

*На правах рукописи*

**Григорьев Александр Михайлович**



***ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПОДЗЕМНОЙ  
РАЗРАБОТКИ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КМА  
ПОД ОБВОДНЕННОЙ ТОЛЩЕЙ ПОРОД***

Специальность 25.00.20 «Геомеханика, разрушение горных пород взрывом,  
рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика»

Автореферат  
диссертации на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Москва 2008

Работа выполнена во Всероссийском научно-исследовательском институте по осушению месторождений полезных ископаемых, защите инженерных сооружений от обводнения, специальным горным работам, геомеханике, геофизике, гидротехнике, геологии и маркшейдерскому делу (ФГУП ВИОГЕМ)

Научный руководитель: доктор технических наук, профессор  
Макаров А.Б.

Официальные оппоненты: доктор технических наук, профессор  
Воробьев А.Н. (МГГУ)  
доктор технических наук, профессор  
Боровков Ю.А. (РГГРУ)

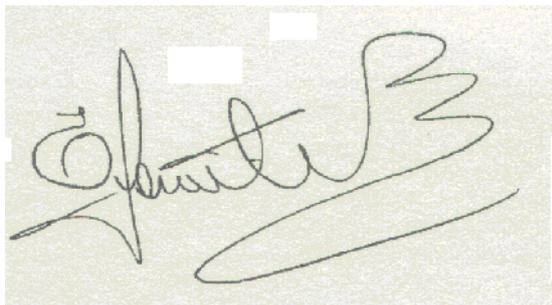
Ведущее предприятие: ИГД УрО РАН

Защита состоится 11 декабря в 13<sup>00</sup> час на заседании диссертационного совета Д212.121.08 по адресу: 117997, г. Москва, ул. Миклухо-Маклая, 23, в ауд. 6-87 в Российском государственном геологоразведочном университете.

С диссертацией можно ознакомиться в библиотеке РГГРУ

Автореферат разослан «\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2008 г.

Ученый секретарь  
диссертационного совета,  
к.т.н., доцент

A photograph of a handwritten signature in blue ink on a light-colored paper. The signature is stylized and appears to be 'E.N. Holobaev'. There are some white rectangular marks on the paper, possibly from a scanner or redaction.

Холобаев Е.Н.

## **ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ**

**Актуальность темы.** Более 50% железорудных месторождений России, отработка которых ведется подземным способом, являются обводненными. Один из эффективных способов разработки таких месторождений без осушения налегающей толщи заключается в оставлении предохранительной потолочины, предотвращающей прорывы воды и пливунов в горные выработки. На Коробковском месторождении КМА, которое обрабатывается шахтой им. Губкина, железистые кварциты перекрыты мощной толщей обводненных песчано-глинистых пород, склонных к пливунности. Добыча руды этажно-камерной системой разработки ведется в пределах одного выемочного этажа под защитой предохранительной рудной потолочины, опирающейся на систему междукамерных целиков (МКЦ). Потери руды в них достигают 57–60%, что обуславливает наряду со значительным резервом прочности конструкции «потолочина – камеры – целики» и значительную потерю запасов руды в недрах. Поэтому дальнейшее развитие геомеханического обеспечения подземной разработки месторождений под обводненной толщей путем выбора эффективных и надежных способов управления состоянием предохранительной потолочины и обоснования рациональных параметров очистных камер и поддерживающих целиков является актуальной научной задачей.

**Цель работы:** обеспечение эффективности и безопасности подземной разработки месторождений железных руд под предохранительными потолочинами, защищающими горные выработки от перекрывающей их толщи обводненных, склонных к пливунности пород.

**Основная идея работы:** безопасная подработка обводненной налегающей толщи с сохранением естественного гидрогеологического режима подземных вод обеспечивается сохранностью предохранительной потолочины на упругом основании из системы междукамерных целиков.

### **Задачи исследований:**

1. Разработать математические модели напряженно-деформированного состояния предохранительных потолочин при ведении горных работ под их защитой и методики определения геомеханических параметров, входящих в математические модели.

2. Исследовать влияние природных факторов на напряженно-деформированное состояние предохранительной потолочины для выяснения необходимой точности их задания и целесообразности их учета.

3. Исследовать влияние технологических факторов на состояние потолочного и междокамерных целиков и разработать рекомендации по рациональным геометрическим параметрам системы разработки, обеспечивающим эффективность и безопасность горных работ.

**Методы исследований.** Аналитические решения задач технической теории анизотропных плит; проведение экспериментальных исследований в лабораторных и натуральных условиях; математическое и численное моделирование; промышленные испытания разработанных схем ведения горных работ и их параметров.

**Научные положения,** выносимые на защиту:

1. Напряженно-деформированное состояние рудной предохранительной потолочины в пределах всего шахтного поля описывается математическими моделями тонких анизотропных плит на упругом основании с учетом природного поля напряжений, физико-механических свойств рудопородного массива, параметров конструктивных элементов камерной системы разработки.

2. Величина природных тектонических напряжений оказывает определяющее влияние на прочность потолочины за счет уменьшения растягивающих напряжений от поперечного изгиба и практически не оказывает влияния на величину ее прогиба и вертикального давления на поддерживающие целики. Влияние деформационной анизотропии рудного массива на его напряженное состояние превышает 10% при коэффициентах анизотропии менее 0,7 или более 1,5. Так, для условий Коробковского месторождения максимальная погрешность от допущения изотропии упругих свойств массива железистых кварцитов составляет не более 3–5%.

3. Влияние технологических факторов на напряженное состояние предохранительной потолочины целесообразно оценивать с помощью величины ее безразмерного пролета, при увеличении которого последовательно происходит качественное изменение путем выполаживания и перехода к седлообразной форме сначала эпюр распределения горизонтальных напряжений, а затем эпюр вертикальных нагрузок на поддерживающие целики.

**Достоверность научных положений** обоснована аналитическими решениями задач, сходимостью результатов расчетов, экспериментов с натурными данными, результатами численного моделирования и на эквивалентных материалах, опытно-промышленной проверкой и внедрением разработанных рекомендаций на Коробковском месторождении КМА.

### ***Научная новизна работы:***

1. Получены новые аналитические решения задач теории анизотропных плит на упругом основании, позволяющие определить напряженно-деформированное состояние предохранительных потолочин с учетом природного напряженного состояния и анизотропии свойств рудного массива.

2. Установлено, что влияние объемного напряженного состояния сопряжений междукамерных и междупанельных целиков на коэффициент постели упругого основания незначительно и с погрешностью не более 3–5% междукамерные целики можно считать ленточными, работающими на одноосное сжатие в условиях плоской деформации. При этом предпочтительно расположение длинной оси целиков вкрест простирания железистых кварцитов перпендикулярно их напластованию.

3. Получена аналитическая зависимость максимальных величин горизонтальных напряжений в предохранительной рудной потолочине от ее мощности, коэффициента извлечения руды, выемочной мощности и модулей деформации целиков.

4. Выявлены закономерности изменения напряженно-деформированного состояния конструкции «потолочина – камеры – целики» при развитии горных работ в пределах шахтного поля, установлены места расположения наиболее напряженных поддерживающих целиков и найдена максимальная величина опорного давления на них.

