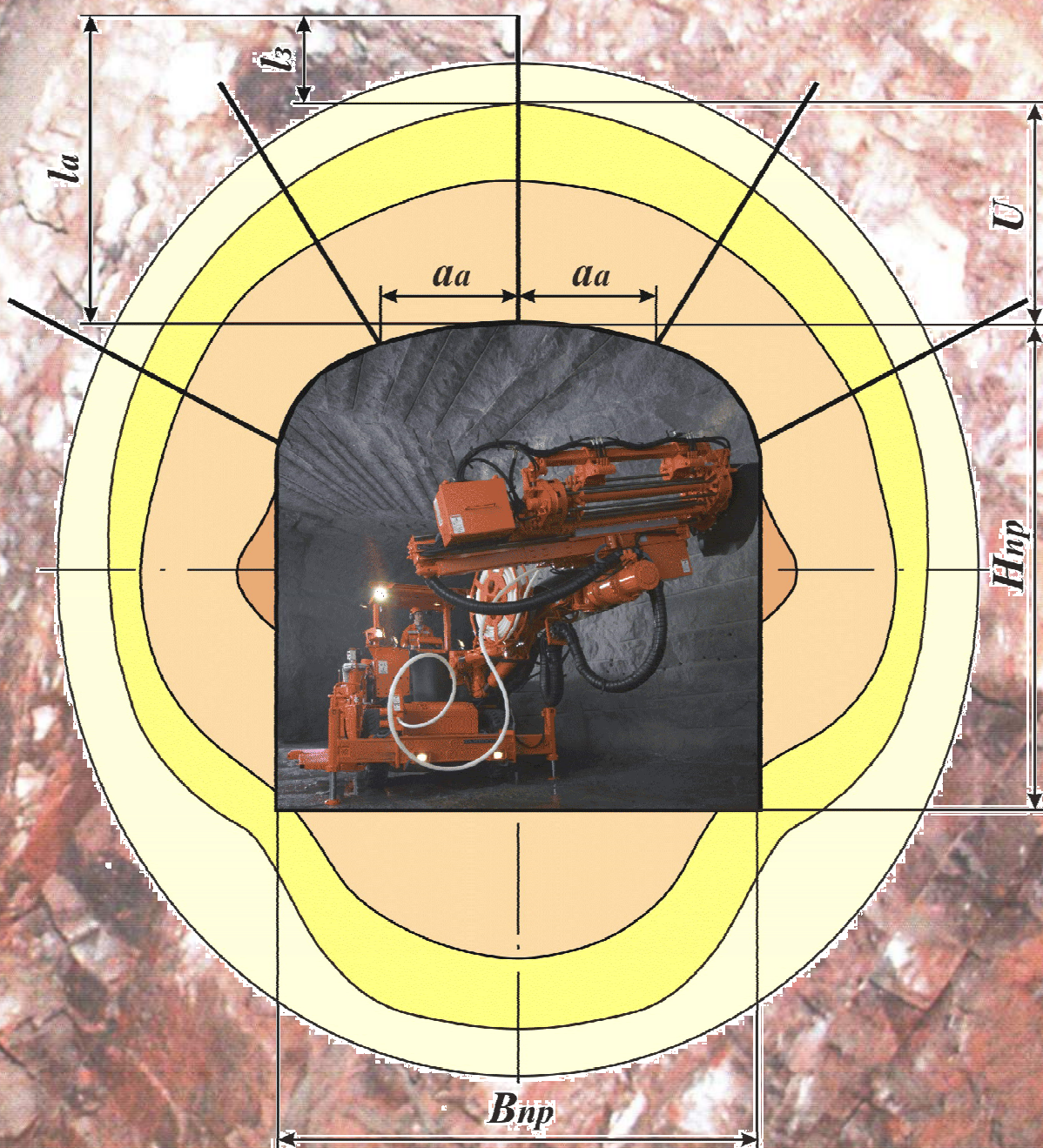


Хоменко О.Е., Кононенко М.Н.

ТЕХНОЛОГИЯ КРЕПЛЕНИЯ ВЫРАБОТОК ДЛЯ КАМЕРНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ



Министерство образования и науки Украины
Национальный горный университет

Хоменко О.Е., Кононенко М.Н.



ТЕХНОЛОГИЯ КРЕПЛЕНИЯ ВЫРАБОТОК
ДЛЯ КАМЕРНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ

Днепропетровск

2010

УДК 622.281.74 (083.75)
ББК 33.141
Х76

Рекомендовано до друку
вченою радою Національного гірничого університету
(протокол № 4 від 21 квітня 2010 р.)

Рецензенти:

Перепелица В.Г. – д-р техн. наук, проф., зав. отдела горной аэрогазодинамики Института геотехнической механики им. М.С. Полякова Национальной академии наук Украины (г. Днепропетровск)

Калиниченко В.А. – д-р техн. наук, доц. кафедры подземной разработки месторождений полезных ископаемых Криворожского технического университета (г. Кривой Рог)

Хоменко О.Є., Кононенко М.М.

Х76 Технологія кріплення виработок для камерних систем розробки с закладкою: Монографія. – Д.: Національний гірничий університет, 2010. – 93 с. – Російською мовою

ISBN 978-350-051-5

Монографія посвящена вопросам обоснования рациональных параметров крепления нарезных выработок в зонах влияния очистных камер для конкретных геотехнических условий Южно-Белозерского месторождения. В результате теоретических, лабораторных и промышленных исследований предложены технологические решения для анкерного крепления нарезных выработок как в сторону висячего и лежащего боков от очистных камер.

Для студентов, научно-педагогических и научно-технических сотрудников высших учебных заведений, научно-исследовательских институтов и проектных организаций, а также инженерно-технических работников горнорудных предприятий.

Монографія присвячена питанням обґрунтування раціональних параметрів кріплення нарізних виробок у зонах впливу очисних камер для конкретних геотехнічних умов Південно-Білозерського родовища. В результаті теоретичних, лабораторних і промислових досліджень запропоновані технологічні рішення щодо анкерного кріплення нарізних виробок в масиві навколо первинних очисних камер.

Для студентів, науково-педагогічних і науково-технічних співробітників вищих навчальних закладів, науково-дослідних інститутів та проектних організацій, а також інженерно-технічних робітників гірничорудних підприємств.

Іл. 33. Бібліогр.: 99 назв.

УДК 622.281.74 (083.75)
ББК 33.141

© О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, 2010
© Національний гірничий університет,
2010

ISBN 978-350-051-5

ВВЕДЕНИЕ

Добыча богатых железных руд на шахтах Украины осуществляется в подавляющем большинстве камерными системами разработки. С помощью этих систем в ОАО «Криворожский железорудный комбинат» добывают до 70%, а в ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» (ЗАО «ЗЖРК») 100% природно-богатых железных руд. Задача повышения темпов эксплуатации наиболее актуально проявляется на ЗАО «ЗЖРК», где добыча руды увязана с процессом закладки выработанного пространства. Увеличение объемов добычи и снижение темпов вскрытия и подготовки новых горизонтов приводит к нарушению рационального соотношения между очистными и горнокапитальными работами. С целью решения возникшей проблемы в 2001 году Государственным предприятием «Научно-исследовательский горнорудный институт» (ГП «НИГРИ», г. Кривой Рог) для комбината был разработан и внедрен новый вариант этажно-камерной системы разработки с твердеющей закладкой. Его особенностью является наличие у первичных камер высокого наклонного днища, которое примыкает к висячему боку залежи. Новая форма первичных очистных камер позволяет уменьшить количество доставочной техники в блоке на 20% и снизить объем проходки нарезных выработок на 16%.

Формирование высокого наклонного днища ведет к деоптимизации формы камеры и способствует повышению горного давления в прилегающем массиве горных пород. Нарезные выработки, пройденные в массиве наклонного днища и вторичной камеры, являются концентраторами напряжений. Это проявляется в виде вывалов, отслоения и обрушения руды в буровые орты очистных блоков шахты «Эксплуатационная» ЗАО «ЗЖРК». Вопросами разработки залежей камерными системами и крепления выработок занимались С.Г. Борисенко, И.С. Зицер, В.А. Калиниченко, Ю.П. Капленко, О.В. Колоколов, В.Ф. Лавриненко, Е.И. Логачев, В.С. Нигматуллин, В.Г. Перепелица, В.В. Цариковский, Е.П. Чистяков, Г.Т. Фаустов и другие. Отсутствие достаточного научного обоснования способов крепления нарезных выработок, которые попадают в зоны разгрузки очистных камер, способствует снижению безопасности горных работ, перерасходу крепежных материалов и, как следствие, – повышению себестоимости добычи руды. Таким образом, обоснование рациональных параметров крепления нарезных выработок вблизи очистных камер имеет актуальное значение.

Авторы считают своим долгом выразить благодарность научному консультанту, заслуженному деятелю науки и техники Украины, доктору технических наук, профессору, заведующему кафедрой подземной разработки месторождений Национального горного университета Бондаренко Владимиру Ильичу за помощь и ценные советы при проведении исследований, положенных в основу монографии.

1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ

1.1. Геотехнологические условия разработки Южно-Белозерского месторождения

Южно-Белозерское месторождение богатых железных руд эксплуатируется с 1970 года ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» и находится в центральной части Белозерского железорудного района. Месторождение приурочено к центральной синклинали Конкско-Белозерской структурно-фациальной зоны, представляющей собой однокрылую складку с сохранившимся западным крылом, северным и возможно южным замыканиями. Падение пород западного крыла восточное, угол падения 65...80°. В геологическом строении кристаллического фундамента месторождения и в целом Белозерского железорудного района принимают участие метаморфизированные осадочные, осадочно-вулканогенные эффузивные и интрузивные породы Конкско-Верховцевской серии верхнего архея, которые в свою очередь делятся на Конкско-метабазитовую свиту и Белозерскую кварцито-сланцевую свиту. Кристаллические породы фундамента покрыты горизонтально залегающей толщей мезокайнозойских отложений.

Белозерская кварцито-сланцевая свита сложена серицитовыми сланцами, кварцит-серицитовыми сланцами, железистыми кварцитами, богатыми железными рудами. Мощность свиты 2855 м. Она делится на три подсвиты: нижнюю (Б₁) – метапесчанико-сланцевую; среднюю (Б₂) – сланцево-кварцитовую (железорудную); верхнюю (Б₃) – кварцито-песчанико-сланцевую. Нижняя метапесчанико-сланцевая подсвита (Б₁) сложена кварц-серицитовыми, кварц-хлорит-серицитовыми сланцами, метапесчаниками, кислыми и основными эффузивами. Мощность подсвиты 2000...2200 м. Средняя сланцево-кварцитовая (железорудная) подсвита (Б₂) представлена железистыми кварцитами, богатыми железными рудами и различными сланцами, и залегает с нормальным стратиграфическим контактом на породах нижней подсвиты (Б₁). Контакт с верхней подсвитой (Б₃) неясен в связи с залеганием здесь пластовой интрузии ультраосновных пород. Средняя мощность этой подсвиты 350 м. Главными породообразующими минералами неокисленных кварцитов являются магнетит, кварц, сидероплезит, хлорит. Главным рудным минералом окисленных кварцитов является гематит, представленный мартитом, тонкодисперсным гематитом, и редко встречающимся магнетитом. Мощность осадочных пород в северной части района 180...200 м, в южной – 300...350 м. Мощность в южном направлении увеличивается за счет постепенного погружения кристаллического фундамента и увеличения толщи меловых отложений. Породы осадочной толщи представлены меловыми, палеогеновыми, неогеновыми и четвертичными образованиями: известняками, мергелями, песками, алевритами, глинами, суглинками и почвенно-растительным слоем.

Ширина месторождения определяется горизонтальной мощностью железистых кварцитов, вмещающих богатые железные руды. В целом, Южно-Белозерское месторождение представляет собой полосу субмеридионального простирания длиной 2640 м, шириной в среднем 182 м, площадью 0,48 км². Рудовмещающий горизонт железистых кварцитов выгнут на запад. Простирание его на южном фланге – северо-западное 310° и в северной части – северо-восточное 40°. Падение железистых кварцитов и руд крутое. Угол падения увеличивается от 60...65° до 85°. Залегание железистых кварцитов и согласных с ними богатых железных руд осложнено складчатостью четвертого, пятого и более высоких порядков. Разрывных нарушений, влияющих на морфологию пород и руд, не наблюдается. На всей площади месторождения наблюдается продольные и поперечные волнообразные складки, а также широко развита мелкая до микро – складчатость. Горно-эксплуатационными работами установлено широкое развитие по всей площади месторождения трещин отдельности, как пологих с углами падения 10...20° и азимутом простирания 250...275°, так и вертикальных, азимут простирания которых 350°. Этими трещинами железистые кварциты и руды разбиты на блоки. Иногда по трещинам наблюдаются кварцевые жилы и рудные брекчии.

Главная масса руд Южно-Белозерского месторождения сосредоточена в южной его части в залежи «Главная», залегающей вблизи лежачего бока горизонта железистых кварцитов. Протяженность залежи 2240 м, а по падению она распространяется от поверхности кристаллических пород и уходит ниже гор. 1200 м, смещаясь с глубиной к северу. Форма залежи пластообразная сложная, с углом падения 65...75° на восток. Максимальная мощность 115...118 м и относительно простое строение, представленное единым рудным телом без значительных остаточных прослоев железистых кварцитов. Южнее профиля залежь расщепляется на ряд ветвей мощностью от 4,5 до 35 м. Севернее залежь разделяется на 3 сближенные ветви мощностью от 4 до 7 м. Залежь «Восточная» пластообразной формы, распространена в северной части месторождения, залегает вблизи висячего бока железистых кварцитов параллельно залежи «Главная». Длина залежи порядка 800 м при мощности, изменяющейся от 2,5 до 24...30 м. С такой мощностью она распространяется ниже гор. 840 м. К северу залежь распадается на отдельные ветви и выклинивается.

В составе железных руд Южно-Белозерского месторождения преобладают мартит, дисперсный и цементационный гематит, кварц регенерированный и пойкилитовый, биотит, хлорит; в меньшей степени распространены апатит, карбонат и гетит. Из сопутствующих аксессуарных минералов встречаются циркон, рутил, турмалин, лейкоксен, ильменит. Все они в пределах месторождения промышленного значения не имеют. Мартитовые и железнослюдко-мартитовые руды характерны преимущественно тонко- и среднеполосчатой структурой, но часто встречаются складчатые, плейчатые и брекчевидные структуры. Мартитовые руды имеют серо-стальной цвет с синеватым оттенком; железнослюдко-мартитовые – более светлую окраску. Пористость мартитовых руд до гор. 1200 м изменяется от 2,08 до 32,26%,

содержание железа общего – 66,0...68,4%, объемный вес – 33,8...48,9 кН/м³. Пористые руды, состоящие почти целиком из мартита или мартита и железной слюдки, имеют предел прочности на сжатие 30...40 МПа, которая возрастает до 100...120 МПа за счет небольшой примеси цементационного гематита. Дисперсно-гематит-мартитовые руды занимают промежуточное положение между мартитовыми и дисперсно-гематитовыми. Текстуры этих руд тонкоравномерно-полосчатые, брекчиевые, смешано-полосчатые. Их предел прочности на сжатие от 20...30 до 100...120 МПа. Содержание железа общего 66,1...68,4%, объемный вес 36,9...43,2 кН/м³, пористость 13,45...26,2%.

Из общих объемов руды по Южно-Белозерскому месторождению мартитовые руды составляют 30%, дисперсно-гематит-мартитовые 68% и дисперсно-гематитовые 2%. Богатые железные руды на 96...98% состоят из кремнезема, окиси и закиси железа. На остальные компоненты приходится всего 2...4% состава руды. Кремнезем содержится в рудах в форме кварца, и только незначительная его часть связана с глинистыми минералами и силикатами. Окисное железо связано со всеми разновидностями гематита; закисное – с железистыми кварцитами, силикатами, сульфатами, частично с магнетитом. По Южно-Белозерскому месторождению количество мартеновских руд, до вскрытого горизонта 840 м, составляло более 70%, при среднем содержании железа в них 66,5%. В доменных рудах среднее содержание железа составляло 54,9%. Около 40% руд имеют крепость более 30 МПа, руды средней крепости составляют 56% и лишь 4% руд относятся к рыхлым. Средние значения физико-механических свойств руд приведены в табл. 1.1.

Таблица 1.1

Средние значения физико-механических свойств руд

Объемный вес, кН/м ³	Пористость, %	Водопоглощение, %	Сопротивление сжатию, МПа		Предел прочности на сжатие, МПа
			Перпендикулярно напластованию	Параллельно напластованию	
39...40	19,60	3,57	5,50	3,60	30...50

Вмещающими породами богатых железных руд по висячему и лежащему бокам являются кварциты и сланцы различного состава. В табл. 1.2 приведены средние значения показателей физико-механических свойств вмещающих пород.

В гидрогеологическом отношении месторождение расположено в северо-восточной части Причерноморского артезианского бассейна. Гидрогеологические условия месторождения относятся к сложным, что обусловлено наличием над рудными залежами мощной толщи осадочных пород, содержащей ряд водоносных горизонтов, а также обводненностью рудно-кристаллического массива. Бучакский и рудно-кристаллический

водоносные горизонты являются непосредственными источниками, обводняющими горные выработки. Абсолютные отметки почвы Бучакских песков – 160...170 м. Величина напора перед осушением составляла 170...180 м водяного столба. Рудно-кристаллический водный горизонт приурочен к зонам трещиноватости как рудных тел, так и вмещающих пород висячего и лежачего боков. Первоначальный напор составлял 200 м водяного столба и выше. Осушение рудно-кристаллического горизонта осуществлялись путем бурения из горных выработок серий опережающих горизонтальных и наклонных скважин в рудное тело на глубину 60...70 м. Для контроля за обводненностью вмещающих пород из штреков лежачего и висячего боков предусматривалось бурение пьезометрических скважин.

Таблица 1.2

Средние значения показателей
физико-механических свойств вмещающих пород

Порода	Объемный вес, кН/м ³	Пористость, %	Водопоглощение, %	Временное сопротивление сжатию, МПа		Предел прочности на сжатие, МПа
				перпендикулярно напластованию	параллельно напластованию	
Кварциты лежачего бока	32,8	11,0	1,60	11,76	7,82	120...90
Сланцы лежачего бока	27,9	4,2	0,75	6,14	3,90	80...40
Кварциты висячего бока	32,1	8,4	1,06	13,48	9,51	140...100
Сланцы висячего бока	29,0	4,8	1,61	8,09	5,19	80...50

Исходя из условий залегания и геометрических параметров Южно-Белозерского месторождения институтом ГП «НИГРИ» для этажа 640-840 м была рекомендована в качестве основной этажно-камерная система разработки с расположением камер вкрест простирания и последующей закладкой выработанного пространства. Форма очистных камер призматическая, вытянутая по вертикали. При плоской, либо слегка сводчатой потолочине, днище камеры со стороны висячего бока имеют наклонную под углом 50...55° плоскость кровли охранного целика, обеспечивающего устойчивость ортазаезда, для использования его при отработке соседней камеры, а также естественное сползание отбитой руды.

Погрузочный горизонт расположен на 10...15 м выше откаточного горизонта и соединяется с последним рудоспусками, оборудованными вибрационными питателями. По погрузочному горизонту в лежащем и висячем боках проходятся транспортные штреки и соединяющие их орты-заезды. Такие же транспортные (буровые) штреки проходятся и на двух подэтажных горизонтах, с которых проходятся буровые орты. С буропогрузочного горизонта на всю высоту камеры проходится отрезной восстающий, который сбивается с буровыми ортами. Отрезной восстающий буровзрывными работами расширяется до отрезной щели. Разбуривание рудного массива осуществляется буровыми станками типа Simba H1352. Рудный массив камеры разбуривается веерами глубоких скважин, а в пределах отрезной щели – параллельными.

После окончания ведения очистных работ и приобретения очистной камерой проектных размеров производится закладка твердеющей смесью. Перед началом закладочных работ очистное пространство камер должно быть изолировано от действующих выработок шахты перемычками. Перемычки сооружаются в первую очередь на нижних этажах и подэтажных выработках, примыкающих к очистным камерам. Минимальное расстояние от очистной камеры до места установки изолирующей (основной) перемычки, применяемое на комбинате, составляет 2 м. Место сооружения пульпоулавливающей (предохранительной) перемычки относительно основной принимается с таким расчетом, чтобы между перемычками могло поместиться не менее 100 м³ закладки. Основная перемычка сооружается на всю высоту выработки, а предохранительная – высотой не менее 2/3 высоты выработки. После установки перемычек производят заполнение камеры твердеющей смесью, которое выполняется в три этапа: возведение упрочненного слоя, заполнение основного объема камеры, дозакладка камер. Камеры заполняют на 5...7 м закладочной смесью с повышенной прочностью до 120 МПа, что обеспечивает устойчивость будущей кровли и предотвращение разубоживания при отработке нижних этажей. Затем в камеры подают закладочную смесь прочностью до 80 МПа. После твердения смеси спустя 2-3 дня в случае необходимости камеры дозакладывают.

По анализу геотехнологических условий разработки Южно-Белозерского месторождения можно сделать следующие **выводы**:

1. Южно-Белозерское месторождение представлено залежью «Главная», форма залежи пластообразная сложная, с углом падения 65...75° на восток. Главная масса руд до 80...85% сосредоточена в южной части залежи. Горизонтальная мощность залежи «Главная» колеблется от 3...10 м в северной части до 120 м в южной. Руды имеют предел прочности на сжатие 30...40 МПа, которая возрастает до 100...120 МПа.

2. Отработка запасов руды Южно-Белозерского месторождения осуществляется этажно-камерной системой разработки с расположением камер вкрест простирания и последующей закладкой выработанного пространства. Основные размеры первичных и вторичных камер: высота – 100 м; ширина – 30 м и длина – 40...55 м. Основным отличием камер висячего бока от камер лежащего бока является то, что у первичных камер есть наклонное днище, под углом 50...55° в сторону пород висячего бока.

1.2. Анализ эксплуатации нарезных выработок в условиях ЗАО «ЗЖРК»

На ЗАО «ЗЖРК», которое разрабатывает Южно-Белозерское месторождение с помощью этажно-камерной системы разработки с твердеющей закладкой, ежегодный объем проходки подготовительно-нарезных выработок достигает порядка 25...30 тыс. м. Опыт производственной деятельности комбината показывает что закладка выработанного пространства, уменьшает проявления горного давления и позволяет сократить расстояние заложения подготовительных выработок по отношению к очистным камерам, что снижает объемы нарезных работ. Завышенное приближение выработок к очистным работам вызывает разрушения боков и кровли, обусловленные не только взрывными работами, но напряженно-деформированным состоянием массива в окрестности очистных камер. Применение того или иного типа крепления до 1980 года производилось на основе практического опыта, что приводило либо к излишнему усилению крепи, либо к преждевременному разрушению выработок, что обусловило дополнительные расходы на их восстановление или повторное проведение. С конца 80-х до середины 90-х годов крепление выработок основывалось на рекомендациях по выбору вида крепи для шахт Криворожского бассейна [1]. Опираясь на применение горношахтного оборудования, проектно-конструкторским отделом ЗАО «ЗЖРК» разработаны и внедрены типовые паспорта крепления горных выработок. Применение самоходного существующего современного импортного горношахтного оборудования обусловило необходимость дополнения типоразмеров поперечных сечений выработок. В 2001 году ГП «НИГРИ» (г. Кривой Рог) были разработаны дополнения к действующим паспортам крепления типовые паспорта крепления выработок и сопряжений.

Все горизонтальные и наклонные горные выработки проходятся с помощью буровзрывных работ. Крепление буровых ортов, согласно паспортов крепления №546, 577, 583, 590, 685 и др., осуществляется с применением следующих видов крепи: набрызг-бетонном или без крепи, но при их проходке некоторые места буровых ортов могут доукрепляться анкерной или комбинированной крепью на основании геологических справок. Геологические справки составляются участковыми геологами на определенный участок выработки, где происходит обрушение пород. В ней указывается физико-механические свойства горных пород, крепость, устойчивость, а также номер маркшейдерской точки, от которой производилось детальное изучение участка выработки. На основании этой справки разрабатывается новый паспорт крепления для данного промежутка выработки. Выбор типа крепи для крепления буровых ортов основывается на рекомендациях ГП «НИГРИ», по которым если буровой орт служит менее 18 месяцев, то выработку не крепят. Если же буровой орт служит более 18 месяцев, то крепление выработки осуществляется с помощью набрызг-бетона толщиной 50 мм [1, 2].

Крепление квершлаггов, которые переходят в орты-заезды, пройденных из подэтажных штреков, согласно методике выбора типа крепи, рекомендованной ГП «НИГРИ», осуществляется различными типами крепления. Наиболее характерным видом крепления таких выработок является временное крепление – железобетонными или трубчатыми анкерами, расположенными по сетке 1×1 м; в качестве постоянного крепления применяется набрызг-бетон толщиной 30...50 мм.

До принятия очистными камерами проектных размеров на все буровые орты, которые имеют непосредственный доступ к камерам, оказывается активное воздействие сейсмического влияния от взрывных работ и динамического влияния ударно-воздушных волн. Это способствует обрушению, шелушению и выколаживанию поверхности выработок. Основными видами проявления горного давления в нарезных выработках после окончания ведения очистных работ является растрескивание и обрушение руды и крепи, обрушение кровли и боков.

Для более детального изучения проявления горного давления в буровых выработках в 2004-2006 годах был проведен анализ производственной информации по вопросу поведения крепи выработок после окончания очистных работ и подготовке очистных камер к закладке. На снимке (рис. 1.1, а) отчетливо видна трещиноватость рудного массива у кровли в левом боку бурового орта 2с горизонта 690 м со стороны висячего бока в 16 м от очистной камеры 2/1с. Трещины рудного массива достигают размеров 0,004...0,015 м. Отдельные отслоения кусков руды от рудного массива наблюдаются в кровле и у кровли левого бока бурового орта. Размеры этих кусков достигают от 0,1 до 0,3...0,4 м. У кровли левого бока выработки на расстоянии 15 м от очистной камеры видна трещина длиной около 1 м и толщиной 0,01...0,015 м.

