{25}$	$\frac{0,36}{100}$	$\frac{0,32}{6}$	$\frac{0,36}{40}$	$\frac{0,52}{9}$	0,43

Примечание: Без учета окисленных кварцитов коэффициенты вариации равны 0,39

Коэффициенты вариации нагрузки (напряжений) по данным С.Н. Журина [41] не превосходят величины $V(Q) \leq 0,1$.

Полученное для этих значений соотношение между коэффициентом запаса и надежностью представлено на рис. 4.2. Это соотношение практически не зависит от

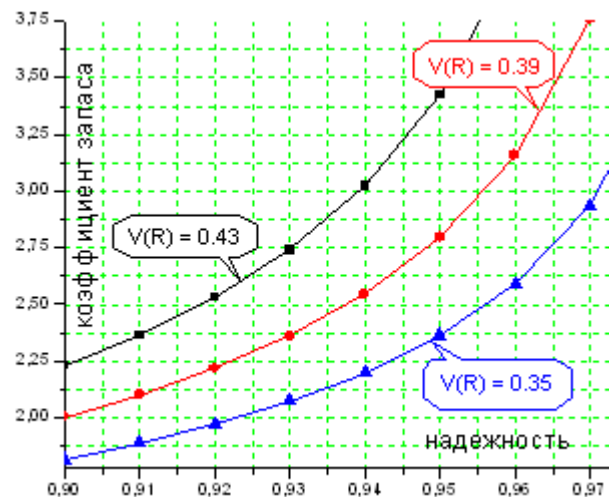


Рис. 4.2. Соотношения между коэффициентом запаса и надежностью при различных коэффициентах $V(R)$ вариации прочностных свойств

коэффициента вариации нагрузок $V(Q)$ (в рассматриваемом диапазоне значений $0 \leq V(Q) \leq 0,1$), но сильно зависит от коэффициента вариации прочностных свойств $V(R)$.

Уровень нормативной надежности для горнодобывающих предприятий на основе большого количества натуральных наблюдений за разрушением целиков на рудниках Джекказгана по данным Н.П. Ерофеева [35] составляет 0,954. Поэтому, принимая такой же уровень надежности, требуемый коэффициент n запаса прочности, в соответствии с рис. 4.2, определяется как $n \geq 3$.

4.2. ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИКИ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ СИСТЕМЫ ЦЕЛИКОВ НА ОТРАБОТАННЫХ УЧАСТКАХ ШАХТЫ ИМ. ГУБКИНА

Для обеспечения безопасности ведения горных работ на шахте им. Губкина в соответствии с «Едиными правилами охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых» (§ 6.22) [97] выполнены многолетние наблюдения для решения следующих задач:

- изучение состояния обнажений пород в очистных камерах;
- изучение деформирования системы целиков на отработанных участках шахтного поля.

Решение этих задач базируется на результатах многолетних натуральных наблюдений и экспериментов, проведенных БТИСМ и ВИОГЕМ в 1987 – 2004 гг. при выполнении НИР при непосредственном участии автора.

Контроль (наблюдения) за состоянием недоступных обнажений пород выполнен в 466 очистных камерах методом маркшейдерской съемки с применением лазерных угломер-тахеометров конструкции ВИОГЕМ (ТБЛ-4, УТДЛ-ХЛ-5, ТБЛ-1) и аппаратного комплекса «Geodimeter 608».

Наблюдения показывают некоторую «подработку» околокамерного массива (отклонение фактического контура целика от проектного вглубь целика) и изменение (увеличение) ее со временем на отдельных, характери-

зующихся неблагоприятными инженерно-геологическими и геомеханическими условиями участков.

Статистическая обработка результатов показывает, что на отработанных участках шахты средневзвешенная глубина «подработки» L стенок камер (целиков) не превышает 1,87 м ($\Delta L = \pm 0,52$ м, при вариации $V = 39\%$). На 47,6% обнажений стенок камер «подработка»

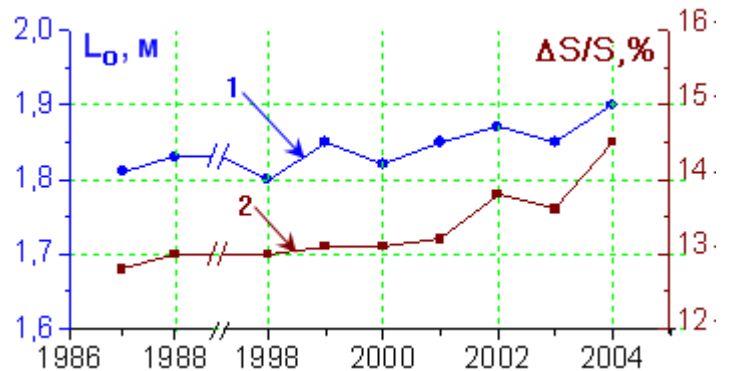


Рис. 4.3. Динамика геомеханического состояния целиков на отработанных участках шахты: 1 - изменение величины L «подработки» МКЦ; 2 - изменение опорной площади $\Delta S/S$ системы целиков