***Практическая ценность работы.*** Предложенные методические разработки и математическое обеспечение прогноза геомеханических процессов, а также выявленные закономерности обеспечивают повышение надежности поддержания предохранительной потолочины в устойчивом состоянии при обосновании проектных решений.

***Реализация работы.*** Результаты работы использованы при обосновании параметров этажно-камерной системы разработки Восточной залежи шахты им. Губкина с годовым экономическим эффектом в ценах 1991 г. в сумме 224 тыс. руб/год, в технологическом регламенте отработки Стретенской залежи.

***Апробация работы.*** Основные положения диссертации докладывались и обсуждались на Всесоюзной конференции «Совершенствование подземной разработки месторождений руд черных и цветных металлов» (г. Алма-Ата, 1984), V Всесоюзном семинаре «Аналитические методы и применение ЭВМ в механике горных пород» (г. Новосибирск, 1985), VIII Всесоюзной конференции по механике горных пород (г. Тбилиси, 1985), VII международном конгрессе по маркшейдерскому делу

(г. Ленинград, 1988), Всесоюзной конференции «Численные методы оценки устойчивости подземных сооружений» (г. Апатиты, 1988), I Всесоюзном съезде по инженерной геологии и гидрогеологии (г. Киев, 1989), международных симпозиумах «Освоение месторождений минеральных ресурсов и подземное строительство в сложных гидрогеологических условиях» (г. Белгород, 1991, 2005, 2007).

**Публикации.** Основные положения диссертации опубликованы в 22 работах.

**Объем работы.** Диссертация состоит из введения, 4 глав, заключения и списка использованных источников из 133 наименований. Основное содержание изложено на 148 страницах, включая 8 таблиц и 74 рисунка.

Автор выражает глубокую и искреннюю признательность д.т.н. Д.М. Казикаеву и к.т.н. Б.А. Фомину за многолетнее научное сотрудничество и поддержку исследований.

### ***ОСНОВНОЕ СОДЕРЖАНИЕ РАБОТЫ***

Эффективность и безопасность подземной разработки полезных ископаемых, в том числе под защитой предохранительной потолочины, во многом определяется надежностью применяемых способов прогноза и управления состоянием конструктивных элементов систем разработки, моделирования их напряженно-деформированного состояния (НДС), как количественной меры происходящих геомеханических процессов.

Большой вклад в развитие теории и практики управления горным давлением внесли М.И. Агошков, И.В. Баклашов, Д.М. Бронников, С.В. Ветров, Н.П. Влох, Н.Ф. Замесов, О.В. Зотеев, М.А. Иофис, Э.В. Каспарьян, А.А. Козырев, Г.Н. Кузнецов, С.В. Кузнецов, М.В. Курленя, Ю.М. Либерман, Г.А. Марков, А.Б. Макаров, М.М. Протодяконов, К.В. Руппенейт, В.В. Соколовский, И.А. Турчанинов, Г.Л. Фисенко, П.М. Цимбаревич, Л.Д. Шевяков, Е.И. Шемякин и др. Для объяснения условий работы обнаженных пород кровли, представленной твердыми слоистыми породами, часто используется гипотеза балок, выдвинутая Ф. Шульцем. В различных интерпретациях она использована и усовершенствована в трудах В.Д. Слесарева, А.А. Борисова, В.И. Борщ-Компоница, А.А. Иливицкого, А.М. Ильштейна и др.

Для условий Коробковского месторождения в работах Д.М. Казикаева, Г.Г. Суржина, Б.А. Фомина предохранительная потолочина впервые рассматривалась как однородная изотропная пластина, шарнирно опертая по контуру. Однако, несмотря на выполненные исследования, которые дали возможность усовершенствовать параметры системы разработки, нельзя признать данную задачу полностью решенной.

Для безопасного и эффективного ведения горных работ под водоносными горизонтами необходимы полные решения задач о распределении напряжений и особенностях горного давления, оценке выполнения с их учетом критериев прочности конструктивных элементов и последующего научного обоснования наиболее рациональных геометрических параметров очистных камер и оставляемых целиков.

При *математическом моделировании* напряженного состояния водозащитной предохранительной потолочины и анализе его особенностей в качестве базовой принята модель анизотропной тонкой плиты на упругом основании из системы междукамерных и междупанельных целиков (рис. 1).

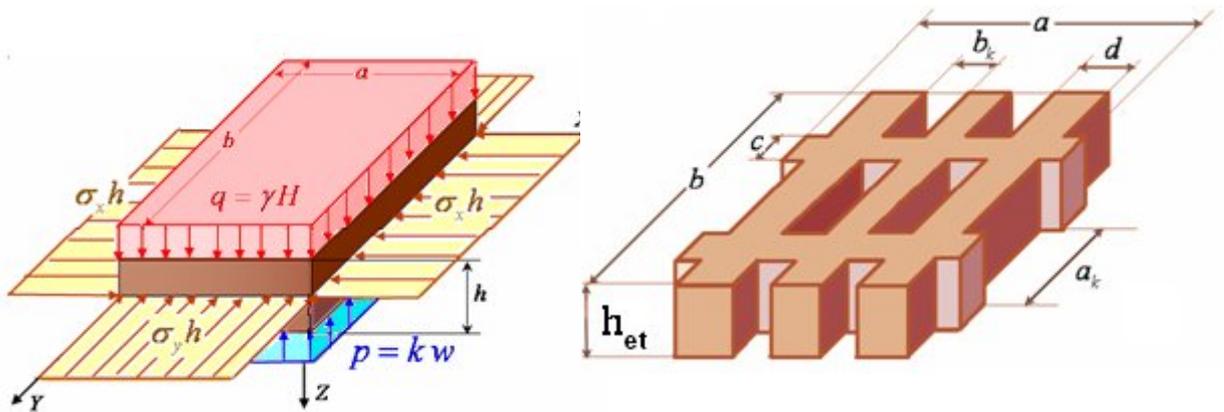


Рис. 1. Схема для расчета конструкции «потолочина – камеры – целики»:  
 а) схема нагружения потолочины;  
 б) упругое основание из целиков при системе с прямоугольными камерами

В предположениях технической теории изгиба пластин получены решения для дополнительных, вследствие прогиба от поперечной нагрузки, напряжений  $\Delta\sigma_x$ ,  $\Delta\sigma_y$ ,  $\Delta\tau_{xy}$  в горизонтальных и  $\Delta\tau_{xz}$ ,  $\Delta\tau_{yz}$  в вертикальных сечениях анизотропной потолочины (аналог классического решения Навье). С целью уменьшения количества аргументов и снижения размерности факторного пространства полученных решений, они приведены к безразмерной форме. В частности, вертикальная нагрузка  $\sigma_v$  на поддерживающие целики, пропорциональная прогибу  $w$  потолочины, равна

$$\frac{\sigma_v}{\gamma H} = \frac{16kb^4}{\pi^6 D_2} \sum_{m=1,3,5}^{\infty} \sum_{n=1,3,5}^{\infty} \frac{\sin \frac{m\pi x}{a} \sin \frac{n\pi y}{b}}{mn \left[ \frac{D_1}{D_2} \frac{m^4}{R^4} + \frac{2D_3}{D_2} \frac{m^2 n^2}{R^2} + n^4 - \frac{\gamma H b^2 h}{\pi^2 D_2} \left( \xi_1 \frac{m^2}{R^2} + \xi_2 n^2 \right) + \frac{kb^4}{\pi^4 D_2} \right]}, \quad (1)$$