а



б



в



г



Рис. 1.1. Проявления горного давления в буровых ортах на момент окончания очистных работ в камерах

На снимке (рис. 1.1, б) зафиксированы обрушившиеся с анкеров куски руды в левом боку бурового орта 10с горизонта 690 м со стороны висячего бока в 15...18 м от очистной камеры 1/10с. Обрушение закрепленного анкерами рудного массива развивается со стороны камеры. Отдельные отслоившиеся куски руды лежат у почвы на левом боку выработки. Размеры отслоившихся кусков руды достигают 0,8...1 м. У левого бока бурового орта, а также по кровле, наблюдаются незначительные трещины размерами 0,005...0,01 м. Расстояние между трещинами составляет 0,5...1,5 м. Все анкера деформированы. Крепление бурового орта на всем его протяжении не производится в связи с тем, что срок службы бурового орта менее 18 месяцев, за исключением мест с повышенной трещиноватостью, где и установлены анкера.

На снимке (рис. 1.1, в) отражено обрушение кусков руды вместе с набрызг-бетонной крепью в правом боку бурового орта 4ю горизонта 690 м со стороны висячего бока в 18 м от очистной камеры 2/4ю. По длине бурового орта в сторону очистной камеры по правому боку видны обрушения руды вместе с набрызг-бетонной крепью. Расстояние между обрушениями равно 0,3...1,8 м. Ширина зоны обрушений достигает 1...3 м в виде усеченных конусов с большим основанием у почвы выработки. Толщина обрушившихся кусков руды вместе с набрызг-бетоном равна 0,7...1,3 м. Высота зоны обрушенных пород достигает кровли бурового орта. На набрызг-бетонном креплении наблюдаются отдельные трещины, которые берут начало в кровле выработки и заканчиваются в 1,5 м от почвы. Ширина этих трещин колеблется в пределах 0,003...0,015 м. Крепление бурового орта осуществляется набрызг-бетонной толщиной 0,05 м.

На снимке (рис. 1.1, г) отчетливо видно обрушение кусков руды с анкеров, а также обрушение рудного массива вместе с торкрет-бетонной крепью в правом боку бурового орта 4с горизонта 690 м со стороны висячего бока в 17 м от очистной камеры 1/5с. Длина торчащих анкеров из рудного массива равна 0,4 ...0,7 м. Анкера расположены у кровли правого бока выработки и в самой кровле. Наблюдаются обрушенные куски руды вместе с набрызг-бетонной толщиной 0,5...0,7 м. У кровли выработки, в местах обрушившейся руды, видны отдельные трещины толщиной 0,002...0,009 м и длиной 0,5...1,2 м. В кровле выработки видны отслоившиеся куски руды от рудного массива размерами 0,25...0,4 м.

На основе проведенного анализа эксплуатации нарезных выработок в условиях ЗАО «Запорожский ЖРК» можно сделать следующие **выводы**:

1. Анализ производственной информации по 20 буровым ортам гор. 665, 690 и 715 м за 2004 - 2006 годы позволил установить, что после окончания ведения очистных работ в камерах, основными видами проявления горного давления являются растрескивание и обрушение руды с креплением, растрескивание кровли и боков нарезных выработок. На гор. 690 м по длине буровых ортов проявление горного давления происходит на расстоянии 4...16 м от камер в сторону пород висячего бока, а на гор. 715 м – на расстоянии

18...44 м. В ортах гор. 665 м проявление горного давления происходит на расстоянии до 20 м от камер в сторону пород лежащего бока.

2. Отсутствие научного обоснования закономерностей распределения зон разрушающих деформаций в буровых выработках с учетом влияния напряженно-деформированного состояния очистных камер не позволяет определить степень влияния на крепление нарезных выработок.

1.3. Опыт освоения месторождений камерными системами разработки

Группой авторов [3, 4] из Государственного предприятия «Научно-исследовательский горнорудный институт» исследовано влияние камеры на область нарезных и очистных работ. Ими изучен характер распределения напряжений под камерами и на уровне его торца. Установлено, что в «слепых» залежах ограниченного простирания, имеющих выход под наносы, коэффициент концентрации напряжений в 1,9-2,0 раза меньше чем для залежей, имеющих выход на земную поверхность. Размер области влияния камеры на уровне ее торца висячем боку в 1,2-4,5 раза больше, чем в лежащем боку. На уровне нарезных и очистных работ (20 м ниже камеры) размеры области влияния висячем и лежащем боках примерно равны. Помимо этого, висячий бок камеры характеризуется областями растягивающих напряжений, а лежащий – областями сжимающих напряжений. Непосредственно под камерой располагается зона пониженных напряжений и зона опорного давления, которая характеризуется повышенными значениями коэффициента концентрации напряжений. Их максимум находится в висячем боку торца камеры. С удалением от максимума, смещаясь в сторону лежащего бока, напряжения уменьшаются. Дальнейшие исследования [6] напряжений вокруг камер, с помощью математического моделирования, позволили определить, что уступчатая форма обнажений с точки зрения устойчивости конструктивных элементов более благоприятна по сравнению с плоской. Разработана методика расчета параметров системы разработки.

Выполненные исследования распределения вертикальных напряжений в различных горизонтальных сечениях целика показали, что средние значения коэффициентов концентрации напряжений во всех горизонтальных сечениях целика, по мере перемещения его от висячего бока к лежащему, уменьшаются [7, 8]. Распределение напряжений во всех горизонтальных сечениях целика несимметрично относительно его вертикальной оси. При расположении продольного целика по центру потолочин улучшаются условия не только в потолочине, но и в целике. Остались неисследованными вопросы изменения степени влияния камеры при изменении глубины заложения и величины деформирования массива, вмещающего очистную камеру.

В Национальном горном университете [9-13] было изучено влияние способа поддержания налегающих пород на изменение прочности междукамерных и междуэтажных целиков. Установлено, что способ поддержания налегающих пород не оказывает существенного влияния на

напряженно-деформированное состояние потолочин. Авторы объясняют это уравниванием повышающих (давление массива сухой закладки) и понижающих (поддержание пород висячего бока) факторов влияния на уровень напряженности потолочин. Установлено также, что применение технологии с обрушением налегающей толщи пород вслед за очистными работами приводит к снижению тангенциальных напряжений в потолочинах и висячем боку очистных камер в 1,5...2,0 раза. Полученные результаты отображают качественную картину процесса, так как авторами приравнивались физико-механические свойства руд и вмещающих пород.

Аналитические исследования, проведенные автором в Национальном горном университете представленные в работах [14-17], позволили выявить влияние выработанного пространства на окружающий массив руды и вмещающих пород. Установлены закономерности изменения максимальных реальных напряжений с увеличением глубины заложения выработанных пространств. Определен характер и степень влияния выработанного пространства на вмещающий массив руды и пород при изменении угла падения, угла склонения, мощности отрабатываемых залежей и их длины. Разработаны новые принципы управления горным давлением при поэтапной отработке запасов Криворожского бассейна. Дальнейшие аналитические исследования, отраженные в работе [18], позволили установить, что при возрастании глубины распространения выработанного пространства до 1500 м области опорного давления проникают в рудо-породный массив до 1200 м под углом 75° к горизонту. Значения максимальных напряжений достигают 13,2 МПа, что соответствует около 1,6 γH .

На основании полученных результатов вышеупомянутых работ, автором предложены способы повышения устойчивости обнажений для конструктивных элементов камерных систем разработки, применяемые в Криворожском бассейне [19]. Предложено применение эллипсоидной формы очистной камеры, которая обладает высокой устойчивостью по фактору горного давления и по фактору сейсмического воздействия взрывных волн. Это объясняется тем, что такая форма, максимально приближаясь к границе зоны разгрузки, сводит к минимуму растягивающие напряжения в обнажениях массива руды, тем самым исключая возможность отслоения слабоустойчивых слоев по контуру.

Результаты моделирования на эквивалентных материалах поведения массива вокруг выработанного пространства, отображенные в работе [20], позволили установить, что в массиве висячего бока процесс деформирования происходит в виде откалывания и обрушения, а в массиве лежачего бока – в виде расширения и трещинообразования. При моделировании угла распространения выработанного пространства установлено, что его уменьшение от 90° до 40° вызывает возрастание деформаций в массиве висячего бока, а в массиве лежачего бока снижение.

Исследования напряженно-деформированного состояния массива вокруг выработанного пространства позволили установить закономерности распределения напряжений с увеличением глубины и с изменением угла

падения. Моделированию подвергалось выработанное пространство, которое отрабатывается по простиранию. В работах не рассматривалось исследование поведения массива при отработке выработанного пространства вкрест простирания.

Детальные исследования напряженно-деформированного состояния массива вмещающих пород и влияние его на конструктивные элементы камерных систем разработки проводились в Криворожском техническом университете авторами работ [21-24]. Изучено изменение параметров, характеризующих напряженность массива в зонах разгрузки, окружающих очистные камеры с увеличением глубины горных работ. Разработанная методика по определению параметров конструктивных элементов камерных систем разработки учитывает основные и дополнительные напряжения, возникающие в породах вокруг очистных камер, массиве руды междукамерных целиков и потолочин. Влияние камеры рассматривалось как дополнительное напряжение, создаваемое весом подработанных и обрушенных пород.

Результаты исследований позволяют определить эффективную глубину применения камерных систем разработки и определения оптимальных параметров конструктивных элементов по фактору горного давления при отработке крутопадающих столбообразных залежей. Методика не учитывает возможности отработки нескольких очистных камер, расположенных вкрест простирания месторождения. Исследованиям напряженного состояния массива руды вокруг очистной камеры в зависимости от ее размеров и глубины горных работ посвящены работы [25-27]. Отбойка руды вертикальными воронками в отступающем порядке – технология взрывания системы сферических зарядов использует энергию горного давления, сконцентрированную в зоне разгрузки напряжений камер. Установлено, что использование предложенной технологии отбойки руды в зоне повышенных растягивающих напряжений позволяет на 25...30% снизить энергоемкость взрывных работ и объем бурения, при одновременном улучшении качества дробления горной массы. Полученные результаты дают возможность применения закономерностей к зонам разгрузки напряжений, окружающих очистную камеру.

Натурные исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород и устойчивость конструктивных элементов системы разработки, выполненные исследователями Государственного предприятия «Научно-исследовательский горнорудный институт» (ГП «НИГРИ») в условиях ЗАО «ЗЖРК» в интервале глубин 325...640 м отображены в работах [28, 29]. Установлено, что основными формами проявления горного давления, как в технологических, так и в очистных камерах являются сводообразования и вывалы, а также псевдопластические деформации приконтурного массива. При проходке горных выработок зоны интенсивного нарушения достигают 1...1,5 м, несущая способность законтурного массива снижается в 3-5 раз. При очистной выемке зона интенсивного влияния взрывных работ достигает 15...20 м. Вокруг выработок в зонах интенсивного влияния взрыва область расслоения массива достигает 0,3...1,5 м. Результаты натурных наблюдений дают качественную картину поведения массива горных пород в интервалах глубин 325...640 м. Но

при отработке запасов руды ниже 640 м изменились параметры конструктивных элементов системы разработки, поэтому необходимо проводить дальнейшие натурные наблюдения в интервалах глубин 640...840 м.

Авторы работ [30-32] исследовали соосное и несоосное расположение целиков при расположении очистных камер по падению месторождения. Установлено, что независимо от глубины разработки влияние схемы расположения целиков на возникновение критических напряжений исчезает при отношении нормальной мощности промежуточной толщи к длине камеры по простиранию, равной 0,8. Впоследствии автором был разработан метод расчетных функциональных характеристик, ставший основой ряда инструкций [33-39]. Влияние напряженно-деформированного состояния массива пород и руды на устойчивость обнажения изучалось исходя из класса залежи и очередности отработки камер. Установлено, что предельные пролеты обнажения в залежах I, II и III классов находятся в соотношении 2:1, 3:1. В таком же соотношении находятся пролеты в залежах каждого класса в зависимости от очереди отработки камер. Размер камер по простиранию рекомендуется принимать независимо от глубины разработки, равные отношению нормальной мощности промежуточной толще к 1,25. Численные значения инструкций определялись методами статистической обработки данных производственной деятельности шахт Кривбасса в интервале глубин 75...975 м. Ведение горных работ в усложняющихся геотехнических условиях добычи диктует необходимость применения более точных методов оценки напряженно-деформированного состояния массива горных пород.

Группой авторов [40, 41] приведены результаты изменения напряженно-деформированного состояния рудного массива от влияния очистных и взрывных работ. Получена кривая, характеризующая уменьшение прочности рудного массива с увеличением времени. Усовершенствован вариант системы поэтажного обрушения и даны ее технико-экономические показатели. Полученные результаты характеризуют изменения напряженно-деформированного состояния рудного массива, но не показывают влияние очистных камер на массив горных пород висячего и лежащего боков.

Авторами работ [42-44] рассмотрены результаты исследований на шахтах Кривбасса по устойчивости откаточных выработок, расположенных на больших глубинах. Ими установлено, что на устойчивость откаточных выработок влияют следующие факторы: повышенные концентрации напряжений в зоне опорного давления от влияния очистных работ, давление на крепь, вызванное весом пород в объеме свода; влияние физико-механических свойств горных пород и гидрогеологических условий. Таким образом, теория свода, установленная проф. М.М. Протодьяконовым, с дополнением исследований ИГД СО АН СССР, дала возможность авторам рассчитать величину горного давления на крепь. По результатам расчета нагрузка на крепь сопряжения превышает 40 кПа, рост неупругих деформаций до своего предельного значения приведет к увеличению нагрузки до 120 кПа. В проведенных исследованиях рассмотрено влияние очистных работ на устойчивость откаточных выработок, расположенных на больших глубинах, но не

рассмотрены вопросы влияния очистных работ на крепление нарезных выработок вблизи очистных камер, расположенных вкрест простирания.

Проведенными автором в условиях ЗАО «ЗЖРК» при отработке запасов руды в этаже 400...480 м исследованиями [45], установлено, что на устойчивость выработок расположенных в зоне влияния очистных работ, воздействуют волны напряжений и сейсмические волны, которые вызваны взрывными работами по отбойке руды в камерах и вторичному дроблению. Деформация выработок, обусловленная этими работами, проявлялась в виде трещин, отколов и отслоений, величина которых зависела от расстояния до рабочих камер, физико-механических свойств руд и вмещающих пород, а также от параметров буровзрывных работ при очистной выемке. Была предложена классификация выбора видов крепи выработок за пределами зоны активного влияния взрывных работ до горизонта 720 м и в зоне активного влияния взрывных работ [46]. Вид крепи выработок за пределами зоны влияния взрывных работ предлагалось производить исходя из глубины разработки и прочностных свойств горных пород, т.е. в зависимости от напряженного состояния пород. В зоне влияния взрывных работ выбор вида крепи принимался по величине разрушений зоны контура выработки. Автором определено влияние взрывных работ в очистных камерах на крепление подготовительно-нарезных выработок, но не рассмотрены вопросы, связанные с распределением зоны разрушающих деформаций в нарезных выработках с учетом влияния очистных камер. Опыт применения анкерного крепления на рудниках авторам работ [47-51] позволил установить механизм работы железобетонных анкеров при установке их в массив твердеющей закладки, повысить устойчивость кровли очистных камер. Усовершенствование технологии анкерного крепления, на основании опыта применения штанговой крепи, позволило снизить затраты на крепление и увеличить скорость проведения горных выработок.

Разнообразие геотехнологических условий разработки рудных месторождений предполагает применение различных видов крепи и паспортов крепления. Область применения высокоэкономичной, легко поддающейся механизации возведения анкерной крепи небольшая, как правило, это выработки, пройденные в крепких монолитных породах или кварцитах. Значительно реже этот вид крепи применяется в мягких породах и рудах. Авторами [52-54] представлена методика расчета параметров анкерной крепи. Границей области применения анкерной крепи принят уровень напряженного состояния во вмещающую выработку массиве, при котором проявление горного давления реализуется только в форме заколообразования и вывалов. Приводится определение расчетной величины сцепления, длины анкера и расстояние между анкерами. Таким образом, приведенная методика с учетом упрочнения пород анкерами дает возможность более обоснованно выбирать и рассчитывать параметры анкерной крепи, но она не учитывает влияние на заанкерванный массив выработки очистных камер.

Авторами работы [55] приведены результаты исследований по рационализации подготовительных работ при разработке запасов выше фронта

очистных работ для шахт Кривбасса. Разработана методика по определению рационального способа крепления горизонтальных подготовительных выработок. Методика позволяет определить тип крепи подготовительной выработки по величине разрушающей деформации пород кровли, но не учитывает влияние очистных камер на устойчивость выработки.

На основе выполненного анализа в области разработки месторождений камерными системами разработки можно сделать следующие **выводы**:

1. Применяемый порядок отработки залежей по падению камерными системами разработки без поддержания пород висячего бока обуславливает необходимость оценки влияния очистных камер на области, располагающиеся в массиве горных пород висячего и лежащего боков, которые в достаточной степени не изучены.

2. Применяемые технологические схемы отработки залежей и их параметры зависят от величины и характера распределения предельных деформаций в массиве, обусловленных уровнем напряженного состояния массива, влиянием очистных, нарезных и подготовительных работ. Отсутствие комплексного исследования этих параметров не позволяет достаточно точно определить влияние очистных камер на окружающий массив горных пород.

3. Отсутствие научного обоснования закономерностей деформации массива вокруг очистных камер не позволяет производить оценку степени влияния на крепление нарезных выработок и, следовательно, учитывать ее в технологии ведения горных работ.

4. Предложенные ранее методики определения вида крепления подготовительно-нарезных выработок позволяют учитывать влияние параметров буровзрывных работ в очистных камерах, либо принимать вид крепи по уровню напряженного состояния массива вокруг выработки. Ведение горных работ в областях пониженного горного давления сопровождается перерасходом крепежного материала, что влечет к повышению себестоимости добычи руды. В областях повышенного горного давления снижается устойчивость выработок, что сопровождается снижением безопасности горных работ. В обоих случаях ухудшаются технико-экономические показатели системы разработки.

1.4. Анализ современных методов исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород

Исследование напряженно-деформированного состояния массива горных пород и элементов камерных систем разработки осуществляется различными методами механики горных пород. К их числу относятся аналитические, физические и натурные методы исследований. Определение их эффективности применительно к конкретным геотехнологическим условиям разработки месторождений полезных ископаемых. К методам физического моделирования относятся моделирование на эквивалентных материалах, центробежное моделирование и метод фотоупругости.

Физическое моделирование на эквивалентных материалах широко применяется для исследования проявления горного давления в очистных и подготовительных выработках при подземной разработке месторождений, для изучения вопросов пучения пород и сдвижения массивов, а также других физических процессов, протекающих в массиве пород при ведении в нем горных работ [56-60]. Сущность метода заключается в том, что на моделях при соблюдении условий подобия изучаются физические процессы, а результаты исследований используются для разработки теории процесса. В основе метода лежит теория механического подобия Ньютона, которая включает в себя геометрическое, кинематическое и динамическое подобие. Достоинство метода – возможность измерения показаний, отражающих напряженно-деформированное состояние массива горных пород в исследуемой области. Недостатком является высокая стоимость эквивалентного материала.

Метод центробежного моделирования, как и метод эквивалентных материалов, применяется для изучения вопросов проявления горного давления и напряжений в грунтах под фундаментами сооружений [61-63]. Метод заключается в соблюдении геометрического подобия исследуемой области: в натуре изготавливается модель, которая помещается на центрифугу и под действием центробежных сил в самой модели создается механическое подобие сил, которые действуют в натуре. Основные размеры модели определяются техническими возможностями центрифуги. Метод позволяет моделировать объемное напряженно-деформированное состояние пород вокруг выработок как в упругой области, так и за ее пределами. Достоинством центробежного моделирования является то, что благодаря использованию натуральных горных пород, соблюдается соответствие между размерами частиц и молекул. Одни из основных недостатков метода – отсутствие однородности механического силового поля; с удалением от центра тяжести модели в сторону по ее высоте изменяется эффективный радиус вращения, вследствие чего изменяется масштаб моделирования и высокая стоимость центрифугирующей установки.

Метод фотоупругости или оптико-поляризационный метод исследования широко применяется при изучении распределения напряжений вокруг очистных и подготовительных выработок, а также напряжений в конструкциях, машинах и сооружениях [10, 64]. Для изучения напряженного состояния пород, моделируют массив вокруг выработки. Модель изготавливают из оптически активного материала при соблюдении геометрического и силового подобия. Через модель пропускают луч поляризованного света. На экране получают поле напряжений в породах вокруг исследуемой выработки в виде линий различных цветов и оттенков. На основании этого определяют качественную характеристику поля напряжений, направления векторов напряжений и их концентрации. Оптический метод основывается на использовании законов Гука. С помощью метода обнаруживают не величину нормальных напряжений, а разность между ними, т.е. максимальные касательные напряжения. Достоинство метода – это его простота, а недостаток – трудоемкость изготовления и большая стоимость материалов модели.

Натурные методы исследования напряженного состояния основываются на измерении деформаций и расчете по ним с помощью формул теории упругости напряжений; измерении давлений приборами, установленными на объекте и определения по ним расчетом напряжений; определение ряда физических характеристик массива пород геофизическими методами и расчета напряжений с помощью корреляционных зависимостей [65-69].

Метод разгрузки предназначен для определения абсолютных значений напряжений в массиве горных пород. Он основан на использовании характеристик упругого восстановления формы элемента породы при искусственном отделении его от массива. Определение напряженного состояния массива сводится к измерению упругих деформаций элемента массива при его разгрузке от напряжений и дальнейшему вычислению с помощью формул теории упругости. Недостатком метода является ограниченное применение метода. Его целесообразно применять для пород достаточной прочности. Надежность определения напряжений зависит от принятых значений модуля упругости и коэффициента Пуассона [65, 69].

Метод разности давления. В основе метода лежит создание в массиве горных пород специальным гидравлическим баллоном, размещенном в скважине, принудительного давления, которое принимается за начальное. Скважина деформируется, и в баллоне происходит изменение давления жидкости, которое фиксируется манометром. Разность между начальным и конечным давлениями характеризует степень изменения напряженного состояния массива горных пород исследуемого участка. Достоинство метода – простота измерения и расчета напряженного состояния массива пород. Его недостаток – трудоемкость бурения скважин и высокая стоимость гидравлического баллона с жидкостью [65, 69].

Метод упругих включений заключается в установке с помощью специального клея фотоупругих датчиков на исследуемую область, т.е. на породу или крепь, и определение напряжений путем изменения напряженного состояния самого датчика. Достоинством метода является его простота, а недостатком – высокая стоимость самих фотоупругих датчиков [65, 66].

Метод буровых скважин основан на измерении продольной и поперечной деформаций пробуренных скважин с помощью деформометров. После измерения деформации диаметра скважин осуществляют переход к измерению напряженного состояния горных пород по формулам теории упругости или лабораторной тарировки. Достоинство метода – его простота, недостаток – трудоемкость и высокая стоимость бурения скважин [65, 67].

Акустический метод основывается на использовании свойств большинства горных пород генерировать упругие звуковые импульсы микроразрушений при изменении напряженного состояния массива горных пород. Основным показателем метода является число возникающих в массиве упругих звуковых импульсов в единицу времени и их изменение во времени. Звуковые импульсы регистрируются с помощью акустической аппаратуры. Существуют два вида акустических наблюдений – стационарный и переносной.

С помощью стационарной аппаратуры производят длительные наблюдения при неизменном положении датчиков в скважине. Переносная аппаратура предназначена для периодического наблюдения и регистрации импульсов на слух с помощью головных телефонов. Основным достоинством метода является его простота, возможность переноса аппаратуры для наблюдения и регистрации импульсов на слух. Недостаток – большая стоимость аппаратуры измерения [65, 68].

Электрометрический метод основан на электропроводности и зависимости удельного электрического сопротивления некоторых горных пород от действующих в них напряжений. Сущность метода заключается в бурении скважины, в которую помещаются электроды. При передвижении электродов производится измерение удельного электрического сопротивления пород и по изменению его с помощью установленных корреляционных связей определяют изменение напряженного состояния массива горных пород. Достоинство метода исследования – его простота, недостатки – трудоемкость бурения скважин и небольшая область его применения [65, 66].

Ультразвуковой метод использует зависимость скорости упругих волн в массиве пород от действующих в нем напряжений. При увеличении напряжений скорость упругих волн, которые прошли через исследуемый массив горных пород, возрастает, а при снижении напряжений, резко уменьшается. Зависимость между скоростью распространения волн в породах и напряжений в них устанавливается в лабораторных условиях на образцах горных пород. Для определения напряженного состояния производят бурение скважин на определенную глубину, в которые устанавливают излучатели и приемники ультразвуковых колебаний. Затем определяют скорость прохождения ультразвукового импульса и исходя из этого определяют уровень напряженного состояния. Достоинство – простота метода. Недостатки – высокая стоимость и трудоемкость бурения скважин в исследуемой области массива горных пород, большая стоимость измерительного зонда [65-68].

К методам *аналитических исследований* относятся метод конечных разностей, метод граничных элементов, метод конечных элементов и термодинамический метод.

Метод конечных разностей – первый из численных методов, который является классическим приближением метода теории упругости. Сущность метода заключается в том, что искомое значение перемещений определяется в узловых точках, а производные разностным соотношением. Затем производится замена производной ее приближенным значением, выраженным через разности значений функции в отдельных точках прямоугольной сетки. К основным недостаткам метода можно отнести сложность составления уравнений высокого порядка, большое количество вычислительных работ, трудность в решении смешанных задач, низкую универсальность метода [70, 71].