$L < 1,2$ м; на 73,3% «подработка» $L < 2,4$ м; на 93,8% «подработка» $L < 3,6$ м; на 5,2% «подработка» $L > 6,0$ м. Существенного изменения средневзвешенной максимальной величины «подработки» целиков за период с 1987 г. по 2004 г. не произошло, изменения этой величины не превышают погрешности наблюдений ($\delta = 0,5 \div 0,7$ м), что отчетливо видно на рис. 4.3. Например, в рассмотренном периоде средневзвешенная максимальная «подработка» выявлена в 1987 г. – $\bar{L} = 1,79$ м, а ее величина в 1990 г. – 1,61 м; в 1994 г. – 1,82 м; в 1999 г. – 1,80 м; в 2000–2003 гг. – 1,79–1,87 м.

Структура данных по процентной доле величин максимальной глубины подработки остается приблизительно такой же, как проиллюстрировано на рис. 4.4 и 4.5

Величина «подработки» стенок 93% камер не превышает $L = 3,6$ м, при этом средневзвешенное уменьшение фактической опорной площади всей системы целиков относительно проект-

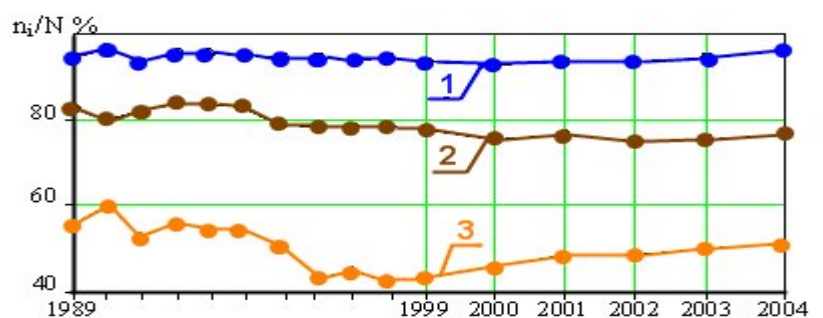


Рис. 4.4. Изменение долевого количества стенок камер: 1,2,3 – с величиной «подработки» $L_1 \leq 3,6$ м; $L_2 \leq 2,4$ м; $L_3 \leq 1,2$ м соответственно; n_i – число камер с «подработкой» L_i ; N – общее число отработанных камер на данный период времени

ной не превышает 15%. Максимальное средневзвешенное уменьшение опорной площади в районах камер, где $L > 6.0$ м, на 01.01.2004г не превышает 24% (вариации долевого качества камер с такой «подработкой за период исследований не превысила 6%).

Увеличение «подработки» стенок камер за период с 01.01.99 по 01.01.04. установлено в 27 камерах, т.е. в 5,8% от общего числа отработанных камер на шахтном поле. При этом долевое количество камер, в

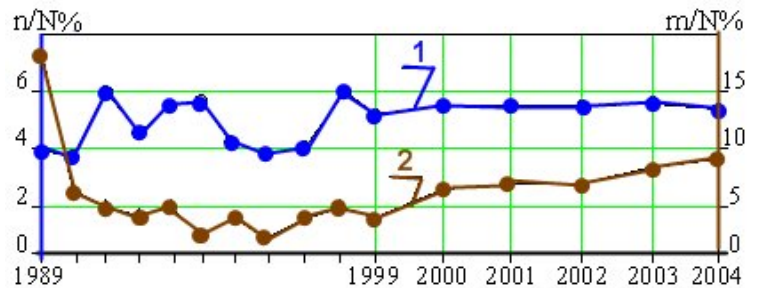


Рис. 4.5. Изменение долевого количества камер: 1 - с величиной "подработки" $L > 6.0$ м; 2 - с ежегодным увеличением глубины "подработки"; m - количество камер с ежегодным увеличением "подработки"; N - общее количество камер

которых происходит увеличение «подработки» за год в указанный период существенно уменьшилось (с 18,8% к 1989 г. до 3,4% к 2004 г.), что возможно связано с удалением очистных работ от старых добычных участков и соответствующим снижением негативного влияния массовых взрывов.