а горизонтальные напряжения  $\Delta\sigma_x$  равны

$$\frac{\Delta\sigma_x}{\gamma H} = \frac{96b^2}{\pi^4 h^2} \sum_{m=1,3,5}^{\infty} \sum_{n=1,3,5}^{\infty} \frac{\frac{D_1}{D_2} \left( \frac{m^2}{R^2} + \nu_2 n^2 \right) \sin \frac{m\pi x}{a} \sin \frac{n\pi y}{b}}{\text{mn} \left[ \frac{D_1}{D_2} \frac{m^4}{R^4} + \frac{2D_3}{D_2} \frac{m^2 n^2}{R^2} + n^4 - \frac{\gamma H b^2 h}{\pi^2 D_2} \left( \xi_1 \frac{m^2}{R^2} + \xi_2 n^2 \right) + \frac{kb^4}{\pi^4 D_2} \right]}, \quad (2)$$

где  $\gamma$ ,  $H$  – удельный вес и мощность налегающей толщи;  $D_1$ ,  $D_2$ ,  $D_3$  – цилиндрические жесткости потолочины с направлением главных осей анизотропии вдоль (1-я ось  $X$ ) и перпендикулярно (2-я ось  $Y$ ) слоистости;  $h$ ,  $h_{\text{et}}$ ,  $R = \frac{a}{b}$  (см. рис.1);  $k = \frac{E_{\text{et}}(1-\chi)}{h_{\text{et}}(1-\nu_2^2)}$  – коэффициент постели упругого основания (модуль упругости  $E_{\text{et}}$ , коэффициент Пуассона  $\nu_2$ , коэффициент извлечения блоковых запасов руды  $\chi$ , коэффициент потерь руды в целиках, или степень оставления целиков  $\lambda = 1-\chi$ );  $\xi_1$  и  $\xi_2$  – коэффициенты бокового распора.

Учитывая медленную сходимость решений в виде бесконечных двойных рядов Фурье и вызванную этим необходимость обязательного контроля точности при арифметических вычислениях конечных сумм, в диссертационной работе получены решения в виде преобразованных рядов, обладающих более быстрой сходимостью.

При цилиндрическом изгибе, когда бо́льшая сторона потолочины  $a \rightarrow \infty$ , напряжения выражаются в виде ординарного ряда. Отпор упругого основания  $\sigma_v$ , например, равен

$$\frac{\sigma_v}{\gamma H} = \frac{4kb^4}{\pi^5 D} \sum_{n=2k+1}^{\infty} \frac{1}{n} \cdot \frac{\sin \frac{n\pi y}{b}}{\left( n^4 + \frac{kb^4}{\pi^4 D} \right)}. \quad (3)$$

Вместе с тем, в этом случае искомые напряжения могут быть представлены в следующем замкнутом виде:

вертикальная нагрузка  $\sigma_v$  на поддерживающие целики

$$\frac{\sigma_v}{\gamma H} = 1 - \frac{Y_1(\beta)Y_1(\alpha y) + 4Y_3(\beta)Y_3(\alpha y)}{Y_1^2(\beta) + 4Y_3^2(\beta)}, \quad (4)$$

горизонтальные напряжения  $\sigma_h$  в потолочине

$$\frac{\sigma_h}{\gamma H} = -\frac{6}{(\alpha h)^2} \cdot \frac{Y_1(\beta)Y_3(\alpha y) - Y_3(\beta)Y_1(\alpha y)}{Y_1^2(\beta) + 4Y_3^2(\beta)}, \quad (5)$$

поперечные касательные напряжения  $\tau$  в потолочине

$$\frac{\tau_{zy}}{\gamma H} = -\frac{1}{\alpha h} \cdot \frac{Y_1(\beta)Y_2(\alpha y) + 4Y_3(\beta)Y_4(\alpha y)}{Y_1^2(\beta) + 4Y_3^2(\beta)}, \quad (6)$$

где  $Y_i(\xi)$  – функции А.Н. Крылова;  $\alpha = \sqrt[4]{\frac{k}{4D}} = \frac{1}{h} \sqrt[4]{\frac{3E_{et}h(1-\chi)}{Eh_{et}}}$ ;  $\beta = \frac{\alpha b}{2}$ .

Результаты расчетов показывают, что распределение напряжений по шахтному полю при проектных значениях размеров целиков и камер имеет специфическую форму со смещением максимальных значений к его краям (рис. 2 – 3), и, как и результаты численного моделирования, показывают, что потолочина и целики имеют достаточно большой

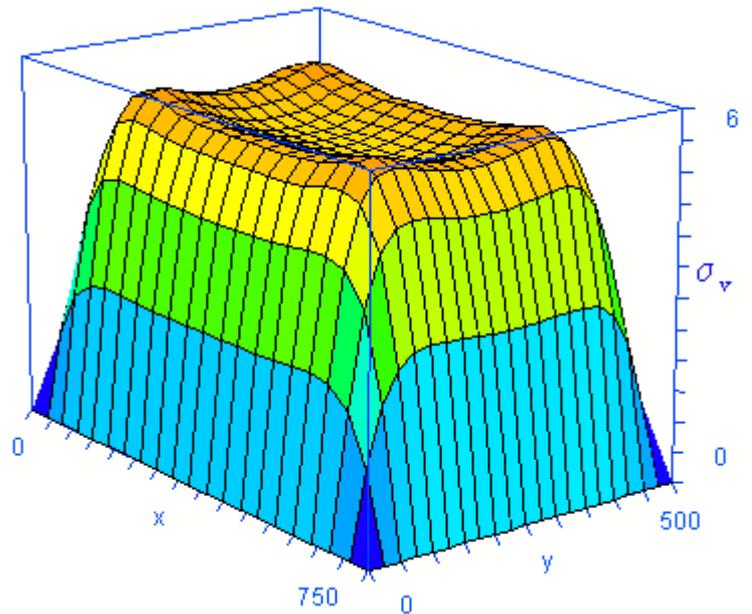


Рис. 2. Распределение вертикальной нагрузки  $\sigma_v$  на поддерживающие целики

запас прочности. Из этого следует правомочность и необходимость поиска более рациональных геометрических параметров элементов системы разработки, обеспечивающих более эффективное извлечение камерных запасов.

При изыскании и уточнении **методик определения геомеханических параметров**, включенных в математические модели, был проведен (в том числе, численным моделированием) анализ работы упругого основания, который показал, что с погрешностью, не превышающей 3–5%, коэффициент  $k$  постели упругого основания из системы оставляемых целиков допустимо и целесообразно вычислять по формуле

$$k = \frac{E_{et}(1-\chi)}{(1-\nu^2)h_{et}}, \quad (7)$$

где  $E_{et}$ ,  $\nu$  – модуль деформации (упругости) и коэффициент Пуассона рудного массива этажа;  $h_{et}$  – выемочная мощность залежи;  $\chi$  – коэффициент извлечения руды.