Метод конечных элементов – один из наиболее эффективных численных методов решения математических задач, описывающих состояние физических систем сложной структуры [72]. Математическая теория метода развита Ф. Сьярле [73], а процедура вывода основных зависимостей изложена в работах

[74-80]. Основная идея метода конечных элементов состоит в том, что любая непрерывная величина (температура, давление, перемещение) аппроксимируется дискретной моделью, построение которой выполняется на множестве кусочно-непрерывных функций, определенных на конечном числе подобластей. Алгоритм построения дискретной модели изучаемой непрерывной величины заключается в следующем: в рассматриваемой области фиксируют конечное число точек. Эти точки в дальнейшем называют узлами. Полагают, что исследуемая непрерывная величина в каждом узле является переменной, подлежащей определению в процессе решения задачи. Область изменения непрерывной величины разбивают на элементы. Эти элементы имеют между собой общие узлы и, в совокупности, аппроксимируют форму области в целом. Непрерывную величину аппроксимируют в пределах каждого элемента полиномом, коэффициенты которого рассчитывают на основании значений этой величины в узлах. Каждый элемент аппроксимируют своим полиномом, а коэффициенты полиномов подбирают таким образом, чтобы сохранялась непрерывность величины вдоль границ соседних элементов. Метод конечных элементов сводит решение линейной задачи к решению системы линейных алгебраических уравнений.

Метод граничных элементов основывается на теории интегральных сингулярных уравнений и теории потенциала. Сущность метода заключается в переходе от функциональных интегральных соотношений к их алгебраическим аналогам. Переход от искомой краевой задачи для дифференциальных уравнений к соотношениям осуществляется с использованием граничных интегральных уравнений, либо некоторых функционалов. В первом случае метод граничных элементов сводится к методам граничных интегральных уравнений, во втором – к вариационным методам. Достоинством метода является то, что дискретные параметры вводятся только на границе тела, что позволяет уменьшить области применения решаемых задач, а также упрощает подготовку исходных данных. С помощью метода граничных элементов возможно решение задач механики горных пород в плоской и объемной постановке. Основным недостатком метода является ограниченное практическое применение метода из-за недостаточной разработки алгоритмов и программного обеспечения [81-83].

Термодинамический метод, разработанный В.Ф. Лавриненко и В.И. Лысак, относится к современным синергетическим методам моделирования физических процессов [21-24]. Применение метода представлено более чем в 200 опубликованных работах. Метод заключается в том, что исследуемый массив пород рассматривается как термодинамическая система. Ее состояние определяется всеми физическими величинами (плотность, внутренняя энергия, намагниченность и т.д.). Исследуемая система способна обмениваться с внешними, по отношению к ней, полями энергией и телами в формах работы и теплоты. Термодинамический метод базируется на фундаментальных законах физики, математики, химии, термодинамики и философии. Метод позволяет довольно точно установить оптимальные размеры и форму устойчивого обнажения массива на любой заданной глубине и в конкретных

геотехнологических условиях залегания рудных тел. В основу термодинамического метода входят следующие последовательно выполняемые задачи: определение потенциальных напряжений в нетронутом массиве, определение физических свойств пород в условиях их естественного залегания и напряженного состояния пород вокруг выработок. К недостатку метода можно отнести отсутствие алгоритмов и программ, что ограничивает практическое применение метода при решении задач.

На основе проведенного анализа методов исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород можно сделать следующие **выводы:**

1. Обзор научно-технической литературы по методам исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород позволил выявить целесообразные методы аналитических, физических и натурных исследований. Выявлены и оценены преимущества и недостатки этих методов применительно к задачам, поставленным в диссертационной работе.

2. Проведенный анализ натуральных методов исследования позволил выбрать наиболее целесообразный апробированный – метод промышленных измерений напряженно-деформированного состояния массива, характеризующийся высокой сходимостью результатов. Метод позволит получить значения напряжений с высокой точностью, которые будут использованы при обосновании рациональных способов крепления нарезных выработок на Запорожском железорудном комбинате.

3. Сравнительный анализ методов физического моделирования позволил выбрать наиболее целесообразный метод лабораторных исследований – метод эквивалентных материалов, который является наиболее эффективным среди методов физического моделирования. Подбор эквивалентного материала в соответствии с основными физико-механическими свойствами пород Южно-Белозерского месторождения позволит решить первую задачу, поставленную в диссертационной работе.

4. Анализ аналитических методов исследования позволил выбрать наиболее целесообразный метод – термодинамический, дающий наиболее высокую сходимость (85...90%) расчетных и непосредственно измеренных упругих деформаций. Создание программного обеспечения для термодинамического метода позволит решить первую и вторую задачи, поставленные в диссертационной работе.

1.5. Цель и задачи исследования

При выполнении анализа работ в области разработки мощных залежей с помощью камерных систем разработки установлено, что недостаточно изучено влияние зон разгрузки очистных камер на окружающий массив горных пород и, следовательно, на заранее пройденные и закрепленные горные выработки. В связи с этим сформулирована цель диссертационной работы – обоснование и выбор рациональных способов крепления нарезных выработок с учетом изменения напряженного состояния массива, вызванного влиянием зоны разгрузки очистных камер.

Для реализации цели поставлены следующие задачи:

1. Установить закономерности изменения напряженно-деформированного состояния пород в зонах разгрузки очистных камер.

2. Установить закономерности изменения разрушающих деформаций в массиве вокруг очистных камер.

3. Выявить закономерности разрушающих деформаций в кровле нарезных выработок с учетом влияния напряженно-деформированного состояния массива в зонах разгрузки очистных камер.

4. Разработать методику определения параметров комбинированного крепления нарезных выработок, учитывающую степень влияния очистных камер.

5. Определить экономическую эффективность, внедрения разработанных технологических решений крепления буровых выработок при добыче руды на шахтах ЗАО «ЗЖРК».

Для решения поставленных в диссертационной работе задач принят комплексный метод исследования, который включает следующие этапы:

– анализ проектно-технической литературы по вопросам применения различных типов крепления нарезных выработок в Криворожском бассейне;

– анализ проектно-технической литературы по вопросам применения на ЗАО «Запорожский ЖРК» камерной системы разработки с закладкой;

– анализ проектно-технической литературы по вопросам эксплуатации нарезных выработок на ЗАО «ЗЖРК»;

– анализ научно-технической литературы по современным методам исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород;

– аналитическое моделирование поведения нарезных выработок в зоне разгрузки напряжений очистных камер;

– физическое моделирование деформации массива вокруг очистных камер на эквивалентных материалах;

– проведение промышленных измерений деформации массива вокруг очистных камер;

– обоснование способов крепления нарезных выработок с учетом влияния напряженно-деформированного состояния очистных камер;

– рекомендации по способам снижения негативного влияния очистных камер на ведение горных работ.

Анализ проектно-технической литературы по вопросам применения различных типов крепления нарезных выработок в Криворожском бассейне позволит установить основные виды крепления нарезных выработок при камерной системе разработки.

Анализ проектно-технической литературы по вопросам применения на ЗАО «ЗЖРК» камерной системы разработки с закладкой позволяет установить исследуемые глубины разработки, пространственное расположение очистных камер, а также физико-механические свойства вмещающего массива.

Анализ проектно-технической литературы по вопросам эксплуатации нарезных выработок на ЗАО «ЗЖРК» позволяет установить эффективное использование видов крепления нарезных выработок в различных горнотехнических условиях.

Анализ научно-технической литературы определяет направления совершенствования способа крепления нарезных выработок в зоне влияния очистных камер.

Анализ методов исследования напряженно-деформированного состояния массива пород позволит выявить целесообразные методы аналитического, физического и натурного исследования. Аналитическим моделированием устанавливаются закономерности изменения напряженности массива пород и руд, вмещающих очистные камеры при отработке залежи.

Физическое моделирование на эквивалентных материалах областей деформации массива вокруг очистных камер и натурные исследования с помощью инструментальных замеров позволяют проконтролировать точность закономерностей полученных аналитическими исследованиями.

Обоснование параметров крепления нарезных выработок с учетом влияния напряженно-деформированного состояния очистных камер позволяет определять применение целесообразного вида крепления нарезных выработок, что в свою очередь приведет к повышению безопасности ведения горных работ, а также значительно снизит себестоимость крепления 1м буровой выработки.

Рекомендации по способам снижения негативного влияния очистной камеры на ведение горных работ позволит усовершенствовать технологию добычи руды из вторичных очистных камер, что в свою очередь приведет к повышению безопасности горных работ и снижению себестоимости 1 т руды.

Алгоритм методики исследования, принятый в диссертационной работе, представлен на рис. 1.2.



Рис. 1.2. Алгоритм методики исследования

2. ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ВБЛИЗИ ОЧИСНЫХ КАМЕР

2.1. Методика исследования поведения массива в зоне разгрузки очистных камер

Методика исследования поля напряжений в окружающем очистные камеры массиве термодинамическим методом, включает следующие этапы:

- определение физических свойств исследуемого массива горных пород;
- определение уровня напряженности нетронутого массива горных пород;
- определение поля напряжений в окружающем камеру массиве горных пород.

Определение физических свойств и напряженного состояния массива руд и вмещающих пород производится согласно методик, изложенных в работах [84-88]. Их сущность сводится к определению параметров нетронутого массива вдоль вертикального профиля. Расчетный профиль распространяется от поверхности к исследуемой очистной камере. Для всех пластов разнородных вмещающих пород и руды определяются параметры, характеризующие напряженно-деформированное состояние массива и его физико-механические свойства. Текущей координатой является глубина пересечения расчетным профилем контактов напластования различных пород.

Определение параметров нетронутого массива пород и его физических свойств, производили в программе Microsoft Excel 2000. Расчету подвергали профиль на шахте «Эксплуатационная» ЗАО «Запорожский железорудный комбинат». В табл. 2.1 приведены параметры нетронутого массива пород для исследуемой шахты. Определение физических свойств пород в условиях их естественного залегания производили до глубин 1000 м по данным геологического строения исследуемого участка шахтного поля.

Согласно научных положений термодинамической теории, образование очистных камер является причиной нарушения первоначального равновесного состояния массива горных пород [87]. Поперечное сечение камер представляет собой область внутри массива с пониженной объемной плотностью потенциальной энергии. По контуру камеры создается градиент объемной плотности энергии, что является условием протекания необратимых термодинамических процессов.

Определение размеров массива в зоне разгрузки, которая окружает очистные камеры, производили по граничным размерам полости. При этом горизонтальным пролетом камеры l_k является проекция крайних точек обнажения массива на горизонтальную плоскость. Вертикальным пролетом обнажения массива h_k является проекция верхней и нижней точек обнажения массива камеры на вертикальную плоскость. Центр плоскости очистной камеры располагается в точке пересечения $0,5 l_k$ и $0,5 h_k$. Он совпадает с точкой O – началом системы координат ZXY .

Таблица 2.1

Упругие потенциальные напряжения в нетронутом массиве пород шахты «Эксплуатационная» ЗАО «ЗЖРК»

Глубина H , км	Давление P , МПа	Потенциальные напряжения в нетронутом массиве, МПа		Коэффициент формы зоны разгрузки, λ_k	Угол между $\sigma_1(y)$ и горизонто м, θ , град	Главные напряжения в нетронутом массиве, МПа		
		$\Delta\sigma_{x(y)}$	$\Delta\sigma_{z(y)}$			$\sigma_{1(y)}$	$\sigma_{2(y)}$	T_{max}
0,25	7,5	3,82	3,67	0,98	45,39	5,57	1,92	1,82
0,50	15,0	7,65	7,35	0,97	46,10	11,18	3,82	3,68
0,75	22,5	11,60	9,84	0,94	46,73	16,76	5,72	5,52
1,00	30,0	15,64	14,33	0,91	47,30	22,65	7,31	7,67
1,50	45,0	24,02	20,92	0,88	48,57	33,89	11,05	11,45

Расчетная схема моделирования термодинамических процессов в прилегающем к камере массиву представлена на рис. 2.1 и формулами 2.1-2.19.

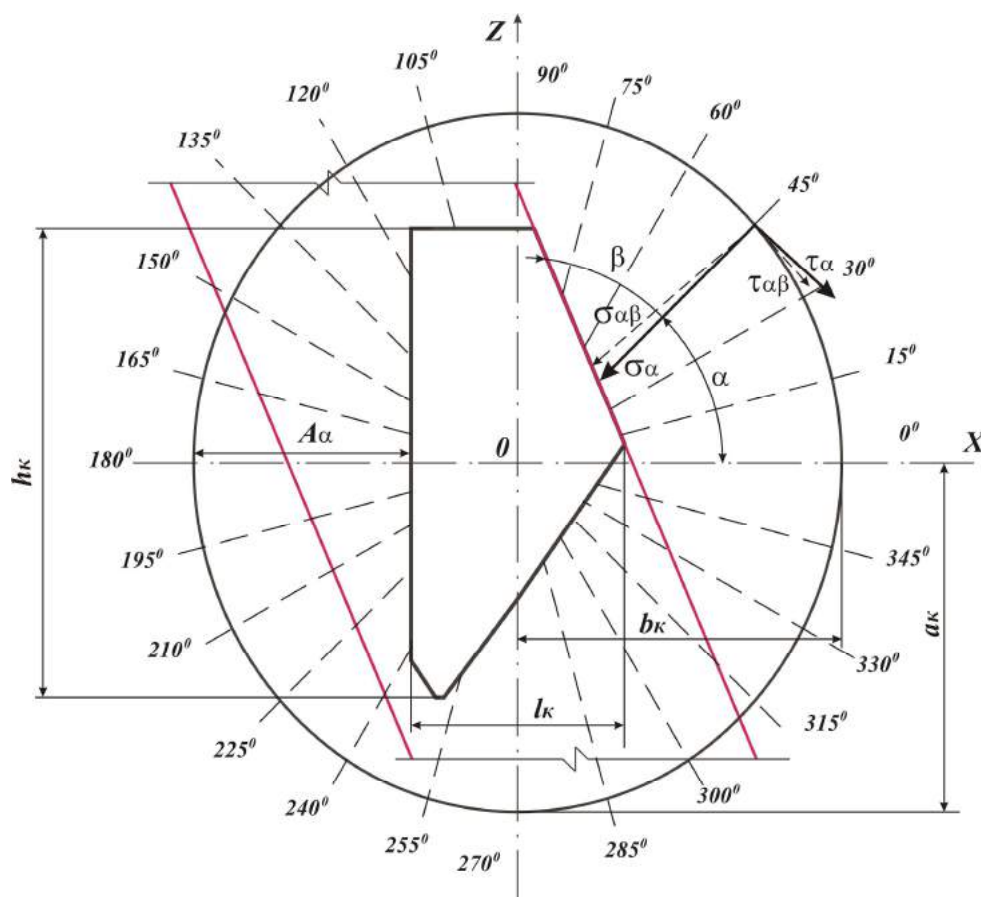


Рис. 2.1. Расчетная схема моделирования процессов, протекающих в окрестности первичных очистных камер

В расчетной схеме приняты следующие обозначения:

$\Delta\sigma_{z(y)}$ и $\Delta\sigma_{x(y)}$ – вертикальные и горизонтальные потенциальные напряжения нетронутого массива пород, МПа;

α – угол между расчетной площадкой и осью OX , град;

β – угол между направлением σ_α и касательной в точке пересечения расчетной площадки с контуром очистной камеры, град;

x – текущая координата положения точки на расчетной площадке, м;

A_α – расстояние вдоль площадки от границы зоны разгрузки до контура очистной камеры, м;

h_k – вертикальный пролет обнажения массива, м;

l_k – горизонтальный пролет обнажения массива, м;

O – центр очистной камеры, начало системы координат XYZ ;

a – вертикальная полуось зоны разгрузки, направленная вдоль оси OZ , м;

b – горизонтальная полуось зоны разгрузки, направленная вдоль оси OX , м;

σ_α и τ_α – радиальные и тангенциальные напряжения в нетронутом массиве, МПа;

$\sigma_{\alpha\beta}$ и $\tau_{\alpha\beta}$ – радиальные и тангенциальные остаточные потенциальные напряжения, МПа.

Массив зоны разгрузки в окрестности очистной камеры представляет собой эллипсоид вращения с полуосями, размеры которых определяем по известным формулам:

– вертикальная a вдоль оси OZ

$$a_k = 0,5 \left(\frac{l_k}{\lambda_k} + h_k \right), \text{ м}; \quad (2.1)$$

– горизонтальная b вдоль оси OX

$$b_k = a_k \lambda_k, \text{ м}; \quad (2.2)$$

– горизонтальная c вдоль оси OY

$$c_k = 0,5 \left(\frac{l_k}{\lambda_k} + l_k \right), \text{ м} \quad (2.3)$$

где λ_k – коэффициент формы зоны разгрузки (отношение вертикального потенциального напряжения $\Delta\sigma_{z(y)}$ к горизонтальному $\Delta\sigma_{x(y)}$)

$$\text{определяется по формуле: } \lambda_k = 1 - \frac{\sigma_{1(y)}}{\sigma_{сж}}$$

Определение размеров массива, находящегося в зоне разгрузки очистных камер производится по отношению вертикального $\Delta\sigma_{z(y)}$ и горизонтального $\Delta\sigma_{x(y)}$ потенциальных напряжений, действующими на глубине расположения точки O – начала системы координат ZXY . Процесс преобразования потенциальной энергии упругой деформации в работу в массиве зоны разгрузки напряжений протекает с равными скоростями одновременно в двух направлениях. Начальные потенциальные напряжения сжатия от границы зоны разгрузки развиваются к поверхности обнажения массива очистной камерой вдоль расчетных площадок, составляющих с напряжением $\Delta\sigma_{x(y)}$ углы $0^\circ < \alpha < 360^\circ$ (см. рис. 2.1). В результате высвобождения внутренних сил возрастают

радиальные σ_p и тангенциальные τ_p напряжения. Они вызывают увеличение объема породы и руды, а, следовательно, снижение температуры и изменение физических свойств минерального вещества в поле сил гравитации.

Радиальные σ_α и тангенциальные τ_p потенциальные напряжения в нетронутом массиве для всех расчетных площадок, составляющих с направлением напряжения $\Delta\sigma_{z(y)}$ углы α определяем выражениями:

$$\sigma_\alpha = \Delta\sigma_{x(y)} \cos^2 \alpha + \Delta\sigma_{z(y)} \sin^2 \alpha, \text{ МПа}; \quad (2.4)$$

$$\tau_\alpha = 0,5(\Delta\sigma_{x(y)} - \Delta\sigma_{z(y)}) \sin 2\alpha, \text{ МПа}. \quad (2.5)$$

Значения остаточных потенциальных напряжений в окружающей очистную камеру массиве, сохранившихся после преобразования части потенциальной энергии в работу, определяются из выражений:

$$\sigma_{\alpha\beta} = (\sigma_\alpha \sin^2 \beta + \tau_\alpha \cos^2 \beta) \exp(-\nu x), \text{ МПа}; \quad (2.6)$$

$$\tau_{\alpha\beta} = (\sigma_\alpha \cos^2 \beta + \tau_\alpha \sin^2 \beta) \exp(-\nu x), \text{ МПа}, \quad (2.7)$$

где x – текущая координата положения точки на площадке под углом α ($0 \leq x \leq A_x$), возрастает от границы зоны разгрузки к поверхности обнажения массива камеры. Приращение x принимается произвольным, но одинаковым для всех расчетных площадок.

Устанавливаем значения радиальных σ_p и тангенциальных τ_p напряжений, появившихся в массиве горных пород вокруг камеры в результате преобразования потенциальной энергии в работу. Определяем их как разницу между потенциальными напряжениями, характерными для ненарушенного массива, и остаточными потенциальными напряжениями в точках с координатой x_i вдоль каждой расчетной площадки:

$$\sigma_p = \sigma_\alpha - \sigma_{\alpha\beta}, \text{ МПа}; \quad (2.8)$$

$$\tau_p = \tau_\alpha - \tau_{\alpha\beta}, \text{ МПа}. \quad (2.9)$$

По значениям σ_p и τ_p устанавливаются величины упругих радиальных ε_σ и тангенциальных ε_τ деформаций горной породы в пределах массива зоны разгрузки напряжений камеры:

$$\varepsilon_\sigma = \sigma_p E^{-1}; \quad (2.10)$$

$$\varepsilon_\tau = \tau_p E^{-1}, \quad (2.11)$$

где ε_σ – деформация растяжения; ε_τ – деформация сжатия.

На всех расчетных площадках, расположенных под углом α , для заданных значений текущей координаты x определяем изменение начальной температуры горных пород за счет их упругого расширения:

$$\Delta T = 0,5(\varepsilon_\sigma + \varepsilon_\tau) \alpha_p^{-1}, \text{ град}, \quad (2.12)$$

где α_p – коэффициент линейного теплового расширения пород [89].

Температурные напряжения в точках с заданными значениями текущей координаты x вдоль каждой расчетной площадки:

$$\sigma_{TX} = \alpha_p E \Delta T, \text{ МПа}. \quad (2.13)$$

Для всех расчетных площадок и заданных точек рассчитывают суммарные значения механических и температурных напряжений

$$\sigma_{PT} = \sigma_P + \sigma_{TX}, \text{ МПа}; \quad (2.14)$$

$$\tau_{PT} = \tau_P + \sigma_{TX}, \text{ МПа}. \quad (2.15)$$

По результатам расчетов строим изолинии радиальных σ_{PT} и тангенциальных τ_{PT} напряжений в пределах массива зоны разгрузки напряжений очистной камеры.

Деформация массива происходит в местах, где реальные напряжения, возникающие в массиве зоны разгрузки, превышают предельно допустимые на растяжение или сдвиг. Разницу между действующими и предельными напряжениями отражает коэффициент запаса прочности. Для оценки процессов деформирования, протекающих в горной породе, предел прочности определяли на растяжение σ_{pg} и сдвиг τ_g по методике [87]:

$$\sigma_{pg} = 0,13K_{co}\sigma_{сж}, \text{ МПа}; \quad (2.16)$$

$$\tau_g = 0,15K_{co}\sigma_{сж}, \text{ МПа}, \quad (2.17)$$

где K_{co} – коэффициент структурного ослабления массива, принимаемый по рекомендации В.В. Ржевского от 0,2 до 0,33 в зависимости от степени трещиноватости горных пород.

Затем устанавливали значения коэффициента запаса прочности в массиве зоны разгрузки, окружающей очистные камеры во всех расчетных точках вдоль площадок:

– при растяжении

$$n_p = \sigma_{pg}\sigma_{pm}^{-1}, \text{ раз}; \quad (2.18)$$

– при сдвиге

$$n_\tau = \tau_g\tau_{pm}^{-1}, \text{ раз}. \quad (2.19)$$

Точки, в которых $n_p = 1$ и $n_\tau = 1$, очерчивают область деформации массива.

2.2. Исследование напряженно-деформированного состояния массива в окрестностях первичных очистных камер

Разработанный ГП «НИГРИ» (г. Кривой Рог) и внедренный на комбинате в 2001 году новый вариант этажно-камерной системы разработки с твердеющей закладкой характеризуется измененной формой очистных камер вкост простирания залежи. Залежь делят на две очистные камеры – первичную и вторичную. Характерной особенностью первичных очистных камер является наличие высокого наклонного днища, примыкающего к висячему боку залежи. В качестве примера можно рассмотреть формирование полей напряжений в массиве вокруг первичной очистной камеры, которая в свою очередь является среднестатистической очистной камерой гор. 740 м. К моделированию принимали очистную камеру с усредненными геотехническими условиями (глубина размещения очистной камеры $H = 740$ м, угол падения залежи $\alpha = 68^\circ$, горизонтальная мощность отрабатываемой залежи $m = 84$ м, прочность горных пород висячего бока на одноосное сжатие $\sigma_{сж} = 140$ МПа, прочность горных пород лежащего бока на одноосное сжатие $\sigma_{сж} = 80$ МПа).

Массив зоны разгрузки, окружающий очистную камеру, характеризуется четырьмя основными областями концентрации напряжений (рис. 2.2). Располагаясь в породах висячего и лежачего боков, в массиве руды и закладки они являются областями расширения. Как в породах висячего, так и лежачего боков области расширения частично «обволакивают» очистную камеру. Основные области концентрации напряжений, формирующиеся в массиве зоны разгрузки, присущи как радиальным (нормальным) σ_p , так и тангенциальным (касательным) τ_p напряжениям. Последние характеризуются меньшими значениями напряжений. Оба вида напряжений формируют напряженно-деформированное состояние массива горных пород. Отношение между предельными напряжениями растяжения σ_p и сдвига τ_p принимаем равным $\sigma_p = 0,9\tau_p$. Следовательно, оценка напряженно-деформированного состояния нами производилось по максимальным напряжениям, действующим в массиве пород – радиальным σ_p .