Таким образом, состояние обнажений пород в очистных камерах шахты за указанный период времени (18 лет) остается стабильным. Долевое количество камер с величиной «подработки» $L > 6,0$ м не превысило 5,2%, а изменение этого долевого количества за время выполнения работы (вариация) не более 14%, что дает основание считать состояние обнажений в камерах с такой «подработкой» стабилизированным, не вызывающим необходимости выполнения радикальных мер по укреплению обнажений в них, однако обуславливающим необходимость выполнения в дальнейшем контроля за состоянием обнажений пород в таких камерах [28].

В дополнение к вышеуказанным наблюдениям проводились работы по контролю трещиноватости рудного массива, окружающего горные выработки. Измерения выполнены акустическим методом, где в качестве информационной характеристики использованы параметры распространения в породе ультразвуковой волны. Эксперименты выполнены по схемам скважин-

ного (шпурового) каротажа и поверхностного профилирования. В качестве измерительной аппаратуры использован унифицированный комплекс УК «Ультразвук» разработки ГоИ КНЦ РАН [107].

Анализ результатов акустических измерений по оценке изменения трещиноватости в целиках и окружении подготовительных выработок показал, что в окрестности контуров подготовительных выработок (на удалении до одного метра) и очистных камер (для призматических – на удалении до 3-х

и цилиндрических – до 2-х метров) трещиноватость массива пород существенно выше ($n_i/n_0 > 5-10$), чем в глубине массива, что показано на рис. 4.6 и 4.7. В окрестности контуров подготовительных

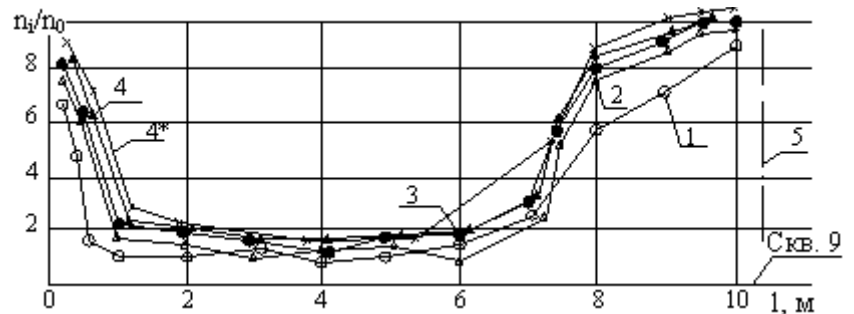


Рис. 4.6. Изменение трещиноватости в массиве МКЦ блока призматических камер на Восточной залежи: 1, 2, 3, 4 – графики изменения трещиноватости по измерениям в 1992, в 1994, в 1996, в 1998, в 2001 гг. соответственно; n_i и n_0 – показатель трещиноватости

выработок и в центральных частях целиков за период 1992-2004 г.г. изменения трещиноватости массива пород на исследуемых участках не выявлено. Вертикальные

напряжения в системе целиков за тот же период по существу сохраняются постоянными (изменения не превышают величины погрешности натуральных экспериментов) и составляют 10 – 17 МПа, т.е. $(1,25 - 2,15) \cdot \sigma_1$ (здесь σ_1 – субвертикальное природное напряжение в «нетронутом» массиве пород)

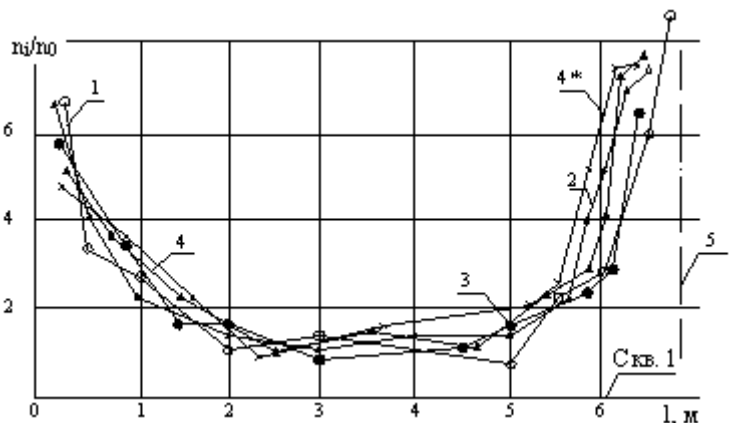


Рис. 4.7. Изменение трещиноватости в массиве МКЦ блока цилиндрических камер на Восточной залежи (обозначения на рис. 4.6)

Оценка деформирования системы целиков на отработанных участках шахты выполнена по результатам маркшейдерских наблюдений в выработках вентиляционного (гор.-71 м) и откаточного (гор.-125 м) горизонтов на отработанных участках северо-западного фланга Главной и южного фланга Восточной залежи. Наблюдательная станция состоит из 98 реперов (точек), в том числе 68 на гор. -71 м и 30 на гор. -125 м. В основном эти реперы установлены в районе Восточной части шахтного поля. Схема наблюдательной станции приведена на рис.4.8.