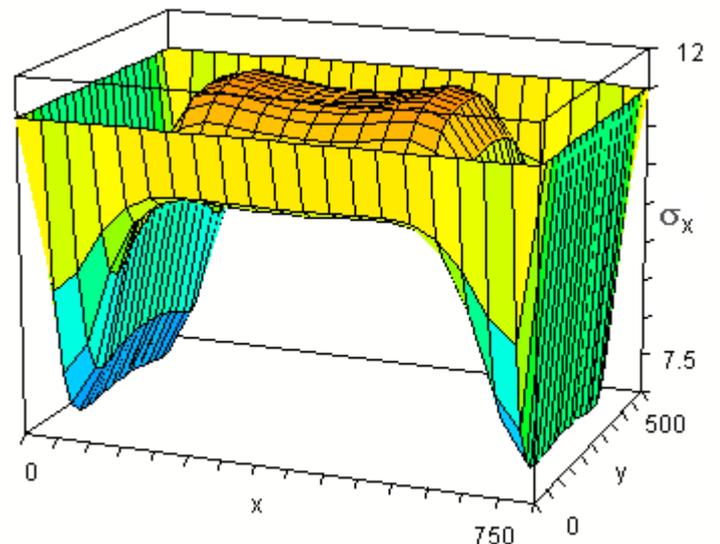


Рис. 3. Распределение горизонтальных напряжений  $\sigma_x$  в потолочине

Использование в качестве геомеханического параметра предлагаемых математических моделей коэффициента постели упругого основания обладает преимуществом достаточно сильной его робастности (устойчивости к нарушению исходных предпосылок) при изменении формы выемочных камер. Другими словами, соотношение (7) остается применимым для расчетов НДС конструктивных элементов системы разработки при ведении горных работ не только с прямоугольными, но и с другими, например, цилиндрическими очистными камерами.

В зависимости от структуры рудного массива масштабный эффект его деформационных свойств имеет, вообще говоря, несколько уровней изменения с соответствующей кривой ступенчатого характера, в условном виде показанной на рис. 4.

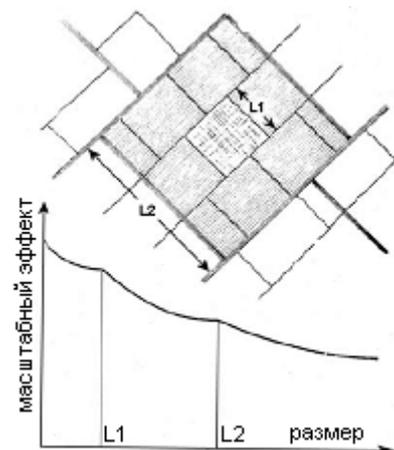


Рис. 4. Схема к масштабному эффекту

Для рудного массива подобного железистым кварцитам Коробковского месторождения, трещины которого хорошо залечены (геологический индекс прочности  $GSI > 75$ ), можно ограничиться одним таким масштабным уровнем. При этом модуль деформации массива в пределах этажа допустимо определять на основе решения задачи о деформировании образца, неоднородность упругих свойств которого описывается эргодически случайными полями. В частности, при корреляционной функции  $K(\eta) = K(0)\exp(-\omega|\eta|)$  соотношения, полученные для оценки масштабного эффекта, имеют вид:

$$\frac{M(E_{ef})}{M(E)} = \frac{\Lambda^2 + 2V^2 [\exp(-\Lambda) + \Lambda^2 + \Lambda - 1]}{(1 + 3V^2)\Lambda^2}, \quad (8)$$

$$\frac{D(E_{ef})}{D(E)} = \frac{2[\exp(-\Lambda) + \Lambda - 1]}{(1 + 4V^2)\Lambda^2}, \quad (9)$$

где  $M(E_{ef})$ ,  $M(E)$  и  $D(E_{ef})$ ,  $D(E)$  – математические ожидания и дисперсии эффективного и собственного (в размерах элементарного блока) модуля упругости руды соответственно;

$V = \frac{\sqrt{D(E)}}{M(E)}$  – коэффициент вариации упругих свойств элементарного объема;  $L$  – база

измерения осредненной деформации  $\bar{\epsilon}_x = \frac{1}{L} \int_0^L \epsilon_x(x) dx$  и определения модуля деформации

$E_{ef}$ ;  $\Lambda = \omega L$ .

Анализ полученных соотношений (8), (9) показывает, что начиная с базы измерений  $\Lambda = 5 \div 10$  (в зависимости от  $V$ ), дальнейшее ее увеличение не приводит к существенному изменению характеристик (рис. 5). При этом масштабный множитель перехода к массиву находится в пределах  $0,8 - 0,9$ .

Следует особо отметить важность натуральных измерений природного напряженного состояния массива, поскольку отсутствие таких измерений и принятие гипотезы Динника о геостатическом распределении напряжений приводит к дополнительному, иногда излишнему запасу прочности конструкции. В работе использованы результаты экспериментальных измерений природных напряжений в массиве Коробковского месторождения, выполненных институтом ВИОГЕМ при участии автора.

Для оценки *влияния природных факторов* на напряженное состояние конструкции «потолочина – целики – камеры» с помощью (1)–(6) исследованы распределения напряжений по площади потолочины. Из полученных зависимостей следует, что поведение потолочины определяется, в наибольшей степени, наличием и величиной тектонических напряжений, которые, складываясь с напряжениями изгиба, уменьшают их растягивающее действие, определяют прочность и водозащитные свойства потолочины и, в то же время, практически не оказывают влияния на величину ее прогиба и напряжений в поддерживающих целиках. В связи с этим разрушения потолочины следует опасаться, прежде всего, при малой величине бокового распора, а при достаточной его величине оценку устойчивости следует проводить по коэффициентам запаса прочности междукамерных целиков.

Исследования влияния анизотропии упругих свойств на основе установленных количественных зависимостей, показанных на рис. 6, подтверждают результаты численного моделирования о том, что для условий шахты им. Губкина с коэффициентом  $\rho$  анизотропии железистых кварцитов от  $0,86$  до  $1,16$  это влияние не превосходит  $3-5\%$  и, поэтому,

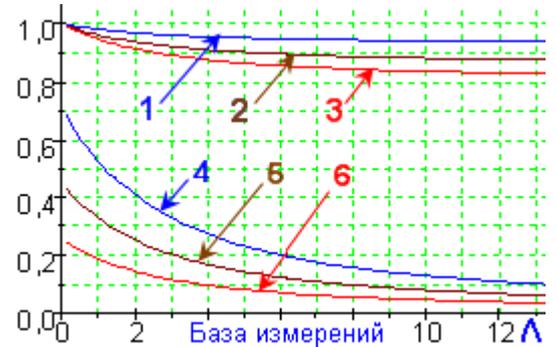


Рис. 5. Кривые масштабного эффекта: 1, 2, 3 – мат. ожидания (8), 4, 5, 6 – дисперсии (9) при коэффициентах вариации  $0,3; 0,5; 0,7$

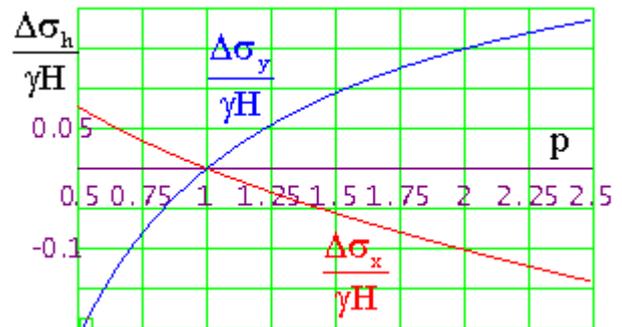


Рис. 6. Приращения горизонтальных напряжений  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$ , при изменении коэффициента анизотропии  $\rho$

может не учитываться. Влияние более 10% будет иметь место для массивов пород с коэффициентом анизотропии менее 0,7 или более 1,5.