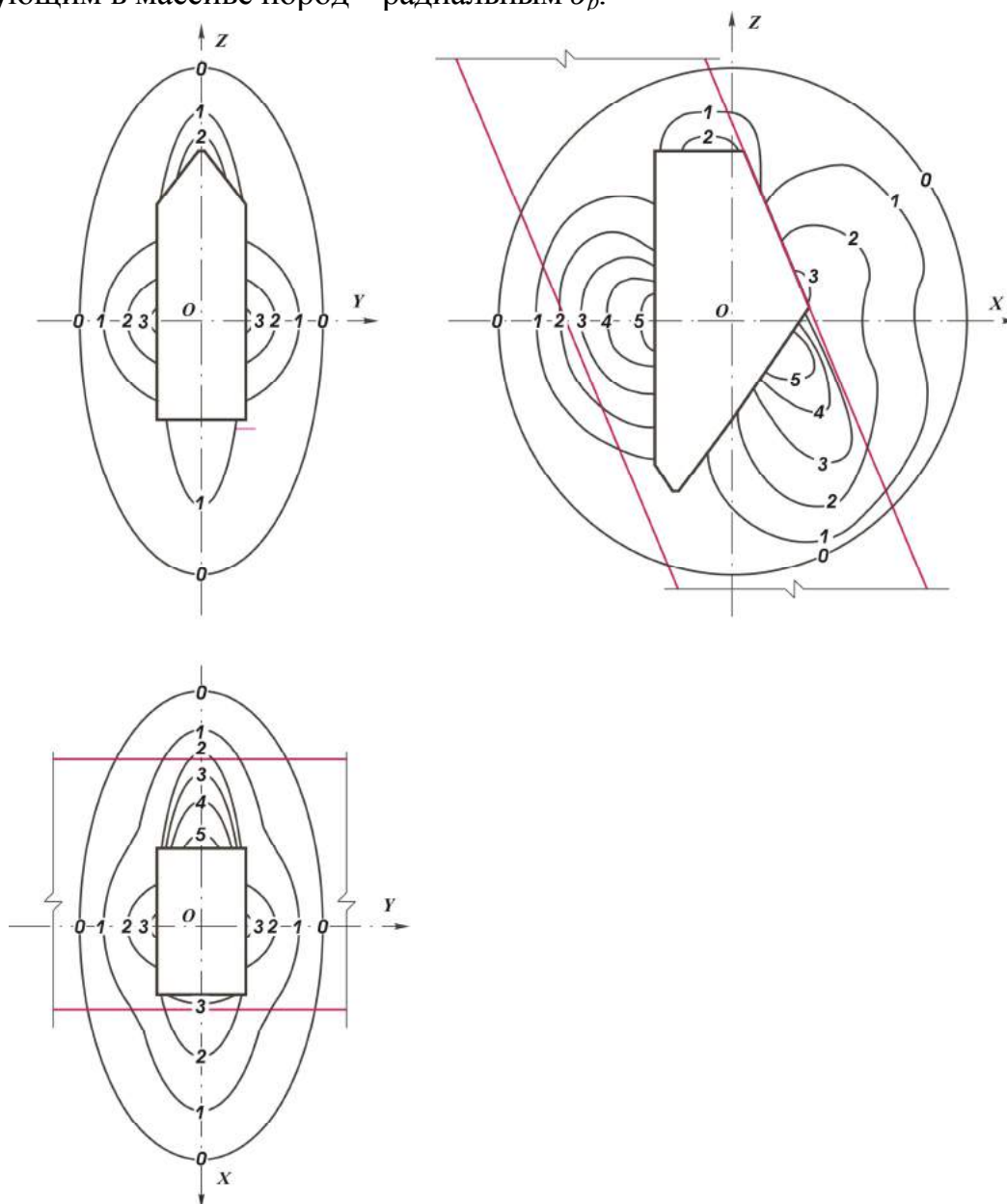


Рис. 2.2. Изолинии радиальных напряжений σ_p в массиве, окружающем очистную камеру в плоскостях ZOX , ZOY и XOY , МПа

Основные области концентрации напряжений располагаются в породах висячего и лежачего боков, в массиве руды и закладки. Во всех областях действуют растягивающие напряжения. Напряжения в них изменяются по прямо пропорциональным линейным зависимостям. Значения напряжений в массиве возрастают от границы зоны разгрузки в направлении обнажения массива очистной камерой.

Область растягивающих напряжений расположена в породах висячего бока. Ее размеры составляют 53 м. Величина максимального растягивающего напряжения составляет 3,2 МПа или порядка 1,7 γH . Форма изолиний – эллипсоидная. Область растягивающих напряжений расположена в породах висячего бока, рудном массиве и закладке, непосредственно в кровле камеры. Ее размеры составляют 28 м. Величина максимального растягивающего напряжения составляет 2,4 МПа или порядка 1,3 γH . Форма изолиний – эллипсоидная (рис. 2.2). Область растягивающих напряжений расположена в породах лежачего бока и в рудном массиве очистной камеры. Ее размеры составляют 53 м. Величина максимального растягивающего напряжения составляет 5,7 МПа или порядка 3 γH . Форма изолиний – эллипсоидная, плавно примыкающая к днищу камеры. Область растягивающих напряжений расположена в породах висячего бока и в рудном массиве у наклонного днища очистной камеры. Ее размеры составляют 65 м. Величина максимального растягивающего напряжения составляет 5,5 МПа или порядка 2,9 γH . Форма изолиний – эллиптическая, плавно соединяющаяся с изолиниями в породах висячего бока.

Согласно вышеизложенному, моделирование напряженно-деформированного состояния окружающего первичную очистную камеру выполнено для отрабатываемых запасов руды в этаже 640...740 м. Проведенный анализ глубин заложения первичных очистных камер указывает на увеличивающийся диапазон областей растягивающихся напряжений. В результате этого представляет значительный интерес исследование напряженно-деформированного состояния с изменением глубины заложения первичных очистных камер, а именно моделирование отработки запасов руды в этажах 740...840 и 840...940 м.

Для исследования влияния глубины заложения анализу были подвергнуты первичные очистные камеры, имеющие наклонное днище в сторону висячего бока. При одинаковых геотехнологических условиях аналитическое моделирование влияния очистных камер на окружающий массив горных пород производили для глубины разработки 740...940 м. Увеличение глубины заложения очистных камер сопровождается увеличением зоны разгрузки и повышением напряженности массива горных пород окружающих камеры. Изменение радиальных напряжений σ_r в пределах зоны разгрузки с увеличением глубины ведения горных работ представлено на рис. 2.3, а-в.

Область растягивающих напряжений расположена в породах висячего бока. При увеличении глубины ее размеры увеличиваются от 53 до 70 м. Величина максимальных растягивающих напряжений увеличивается от 3,2 до 4,7 МПа или порядка 1,7...2,5 γH . Форма изолиний эллиптическая, которая увеличивается в масштабе (рис. 2.3, а-в).

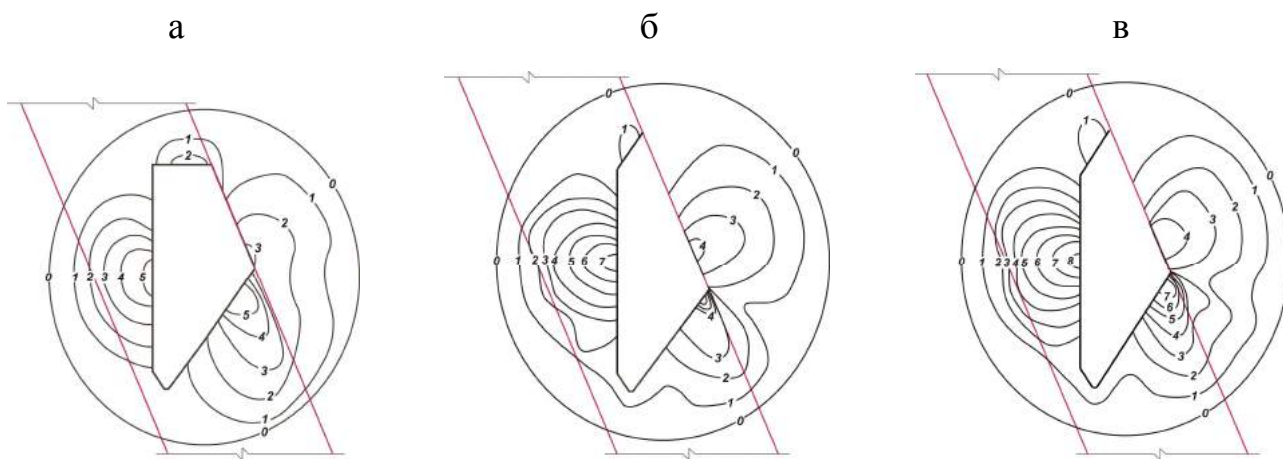


Рис. 2.3. Изолинии радиальных напряжений σ_r в массиве окружающем первичную очистную камеру при глубине заложения $H=740$ м (а), 840 м (б) и 940 м (в), МПа

Область растягивающих напряжений расположена в породах висячего бока, рудном массиве и закладке, непосредственно в кровле камер. При возрастании глубины ее размеры увеличиваются от 28 до 32 м. Величина максимальных растягивающих напряжений уменьшается от 2,4 до 1,8 МПа или порядка $1 \dots 1,3 \gamma H$. Форма изолиний эллиптическая, переходящая с пород висячего бока в рудный массив и увеличивающаяся в масштабе (рис. 2.3, а-в).

Область растягивающих напряжений расположена в породах лежачего бока и в рудном массиве очистных камер. При увеличении глубины ее размеры увеличиваются от 53 до 65 м. Величина максимальных растягивающих напряжений увеличивается от 5,7 до 8,5 МПа или порядка $3 \dots 4,5 \gamma H$. Форма изолиний – эллиптическая, плавно соединяющаяся с изолиниями напряжений в рудном массиве и изолиниями напряжений пород висячего бока, которые увеличиваются в масштабе (рис. 2.3, а-в).

Область растягивающих напряжений расположена в породах висячего бока и в рудном массиве у наклонного днища очистных камер. При увеличении глубины ее размеры возрастают от 65 до 75 м. Величина максимальных растягивающих напряжений возрастает от 5,5 до 7,9 МПа или порядка $2,9 \dots 4,2 \gamma H$. Форма изолиний – эллиптическая, плавно соединяющаяся с изолиниями в породах висячего бока и увеличивающаяся в масштабе (рис. 2.3, а-в).

Общую картину увеличения напряженно-деформированного состояния массива руды с возрастанием глубины заложения первичных очистных камер можно наблюдать по изменению максимальных радиальных напряжений (рис. 2.4). Выполненный анализ значений напряженности, позволил установить, что первичные очистные камеры влияют на массив руды, находящуюся во вмещающем массиве в 1,7-2 раза больше, чем на породы лежачего и висячего боков. Основным влияющим фактором исходных данных будет являться объемная масса руды, которая превышает объемную массу пород в 1,3-1,5 раза.

Проведя аппроксимацию максимальных значений при помощи программы Microsoft Excel 2000, получены эмпирические уравнения зависимостей радиальных напряжений от глубины заложения очистных камер H .

Для массива руды, окружающем первичную очистную камеру, эмпирические зависимости имеют вид:

– максимальные растягивающие напряжения в рудах лежачего бока

$$\sigma_p = 1,262e^{0,0021H}, \text{ МПа, при } R = 98 \%; \quad (2.20)$$

– максимальные растягивающие напряжения в рудах висячего бока у наклонного днища первичной очистной камеры

$$\sigma_p = 1,726e^{0,0016H}, \text{ МПа, при } R = 95 \%. \quad (2.21)$$

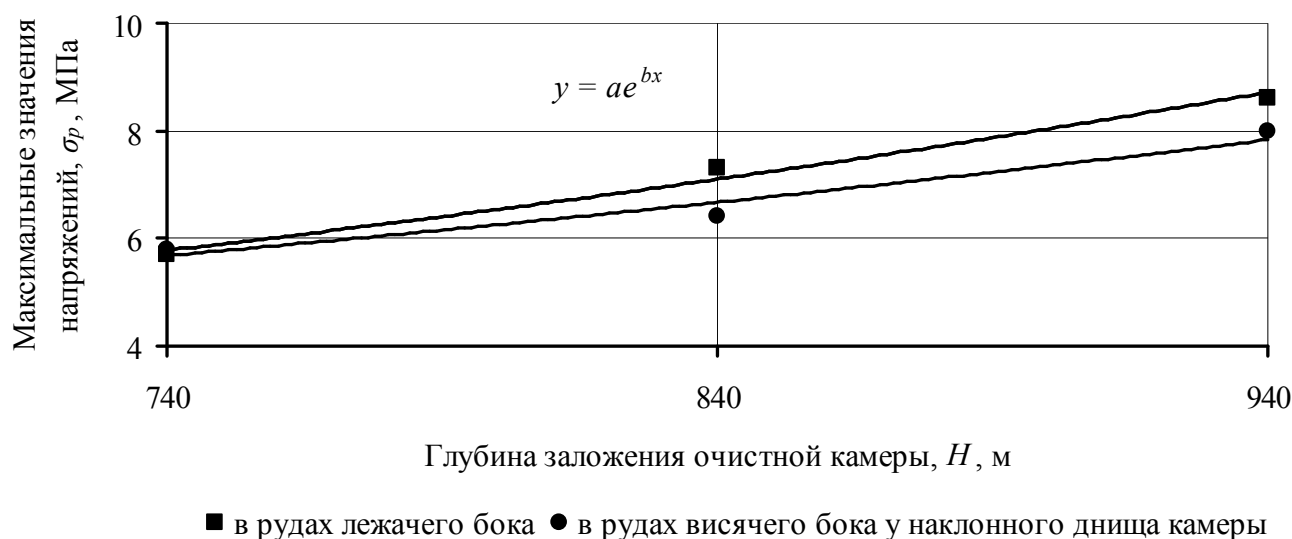


Рис. 2.4. Максимальные радиальные напряжения σ_p для массива руды в зоне разгрузки, окружающем первичную очистную камеру, МПа

Полученные результаты аналитического моделирования глубины заложения первичных очистных камер сопоставимы с теоретическими исследованиями, проведенными в Криворожском техническом университете и Национальном горном университете [90, 15]. М.Б. Федько исследовал влияние физико-механических свойств горных пород на изменение устойчивости промежуточных толщ при различной глубине ведения горных работ, с использованием метода конечных элементов. Также авторы в ряде работ по средствам термодинамического метода, определяли закономерности влияния выработанного пространства на вмещающий массив с увеличением глубины разработки. Изменение полей напряжений с увеличением глубины заложения очистных камер подтверждает достоверность результатов теоретических исследований, выполненных различными аналитическими методами моделирования.

Исследование напряженно-деформированного состояния вмещающего очистную камеру массива позволило:

- выявить закономерности развития полей напряжений в массиве зон разгрузки очистных камер;
- определить зависимости изменения уровня напряженности в основных областях зон разгрузки очистных камер на массивы руд, пород и закладки;
- установить, что изменение тангенциальных напряжений τ_p аналогично радиальным σ_p при меньших значениях напряжений.

Исследование напряженно-деформированного состояния вмещающего массива позволило выявить экспоненциальную зависимость изменения напряжений очистными камерами с увеличением глубины их заложения. Поэтому при определении степени влияния на устойчивость нарезных выработок необходим точный учет распространения напряженно-деформированного состояния очистными камерами.

2.3. Оценка распространения областей разрушающих деформаций на нарезные выработки

Физико-механические свойства руд и пород, вмещающих очистные камеры, представлены в довольно широких пределах. Прочность руд колеблется от 30 до 120 МПа, а вмещающих пород – от 40 до 180 МПа. Объемная масса руд изменяется от 0,39 до 0,4 МН/м³ и вмещающих пород – от 0,21 до 0,29 МН/м³. Приведенные выше результаты исследований получены без учета деформационных свойств массива руд и пород, вмещающих очистную камеру. Это связано с тем, что изменение прочности массива незначительно влияло на изменение полей напряжений. Расчеты показывают, что прочность горных пород оказывает существенное влияние на деформацию вмещающего очистную камеру массива. Разрушающая деформация происходит в местах, где реальные напряжения, возникающие в массиве зоны разгрузки, превышают предельно допустимые на растяжение или сдвиг. Разницу между действующими и предельными напряжениями отражает коэффициент запаса прочности n .

В качестве примера можно рассмотреть формирование областей разрушающих деформаций массива, окружающих очистные камеры этажа 640...740 м (рис. 2.5). На рисунке наглядно видно, что области деформации очистной камеры приобретают вытянутую форму, напоминающую эллипс; в рудном массиве наклонного днища камер со стороны висячего бока и в рудном массиве со стороны лежачего бока преобладают растягивающие напряжения. Интенсивное разрушение массива в области пониженного горного давления происходит при условии попадания в них нарезных выработок, пройденных по руде.

Области разрушающих деформаций в массиве, окружающем очистную камеру, распространяются на нарезные выработки горизонтов 690 и 715 м со стороны висячего бока наклонного днища камеры, а также на выработки горизонтов 665 и 690 м со стороны лежачего бока.

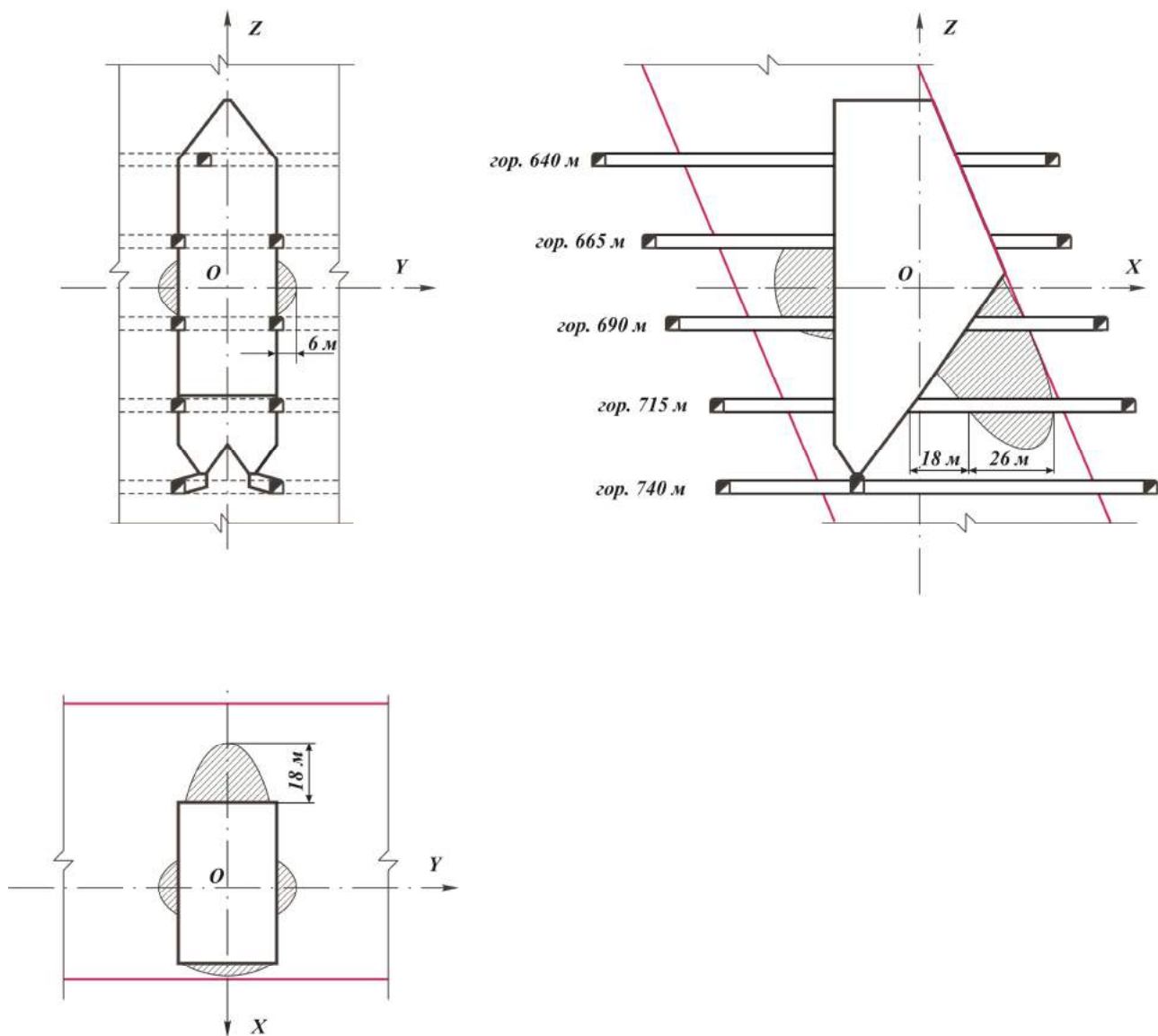


Рис. 2.5. Области разрушающих деформаций в зоне разгрузки

На горизонте 690 м со стороны висячего бока, в рудном массиве наклонного днища очистных камер, область разрушающих деформаций распространяется от очистной камеры до пород висячего бока и достигает расстояния 18...20 м. В область разрушающих деформаций очистных камер попадают два буровых орта горизонта 690 м. На горизонте 715 м в рудном массиве наклонного днища камер, со стороны висячего бока, область разрушающих деформаций берет начало в 14...18 м от очистного пространства камер и распространяется на 26 м, на расстоянии 40...44 м от очистных камер область разрушающих деформаций заканчивается. В область деформации очистных камер попадают два буровых орта горизонта 715 м. С торца очистных камер, со стороны лежащего бока область разрушающих деформаций распространяется на расстояние 14...16 м от обнажения массива. В область разрушающих деформаций очистных камер попадают буровые орты горизонтов 665 и 690 м. Полученные результаты исследования развития областей разрушающих деформаций в массиве зоны разгрузки, окружающую очистные камеры, представлены в работе [91].

При определении характера изменения величины деформаций вокруг первичной очистной камеры в области зоны разгрузки аналитическое моделирование влияния камер производили для глубины разработки 740...940 м. Для выполнения исследований в области влияния глубины заложения анализу были подвергнуты первичные очистные камеры, имеющие одинаковые геотехнологические условия разработки и наклонное днище в сторону висячего бока. С увеличением глубины заложения очистной камеры происходит возрастание области разрушающих деформаций в массиве горных пород, окружающих камеру. Изменение величины разрушающих деформаций в пределах области зоны разгрузки с увеличением глубины разработки представлено на рис. 2.6, а-в.

Область разрушающих деформаций расположена в массиве пород висячего бока. При увеличении глубины заложения очистных камер ее размеры увеличиваются с 4 до 31 м, площадь зоны деформации возрастает в 8 раз. Форма этой области эллипсоидная, которая увеличивается в масштабе.

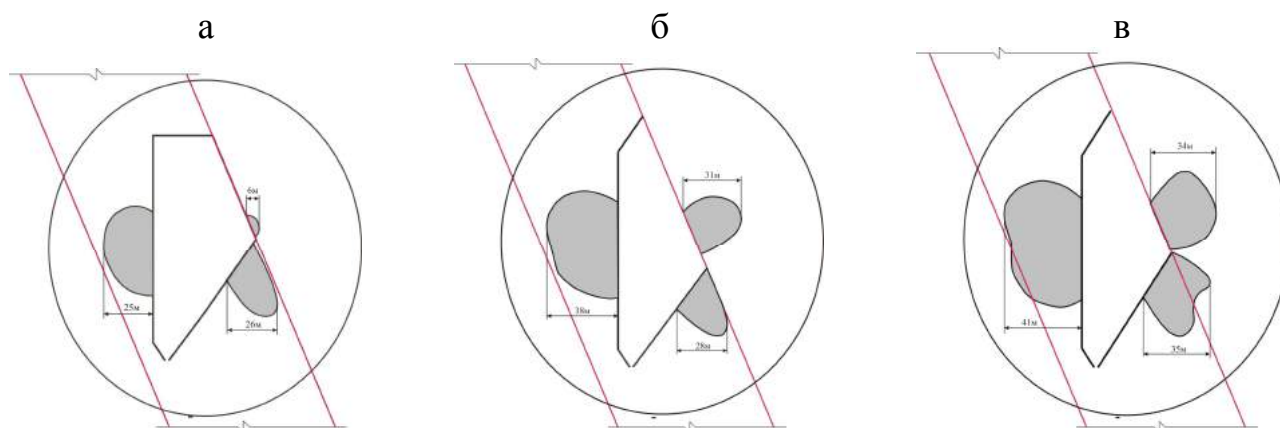


Рис. 2.6. Области разрушающих деформаций U_k в массиве, окружающем первичные очистные камеры, при различной глубине заложения H_k : а – 740 м; б – 840 м; в – 940 м

Область разрушающих деформаций расположена в массиве руды лежачего бока. При возрастании глубины заложения очистных камер ее размеры увеличиваются с 25 до 42 м, площадь зоны деформации увеличивается в 1,7 раза, что составляет порядка 70%. Форма этой области эллипсоидная, которая увеличивается в масштабе.

Область разрушающих деформаций расположена в массиве руды висячего бока у наклонного днища первичных камер. При увеличении глубины заложения очистных камер их размеры увеличиваются с 31 до 38 м. Площадь зоны деформации возрастает в 1,2-1,3 раза, что составляет порядка 20...30%. Форма этой области – эллипсоидная, но с увеличением глубины она приобретает форму эллипса, который вогнут в верхней части. Она захватывает породы висячего бока и увеличивается в масштабе.

Общую картину увеличения величины разрушающих деформаций в массиве

горных пород в пределах зоны разгрузки с возрастанием глубины заложения первичных очистных камер можно наблюдать по изменению максимальных деформаций (рис. 2.7). Выполнение анализа значений деформации позволило установить, что первичные очистные камеры влияют на руду, находящуюся во вмещающем массиве в 1,3-1,8 раз больше, чем на породы висячего бока. Поэтому основным влияющим фактором исходных данных будет объемная масса руды, которая превышает объемную массу пород висячего бока в 1,2-1,3 раза.

Определение максимальной величины разрушающих деформаций в массиве горных пород вокруг очистных камер в породах висячего бока, в рудах лежачего бока и рудах висячего бока у наклонного днища производили путем измерения расстояния от границы деформации к камере. Для определения величины деформации в породах висячего бока измеряли расстояние от границы зоны деформации перпендикулярно к углу падения рудной залежи по длине которой, согласно масштабу построения, находили максимальную длину разрушающих деформаций. Согласно составленному алгоритму аналогично определяли величины разрушающих деформаций в рудах лежачего бока и рудах висячего бока у наклонного днища. Расстояние для определения величины деформаций в рудах лежачего бока проводили перпендикулярно к очистным камерам, а для руд висячего бока у наклонного днища камеры расстояние определяли под углом 68° , параллельно углу падения залежи.