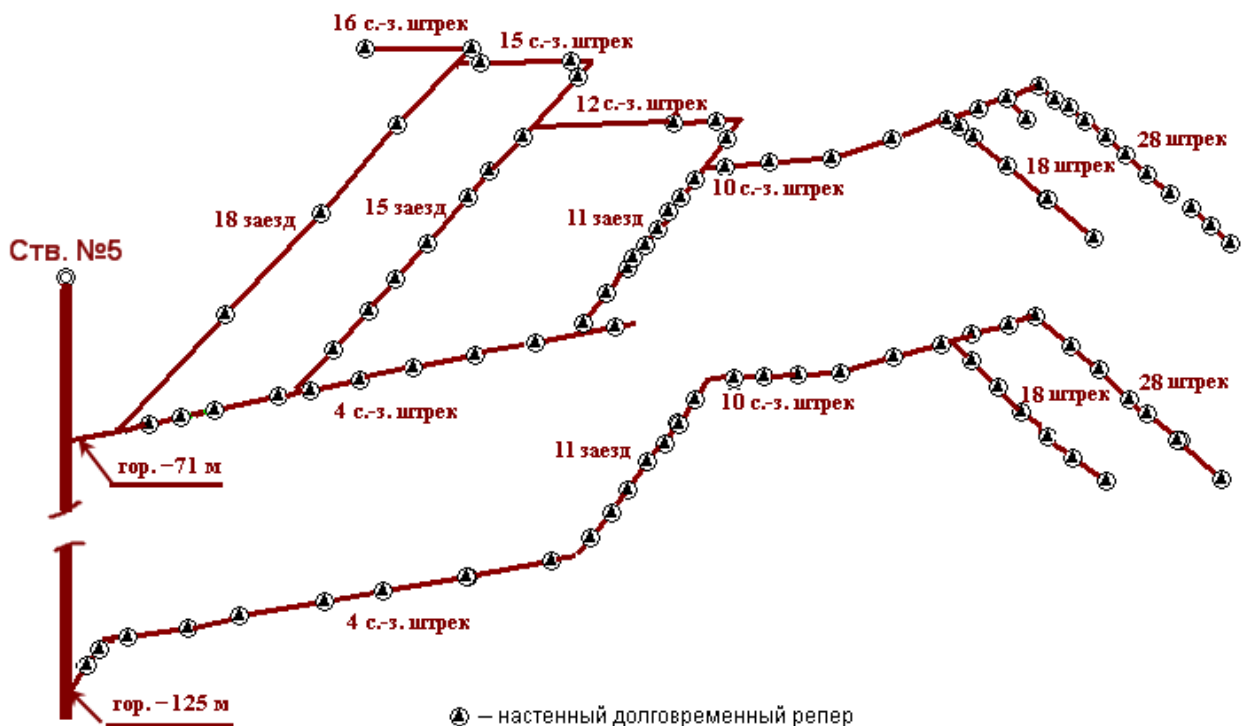


Рис. 4.8. Схема подземной маркшейдерской наблюдательной станции

Периодические наблюдения на подземной маркшейдерской наблюдательной станции заключались в определении высотного положения контрольных точек. Ввиду ожидаемых небольших смещений, нивелирование выполнялось по требованиям, предъявляемым к прокладке нивелирных ходов II-го класса. Для наблюдений использовался нивелир Ni-007 и двухметровая рейка с инварной лентой. Равенство плеч выдерживалось с точностью до одного метра. Отсчеты брались по двум сторонам рейки с точностью до 0,05 мм. Нивелирные ходы прокладывались замкнутыми. Во всех случаях

невязка не превышала допустимой по инструкциям [46]. Средняя квадратическая ошибка определения отметки составляет 0,25 мм, а средняя квадратическая ошибка нивелирования на 1 км хода – 3 мм. Отметки точек вычислены в общешахтной системе координат от опорных реперов Rp 5/1 – Rp 5/3 – на вентиляционном горизонте и Rp 1 – Rp 3 — на откаточном горизонте. Опорные реперы находятся в охранном целике ствола №5 и удалены от границы очистных работ на расстояние 300–350 м.

При анализе результатов наблюдений установлено, что смещения реперов незначительны, большая часть, величин смещений не превышает пределов погрешности измерений. Какой либо закономерности в смещениях также не установлено.