Для оценки *влияния технологических факторов* проведено моделирование напряженного состояния при развитии горных работ (увеличении размеров шахтного поля). При цилиндрическом изгибе по мере увеличения безразмерного пролета потолочины происходит последовательное качественное изменение картины распределения напряжений (рис. 7). Пока полупролет  $\beta$  остается меньше  $\beta_1 = \frac{3}{4}\pi$  эпюра отпора упругого основания с погрешностью, не превосходящей 6–7%, может быть аппроксимирована полуволной синусоиды

$$\frac{\sigma_v}{\gamma H} = \frac{4kb^4}{\pi^5 D \left(1 + \frac{kb^4}{\pi^4 D}\right)} \sin \frac{\pi y}{b}. \quad (10)$$

Максимальное давление на поддерживающие целики, равно

$$\left(\frac{\sigma_v}{\gamma H}\right)_{\max} = 1 - \frac{Y_1(\beta)}{Y_1^2(\beta) + 4Y_3^2(\beta)} \approx 1.14 \quad (11)$$

достигается при величине безразмерного полупролета равной

$$\beta_{\max} = \frac{3}{4}\pi \text{ на расстоянии } L = \frac{b}{2} = \frac{3\pi}{4\alpha}$$

от края потолочины. Затем

происходит выполаживание эпюры

опорных давлений, и, начиная с

$\beta_2 = \pi$ , эпюра приобретает седлообразную форму с двумя точками

максимума. При этом местоположение этой точки остается практически неизменным, хотя и величина максимума

незначительно снижается до 1,07.

С точки зрения ведения горных работ это означает, что наиболее напряженными

будут целики на расстоянии  $L$  от фронта очистных работ, равном



Рис. 7. Изменение нагрузки на поддерживающие целики при увеличении размеров шахтного поля

будут целики на расстоянии  $L$  от фронта очистных работ, равном

$$L = \frac{3\pi h}{4} \sqrt[4]{\frac{Eh_{et}}{3(1-\chi)E_{et}h}}. \quad (12)$$

Изменение горизонтальных напряжений в потолочине при развитии горных работ для случая отсутствия тектонических напряжений и ее безразмерной мощности  $\alpha h = 1$  показано на рис. 8. Также наблюдается изменение картины распределения напряжений и возникновение седлообразной кривой с двумя максимумами, начиная

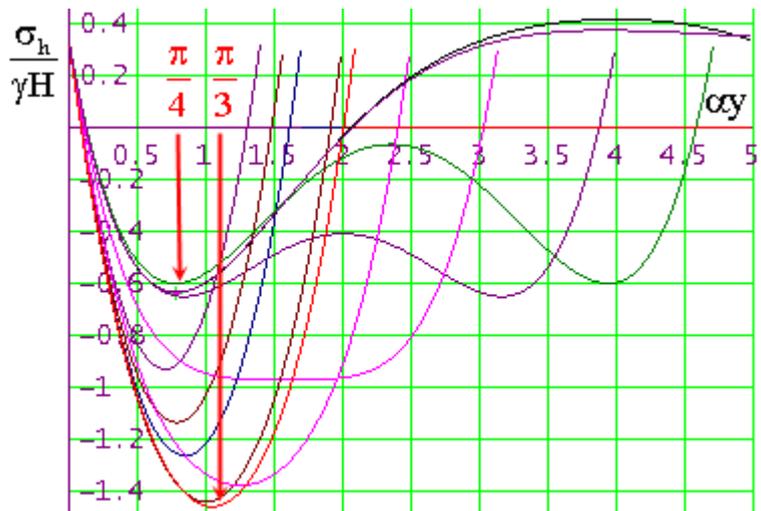


Рис. 8. Изменение горизонтальных напряжений в потолочине при увеличении размеров шахтного поля

с полупролета  $\beta = \frac{\pi}{2}$ , причем наиболее опасные горизонтальные напряжения достигаются на расстоянии  $L = \frac{\pi}{4\alpha}$  от фронта ведения горных работ. Величина этих растягивающих напряжений обратно пропорциональна квадрату безразмерной мощности потолочины и, таким образом, суммарные горизонтальные напряжения  $\sigma_{\Sigma \max}$  равны

$$\sigma_{\Sigma \max} = \left( \xi - \sqrt{\frac{h_{et} E}{3(1-\chi) h E_{et}}} \right) \gamma H, \quad (13)$$

где обозначения те же, что в (2) или (7).

При пространственной схеме изгиба потолочины основные закономерности изменения напряженного состояния сохраняются. Сопоставление с результатами плоской схемы (рис. 9а и 9б) показывает, что учет пространственной схемы существенен только

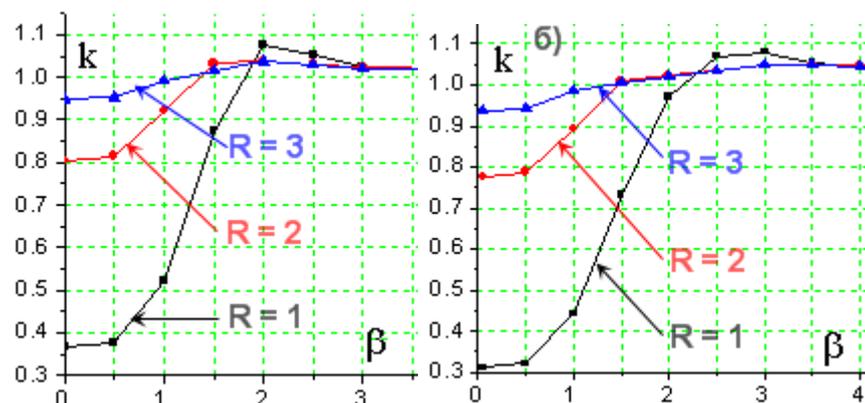


Рис. 9. Изменение отношения  $k$  максимальных напряжений в пространственной схеме к максимальным напряжениям плоской схемы с увеличением ширины  $2\beta$  при разных  $R$ : а) горизонтальные напряжения в потолочине; б) вертикальная нагрузка на МКЦ

при малых размерах или слабой жесткости основания ( $\beta \rightarrow 0$ ). С увеличением размеров шахтного поля переходные коэффициенты  $k$ , равные отношению соответствующих напряжений, достаточно быстро стремятся к единице, например, даже для квадратной в

плане формы их наибольшее значение не превосходит 1,07–1,08, что позволяет при расчетах ограничиваться плоской схемой цилиндрического изгиба потолочины.