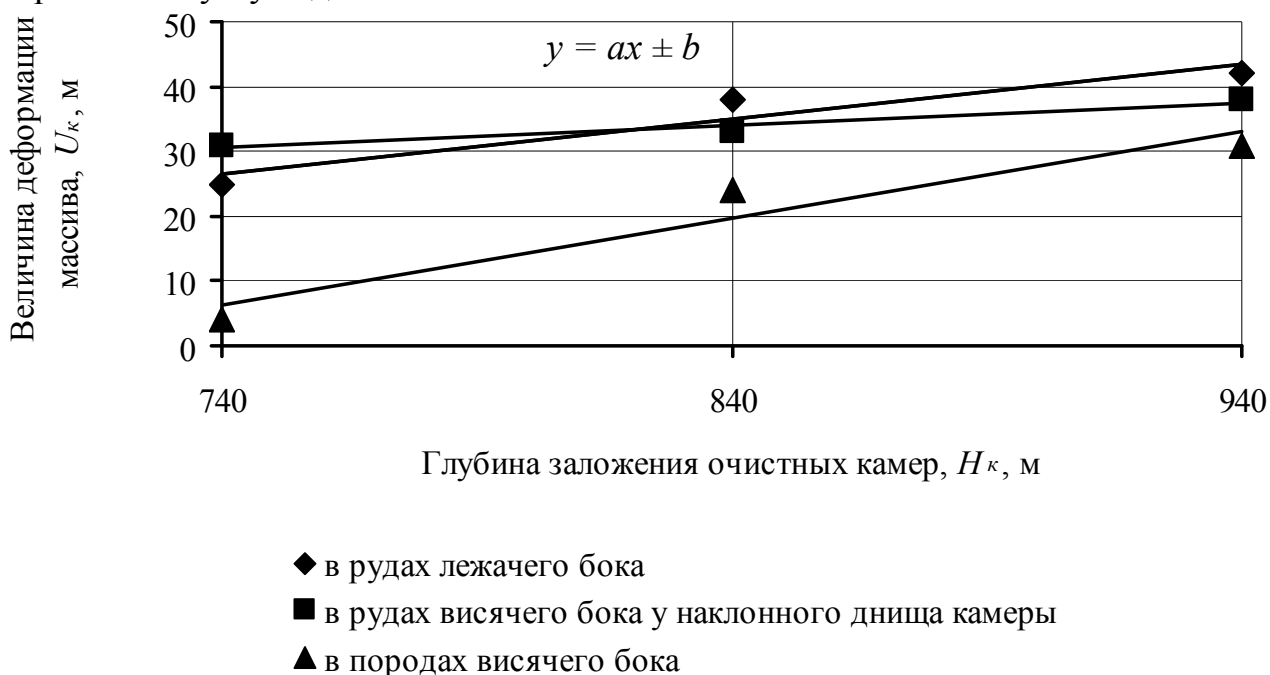


Рис. 2.7. Изменение разрушающих деформаций в массиве горных пород вокруг первичных камер с увеличением глубины горных работ

Проведя аппроксимацию максимальных значений при помощи программы Microsoft Excel 2000, получены эмпирические уравнения зависимостей величины разрушающих деформаций U_k от глубины заложения очистных камер H_k и объемной массы руды и пород висячего бока γ . Для массива горных пород, окружающих первичные очистные камеры:

– величина разрушающих деформаций в рудах лежачего бока

$$U_k = 0,0215\gamma H_k - 36,4, \text{ МПа, при } R = 91,5 \%; \quad (2.22)$$

– величина разрушающих деформаций в рудах висячего бока у наклонного днища первичной очистной камеры

$$U_k = 0,009\gamma H_k + 4,6, \text{ МПа, при } R = 94,2 \%; \quad (2.23)$$

– величина разрушающих деформаций в породах висячего бока

$$U_k = 0,54\gamma H_k - 93,73, \text{ МПа, при } R = 92,8 \%. \quad (2.24)$$

Результаты аналитического моделирования величины разрушающих деформаций хорошо сопоставимы с данными проведенных исследований в Криворожском техническом университете В.Ф. Лавриненко и В.И. Лысак [92]. Разработанная ими методика определения параметров устойчивой сводообразной полости, образуемой в массиве висячего бока очистного пространства при системах подэтажного обрушения, подтверждает полученный характер деформации пород висячего бока. Полученные результаты также сопоставимы с данными исследований, выполненных в Национальном горном университете О.Е. Хоменко [18]. В результате выполненных исследований им установлены формирования областей неустойчивого равновесия и изменения их с глубиной распространения выработанного пространства. Сравнение результатов подтверждает хорошую сходимость полученных результатов аналитического моделирования.

По результатам выполненных исследований областей разрушающих деформаций U_k в массиве горных пород, окружающем первичную очистную камеру с увеличением глубины заложения камер может быть описано линейными зависимостями. Полученные эмпирические зависимости величины деформации для различной глубины заложения камер позволяют определить размеры и формы зон разрушающих деформаций, которые существенно влияют на буровые выработки очистных камер. Выполненные исследования подтверждают значимость ведения горных работ в областях разрушающих деформаций, которые должны сопровождаться с точным учетом деформации массива руды на устойчивость нарезных выработок.

2.4. Характер изменения устойчивости боков и кровли нарезных выработок вблизи первичных очистных камер

Анализ результатов аналитического моделирования показал, что очистные камеры оказывает существенное влияние на окружающий массив горных пород. Массив в зоне разгрузки напряжений очистных камер характеризуется областями пониженного горного давления. Выполненные исследования обуславливают необходимость учета характера и степени напряженности массива горных пород в зоне разгрузки напряжений очистных камер. Места горных работ, связанных с сооружением закладочных перемычек, находятся в области разрушающих деформаций в массиве руды, окружающем камеры. Перечень горных работ по заполнению пространства камеры описаны в подразделе 1.1. В качестве примера можно рассмотреть формирование полей предельно-допустимых напряжений в рудном массиве вокруг буровых ортов подэтажных горизонтов за пределами зоны разгрузки напряжений очистных камер (рис. 2.8).

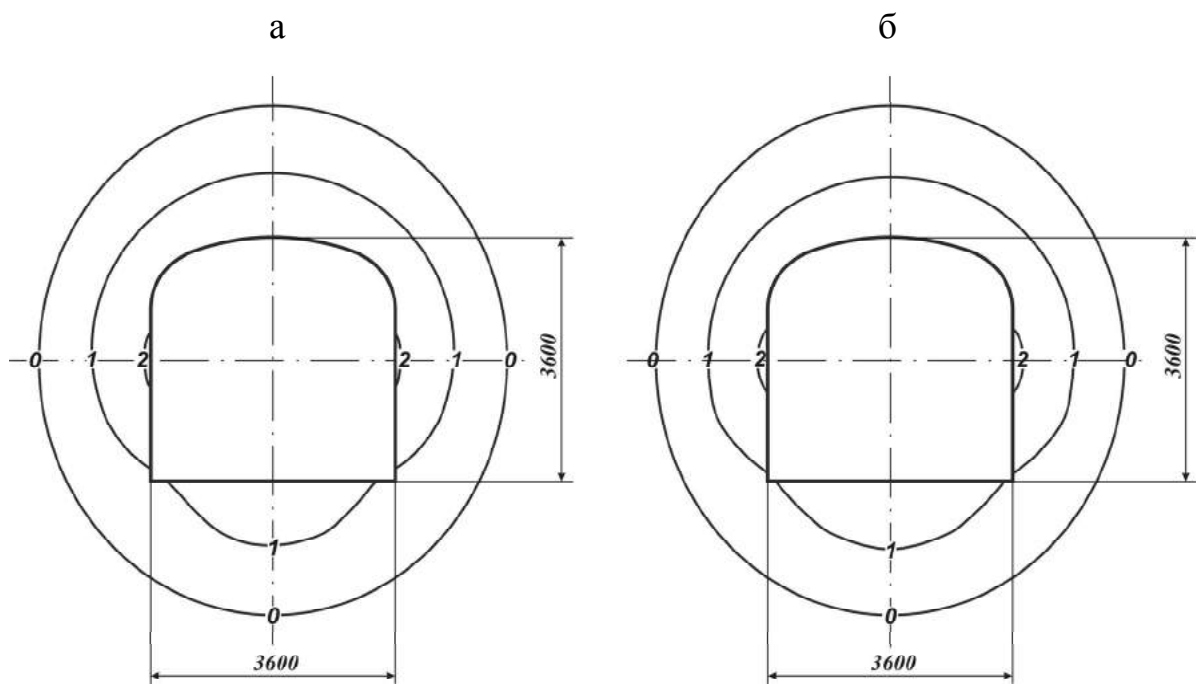


Рис. 2.8. Изолинии радиальных σ_r напряжений, вокруг буровых выработок за пределами зоны разгрузки очистной камеры: а – буровой орт горизонта 690 м; б – буровой орт горизонта 715 м

С момента ведения очистных работ в массиве горных пород, окружающей очистную камеру, действуют разрушающие деформации, которые будут распространяться как в сторону лежачего, так и в сторону висячего боков. В область разрушающих деформаций в наклонном днище очистных камер попадают буровые выработки подэтажных горизонтов 690 и 715 м. Поэтому, в качестве примера, можно рассмотреть формирование области деформации массива вокруг буровых ортов подэтажных горизонтов 690 и 715 м с учетом влияния очистной камеры (рис. 2.9).

Оценку состояния кровли и боков нарезных выработок горизонтов 690 и 715 м производили по суммарному запасу прочности в обнажении, учитывающему ослабление рудного массива выработками и очистными камерами. Для построения области разрушающих деформаций в массиве руды вокруг нарезных выработок необходимо к значениям радиальных напряжений вокруг выработки прибавлять значения радиальных напряжений очистной камеры, которые попали в зону напряженно-деформированного состояния выработки. По полученным новым суммарным напряжениям с учетом коэффициента запаса прочности строили области разрушающих деформаций в рудном массиве вокруг нарезной выработки.

Из рисунка 2.9 видно, что от кровли нарезной выработки горизонта 690 м область разрушающих деформаций находится на расстоянии 1,55 м – в этой области будет проявляться горное давление в виде отслоения кусков руды от массива до образования естественного свода обрушения. Со стороны правого бока выработки область деформации находится на расстоянии 1,25 м. В этой области проявление бокового горного давления может проявляться в виде призм сползания.

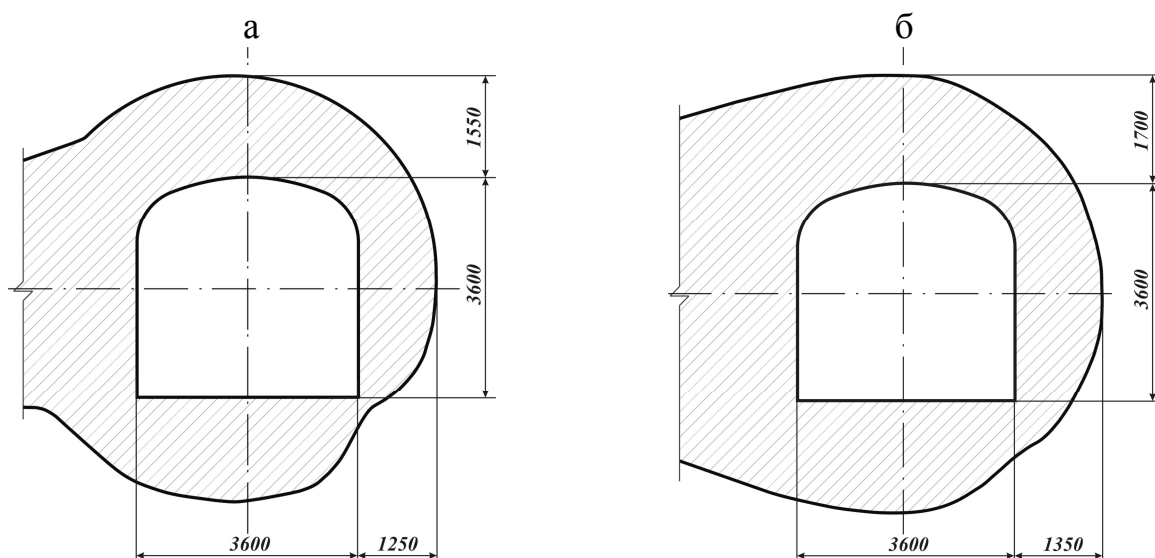


Рис. 2.9. Области деформации рудного массива вокруг буровых ортов с учетом влияния очистной камеры: а – буровой орт горизонта 690 м; б – буровой орт горизонта 715 м

Для нарезных выработок горизонта 715 м расстояние от кровли выработки до области разрушающих деформаций равно 1,7 м. В этой области будет проявляться горное давление в виде отслоения кусков руды от массива до образования естественного свода обрушения. Со стороны правого бока расстояние до области деформации равно 1,35 м. В этой области проявление бокового горного давления может проявляться в виде призм сползания. По полученным результатам аналитического исследования областей разрушающих деформаций, в буровых ортах поэтажных горизонтов 690 и 715 м, можно установить следующие зависимости. Проведя аппроксимацию при помощи программы Microsoft Excel 2000, получены уравнения зависимостей области разрушающей деформации U от расстояния от очистных камер L . Для массива руды в кровле буровой выработки горизонта 690 м, со стороны висячего бока (рис. 2.10):

$$U = -0,0011 \cdot L^3 + 0,0237 \cdot L^2 - 0,1377 \cdot L + 1,8759, \text{ м, при } R = 91,6\%, \quad (2.24)$$

где R – достоверность аппроксимации, %.

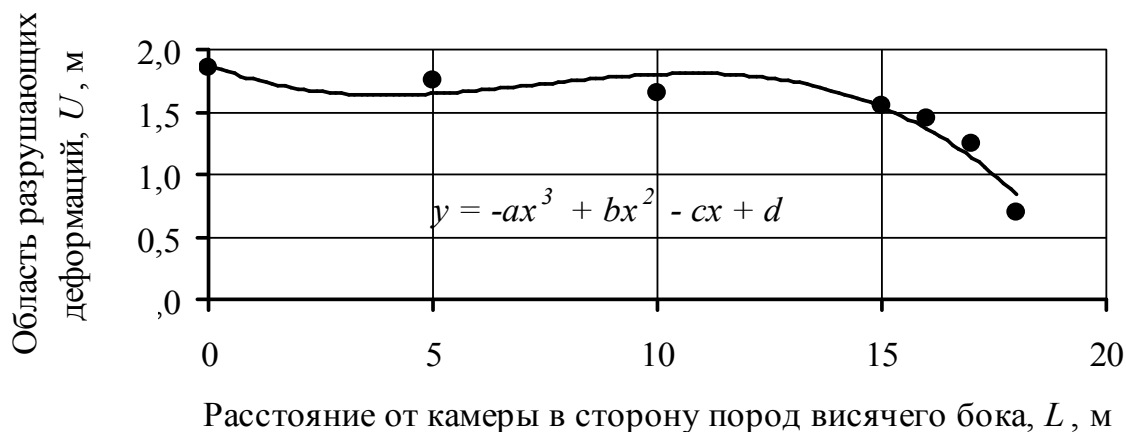


Рис. 2.10. Изменение разрушающих деформаций в буровых ортах поэтажного горизонта 690 м от расстояния до первичной очистной камеры

Для массива руды в кровле буровой выработки горизонта 715 м, со стороны висячего бока (рис. 2.11):

$$U = -0,00005 \cdot L^3 + 0,002 \cdot L^2 - 0,016 \cdot L + 1,6141, \text{ м, при } R = 91,3\%. \quad (2.25)$$

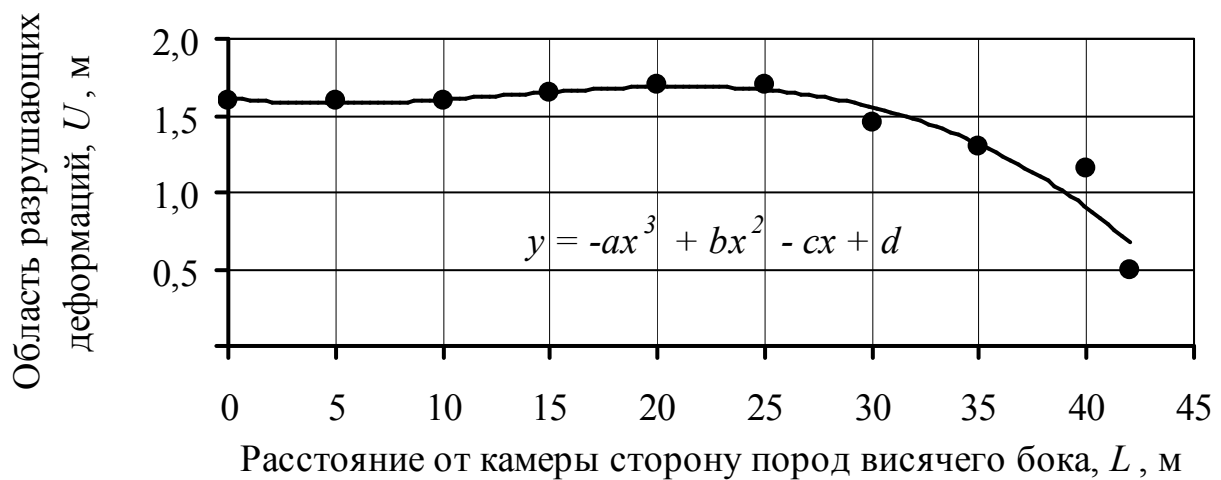


Рис. 2.11. Изменение разрушающих деформаций в буровых ортах подэтажного горизонта 715 м от расстояния до первичной очистной камеры

Полученные зависимости области разрушающих деформаций от расстояния до очистных камер имеют кубическую зависимость. С их помощью можно определить высоту области разрушающих деформаций со стороны висячего бока в буровых выработках на подэтажных горизонтах 690 и 715 м. Полученные значения области разрушающих деформаций от расстояния до очистных камер представлены в работе [93]. При проведении дальнейших аналитических исследований для выявления закономерности изменения области разрушающих деформаций с учетом расстояния от почвы откаточного горизонта 740 м до почвы подэтажа определяем зависимость области разрушающих деформаций в кровле мнимого подэтажа 702 м от расстояния до очистной камеры (рис. 2.12). Проведя аппроксимацию при помощи программы Microsoft Excel 2000, получено уравнение зависимости области разрушающих деформации U от расстояния до очистной камеры L . Для массива руды в кровле буровой выработки мнимого горизонта 702 м (рис. 2.12), со стороны висячего бока:

$$U = -0,0002 \cdot L^3 + 0,006 \cdot L^2 - 0,0642 \cdot L + 1,795, \text{ м, при } R = 95\%, \quad (2.26)$$

где R – достоверность аппроксимации, %.

Таким образом, на всех трех подэтажах 690, 702 и 715 м область разрушающих деформаций U изменяется по кубической зависимости:

$$U = -aL^3 + bL^2 - cL + d, \quad (2.27)$$

где a , b , c и d – данные числа, содержащие известные величины.

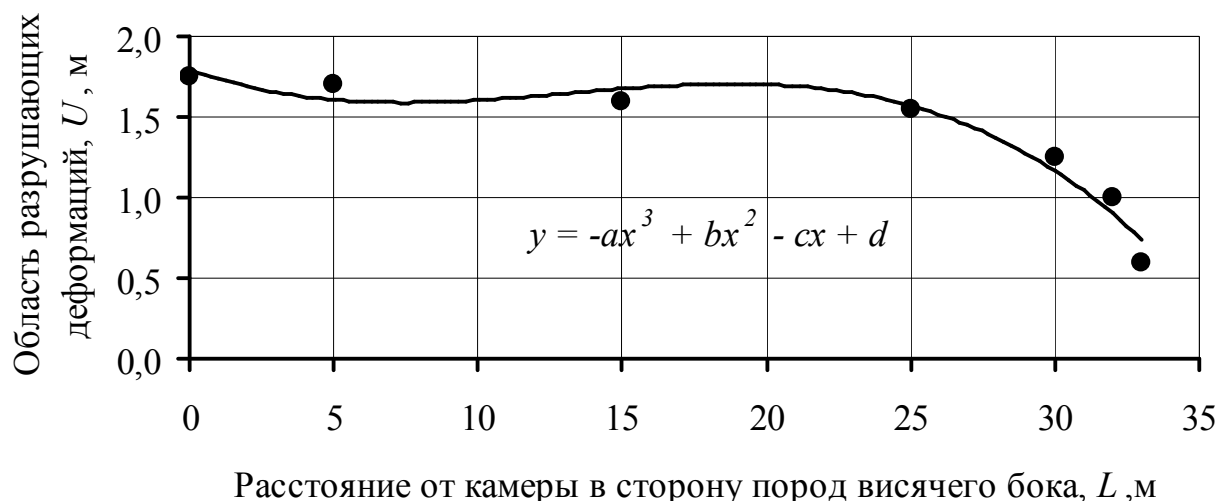


Рис. 2.12. Изменение разрушающих деформаций в буровых ортах мнимого подэтажного горизонта 702 м от расстояния до первичной очистной камеры

Каждое из этих данных значений изменяется с высотой от почвы откаточного горизонта до почвы подэтажа по следующим закономерностям:

$$a = 234^{-4,5} h_{\delta}^{4,5}; \quad (2.28)$$

$$b = 145,7^{-3,6} h_{\delta}^{3,6}; \quad (2.29)$$

$$c = 93,1^{-3,1} h_{\delta}^{3,1}; \quad (2.30)$$

$$d = 0,8h_{\delta}^{0,22}, \quad (2.31)$$

где h_{δ} – расстояние от почвы откаточного горизонта до почвы поэтажной выработки, м.

Подставив уравнения (2.28)-(2.31) в выражение (2.27), получим формулу, определяющую область разрушающих деформаций с учетом расстояния от очистной камеры и расстояния от почвы откаточного горизонта до почвы подэтажа:

$$U = -\left(\frac{h_{\delta}}{234}\right)^{4,5} L^3 + \left(\frac{h_{\delta}}{145,7}\right)^{3,6} L^2 - \left(\frac{h_{\delta}}{93,1}\right)^{3,1} L + 0,8h_{\delta}^{0,22}, \text{ м, при } R = 87,7\%. \quad (2.32)$$

Согласно полученным зависимостям области разрушающих деформаций от расстояния до очистных камер для подэтажных горизонтов 690, 702 и 715 м, определим коэффициент, учитывающий расстояние от почвы откаточного горизонта до почвы подэтажа (рис. 2.13).

Проведя аппроксимацию, получено эмпирическое уравнение зависимости коэффициента, учитывающего расстояние по высоте днища камеры K_{δ} от расстояния от почвы откаточного горизонта до почвы подэтажа h_{δ} .

Для подэтажных горизонтов, расположенных в днище очистных камер со стороны висячего бока, зависимость имеет вид:

$$K_{\delta} = 0,348h_{\delta}^{0,2913}, \text{ м, при } R = 99,9\%. \quad (2.33)$$

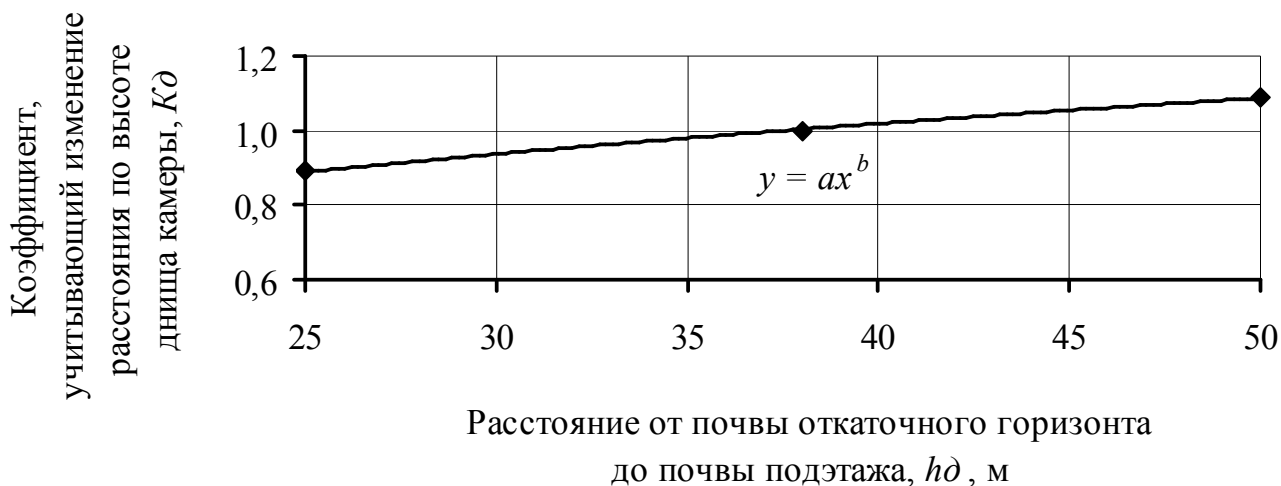


Рис. 2.13. Изменение коэффициента K_δ , учитывающего расстояние по высоте днища камеры от почвы откаточного горизонта до почвы подэтажа h_δ

Для определения области разрушающих деформаций с учетом глубины расположения очистных камер необходимо было определить, как изменяется область разрушающих деформаций в кровле буровых ортов подэтажных горизонтов 810 и 910 м (рис. 2.14 и 2.15).