Закономерного изменения высотного положения реперов во времени также не наблюдается, что может служить хорошим подтверждением отсутствия реологических процессов в массиве при существующих температурах и действующих величинах напряжений, в течение периодов времени, соизмеримых со временем эксплуатации горнотехнического сооружения.

Кроме того, на экспериментальном участке Восточной залежи с прямоугольными камерами увеличенных размеров институтом ВИОГЕМ проведены при непосредственном участии автора натурные измерения напряженного состояния междукамерного целика камер 1/Хв и 1/ХIв (рис. 4.9). Для проведения измерений в срединную часть целика была проведена специальная выработка (наклонная выработка со второго виброорта камеры 1/ХIв, переходящая в восстающий, в вершине которого оформлена буровая камера. Измерения методом полной разгрузки выполнены по схеме ВНИМИ в трех скважинах "А1", "А2" и "А3" с применением тензорезисторов ПКБ, аппаратуры ИИД-2 и приспособлений, разработанных в институте ВИОГЕМ.

После проведения измерений методом полной разгрузки в этих скважинах проведены исследования акустическим методом (дифференциальный скважинный каротаж) для последующей возможности

оперативной оценки изменения состояния массива в процессе обработки камер

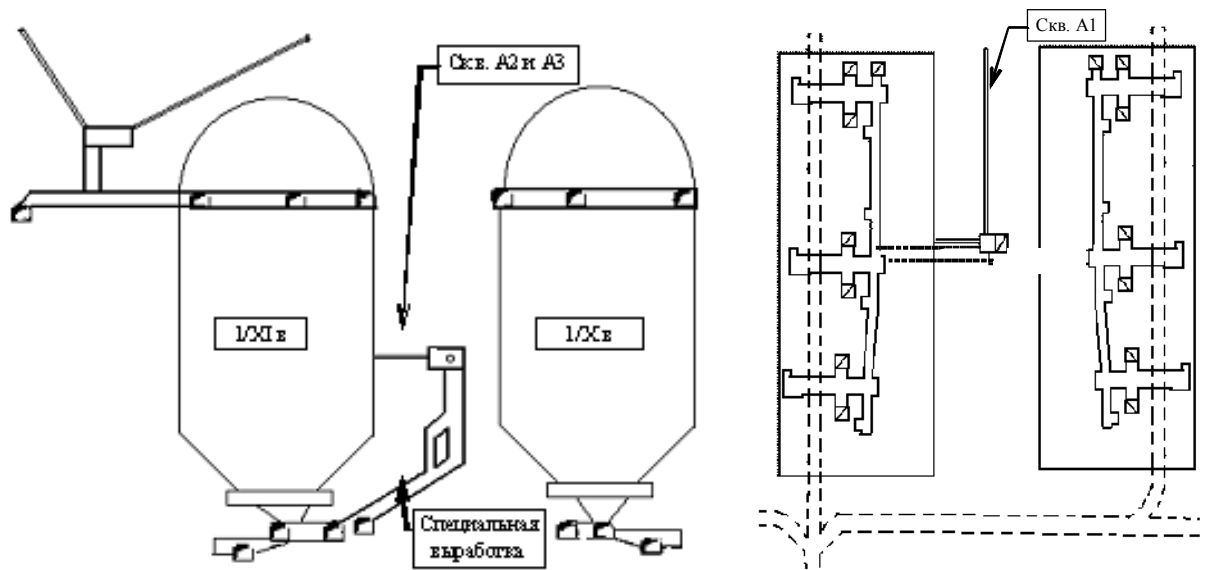


Рис. 4.9. Схема экспериментального участка Восточной залежи прямоугольных камер

Результаты измерений приведены в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Результаты натуральных измерений напряженного состояния целика между
прямоугольными камерами длиной 75 метров
(Восточная залежь Коробковского месторождения)

Скважина	Расстояние от устья, м	Напряжения, МПа				
		σ_1	σ_2	σ_z	σ_x	σ_y
A1	4.8	10.1	6.0	9.1	7.1	-
A1	5.5	10.6	0.7	10.6	0.7	-
A1	6.5	15.1	1.5	15.1	1.5	-
A1	10.5	8.1	6.7	7.8	6.9	-
A1	12.0	11.7	3.8	8.9	6.6	-
A1	12.8	7.1	4.6	6.1	5.7	-
A1	14.8	8.3	4.3	6.5	6.1	-
A2	3.0	2.4	0.6	1.5	-	1.5
A3	2.5	2.5	0.03	0.05	-	2.5
A3	3.8	2.0	+0.1	+0.1	-	1.9

Сопоставление измеренных значений напряжений демонстрирует качественное совпадение с результатами прогноза напряженного состояния, представленными в разделе 3.3.