Негативные геомеханические процессы при техногенном воздействии на массив проявляются в изменении свойств массива и его напряженного состояния. Анализ степени влияния действующих факторов показывает, что наиболее значимым фактором, которым можно управлять НДС конструктивных элементов системы разработки, является коэффициент постели упругого основания, пропорциональный потерям руды в целиках. Полученные зависимости между напряжениями в конструктивных элементах и коэффициентом извлечения руды позволяют научно обоснованно выбирать *рациональные геометрические параметры очистных камер и поддерживающих целиков*.

Проведенные автором исследования деформационно-прочностных свойств железистых кварцитов показали, что их прочность распределена по нормальному закону с коэффициентом вариации  $V(R) = 0,39$ . Для действующих природных напряжений по данным С.Н. Журина коэффициент вариации  $V(Q) \leq 0,1$ . Такой разброс расчетных характеристик предопределяет обязательный учет их изменчивости при назначении коэффициента запаса прочности конструктивных элементов. Уровень нормативной надежности для горнодобывающих предприятий на основе большого количества натуральных наблюдений за разрушением целиков на рудниках Дзезказгана по данным Н.П. Ерофеева составляет 0,954. Необходимый коэффициент  $n$  запаса прочности определяется при этом (по методу А.Р. Ржаницына) соотношением

$$n \geq \frac{1 + \sqrt{1 - [1 - \Delta^2 V^2(Q)][1 - \Delta^2 V^2(R)]}}{1 - \Delta^2 V^2(R)}, \quad (14)$$

где  $\Delta$  – характеристика безопасности;

$$\Phi(\Delta) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_0^\Delta \exp\left(-\frac{x^2}{2}\right) dx = 1 - p_f \quad \text{— функция}$$

Лапласа, по которой рассчитывается характеристика безопасности;  $p_f = 1 - p$  – вероятность разрушения;  $p$  – уровень надежности.

Поэтому, принимая уровень надежности

$p = 0,954$ , в соответствии с полученным графиком (рис. 10) требуемый коэффициент  $n$

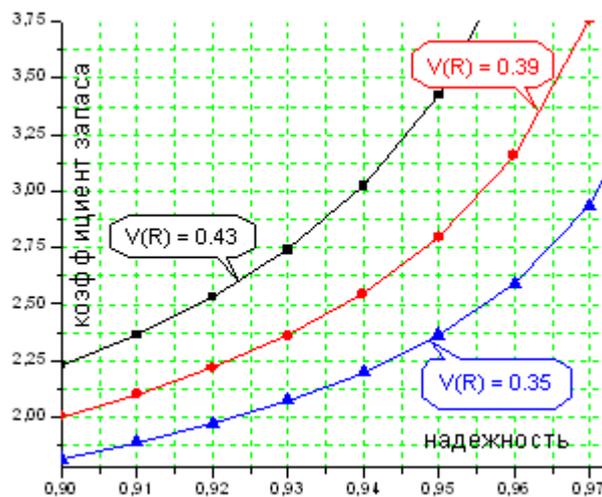


Рис. 10. Зависимость коэффициента запаса от надежности конструкции при различных коэффициентах  $V(R)$  вариации прочностных свойств

запаса прочности определяется как  $n \geq 3$ .

В силу повышенных требований к надежности конструкции проводился мониторинг геомеханического состояния системы целиков и обнажений пород в очистных камерах на отработанных участках шахты им. Губкина. Многолетними (1987 – 2004 гг.) наблюдениями установлена некоторая «подработка» околокамерного массива (отклонение фактического контура целика от проектного вглубь целика) (рис.11) вследствие повреждения взрывными работами, что уменьшает опорные площади целиков, увеличивает площади обнажений пород и вызывает перераспределение нагрузок в конструкции, которое должно учитываться при назначении ее геометрических параметров. Средняя величина  $L_o$  этой «подработки» практически постоянна и по данным маркшейдерских измерений равна  $L_o \approx 1,8 \div 1,9$  м.

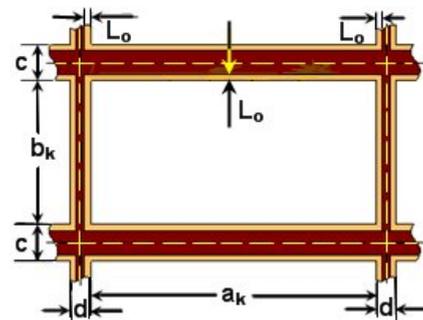


Рис. 11. Схема очистного блока:  $a_k$ ,  $b_k$  – размеры камер;  $c$ ,  $d$  – размеры целиков;  $L_o$  – глубина «подработки»

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.

Для определения предельного пролета горизонтального обнажения рудного массива в камере использованы решения задачи напряженного состояния потолочины на поддерживающих целиках и расчеты предельных пролетов по В.Д. Слесареву, которые показали, что наиболее рациональная ширина камеры равна  $b_k = 36$  м. Длина камеры из технологических соображений принята равной  $a_k = 75$  м с оставлением целика шириной  $d = 3,7$  м.

Для учета влияния «подработки», коэффициент извлечения блоковых запасов руды  $\chi$  в приведенных ранее выражениях (1) – (7), (10) – (13) следует заменить на его эффективное геомеханическое значение  $\chi_{\text{eff}}$ , равное

$$\chi_{\text{eff}} = \chi \left( 1 + \frac{\Delta S_k}{S_k} \right) = \chi \left( 1 + \frac{2L_o(a_k + b_k + 2L_o)}{a_k b_k} \right) = k_1 \chi, \quad (15)$$

где обозначения пояснены на рис. 11.

Определение максимально возможного коэффициента  $\chi$  извлечения руды по условию прочности предохранительной потолочины выполняется с помощью графиков (рис. 12) максимальных горизонтальных напряжений в потолочине, выражающих зависимость (13).

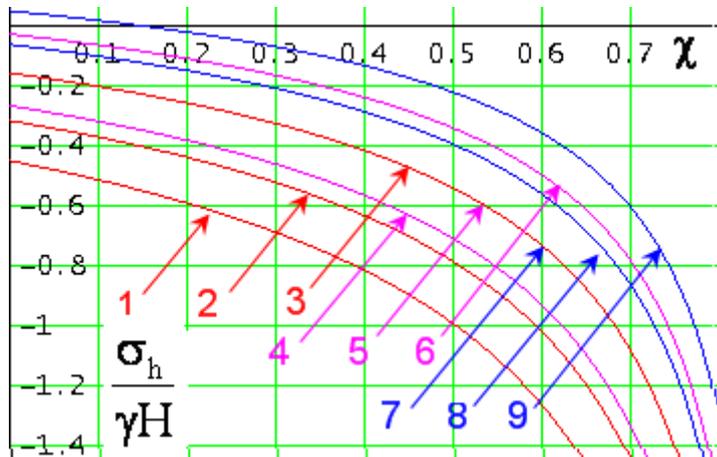


Рис. 12. Зависимость максимальных горизонтальных напряжений  $\sigma_h$  в потолочине от коэффициента  $\chi$  извлечения руды при различных мощностях потолочины  $h$  и выемочных мощностях  $h_{et}$ :

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 целиках будут при этом равны

$$\sigma = \frac{\max \sigma_v}{1 - k_1 \chi} + \gamma_p h_{et}, \quad (16)$$

где  $\gamma_p$  – удельный вес руды; остальные обозначения те же.