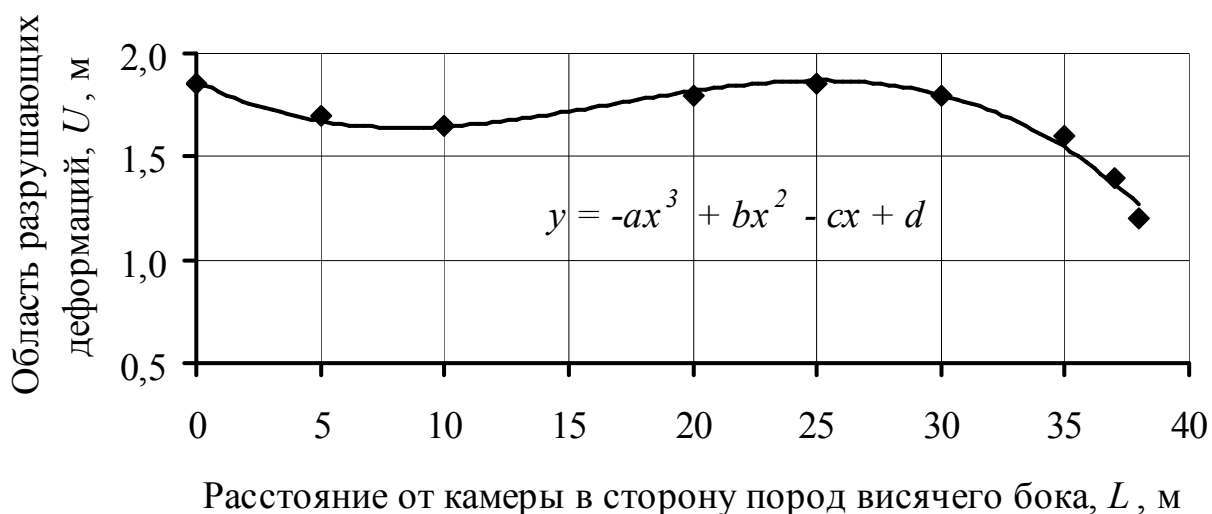


Рис. 2.14. Изменение разрушающих деформации в буровых ортах подэтажного горизонта 810 м от расстояния до первичной очистной камеры

Проведя аппроксимацию при помощи программы Microsoft Excel 2000, получено уравнение зависимости области разрушающей деформации U от расстояния до очистной камеры L . Для массива руды в кровле буровой выработки подэтажного горизонта 810 м (рис. 2.14), со стороны висячего бока, зависимость имеет вид:

$$U = -0,0001 \cdot L^3 + 0,0048 \cdot L^2 - 0,0607 \cdot L + 1,8669, \text{ м, при } R = 97,4\%. \quad (2.34)$$

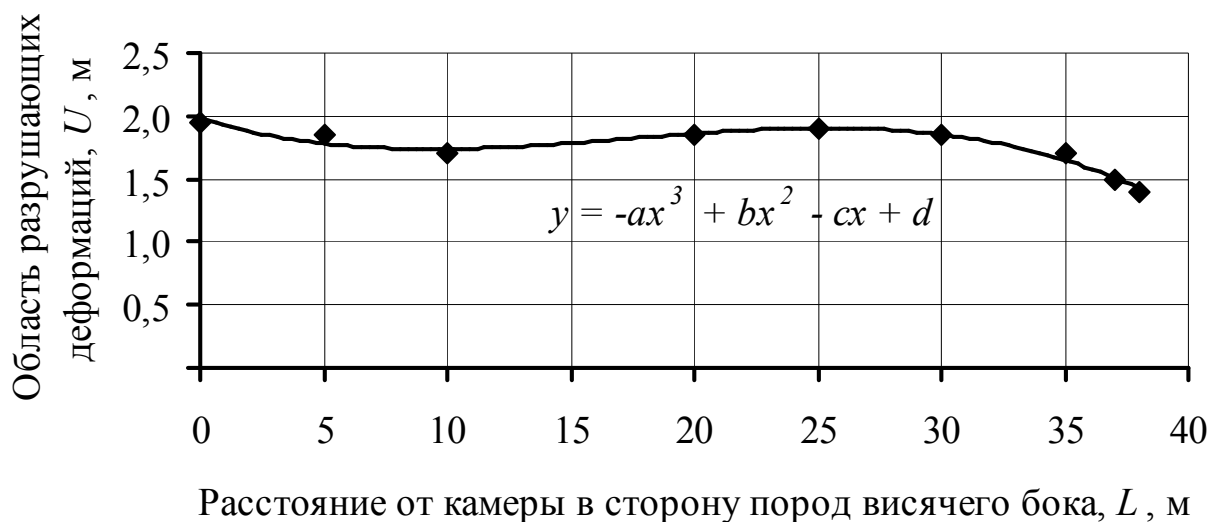


Рис. 2.15. Изменение разрушающих деформации в буровых ортах подэтажного горизонта 910 м от расстояния до первичной очистной камеры

Для массива руды в кровле буровой выработки подэтажного горизонта 910 м (рис. 2.15), со стороны висячего бока, зависимость имеет вид:

$$U = -0,00008 \cdot L^3 + 0,0043 \cdot L^2 - 0,0584 \cdot L + 1,9779, \text{ м, при } R = 96,3\%. \quad (2.35)$$

На всех трех подэтажах 690, 702 и 715 м область разрушающих деформаций U изменяется по зависимости, аналогичной (2.27). Каждое из данных значений a , b , c и d изменяется с глубиной заложения выработки по следующим законам:

$$a = \left(\frac{H}{72,9} \right)^{-3,77}; \quad (2.36)$$

$$b = 31,9H^{-1,3}; \quad (2.37)$$

$$c = 0,7H^{-0,37}; \quad (2.38)$$

$$d = 0,148H^{0,38}, \quad (2.39)$$

где H – глубина заложения подэтажной выработки, м.

Подставив уравнения (2.36)-(2.39) в выражение (2.27), получим уравнение, определяющее область разрушающих деформаций в кровле бурового орта с учетом расстояния от очистных камер и глубины заложения выработки:

$$U = -\left(\frac{H}{72,9} \right)^{-3,77} L^3 + 31,9H^{-1,3} L^2 - 0,7H^{-0,37} L + 0,148H^{0,38}, \text{ м, при } R = 84,7\% \quad (2.40)$$

Согласно полученным зависимостям, области разрушающих деформаций от расстояния до очистной камеры для подэтажных горизонтов 702, 810 и 910 м определяем коэффициент, учитывающий глубину заложения подэтажной выработки (рис.2.16).



Рис. 2.16. Изменение коэффициента K_2 , учитывающего глубину заложения подэтажной выработки H

Проведя аппроксимацию, получим эмпирическое уравнение зависимости коэффициента, учитывающего глубину заложения выработки K_2 от глубины заложения подэтажной выработки H . Для подэтажных буровых ортов, расположенных со стороны висячего бока в наклонном днище очистной камеры с учетом глубины их заложения, зависимость имеет вид:

$$K_2 = 0,0057H^{0,7719}, \text{ м, при } R = 99,9\%. \quad (2.41)$$

В качестве примера можно рассмотреть формирование полей предельно-допустимых напряжений в рудном массиве вокруг буровых ортов подэтажных горизонтов за пределами зоны разгрузки напряжений очистных камер (рис. 2.17).

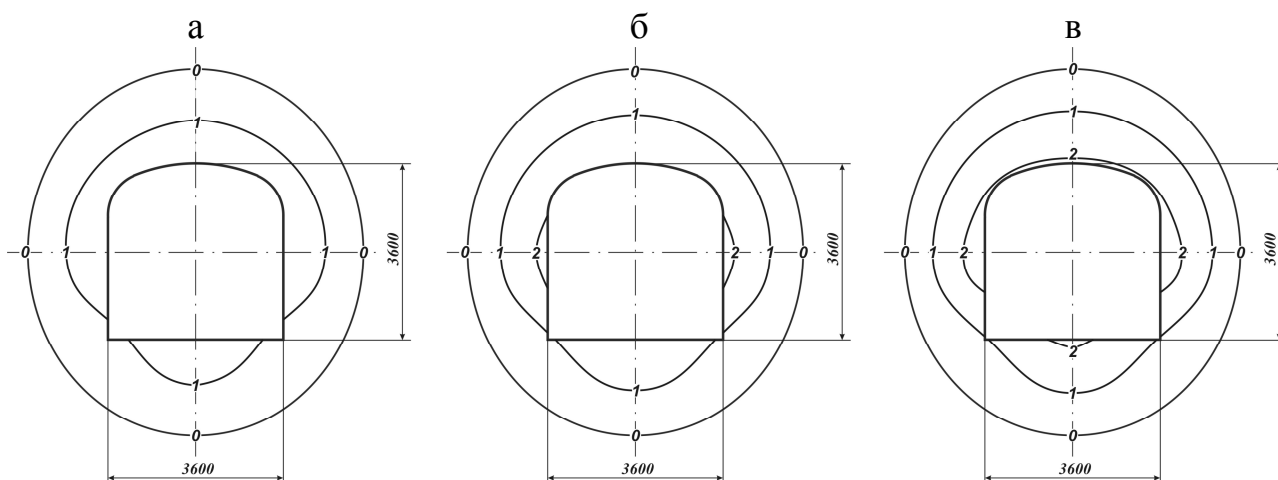


Рис. 2.17. Изолинии радиальных σ_r напряжений вокруг буровых выработок за пределами зоны разгрузки очистной камеры: а – буровой орт горизонта 665 м; б – буровой орт горизонта 775 м; в – буровой орт горизонта 875 м

В область разрушающих деформаций первичных очистных камер в массиве руды лежачего бока попадают буровые выработки подэтажных горизонтов 665, 775 и 875 м. Выполненные дальнейшие исследования позволили установить зависимости области разрушающих деформаций от расстояния от первичной камеры в сторону пород лежачего бока для буровых ортов горизонта 665, 775 и 875 м. (рис. 2.18).

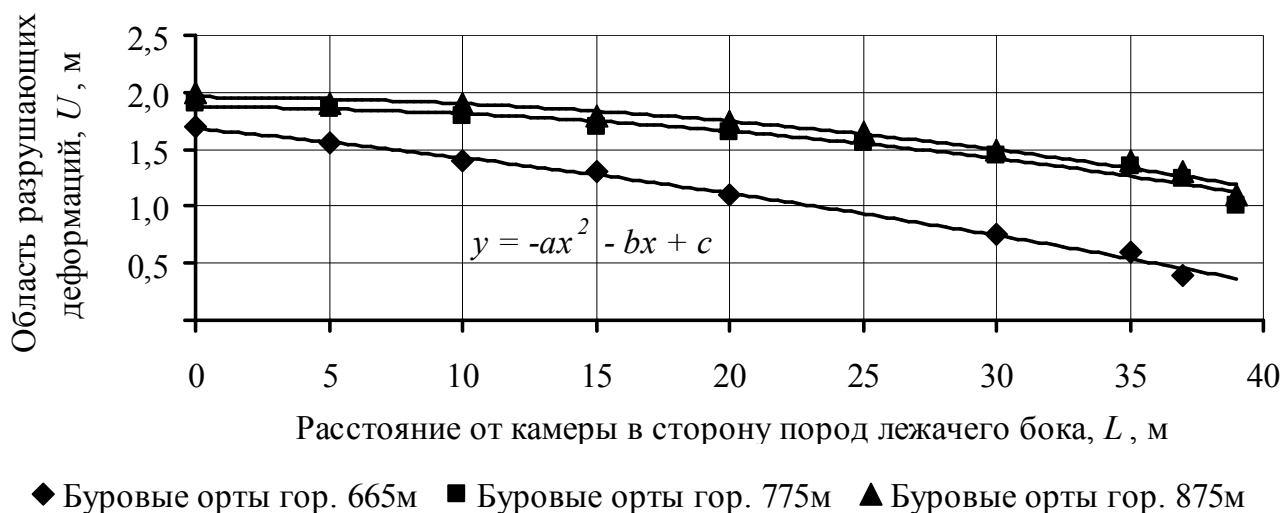


Рис. 2.18. Изменение разрушающих деформаций в буровых ортах подэтажных горизонтов 665, 775 и 875 м от расстояния до очистной камеры

Проведя аппроксимацию при помощи программы Microsoft Excel 2000, получены уравнения зависимостей области разрушающей деформации U от расстояния от очистных камер L .

Для массива руды в кровле буровой выработки горизонта 665 м (рис. 2.18), со стороны лежачего бока, зависимость имеет вид:

$$U = -0,0003 \cdot L^2 - 0,0231 \cdot L + 1,6838, \text{ м, при } R = 99,5\%, \quad (2.42)$$

где R – достоверность аппроксимации, %.

Для массива руды в кровле буровой выработки горизонта 775 м (рис. 2.18), со стороны лежачего бока, зависимость имеет вид:

$$U = -0,0004 \cdot L^2 - 0,0018 \cdot L + 1,8737, \text{ м, при } R = 96\% . \quad (2.43)$$

Для массива руды в кровле буровой выработки горизонта 875 м (рис. 2.18), со стороны лежачего бока, зависимость имеет вид:

$$U = -0,0005 \cdot L^2 - 0,001 \cdot L + 1,9586, \text{ м, при } R = 97,7\%. \quad (2.44)$$

Полученные зависимости области разрушающих деформаций от расстояния до очистных камер имеют параболическую зависимость. С их помощью можно определить высоту области разрушающих деформаций, со стороны лежачего бока в буровых выработках на подэтажных горизонтах 665, 775 и 875 м. Так, на всех трех подэтажах 665, 775 и 875 м область разрушающих деформаций U изменяется по квадратичной зависимости, которая имеет вид:

$$U = -aL^2 - bL + c, \quad (2.45)$$

где a , b , c и d – числа, содержащие известные величины.

Каждое из этих чисел изменяется с глубиной заложения буровой выработки по следующим закономерностям:

$$a = 2 \cdot 10^{-9} H^{1,8621}; \quad (2.46)$$

$$b = 394,73e^{-0,0151H}; \quad (2.47)$$

$$c = 0,0453H^{0,5572}, \quad (2.48)$$

где H – глубина заложения подэтажной выработки, м.

Подставив уравнения (2.46)-(2.48) в выражение (2.45), получим формулу, определяющую область разрушающих деформаций с учетом расстояния от очистной камеры в сторону пород лежачего бока и глубины заложения подэтажной выработки, которая имеет вид

$$U = -2 \cdot 10^{-9} H^{1,8621} L^2 - 394,73e^{-0,0151H} L + 0,0453H^{0,5572}, \text{ м, при } R = 93\% \quad (2.49)$$

Аналитические исследования напряженно-деформированного состояния рудного массива, окружающем очистную камеру, позволили:

- установить, что на крепление буровой выработки влияют радиальные σ_p напряжения, возникающие вокруг очистных камер;
- выявить закономерности развития областей разрушающих деформаций в рудном массиве буровых выработок подэтажных горизонтов 690 и 715 м;
- выявить закономерности развития областей разрушающих деформаций в рудном массиве буровых выработок подэтажных горизонтов 665, 775 и 875 м;
- установить, что при удалении от очистной камеры в сторону пород висячего бока влияние области разрушающих деформаций камер заканчивается у границы руды и пород висячего бока.
- установить, что при удалении от очистной камеры в сторону пород лежачего бока влияние области разрушающих деформаций камер заканчивается у границы руды и пород лежачего бока.

Полученные результаты аналитического моделирования влияния очистных камер на устойчивость нарезных выработок с понижением глубины горных работ в полной мере представлены в работе [94].

Для более точного подтверждения полученных результатов аналитического исследования необходимо провести физическое моделирование с помощью эквивалентных материалов, а также промышленные измерения.

Выводы

1. Аналитические исследования напряженно-деформированного состояния массива в зоне разгрузки напряжений позволили установить основные области концентрации напряжений для очистных камер. Основные области концентрации напряжений располагаются в породах висячего и лежачего боков, в массиве руды и закладки. Значения напряжений в массиве возрастают от границы зоны разгрузки в направлении обнажения массива очистных камер. Исследование напряженно-деформированного состояния вмещающего массива позволило выявить экспоненциальную зависимость изменения напряжений вокруг очистных камер с увеличением глубины ведения горных работ.

2. Области разрушающих деформаций в массиве, окружающем очистные камеры, распространяются на нарезные выработки горизонтов 690 и 715 м со стороны висячего бока наклонного днища камеры, а также на выработки горизонтов 665 и 690 м со стороны лежачего бока. На горизонте 690 м, со стороны висячего бока, в рудном массиве наклонного днища очистных камер область разрушающих деформаций распространяется от очистных камер до пород висячего бока и достигает расстояния 18...20 м. На горизонте 715 м в рудном массиве наклонного днища камер, со стороны висячего бока, область разрушающих деформаций распространяется от очистных камер на расстояние 14...44 м. На горизонте 665 м в рудном массиве, со стороны лежачего бока, область разрушающих деформаций распространяется от очистных камер на расстояние 22...24 м в сторону пород лежачего бока.

3. Исследование напряженно-деформированного состояния рудного массива окружающем очистные камеры, позволило установить, что на крепление буровых выработок влияют радиальные σ_r напряжения. Области разрушающих деформаций в рудном массиве буровых выработок подэтажных горизонтов 690 и 715 м изменяются по кубической зависимости, и при удалении от очистных камер в сторону висячего бока влияние областей разрушающих деформаций заканчивается на границе руды и пород висячего бока. Область разрушающих деформаций в рудном массиве буровых выработок подэтажных горизонтов 665, 775 и 875 м изменяется по параболической зависимости, и при удалении от очистных камер в сторону пород лежачего бока влияние областей разрушающих деформаций заканчивается на границе руды и пород лежачего бока.

3. ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И НАТУРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ НАПРЯЖЕННО- ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ВОКРУГ ОЧИСТНЫХ КАМЕР

3.1. Методика моделирования деформации массива вокруг очистных камер

Физическое моделирование областей разрушающих деформаций массива вокруг очистных камер необходимо для контроля результатов аналитического моделирования. Опираясь на результаты сравнительного анализа методов физического моделирования, нами определен наиболее целесообразный метод лабораторных исследований, которым является моделирование на эквивалентных материалах. Метод физического моделирования на эквивалентных материалах, разработанный Г.Н. Кузнецовым [95], мной определен как наиболее эффективный для решения задач, поставленных в диссертационной работе. Целью физического моделирования на эквивалентных материалах является воспроизведение на модели процесса, подобного происходящему в натуральных условиях. Методика физического моделирования предельно-допустимых напряжений вокруг очистных камер включает в себя следующие этапы:

- подбор эквивалентного материала;
- приготовление эквивалентного материала;
- формирование и нагружение модели;
- проведение экспериментов.

Испытание эквивалентного материала начинали с проверки его на соответствие основным требованиям моделирования:

- количественное подобие физико-механических свойств эквивалентного и натурального материалов;
- качественное соответствие характера деформации эквивалентного и натурального материалов;
- технологичность в качестве и скорости изготовления эквивалентного материала;
- однородность, прочность и деформационность материала по всему объему модели;
- постоянство свойств готового материала при изменении условий окружающей среды и течения времени;
- доступность и дешевизна составляющих компонентов эквивалентного материала.

Подбор эквивалентного материала производили путем определения его предела прочности на сжатие, модуля упругости и коэффициента Пуассона. Определение физико-механических свойств материала выполняли по образцам, которые имели цилиндрическую форму с поперечным сечением 211 мм^2 и высотой 74 мм с помощью малогабаритного прессы. Пресс позволяет регистрировать соответствующие деформации и нагрузку на образцах. Он состоит из корпуса, штока, трех рабочих пластин, соединенных с индикаторами часового механизма ИЧ 10 МН.

Подбор состава эквивалентного материала является одним из основных вопросов моделирования. Широкий спектр физико-механических горных пород, которые исследовались при аналитическом моделировании, весьма тяжело воспроизвести в лабораторных условиях. Поэтому моделирование производилось на эквивалентном материале №6, свойства которого максимально приближаются к гематито-мартитовым рудам. В состав эквивалентного материала №6 входят: кварцевый песок – 50%, молотый гранит – 15%, чугунная стружка – 10%, измельченная слюда – 5% и парафин – 20%. Результаты испытаний принятого к моделированию материала приведены в таблице 3.1.

Характер деформации эквивалентного материала при увеличении внешней нагрузки имеет линейную зависимость. Для определения процесса деформирования эквивалентного материала принимались средние значения деформации материала в серии.

Приготовление эквивалентного материала выполняли в следующем порядке: кварцевый песок рассыпали тонким слоем и просушивали в течение 5-7 дней. С целью равномерной просушки песок мешали несколько раз в сутки. Затем просушенный песок просеивали через сито для удаления крупных фракций и мусора.

Таблица 3.1

Основные физико-механические параметры эквивалентного материала № 6

Характеристика материала	Натуры	Модели
Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	60...100	0,6...0,7
Модуль Юнга, МПа	$3,22 \cdot 10^5$	$0,421 \cdot 10^5$
Объемная масса, МПа	0,3	0,16...0,2
Коэффициент Пуассона	0,33	0,33

Молотый гранит рассыпали тонким слоем и просушивали в течение 5 дней. Затем с помощью сита просушенный молотый гранит просеивали для удаления крупных фракций гранита. Чугунную стружку получали путем истирания чугуна на наждачном станке. Затем полученную чугунную стружку просеивали через сито для удаления крупных частиц чугуна. Слюда измельчали с помощью мельницы, а затем просеивали с помощью сита для получения необходимой фракции. Парафин натерли на терку и получали мелкоизмельченный парафин.

Подготовленный кварцевый песок и молотый гранит смешивали между собой и высыпали в сосуд. Затем чугунную стружку, измельченную слюду и мелко натертый парафин смешивали между собой. К полученной смеси добавляли смесь кварцевого песка, молотого гранита и тщательно перемешивали между собой. Полученную смесь укладывали в металлические емкости с плотной крышкой и устанавливали на водяную баню. Смесь прогревали 3 дня по 4 ч, при этом каждые 40 мин перемешивали для равномерности нагревания.

Полученный эквивалентный материал проверяли на соответствие основным характеристикам прочности, то есть временному сопротивлению пород на сжатие $R_{сж}$ и растяжение R_p .

Соблюдение условий подобия выполняли путем соответствия равенств:

– для внешних нагрузок

$$P_m = \frac{\gamma_m l_m^3}{\gamma_n l_n^3} P_n, \text{ кН}, \quad (3.1)$$

где γ_n, γ_m – объемная масса материала природы и модели, соответственно;

– для процессов деформирования

$$R_{сж,м} = \frac{l_m \gamma_m}{l_n \gamma_n} R_{сж,н}, \text{ кН}; \quad (3.2)$$

$$R_{p,м} = \frac{l_m \gamma_m}{l_n \gamma_n} R_{p,н}, \text{ кН}. \quad (3.3)$$

Для соблюдения подобия упругой деформации массива горных пород выполняли следующие условия

$$E_m = \frac{\gamma_m l_m}{\gamma_n l_n} E_n, \quad (3.4)$$

$$\nu_m = \nu_n, \quad (3.5)$$

где E – модуль упругости;

ν – коэффициент Пуассона.

Для соблюдения подобия пластической деформации массива пород выполняем следующее условие

$$\frac{\varepsilon_{n,м}}{(\varepsilon_y + \varepsilon_n)_м} = \frac{\varepsilon_{n,н}}{(\varepsilon_y + \varepsilon_n)_н}. \quad (3.6)$$

При этом

$$(\varepsilon_y + \varepsilon_n) = f(\sigma), \quad (3.7)$$

где ε_n и ε_y – пластическая и упругая относительные деформации.

Модель нагружали на стенде для плоского моделирования горного давления (рис. 3.1).

Стенд физического моделирования состоит из камеры размером 500×500 мм, прикрытой стенкой из оргстекла толщиной 30 мм; крепежных винтов и системы рычажных домкратов. К верхней крышке крепили два ребра жесткости, предохраняющие выпучивание оргстекла.



Рис. 3.1. Общий вид станда физического моделирования

Формирование модели осуществляли в рабочей камере станда слоями толщиной до 10 мм разогретого эквивалентного материала. Внутреннюю поверхность рабочей камеры перед формированием модели протирали графитовым порошком для уменьшения сил трения эквивалентного материала о поверхность камеры. С целью создания монолитной модели производили закатку и впусивание поверхности каждого укладываемого слоя. Уплотнение каждого слоя осуществляли с приложением статической нагрузки массой 200 Н.

После полного формирования модели к ней в течение 2 часов прикладывали нагрузку интенсивностью 650 Н. После снятия первоначальной нагрузки отвинчивали стеклянную стенку станда. На поверхности модели наносили прямоугольную мерную сетку с размером ячеек 20×20 мм. В центре модели образовывали полость, моделирующую очистную камеру висячего бока. После образования очистной камеры в эквивалентном материале устанавливается передняя стенка станда, ребра жесткости и посредством домкратов массив загружается. Нагрузка задается в соответствии с расположением геометрического центра очистной камеры, с интервалом в 700 Н. Развивающиеся в массиве деформации контролировали по мерной сетке и регистрировали фотоаппаратом. Положение установки фотоаппарата фиксировано на время всего эксперимента.

В соответствии с методикой исследования, порядок проведения экспериментов состоял из двух этапов. Первый этап включал серии по изучению характера деформации модели вокруг первичной очистной камеры с учетом расположения буровых ортов.

Второй этап состоял из определения характера деформации массива при увеличении глубины заложения первичной очистной камеры.

Минимально-необходимое количество испытаний каждого варианта определяли по формуле

$$n = t_{\alpha}^2 \left(\frac{\eta}{g} \right)^2, \text{ шт.}, \quad (3.8)$$

где t_{α} – коэффициент Стьюдента;

η – коэффициент вариации, %;

g – допустимое отклонение, %.

Если допустимое отклонение составляет 10%, тогда t_{α} составляет 1,64. Достаточное количество испытаний для каждого варианта будет 2,69.

Таким образом, учитывая высокую однородность эквивалентного материала, испытания каждого рассматриваемого варианта должно производиться не менее трех раз. Фактически, с учетом отладки процесса моделирования и числа продублированных вариантов, было испытано 24 модели.

Общей целью лабораторных исследований является контроль результатов аналитического моделирования. Контроль производили по характеру и степени деформации массива, окружающего очистную камеру. Для решения первой задачи, поставленной в диссертационной работе, была определена цель для каждого этапа моделирования.

Целью первого этапа является определение характера деформации массива вокруг первичной очистной камеры, с учетом расположения буровых ортов. Исследование выполняли на моделях с образованием полости камеры и полостей буровых ортов. Контроль производили по величине деформации массива вокруг очистной камеры.