Суммируя результаты выполненных наблюдений и натуральных экспериментов, можно констатировать:

— вертикальные смещения w реперов на исследуемых участках находятся в пределах первого десятка миллиметров и составляют: в срединной части северо-западного фланга Главной залежи $w = 1,5 \div 10,8$ мм; в целике, разделяющем северо-западный фланг от Центрального участка Главной залежи (по 4 с.-з. штреку) $w = 1,5 \div 10,8$ мм; в целике, разделяющим северо-западный фланг Главной залежи на западный и восточный участки (по 11 С-З заезду) $w = 4,0 \div 10,7$ мм; в массиве, окружающем очистные работы Восточной залежи, т.е. зоне их влияния (1-в и 2-в штреки) $w = 2,0 \div 2,3$ мм; в срединной части залежи (в междукамерных целиках цилиндрических камер 1/3-в, 1/4-в и 2/4-в) – $w = 8,8 \div 10,4$ мм.

— изменения величины осадок (смещений реперов) системы целиков за период выполнения наблюдений (1989-2004г.г.) по существу не превышают погрешностей шахтных измерений;

— измеренные напряжения в междукамерном целике соответствуют расчетным значениям и по данным акустических измерений практически не изменяются.

В целом, результаты выполненных натуральных исследований НДС рудного массива на отработанных участках шахты дают основание считать, что система целиков вполне обеспечивает поддержание налегающей толщи пород, сохранность поверхности и безопасность ведения горных работ. Вместе с тем, вследствие повреждения взрывными работами происходит «подработка» околокамерного рудного массива на величину $L_0 \approx 1,8 \div 1,9$ м, что уменьшает опорные площади целиков и вызывает дополнительное оседание потолочины (рис. 4.10).

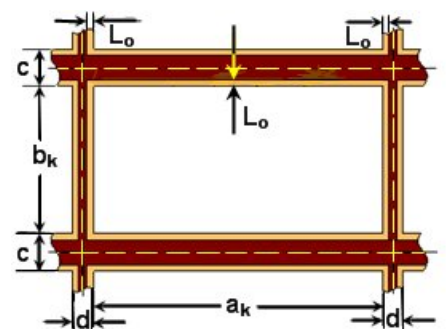


Рис. 4.10. Схема очистного блока: a_k , b_k – размеры камер; c , d – размеры целиков; L – глубина «подработки»

Рекомендованное по результатам исследований увеличение параметров очистных камер как прямоугольной, так и цилиндрической формы принято к использованию на шахте им. Губкина комбината КМАруда [31] и помимо прямого увеличения степени извлечения полезного ископаемого позволяет более эффективно обрабатывать залежи сложной конфигурации и приконтактные зоны.

4.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО КОЭФФИЦИЕНТА ИЗВЛЕЧЕНИЯ РУДЫ И ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ КОНСТРУКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Определение рациональных геометрических параметров выполнено, в первую очередь, для условий Стретенской залежи, остаток промышленных запасов которой на 01.01.2007г не превышает 48,5 млн. тонн при проектных параметрах применяемой системы разработки.

При расчете геометрических параметров геомеханической системы «предохранительный потолочный целик – очистные камеры – междукамерные опорные целики» учтены следующие соображения. Средняя величина L_o «подработки» практически постоянна и по данным маркшейдерских измерений равна $L_o \approx 1,8 \div 1,9$ м. Длина камеры из технологических соображений принята равной $a_k = 75$ м с оставлением целика шириной $d = 3,7$ м. При этом ширина камеры, по соображениям, приведенным в разделе 3.4, принята равной 36 м.

Для учета «подработки», коэффициент χ извлечения блоковых запасов руды в приведенных ранее выражениях следует заменить на его эффективное геомеханическое значение χ_{eff} , равное

$$\chi_{\text{eff}} = \chi \left(1 + \frac{\Delta S_k}{S_k} \right) = \chi \left(1 + \frac{2L_o (a_k + b_k + 2L_o)}{a_k b_k} \right) = k_1 \chi, \quad (4.7)$$

где обозначения пояснены на рис. 4.9.

Тогда максимально возможный коэффициент χ извлечения руды по условию прочности предохранительной потолочины определяется с помощью построенных графиков (рис. 4.11) максимальных горизонтальных напряжений в потолочине, выражающих зависимость (3.63).