Условие прочности целиков на сжатие с учетом коэффициентов их формы принимает в таком случае вид

$$\sigma(\chi, h_{et}) = \frac{k_2 \chi [\max \sigma_v + (1 - k_1 \chi) \gamma_p h_{et}]}{(1 - k_1 \chi) \left( 0.6 k_2 \chi + 0.4 (1 - k_2 \chi) \frac{b_k}{h_{et}} \right)} \leq \frac{\sigma_m}{n}, \quad (17)$$

где  $\sigma_m$  – прочность руд массива одноосному сжатию (при переходе к прочностным характеристикам массива использована программа RocLab, реализующая обобщенный критерий Ноек-Браун'a);

$k_2 = 1 + \frac{d}{a_k}$  (рис. 11); остальные обозначения те же.

График (рис.13) полученного соотношения (17) позволяет определить максимально возможный коэффициент  $\chi$  извлечения руды по прочности

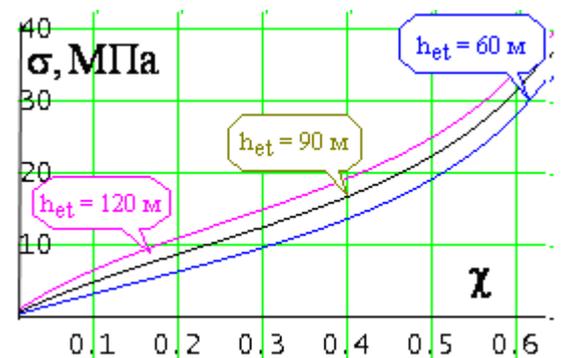


Рис. 13. Зависимости максимальных напряжений  $\sigma$  в «ножке» целика от коэффициента  $\chi$  извлечения руды при различных мощностях  $h_{et}$

поддерживающих междукамерных целиков. Для условий Коробковского месторождения, когда расчетная прочность массива железистых кварцитов составляет 25–30 МПа, коэффициент  $\chi$  извлечения руды будет в пределах 0,50–0,61 в зависимости от высоты этажа и расположения разрабатываемого участка в шахтном поле.

Для удобства их практического использования полученные зависимости выражены в виде графиков (рис. 14) зависимостей максимальных напряжений от ширины с целика.

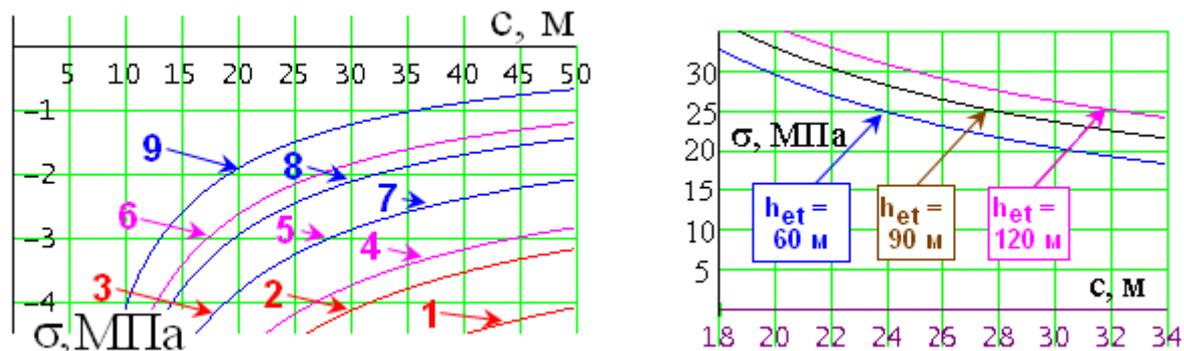


Рис. 14. Зависимости от ширины с целика:

- а) максимальных горизонтальных напряжений в потолочине (обозначения на рис. 12);
- б) максимальных вертикальных напряжений в «ножке» целика

Для технологического регламента отработки Стретенской залежи рекомендованы следующие параметры конструктивных элементов камерной системы разработки: камеры длиной  $a_k = 75$  м, шириной  $b_k = 36$  м, целики шириной  $c = 20$  м и  $d = 3,7$  м (обозначения на рис. 11). 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.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертационной работе дано новое решение актуальной научной задачи геомеханического обоснования подземной разработки железорудных месторождений КМА под обводненной толщей пород путем обеспечения сохранности предохранительной потолочины на упругом основании из системы междукамерных целиков, внедрение которой повышает эффективность и безопасность ведения горных работ с сохранением естественного гидрогеологического режима подземных вод.

Основные научные и практические выводы и рекомендации работы сводятся к следующему:

1. Управление состоянием предохранительной потолочины и междукамерных целиков является наиболее действенным, а в некоторых случаях и единственным способом обеспечения эффективности и безопасности отработки рудных месторождений под водоносными горизонтами.

2. Разработанные математические модели и полученные новые аналитические решения тонких анизотропных плит на упругом основании удовлетворительно описывают напряженно-деформированное состояние потолочного и поддерживающих целиков в пределах всего шахтного поля с учетом природных и технологических факторов.

3. Разработаны методики определения геомеханических параметров, включенных в математические модели. Получены соотношения для определения модуля деформации рудного массива и коэффициента постели упругого основания из системы междукамерных целиков. Для оценки природного напряженного состояния массива Коробковского месторождения использованы результаты натурных измерений

4. Установлен характер и особенности распределения напряженного состояния в пространственной конструкции "потолочина – целики – камеры". Получены аналитические зависимости максимальных величин горизонтальных напряжений в потолочине от ее мощности, коэффициента извлечения руды, выемочной мощности и модулей деформации целиков. Определены места расположения наиболее напряженных поддерживающих целиков и найдена максимальная величина опорного давления на них.

5. Показано, что влияние анизотропии железистых кварцитов Коробковского месторождения на напряженное состояние конструктивных элементов системы разработки шахты им. Губкина не превышает 3–5%; установлены количественные зависимости степени влияния размеров предохранительной потолочины на ее напряженное состояние, что позволяет упростить расчетные схемы.

6. Получены зависимости для определения необходимого коэффициента запаса прочности конструктивных элементов системы разработки, максимально возможных коэффициентов извлечения блоковых запасов руды и обеспечивающих это извлечение размеров очистных камер и поддерживающих целиков. Для удобства и простоты их практического применения приведены соответствующие графики.