Целью второго этапа является определение характера деформации массива при увеличении глубины заложения первичной очистной камеры. Исследования выполняли на моделях с образованием полости очистной камеры этажей 640...740, 740...840 и 840...940 м. Контроль результатов производили по величине деформации вмещающего очистную камеру массива.

3.2. Результаты моделирования деформации пород вокруг очистных камер

В соответствии с целью первого этапа моделирования производили моделирование деформаций образующихся вокруг первичной очистной камеры, и их влияние на буровые выработки. Модель камеры соответствовала геометрическому подобию первичной очистной камеры, отрабатываемой в этаже 640...740 м. В соответствии с глубиной заложения первичной очистной камеры нагрузка, прикладываемая к модели, была эквивалентна давлению на глубине заложения.

жения геометрического центра камеры. Модель первичной очистной камеры до начала и после проведения эксперимента представлена на рис. 3.2.

Сжимаемая модель в вертикальной плоскости, без возможности расширения в горизонтальной, получаем разрушение массива вокруг модели первичной очистной камеры. Основные области деформации и трещинообразования массива материала вокруг камеры расположены в сторону висячего бока, в сторону лежачего бока и в наклонном днище модели камеры – в сторону висячего бока.

Деформации, возникающие в массиве вокруг очистной камеры, объясняются тем, что в областях в сторону висячего бока, в сторону лежачего бока и в сторону висячего бока у наклонного днища действуют растягивающие напряжения, которые возникают в результате преобразования потенциальной энергии в работу расширения и напряжения растяжения.

Область деформации, расположенная в висячем боку между горизонтами 640 и 665 м, достигает 14 мм. Она берет начало в точке пересечения наклонного днища с висячей стороной камеры, и уходит в кровлю модели камеры. Характер деформации – эллиптический.

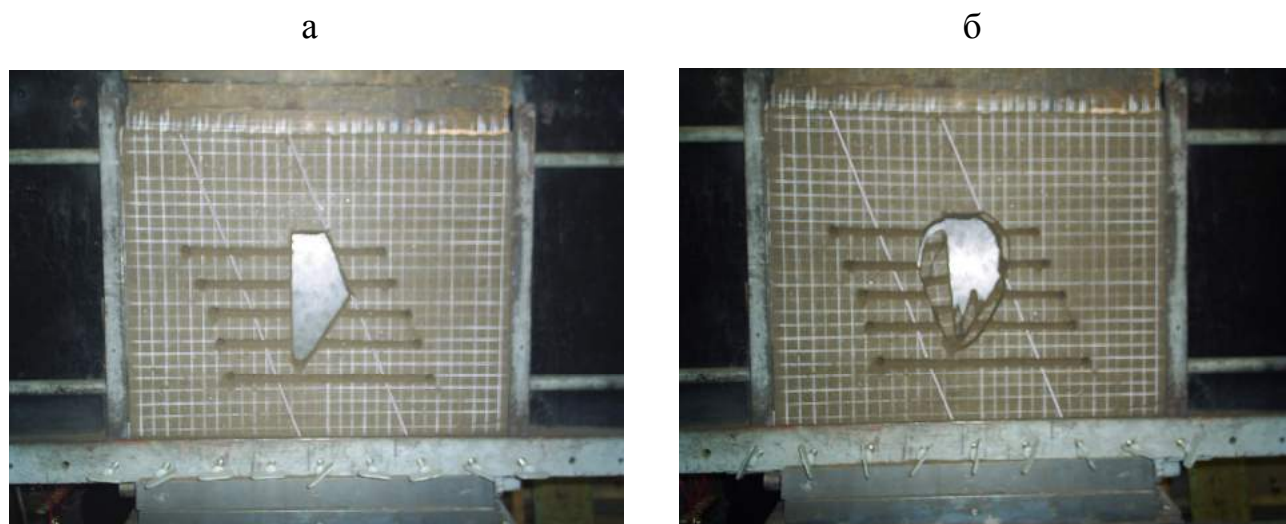


Рис. 3.2. Модель очистной камеры до начала (а) и после (б) проведения эксперимента

Область деформации, расположенная в лежащем боку между горизонтами 640, 665, 690 и 715 м, достигает максимальной величины 22 мм. Она берет начало в нижней точке и уходит в кровлю модели камеры. Характер деформации – эллиптический.

Область деформации, расположенная в висячем боку у наклонного днища между горизонтами 690 и 715 м, достигает 18 мм. Она берет начало в нижней точке камеры и уходит в точку пересечения наклонного днища с висячей стороной модели камеры. Характер деформации – эллиптический.

По результатам первого этапа моделирования можно сделать следующие **выводы:**

1. Величина деформации в массиве висячего и лежачего боков и у наклонного днища в сторону висячего бока неодинакова. В массиве висячего бока процесс деформирования развивается в виде отслоения небольших размеров слоев массива и трещинообразования, в массиве лежачего бока – в виде откалывания отдельных слоев массива, которые сползают в пространство очистной камеры, а в массиве у наклонного днища в сторону висячего бока – в виде трещинообразования.

2. Сходимость результатов физического и аналитического моделирования величины деформации вокруг первичной очистной камеры, обрабатываемой в этаже 640...740 м, составляет порядка 87%.

В соответствии со вторым этапом моделирования производили увеличение глубины заложения первичной очистной камеры, моделируя отработку рудной залежи в этажах 640...940 м. В начале моделировали заложение камеры на глубине 740 м, затем для следующих моделей увеличивали глубину на 100 м. В соответствии с увеличивающейся глубиной заложения камеры увеличивали нагрузку, прикладываемую к модели, которая для каждой модели была эквивалентна давлению на глубине заложения геометрического центра очистной камеры.

Увеличение глубины заложения очистной камеры для каждой серии моделей влекло за собой возрастание деформации массива вокруг модели в висячем и лежащем боках, а также у наклонного днища в сторону висячего бока. На рис. 3.3,а-в наглядно видно интенсивное отслоение и трещинообразование в окружающей камеру массиве. Перемещение массива эквивалентного материала в вертикальной плоскости в сторону очистной камеры вызвано его сжатием по горизонтали. С поэтапным увеличением глубины заложения камеры происходит увеличение зоны разгрузки и соответственно величины деформации. Измерение деформации производили по величине разрушения, отслоения и трещинообразования в массиве зоны разгрузки, окружающей первичную очистную камеру. При измерении величины деформаций, окружающих очистную камеру, пользовались методикой определения величины разрушающих деформаций, описанной в подразделе 2.3.

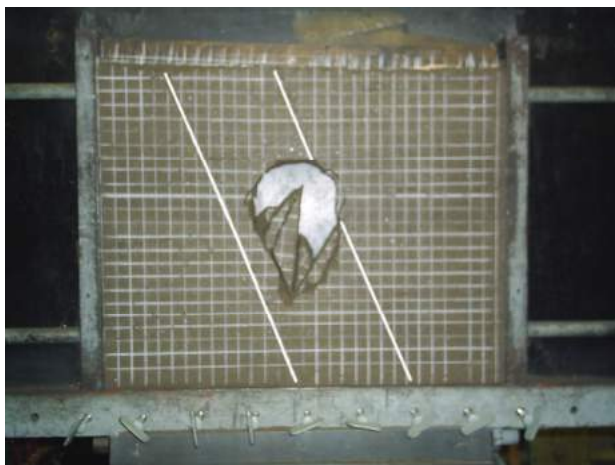
Область деформации расположена в висячем боку. При увеличении глубины заложения камеры, ее размеры увеличиваются с 14 мм до 20. Форма этой области деформации эллипсоидная, которая увеличивается в масштабе.

Область деформации расположена в лежащем боку. При увеличении глубины заложения камеры, ее размеры увеличиваются с 22 мм до 20. Форма этой области деформации эллипсоидная, которая увеличивается в масштабе.

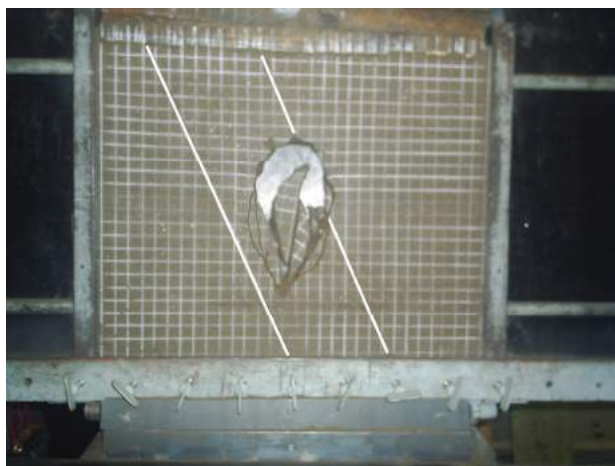
Область деформации расположена в висячем боку у наклонного днища камеры. При увеличении глубины заложения камеры ее размеры увеличиваются с 18 до 20 мм. Форма этой области деформации эллипсоидная, которая увеличивается в масштабе.

Характер увеличения величины деформаций в массиве, окружающей модель первичной очистной камеры с возрастанием глубины ее места заложения можно наблюдать по изменению максимальных деформаций (рис. 3.4).

а



б



в

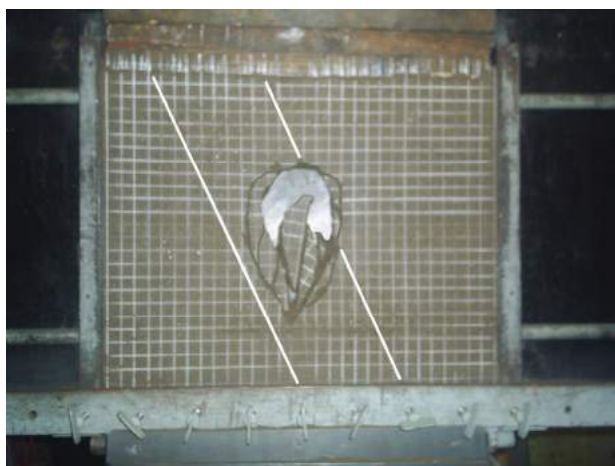


Рис. 3.3. Характер деформации U_k массива, окружающего первичные очистные камеры, при моделировании различной глубины H_k : а – 740 м; б – 840 м; в – 940 м

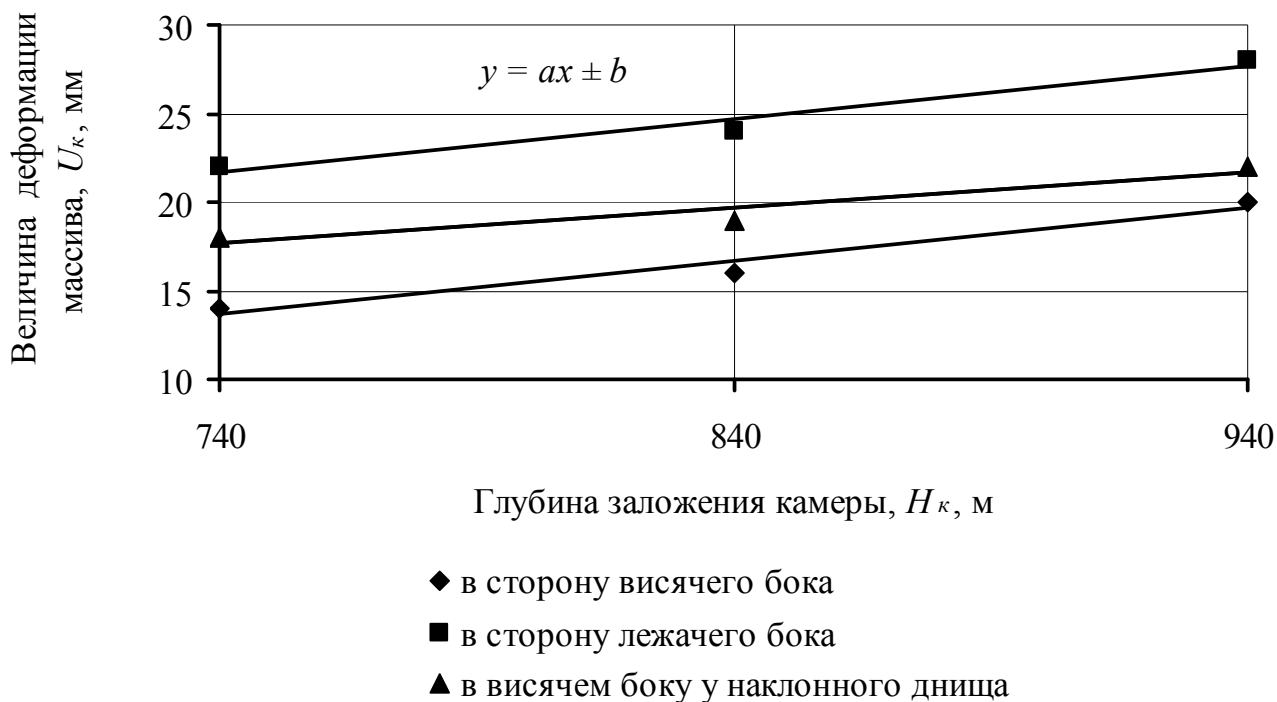


Рис. 3.4. Изменение величины деформации U_k , в зависимости от глубины заложения камер H_k

Проведя аппроксимацию максимальных значений при помощи программы Microsoft Excel 2000, получены эмпирические уравнения зависимостей величины деформации U_k от глубины заложения очистной камеры H_k .

Для массива, окружающего первичную очистную камеру, эмпирические зависимости имеют вид:

– величина деформаций в сторону лежачего бока

$$U_k = 0,03H_k - 0,533, \text{ мм, при } R = 96 \%; \quad (3.9)$$

– величина деформаций в сторону висячего бока у наклонного днища камеры

$$U_k = 0,02H_k + 2,867, \text{ мм, при } R = 92,3 \%; \quad (3.10)$$

– величина деформаций в сторону висячего бока

$$U_k = 0,03H_k - 8,533, \text{ мм, при } R = 96,4 \%; \quad (3.11)$$

По результатам второго этапа моделирования можно сделать следующие **выводы:**

1. Величина деформации массива вокруг первичной очистной камеры зависит от моделируемой глубины места ее заложения. Увеличение глубины моделирования камеры на 100 м приводит к деформации массива модели: в сторону висячего бока на 3 мм, в сторону лежачего бока на 3 мм и у наклонного днища в сторону висячего бока на 1...2 мм.

2. Результаты моделирования деформации U_k в окружающем массиве камер с увеличением глубин заложения H_k могут быть описаны линейными зависимостями.

3. Расхождение результатов физического и аналитического моделирования изменения величины деформации массива с глубиной не превышает 7%.

3.3. Методика промышленных измерений напряженно-деформированного состояния массива

Натурные исследования поведения массива руды и горных пород вокруг первичных очистных камер необходимы для контроля результатов аналитического и физического моделирования. Опираясь на сравнительный анализ натурных методов исследования, нами был выбран наиболее целесообразный метод, которым является метод промышленных измерений. Метод промышленных измерений является наиболее приемлемым для выполнения задач, поставленных в диссертационной работе. Методика промышленных измерений включает в себя следующие этапы:

- изучение технических характеристик и принципа работы лазерных приборов измерения расстояний;
- порядок проведения измерений в обрабатываемых очистных камерах непосредственно в шахте;
- измерение деформаций крепи в буровых ортах подэтажных горизонтов 690 и 715 м вблизи отработанных первичных очистных камер;
- сбор данных по первичным очистным камерам в проектно-конструкторском отделе ЗАО «ЗЖРК» по проектам на отбойку руды и закладку камер в этажах 640...740 и 740...840 м;
- обработку результатов промышленных измерений.

При ведении очистных работ в камере для измерения приблизительной длины отбитого слоя руды используется электронная рулетка (рис. 3.5). Техническая характеристика электронной рулетки приведена в таблице 3.2. Измерения проводятся вблизи очистных камер из буровых ортов. Для выполнения измерения длины отбиваемого слоя электронная рулетка в буровой выработке может быть установлена на треногу, а также может находиться в руках. Объектив рулетки направляют на массив руды, от которого взрывом отделили слой руды и нажимают кнопку определения расстояния. На дисплее рулетки высвечивается число, которое указывает расстояние в метрах, затем от этого числа отнимается длина отрезной щели и расстояние от камеры до места, где установлена электронная рулетка. Полученное число является длиной отбитого слоя.



Рис. 3.5. Общий вид электронной рулетки

Таблица 3.2

Техническая характеристика электронной рулетки

Параметр	Показатель
Точность измерения, мм	$\pm 5,0$
Диапазон измерения, м	0,3...100
Время измерения, с	0,5...4,0
Рабочий диапазон температуры воздуха, град	-10...+50
Вес, кг	0,36

После принятия очистной камерой проектных размеров маркшейдерской службой производятся замеры фактических размеров камер. Измерение точных размеров камер производится с помощью безотражательного электронного тахометра серии GPT-3000 (рис. 3.6). Техническая характеристика тахометра приведена в таблице 3.3.

Таблица 3.3

Техническая характеристика
безотражательного электронного тахометра серии GPT-3000

Параметр	Показатель
Длина объектива, мм	150
Дальность измерений, м	1,5...250
Точность измерения в безотражательном режиме, мм: - 1,5...25 м - свыше 25 м	± 10 ± 5
Увеличение объектива	30×
Наименьшее расстояние фокусирование, м	1,3
Рабочий диапазон температуры воздуха, град	-20...+50

Электронный тахометр устанавливается в буровой выработке вблизи очистной камеры на штатив. Необходимо точно отнелировать и отцентрировать инструмент, чтобы обеспечить наибольшую эффективность. Включают тахометр и производят ввод поправок, после чего выполняют замеры расстояний. Для определения фактических размеров очистных камер по простиранию на каждом подэтаже из выработок, которые имеют непосредственный доступ к камерам, выполняют измерения расстояний. После определения первого размера камеры, который производился путем определения расстояния при 0° , выполняют измерение расстояний через каждые 10° по периметру камеры в горизонтальной плоскости. Затем повторяют операции с противоположной стороны камеры на этом подэтаже. Вся процедура измерения выполняется и на других подэтажах. Полученные данные измерений наносятся на разрезы по простиранию камер для каждого подэтажа. Чертежи с построенными фактическими размерами камер по разрезам передают в проектно-конструкторский отдел. В ПКО выполняют проект на заполнение очистных камер твердеющей закладкой, где на чертеже указываются фактические размеры камеры вкрест простирания и разрезы по горизонтам.



Рис. 3.6. Общий вид безотражательного электронного тахеометра серии GPT – 3000

Измерение деформаций крепи буровых ортов подэтажных горизонтов 690 и 715 м со стороны висячего бока производили путем визуального наблюдения и измерения с помощью линейки ширины трещин, размеров отслоившихся кусков руды, а также фиксирование на фотоаппарат мест замера деформаций в выработке. Замеры деформаций в буровых ортах выполняли, согласно полученным результатам аналитического и физического моделирования на следующем расстоянии от очистной камеры: гор. 690 м – до 14...20 м, гор. 715 м – до 42...48 м.

Сбор данных по первичным очистным камерам производили в архиве проектно-конструкторского отдела ЗАО «ЗЖРК» по проектам на отбойку руды и закладку камер в этаже 640...740 м. По разрезу вкрест простирания очистных камер выполняли замеры по горизонтам проектных и фактических размеров камер.

Общей целью промышленных измерений является контроль результатов аналитического и физического моделирования.

3.4. Результаты натуральных исследований влияния очистных камер

В соответствии с первым этапом промышленных измерений изучены технические характеристики и принцип работы электронной рулетки и безотражательного электронного тахометра серии GPT-3000, которые являются лазерными приборами, предназначенными для измерения расстояний. Технические характеристики этих приборов и общий вид представлены в подразделе 3.3.

В соответствии со вторым этапом натуральных исследований изучался порядок проведения измерений с помощью лазерных приборов для измерения расстояний в обрабатываемых очистных камерах непосредственно в шахте. Порядок измерений хорошо представлен в подразделе 3.3.

Согласно третьему этапу промышленных исследований выполняли измерение деформации крепи в буровых ортах подэтажных горизонтов 665, 690 и 715 м вблизи отработанных первичных очистных камер. Для выполнения измерений пользовались измерительными инструментами – линейкой и электронной рулеткой. Промышленные измерения величины деформации массива руды и крепи позволили установить зависимости величины области разрушающих деформаций от расстояния от первичной очистной камеры в сторону пород лежащего бока и в сторону пород висячего бока (рис. 3.7, а-в).

Проведя аппроксимацию при помощи программы Microsoft Excel 2000, получены уравнения зависимостей величины разрушающей деформации U от расстояния от очистных камер L .

Для массива руды в кровле буровой выработки горизонта 665 м (рис. 3.7, а), со стороны лежащего бока, зависимость имеет вид:

$$U = -0,0001 \cdot L^2 - 0,0036 \cdot L + 1,4786, \text{ м, при } R = 97,8\%, \quad (3.12)$$

где R – достоверность аппроксимации, %.

Для массива руды в кровле буровой выработки горизонта 690 м (рис. 3.7, б), со стороны висячего бока, зависимость имеет вид:

$$U = -0,0005 \cdot L^3 + 0,0087 \cdot L^2 - 0,0476 \cdot L + 1,7057, \text{ м, при } R = 99,7\%, \quad (3.13)$$

Для массива руды в кровле буровой выработки горизонта 715 м (рис. 3.7, в), со стороны висячего бока, зависимость имеет вид:

$$U = -0,00007 \cdot L^3 + 0,0028 \cdot L^2 - 0,0227 \cdot L + 1,4616, \text{ м, при } R = 99\%. \quad (3.14)$$

Полученные зависимости величины разрушающих деформаций от расстояния до очистных камер имеют квадратичную и кубическую зависимость. С их помощью можно определить высоту области разрушающих деформаций со стороны лежащего бока в буровых ортах горизонта 665 и со стороны висячего бока в массиве руды у наклонного днища камеры в буровых ортах горизонтов 690 и 715 м.

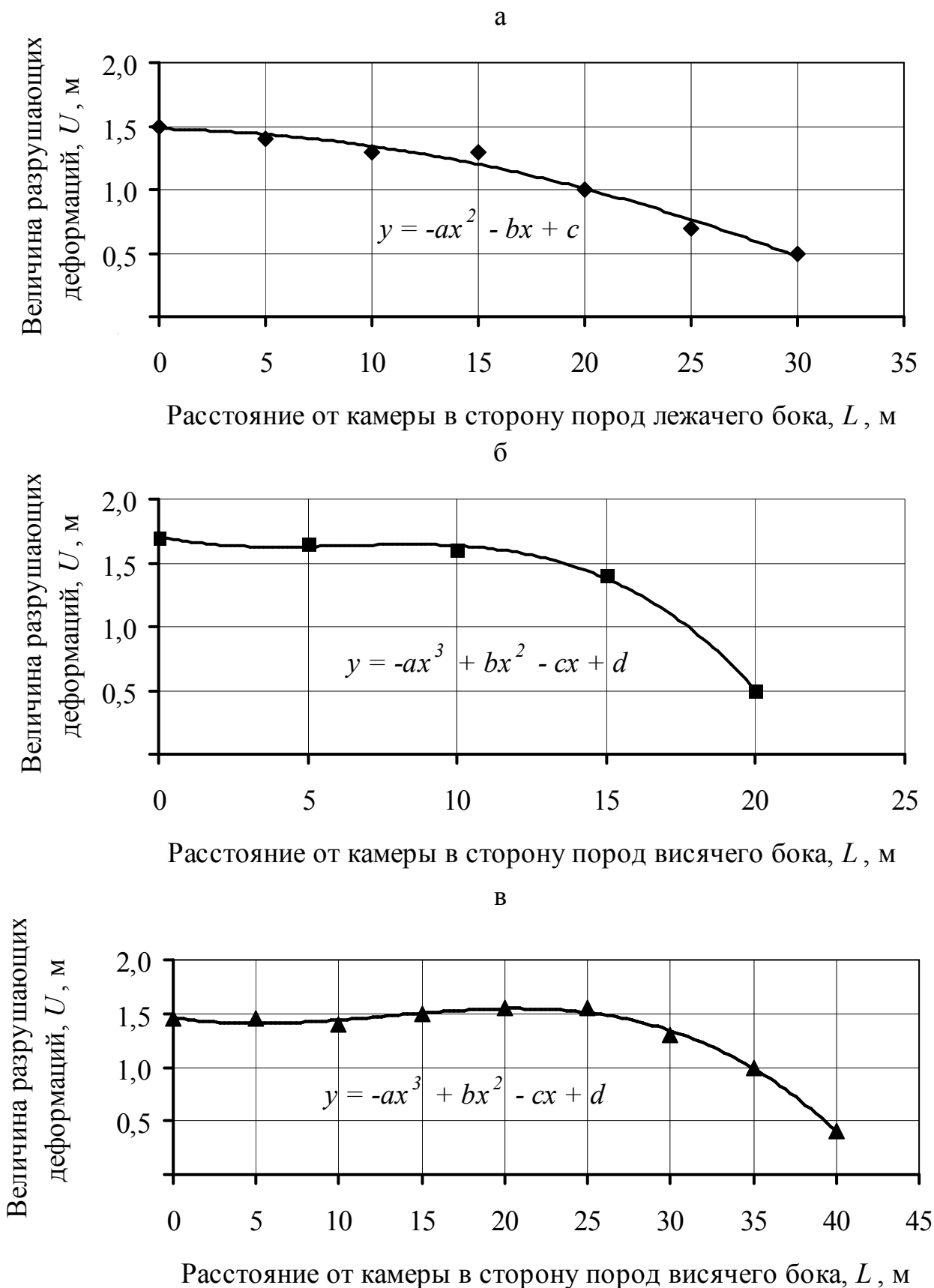


Рис. 3.7. Изменение величины разрушающих деформаций в буровых ор-
тах подэтажных горизонтов: а – 665; б – 690; в – 715 м

В соответствии с четвертым этапом промышленных измерений выполнялся сбор данных по первичным очистным камерам. Данные по камерам получали в архиве проектно-конструкторского отдела ЗАО «ЗЖРК» из проектов на отработку руды и закладку очистных камер. Промышленным исследованиям подвергались первичные очистные камеры всяческого бока этажа 640...740 м. Перед началом отработки выемочного блока, согласно геологического разреза рудного тела вкрест простирания, проектно-конструкторским отделом проектируются проектные формы и размеры первичной и вторичной очистных камер в блоке. На каждую камеру составляется и рассчитывается проект на отработку руды в очистной камере. Проект на отбойку руды в камере состоит из двух частей: пояснительной записки и графической части. Пояснительная записка состоит из 13 пунктов, основными из которых являются геологическая и гидрогеологическая характеристики, данные о подлежащих выемке запасах, основные параметры системы разработки, схема вентиляции очистных и подготовительных выработок и т.д. Графическая часть состоит из 13 пунктов, в которые входят следующие чертежи: планы горных выработок горизонтов 640, 665, 690, 715 и 740 м, паспорт буровзрывных работ камеры, структурная схема вентиляции и т.д.