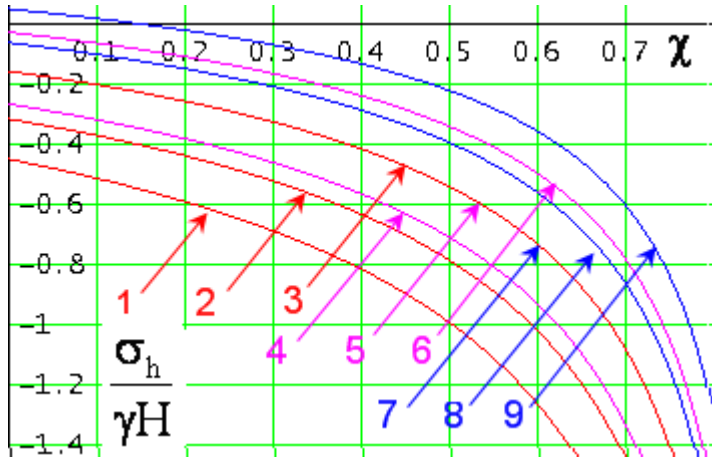


Рис. 4.11. Зависимость максимальных горизонтальных напряжений σ_h в потолочине от коэффициента χ извлечения руды при различных мощностях потолочины h и выемочных мощностях h_{et} :

1– $h=40$ м; $h_{et}=120$ м; 2– $h=40$ м; $h_{et}=90$ м; 3– $h=40$ м; $h_{et}=60$ м; 4– $h=60$ м; $h_{et}=120$ м; 5– $h=60$ м; $h_{et}=90$ м; 6– $h=60$ м; $h_{et}=60$ м; 7– $h=80$ м; $h_{et}=120$ м; 8– $h=80$ м; $h_{et}=90$ м; 9– $h=80$ м; $h_{et}=60$ м

По результатам проведенного численного моделирования целики находятся в одноосном напряженном состоянии. Максимальные напряжения в «ножках» целиков будут при этом равны

$$\sigma = \frac{\max \sigma_v}{1 - k_1 \chi} + \gamma_p h_{et}, \quad (4.8)$$

где γ_p – удельный вес руды; остальные обозначения те же.

Условие прочности целиков на сжатие с учетом коэффициентов K_ϕ их формы при ширине s целика, меньшей его высоты h [42, 77]:

$$K_\phi = 0,6 + 0,4 \frac{c}{h} \quad (4.9)$$

может быть преобразовано к виду

$$\sigma(\chi, h_{et}) = \frac{k_2 \chi \left[\max \sigma_v + (1 - k_1 \chi) \gamma_p h_{et} \right]}{(1 - k_1 \chi) \left(0,6 k_2 \chi + 0,4 (1 - k_2 \chi) \frac{b_k}{h_{et}} \right)} \leq \frac{\sigma_m}{n}, \quad (4.10)$$

где σ_m – прочность руд массива одноосному сжатию (при переходе к прочностным характеристикам массива использована программа RocLab, реали-

зующая обобщенный критерий Ноек-Brown'a); $k_2 = 1 + \frac{d}{a_k}$ (рис. 4.10);

остальные обозначения те же.

График (рис. 4.12) соотношения (4.15) позволяет определить максимально возможный коэффициент χ извлечения руды по условию прочности поддерживающих междукамерных целиков. Для Коробковского месторождения, когда расчетная прочность массива железистых кварцитов составляет 25–30 МПа, коэффициент χ извлечения руды будет в пределах 0,50–0,61 в зависимости от высоты этажа и расположения разрабатываемого участка в шахтном поле.

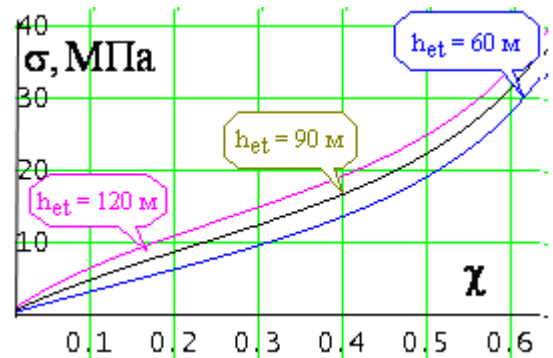


Рис. 4.12. Зависимости максимальных напряжений σ в «ножке» целика от коэффициента χ извлечения руды при различных мощностях h_{et}

Для удобства практического использования полученных зависимостей они представлены в виде графиков (рис. 4.13) зависимостей максимальных