7. Обоснована и экспериментально подтверждена возможность эффективного управления горным давлением на основе изменения геометрических параметров конструктивных элементов. Обоснован и внедрен вариант этажно-камерной системы разра-

ботки Восточной залежи Коробковского месторождения с увеличенными параметрами, обеспечивший увеличение коэффициента извлечения блоковых запасов на 6% и позволивший получить экономический эффект в сумме 224 тыс. руб. (в ценах 1991 г.)

8. Разработанные варианты параметров этажно-камерной системы разработки использованы в технологическом регламенте отработки Стретенской залежи Коробковского месторождения и позволяют без дополнительных капитальных затрат увеличить коэффициент извлечения железистых кварцитов с  $\chi = 0,41$  (по существующему проекту) до  $\chi = 0,61$ . При этом обеспечивается эффективность, безопасность, требования законодательства РФ по рациональному использованию и охране недр.

Основные положения диссертационной работы опубликованы в следующих работах:

1. Совершенствование параметров камерной системы разработки на основе геомеханических исследований // Мат. Всесоюзн. конф. «Совершенствование подземной разработки месторождений руд черных и цветных металлов». Алма-Ата, 1984, с. 234. (соавторы Журин С.Н., Токарев В.Н, Фомин Б.А.)

2. Предрасчет сдвижения земной поверхности при водопонижении на Яковлевском руднике экспериментально-аналитическим методом. Тем. сб. научн. трудов «Вопросы геомеханики и специальных горных работ». Белгород, 1984 (соавтор Суржин Г.Г.)

3. Исследование особенностей геомеханических процессов при разработке месторождений в тектонически напряженных массивах // Проблемы механики горных пород: Матер. VIII Всесоюзн. конф. по механике горных пород. М.: Наука, 1987, с. 156-162 (соавтор Казикаев Д.М.)

4. Обоснование рациональной периодичности контроля состояния целиков этажно-камерной системы разработки на основе геомеханических исследований // Всесоюзн. конф. «Комплексные исследования физических свойств горных пород и процессов», Москва, 1987, с.125 (соавторы Журин С.Н., Фомин Б.А)

5. Численное моделирование геомеханических процессов при разработке мощных крутопадающих железорудных месторождений // «Числен. методы оценки устойчивости подземн. сооружений». Апатиты, 1988, с. 44 - 46 (соавторы Казикаев Д.М., Суржин Г.Г.)

6. Комплексные исследования сдвижения горных пород при глубоком водопонижении. Сб. докл. VII Международного конгресса по маркшейдерскому делу. Том VIII. Ленинград. 1988, с. 143–152. (соавторы Дробышев В.Ф., Дыченков И.П., Жилка В.А., Казикаев Д.М., Никольская Н.Ф)

7. Прогнозирование деформаций массива горных пород под влиянием глубокого водопонижения. «Проблемы инженерной геологии и гидрогеологии». Материалы I Всесоюзн. съезда по инж. геологии и гидрогеологии. ч.5. Киев, Наукова думка. 1989, с. 57-58 (соавторы Казикаев Д.М., Косяков С.И.)

8. Прогноз напряженного состояния массива горных пород в сложных инженерно-геологических условиях // Вопросы освоения месторожд. полезных ископаемых в сложн. геол. и гидрогеол. условиях. Белгород, 1991 (соавторы Бутюгин В.В, Фоменко К.И.)

9. Перспективы использования подземного пространства для размещения экологически вредных производств. Горный журнал. №8, 1995, с. 39-41 (соавторы Бутюгина Т.М, Казикаев Д.М., Осипенко Ю.С., Фомин Б.А.)

10. Мониторинг геомеханического состояния системы целиков на шахте им. Губкина // Матер. VIII Междунар. симпоз. по освоению месторожд. минер. ресурсов и подз. стр-ву в сложн. гидрогеол. условиях, ч.2, Белгород, 2005, с. 41- 48 (соавторы Зинченко А.В., Серышев С.Н., Махрин Г.В., Фомин Б.А.)

11. Объемное моделирование сдвижения горных пород при ведении очистных работ этажно-камерной системой разработки [Электрон. ресурс] / III Междунар. научно-практ. конф. «Проблемы экологии: наука, промышленность, образование», – Белгород, 2006 (соавторы Суржин Г.Г., Фомин Б.А.)

12. Геомеханический мониторинг разработки обводненных месторождений под защитой предохранительной потолочины [Электрон. ресурс] /III Междунар. научно-практ. конф. «Проблемы экологии: наука, промышленность, образование», – Белгород, 2006.

13. Оценка масштабного эффекта деформационных свойств горных пород на основе решения статистических задач механики // Матер. IX Междунар. симпоз. по освоению месторожд. минер. ресурсов и подз. стр-ву в сложн. гидрогеол. условиях, Белгород, 2007, с. 237-243.

14. Математическое моделирование НДС предохранительных потолочин при разработке обводненных месторождений под их защитой // Матер. IX Межд. симпоз. по освоению месторожд. минер. ресурсов и подз. стр-ву в сложн. гидрогеол. условиях, Белгород, 2007, с. 230-237.

15. Геомеханический анализ целиков и потолочины при этажно-камерной системе разработки Коробковского месторождения. Горно-информационный аналитический бюллетень. М. 2008, №7, с. 205-211.

16. Numerical modelling and interpretation of the peculiarities of geomechanical processes in mining of deposit in tectonically stressed massifs // Numerical methods in Geomechanics: Proc.V Int.Confer. on numerical method in geomechanics, Nagoya, Japan, 1985, pp. 575-1579. (соавторы Казикаев Д.М., Марков Г.А., Савченко С.Н)

17. On the ways of increasing the reliability of the numerical models of the geomechanical processes // Proc. VI Int. Conf. on Numerical Methods in Geomechanics. ICONMIG. Innsbruck. Austria, 1988 (соавторы Казикаев Д.М., Суржин Г.Г.)

18. Complex investigation in geomechanics on the bases of numerical simulation // Proc.VII Int. Congress on Mechanics of rock massifs. Aachen. 1991, pp. 759-764. (соавторы Казикаев Д.М., Фомин Б.А)

19. Ensuring the stability of rock masses accommodating large underground cavities. Safety and Environmental Issues in Rock Engineering, Proc. ISRM Symp., Lisboa, 1993, Balkema, Rotterdam, 1995, pp. 1047-1051 (соавторы Журин С.Н., Казикаев Д.М., Фомин Б.А)

20. Experience of use finite element method in geomechanic researches //Computer Application and Operations Research in the Mineral Industries: 2-nd Regional APCOM'97 Symposium, Moscow, 1997, pp. 181–184 (соавторы Журин С.Н., Казикаев Д.М., Фомин Б.А)

21. Evaluation of stress-strained state of rock massif for different ratios of ore extraction with borehole mining technology // Proc. Int. Symp. on Mine Planning and Equipment selection & Computer Applications in the Minerals Industries. Banff, Canada, 2005, pp. 394 – 413

22. Geomechanical maintenance of flooded field mining problems // Rock Mechanics: Meeting Society's Challenges and Demands: Proceedings of the 1st Canada-U.S. Rock Mechanics Symposium, Vancouver, Canada, 27-31 May 2007 v. 2: Case Histories