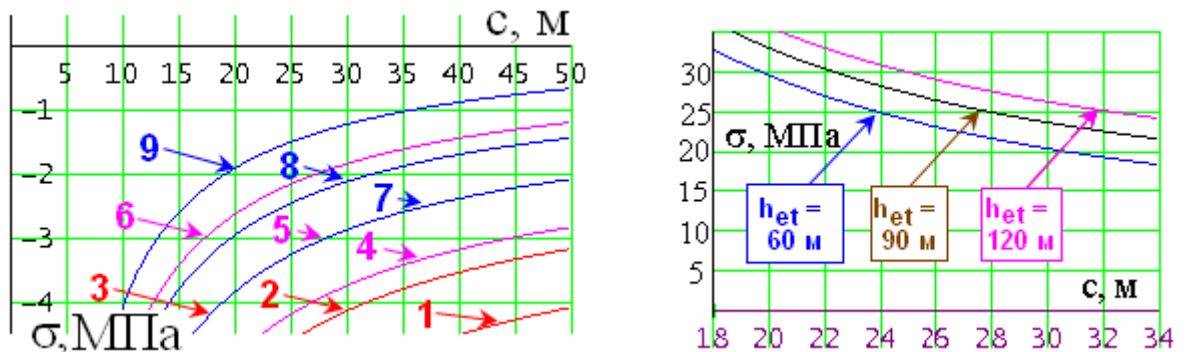


Рис. 4.13. Зависимости от ширины s целика:

- а) максимальных горизонтальных напряжений в потолочине (обозначения на рис. 4.10);
б) максимальных вертикальных напряжений в «ножке» целика

напряжений от ширины s целика.

Для технологического регламента отработки Стретенской залежи, в итоге, рекомендованы следующие параметры конструктивных элементов: камеры длиной $a_k = 75$ м, шириной $b_k = 36$ м, целики шириной $s = 20$ м и $d = 3,7$ м (обозначения на рис. 4.8). Таким образом, использование полученных закономерностей и разработанных методик позволяет для условий

шахты им. Губкина повысить эффективность ведения горных работ и рекомендовать увеличение коэффициента извлечения руды до $\chi = 0,61$ при обеспечении безопасности горных работ и требований законодательства РФ по рациональному использованию и охране недр.

ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ

1. Характеристика безопасности конструкции зависит не только от расчетных значений нагрузок и прочности, но и от соотношений их коэффициентов вариаций, которые должны быть учтены при назначении коэффициента запаса устойчивости. Проведенные механические испытания показали, что распределение прочности железистых кварцитов Коробковского месторождения не противоречит нормальному закону, а коэффициент вариации равен 0,39 (без учета окисленных кварцитов). Коэффициент вариации действующих напряжений (нагрузок) равен 0,1. В таком случае при нормативной надежности для горнодобывающих предприятий, равной 0,954, коэффициент запаса устойчивости целиков шахты им. Губкина в соответствии с полученными графиками должен быть не менее трех.

2. Многолетними натурными наблюдениями за деформированием целиков и состоянием обнажений в камерах шахты им. Губкина установлено, что с течением времени, в первую очередь за счет сейсмического действия массовых взрывов, опорное сечение целиков уменьшается. Происходит «подработка» целиков на величину L_0 , равную 1,8÷1,9 м и которая должна быть учтена при совершенствовании геометрических параметров системы разработки.

3. Результаты более 20-летних измерений деформаций системы целиков на маркшейдерских наблюдательных станциях, заложенных на вентиляционном горизонте, показывают, что смещения реперов незначительны, находятся в первом десятке миллиметров. Величина их приращений за период

наблюдений не превышает пределов погрешности измерений, что может служить подтверждением отсутствия реологических процессов в массиве

4. Для учета зоны «подработки» коэффициент χ извлечения блоковых запасов руды следует заменить на его эффективное геомеханическое значение χ_{eff} согласно полученному соотношению.

5. Прочность предохранительной потолочины следует оценивать с учетом полученных закономерностей распределения горизонтальных напряжений по предлагаемым соотношениям, представленных в виде графиков.

6. При нахождении наиболее рациональных геометрических параметров прочность междукамерных целиков, которые по результатам численного моделирования находятся в условиях практически одноосного напряженного состояния, следует оценивать с учетом полученного значения максимальной вертикальной нагрузки, коэффициентов формы и зоны «подработки» по предлагаемым соотношениям, представленным для удобства практического использования в виде графиков.

7. Наиболее напряженными конструктивными элементами шахты им. Губкина являются междукамерные целики, которые находятся в условиях практически одноосного напряженного состояния и которые определяют прочность и надежность всей пространственной конструкции «потолочина – целики – камеры»

8. Для технологического регламента отработки Стретенской залежи Коробковского месторождения рекомендованы следующие параметры конструктивных элементов: камеры длиной $a_k = 75$ м, шириной $b_k = 36$ м, целики шириной $c = 20$ м и $d = 3,7$ м, которые позволяют увеличить коэффициент извлечения блоковых запасов с 0,41 до 0,61 при обеспечении безопасности горных работ и требований законодательства РФ по рациональному использованию и охране недр.