Для наблюдения наглядной картины изменения проектных размеров камеры по горизонтам после окончания ведения очистных работ пользовались паспортом буровзрывных работ и проектом на заполнения камеры твердеющей закладкой. Измерения увеличения размеров отдельной камеры проводили по примеру рисунка 3.8, на котором изображены совмещенные между собой проектные и фактические размеры очистной камеры 1/5ю. Проект на закладку очистной камеры составляется по данным замерам маркшейдерской службы. Для получения фактических размеров камеры используется электронный тахометр. Порядок проведения замеров фактических размеров хорошо описан в подразделе 3.3. Полученные данные передаются в проектно-конструкторский отдел, где составляется проект на закладку камеры. В графической части проекта на закладку по разрезу вкрест простирания рудного тела, где вычерчена фактическая форма камеры в масштабе 1:500, выполняли измерения по горизонтам. Полученные данные фактических размеров камер вкрест простирания, отрабатываемых в этажах 640...740 и 740...840 м, вносили в таблицы 3.4 и 3.5. Все полученные проектные и фактические размеры камеры по горизонтам указаны в метрах.

С помощью полученных данных, занесенных в таблицы 3.3 и 3.4, можно наблюдать характер увеличения величины деформаций в массиве, окружающем первичную очистную камеру, с возрастанием глубины ее места заложения по изменению максимальных деформаций (рис. 3.9). При построении характера деформации массива с увеличением глубины для камер, имеющих глубину заложения 940 м, принималась предполагаемая величина максимальных деформаций. Это связано с тем, что очистная выемка запасов руды в этаже 840...940 м будет начата в 2014 году.

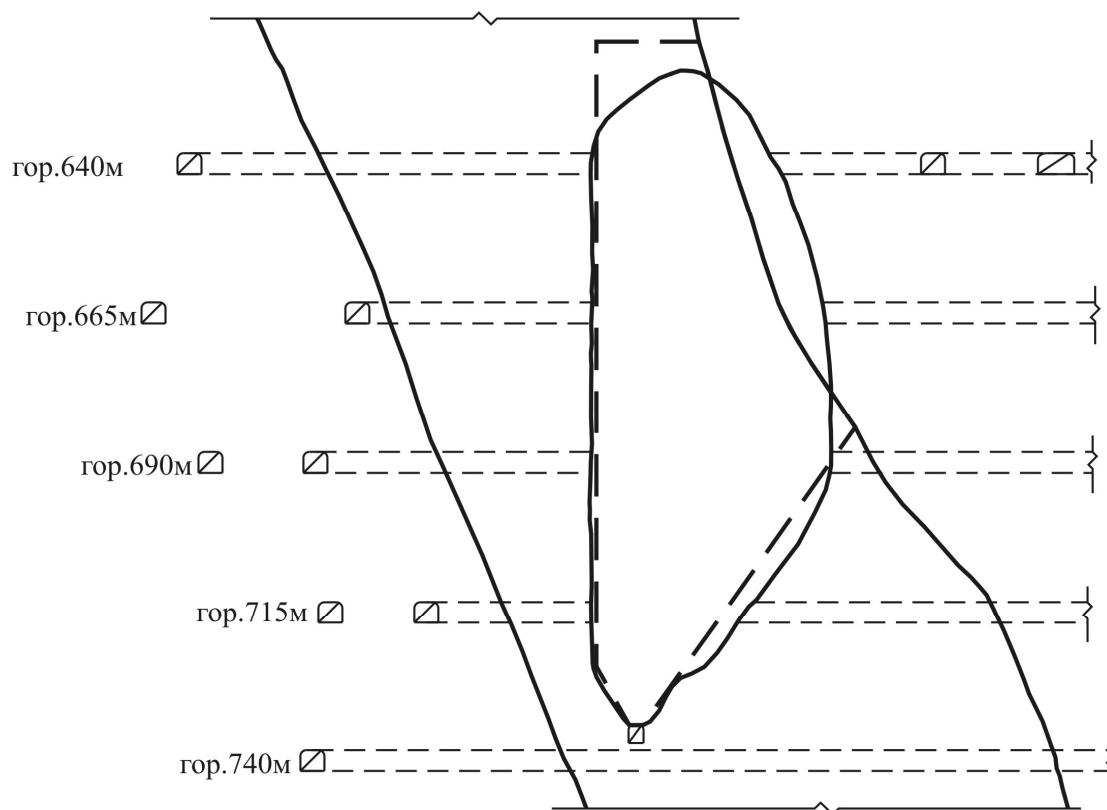


Рис. 3.8. Совмещенные проектные (пунктир) и фактические (сплошная линия) размеры первичной очистной камеры 1/5ю

На рис. 3.8 штриховой линией показаны проектные размеры очистной камеры.

Таблица 3.4

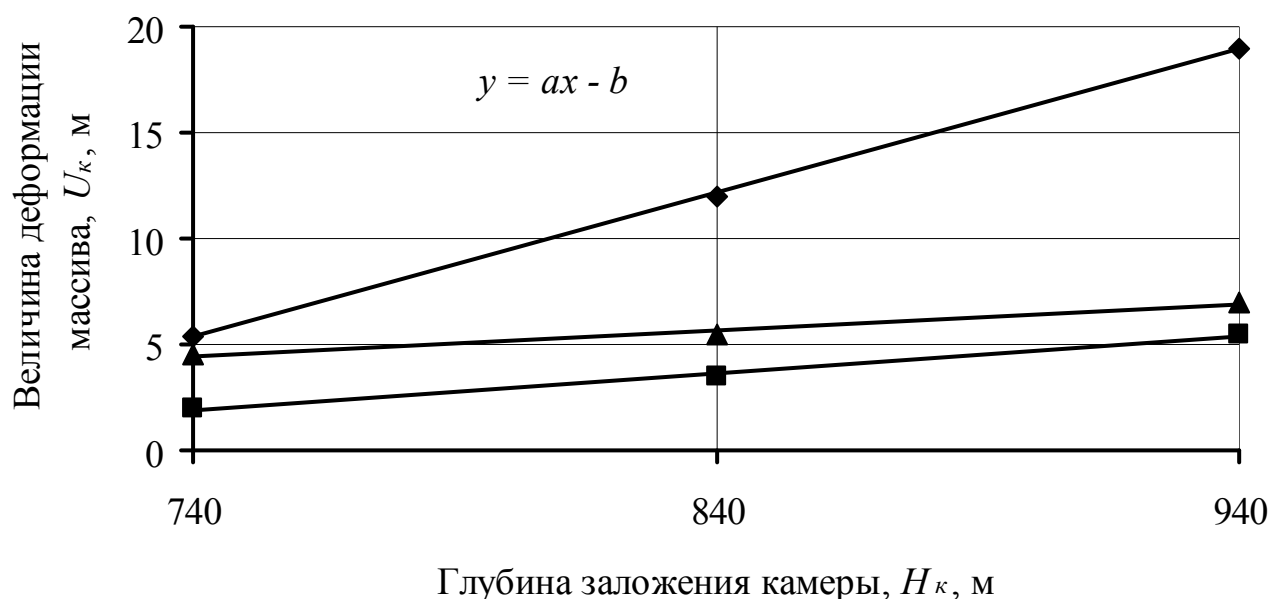
Размеры проектных и фактических размеров камер
вкрест простирания отработанных в этаже 640...740 м

№ камеры	гор. 640 м		гор. 665 м		гор. 690 м		гор. 715 м	
	проект	факт	проект	факт	проект	факт	проект	факт
1/9с	20	22	18	21	25	27	37	39
1/9ю	35	43	46	49	39	43	21	27
2/13ю	30	39	36	38	47	50	40	48
2/1с	40	45	54	55	56	57	40	47
1/3с	14	18	28	32	42	49	26	39
1/10с	26	42	20	31	20	21	26	27
1/3ю	35	38	45	50	45	47	26	29
1/8с	23	28	22	27	22	27	25	33
1/7ю	30	40	46	54	41	49	22	26
1/1ю	52	55	59	60	45	49	25	30
1/5ю	24	32	31	39	38	40	21	25
1/5с	42	44	42	43	33	35	29	32

Таблица 3.5

Размеры проектных и фактических размеров камер
вкрест простирания отработанных в этаже 740...840 м

№ камеры	гор. 715 м		гор. 740 м		гор. 775 м		гор. 810 м	
	проект	факт	проект	факт	проект	факт	проект	факт
2/5ю	13	34	32	42	38	38	25	25
2/3ю	9	31	25	42	38	38	24	31
2/7ю	28	54	26	45	28	34	20	25
2/1ю	25	32	28	34	40	40	29	35
2/3с	11	13	25	25	42	43	27	27



- ◆ в породах висячего бока
- в рудах лежачего бока
- ▲ в рудах висячего бока у наклонного днища

Рис. 3.9. Взаимосвязь величины деформации U_k и глубины заложения камеры H_k , м

Проведя аппроксимацию максимальных значений при помощи программы Microsoft Excel 2000, получены эмпирические уравнения зависимостей величины деформации U_k от глубины заложения очистной камеры H_k .

Для массива, окружающего первичную очистную камеру, эмпирические зависимости имеют вид:

– величина деформаций в породах висячего бока

$$U_k = 0,07H_k - 45, \text{ м, при } R = 99\%; \quad (3.15)$$

– величина деформаций в рудах лежачего бока

$$U_k = 0,0175H_k - 11,033, \text{ м, при } R = 99,3\%; \quad (3.16)$$

– величина деформаций в рудах висячего бока у наклонного днища камеры

$$U_k = 0,0125H_k - 4,83, \text{ м, при } R = 98,7\%. \quad (3.17)$$

Полученные результаты натурных исследований характеризуются удовлетворительной сходимостью и подтверждаются данными, полученными при аналитическом и физическом моделировании.

По результатам промышленных измерений можно сделать следующие **выводы:**

1. Деформация крепи в буровых ортах подэтажных горизонтов 665, 690 и 715 м вблизи отработанных первичных очистных камер происходит за счет величины разрушающих деформаций, которая зависит от расстояния до очистной камеры. Было установлено, что величина разрушающих деформаций в буровых ортах горизонта 665 м со стороны пород лежащего бока изменяется в зависимости от расстояния до первичных камер по квадратичному закону. Для буровых ортов горизонтов 690 и 715 м величина разрушающих деформаций со стороны пород висячего бока изменяется в зависимости от расстояния до первичных камер по кубическому закону. Расхождение результатов промышленных измерений от результатов аналитического и физического моделирования величины деформации от расстояния до очистной камеры не превышает 5%.

2. Величина деформации массива вокруг первичных очистных камер зависит от глубины их заложения. Увеличение глубины заложения камеры на 100 м приводит к деформации массива: в породах висячего бока на 6,5 м, в рудах лежащего бока на 2 м и у наклонного днища в рудах висячего бока на 2...2,5 м.

3. Результаты промышленных измерений деформации U_k в окружающем массиве камер с увеличением глубины заложения H_k могут быть описаны линейными зависимостями.

4. Расхождение результатов промышленных измерений от физического и аналитического моделирования изменения величины деформации массива с глубиной не превышает 8%.

Выводы

1. Моделирование очистных камер висячего бока совместно с выработками показало, что основные области деформации и трещинообразования массива вокруг камер расположены в сторону висячего бока, в сторону лежачего бока и в наклонном днище камеры – в сторону висячего бока. Сходимость результатов физического и аналитического моделирования величины деформации вокруг первичной очистной камеры, обрабатываемой в этаже 640...740 м, составляет порядка 87%.

2. Моделирование увеличения глубины заложения очистных камер показало, что интенсивные деформации массива развиваются в массиве висячего и лежачего боков и в наклонном днище модели камеры в сторону висячего бока. В массиве висячего бока процесс деформирования развивается в виде откалывания и обрушения, в массиве лежачего бока в виде расширения и трещинообразования, откалывания и обрушения, а в массиве наклонного днища – в сторону висячего бока в виде трещинообразования. Расхождение результатов физического и аналитического моделирования изменения величины деформации массива с глубиной не превышает 7%.

3. Промышленные измерения деформаций крепи буровых ортов на горизонтах 665, 690 и 715 м показали, что ближе к очистной камере увеличивается проявление горного давления в виде отслоения и обрушения отдельных кусков руды и обильного трещинообразования, которое зависит от величины разрушающих деформаций вокруг выработок. Величина разрушающих деформаций в буровых ортах горизонта 665 м со стороны пород лежачего бока изменяется в зависимости от расстояния до первичных камер по квадратичному закону. Для буровых ортов горизонтов 690 и 715 м величина разрушающих деформаций со стороны пород висячего бока изменяется в зависимости от расстояния до первичных камер по кубическому закону. Расхождение результатов промышленных измерений от результатов аналитического и физического моделирования величины деформации от расстояния до очистной камеры не превышает 5%.

4. Полученные результаты натурных исследований поведения массива горных пород вокруг очистной камеры с увеличением глубины ее заложения показало, что деформации массива развиваются в сторону пород висячего бока, в сторону рудного массива лежачего бока и в сторону рудного массива висячего бока у наклонного днища. Расхождение результатов промышленных измерений от физического и аналитического моделирования изменения величины деформации массива с глубиной не превышает 8%.

4. ТЕХНОЛОГИЯ КРЕПЛЕНИЯ НАРЕЗНЫХ ВЫРАБОТОК В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНЫХ КАМЕР

4.1. Обоснование параметров крепления нарезных выработок

Анализ результатов аналитического и физического моделирования, а также промышленные измерения показали, что первичные очистные камеры оказывают существенное влияние на окружающий массив горных пород. Массив в зоне разгрузки напряжений очистной камеры характеризуется областями как повышенного, так и пониженного горного давления. Область разрушающих деформаций распространяется в сторону руд лежащего бока, в сторону руд висячего бока у наклонного днища камеры и в сторону пород висячего бока. Изменение напряженности и деформации массива исследовано при изменении глубины заложения первичной очистной камеры и физико-механических свойств вмещающего массива. Проведенные исследования обуславливают необходимость учета характера и степени напряженности массива горных пород в зоне разгрузки первичной очистной камеры при выборе вида крепи буровых ортов в условиях ЗАО «ЗЖРК».

Параметры паспорта крепления подэтажных буровых ортов в условиях ЗАО «ЗЖРК» определяют согласно действующей методики, разработанной ГП «НИГРИ». Методика позволяет определять вид крепления по безразмерному показателю уровня напряженного состояния массива вокруг выработки. Для определения этого показателя исходными данными являются приведенный объемный вес налегающей толщи пород, глубина заложения выработки и предел прочности вмещающих выработку пород на одноосное сжатие. Основными недостатками действующей методики определения вида крепления является:

- методика не учитывает влияние напряженно-деформированного состояния очистных камер на окружающий массив выработки после принятия ими проектных размеров;
- выбор длин анкеров производится на основании ширины выработки;
- при креплении выработок пройденных вкrest напластования горных пород, не увеличивают длины анкеров, что приводит к отслоению массива вместе с анкерами.

По результатам аналитического, физического моделирования и натурных исследований очистные камеры оказывают существенное влияние на окружающий массив горных пород выработки. Установленные коэффициенты K_δ и K_ε (см. подраздел 2.4) послужили основанием для утверждения, что действующая методика определения вида крепи выработок, в частности подэтажных буровых ортов, требует уточнения с учетом описанных выше недостатков.

Определяем уровень напряженного состояния массива вокруг выработки с учетом влияния очистных камер

$$\eta = \frac{K_k \gamma H}{R_{сж}} \cdot K_\delta \cdot K_\varepsilon. \quad (4.1)$$

По уровню напряженного состояния массива вокруг выработки, учитывающего влияние очистных камер, определяют тип крепления буровых ортов, пользуясь таблицей 4.1.

Основным достоинством полученных пределов (табл. 4.1) уровня напряженного состояния являются то, что при выборе типа крепления подэтажных выработок учитывается влияние очистной камеры на окружающий массив. Согласно разработанной ГП «НИГРИ» методики выбора типа крепи выработок определяются по полученному уровню напряженного состояния выработки. Основным недостатком методики является то, что при выборе вида крепления выработки не учитывается влияние очистной камеры на окружающий массив.

Эффективность отработки запасов первичных очистных камер во многом зависит от применения рационального паспорта крепления подэтажных буровых ортов. Определение основных параметров паспорта крепления буровых ортов основывается на выборе места заложения выработки в массиве и расстояния от очистной камеры в сторону висячего бока.

Таблица 4.1

Условия и рекомендуемые способы
поддержания выработок упрочняющими крепями

Уровень напряженного состояния	Способ поддержания
$\eta \leq 0,1$	Без крепи, придание кровле свода высотой 1/4...1/3 ширины
$0,1 < \eta \leq 0,15$	Набрызг-бетон толщиной 30...50 мм или анкера длиной 2,2...2,4 м. Расстояние между анкерами 1...1,2 м, а между рядами анкеров 1 м
$0,15 < \eta \leq 0,2$	Анкера длиной 2,4 м и сетка. Расстояние между анкерами 1...1,1 м, а между рядами анкеров 1 м
$0,2 < \eta \leq 0,35$	Анкера длиной 2,4 м и сетка и набрызг-бетон толщиной 30...50 мм. Расстояние между анкерами 1 м, а между рядами анкеров 1 м
$0,35 < \eta \leq 0,5$	Анкера длиной 2,4 м и сетка и набрызг-бетон толщиной 50...100 мм. Расстояние между анкерами 1 м, а между рядами анкеров 1 м
$\eta > 0,5$	То же

По заданным координатам месторасположения подэтажной выработки можно характеризовать степень разрушающих деформаций, возникающих в кровле бурового орта, с учетом зоны влияния первичной очистной камеры. Учитывая эти условия при составлении паспорта крепления, предоставляется возможность повышения безопасности работ и экономии крепежных материалов, а также увеличения срока службы выработок.

На ЗАО «ЗЖРК» при отработке запасов в этажах 640...740 и 740...840 м для крепления подэтажных буровых ортов применяют железобетонные,

железобетонные из стального каната и трубчатые анкера. Применяемые конструкции анкеров имеют свою несущую способность, которая при составлении паспорта крепления влияет на плотность расстановки анкеров в сечении выработки. Выбор типа анкера, в зависимости от крепости горных пород, представлен в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Распространенные типы анкеров и их несущая способность

Анкера	Предел прочности горных пород на сжатие, МПа	Несущая способность анкера, кН
Железобетонные	> 20	100
Замковые (клино-щелевые)	60...100	40...80
С распорным замком (трубчатые)	> 40	60...120
Сталеполимерные	Любой	140 (средняя)

Опираясь на полученные результаты аналитических, физических и натуральных исследований, предложен расчет паспорта крепления нарезных выработок в сторону пород висячего бока у наклонного днища камеры с учетом влияния первичных очистных камер.

1. Для определения величины разрушающих деформаций, сложив уравнения 2.32 и 2.40, получим:

$$2U = -\left(\left(\frac{h_0}{234}\right)^{4,5} + \left(\frac{H}{72,9}\right)^{-3,77}\right)L^3 + \left(\left(\frac{h_0}{145,7}\right)^{3,6} + 31,9H^{-1,3}\right)L^2 - \left(\left(\frac{h_0}{93,1}\right)^{3,1} + 0,7H^{-0,37}\right)L + 0,8h_0^{0,22} + 0,148H^{0,38}; \quad (4.2)$$

после преобразования уравнение 4.1 примет вид

$$U = \frac{k_2L^2 - k_1L^3 - k_3L + 0,8h_0^{0,22} + 0,148H^{0,38}}{2}, \text{ м}, \quad (4.3)$$

где h_0 – расстояние от почвы откаточного горизонта до почвы подэтажной выработки, м;

H – глубина заложения подэтажной выработки, м;

L – расстояние от очистной камеры, м;

$$k_1 = \left(\frac{h_0}{234}\right)^{4,5} + \left(\frac{H}{72,9}\right)^{-3,77};$$

$$k_2 = \left(\frac{h_0}{145,7}\right)^{3,6} + 31,9H^{-1,3};$$

$$k_3 = \left(\frac{h_0}{93,1}\right)^{3,1} + 0,7H^{-0,37}.$$

2. Определяем длину анкера

$$l_a = U + l_s + l_n, \text{ м}, \quad (4.4)$$

где l_3 – величина заглубления анкера в устойчивую зону массива, равная 0,3...0,5 м;

l_n – длина выступающей из шпура части анкера, зависящая от его конструкции и толщины опорно-поддерживающих элементов, равная 0,05...0,2 м;

3. Определяем плотность расстановки анкеров

$$n_a = \frac{P_e \cdot U \cdot \gamma \cdot k_n}{P_a}, \text{ шт.}, \quad (4.5)$$

где γ – объемный вес руды или горных пород в пределах зоны возможного обрушения, кН/м³;

k_n – коэффициент перегрузки, равный 1,2;

P_a – несущая способность анкера, кН;

P_e – активный периметр выработки с коробовым сводом, м:

$$P_e = 3,18 + 1,33B_{np}, \text{ м}, \quad (4.6)$$

где B_{np} – ширина подэтажной выработки в проходке, м.

4. Определяем расстояние между анкерами

$$a_a = \sqrt{\frac{P_a}{U \cdot \gamma \cdot k_n}}, \text{ м}, \quad (4.7)$$

После определения основных параметров производят построение паспорта крепления подэтажной выработки согласно расчетной схеме, указанной на рис. 4.1.

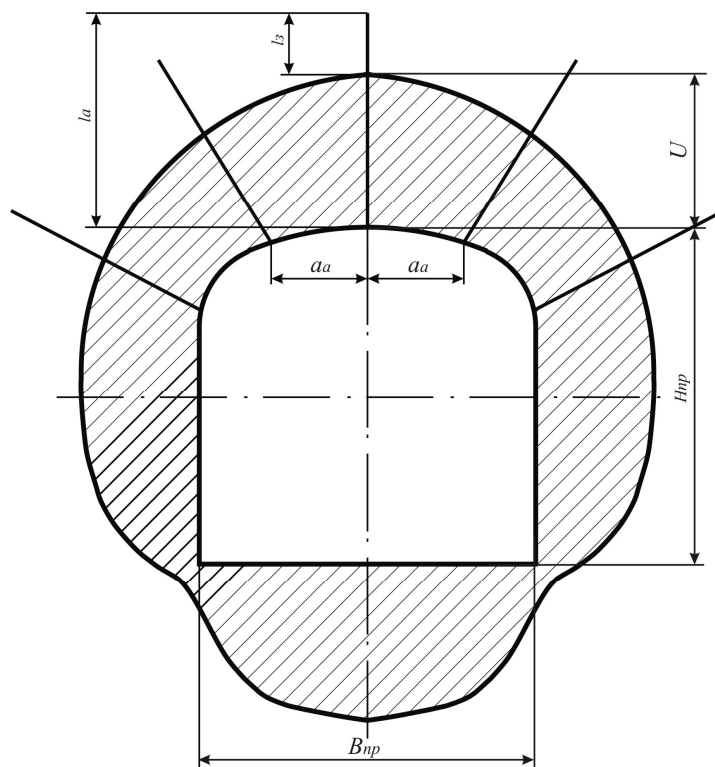


Рис. 4.1. Расчетная схема к построению паспорта крепления

Так как действия напряжений направлены в геометрический центр выработки, бурение шпуров и соответственно установка анкеров, производятся от центра выработки под углом к вертикальной оси. Во избежание отслоения мелких кусков руды и породы при проведении выработок в трещиноватых массивах целесообразно применение комбинированного крепления – анкера с сеткой «Рабица». Наиболее трещиноватые руды Южно-Белозерского месторождения в подавляющем большинстве сосредоточены в северной его части. Поэтому при построении паспорта крепления подэтажных выработок, расположенных в северном крыле месторождения, под анкера устанавливается «Рабица». Сетку необходимо располагать по контуру выработки, в кровле и боках на длину до 80% закрепляемого участка, и закреплять анкерами. В случае пересечения выработкой напластования руды и пород со стороны очистной камеры анкера необходимо располагать под углом перпендикулярно напластованию, что приведет к увеличению их длины на 20...30%. Необходимая длина анкера, который устанавливается под углом перпендикулярно напластованию, определяется по формуле:

$$l_y = l_a \cdot \sin \alpha, \text{ м}, \quad (4.8)$$

где α – угол падения залежи, град;

На основании алгоритма составления паспорта крепления при использовании облегченного вида крепи для упрощения расчетов была написана программа на языке программирования Delphi. Программа позволяет ускорить процесс расчета основных параметров анкерного крепления подэтажной выработки, и по полученным результатам составить паспорт крепления.

Результаты аналитического и физического моделирования, характеризующиеся удовлетворительной сходимостью, подтверждаются данными, полученными при опытно-промышленном внедрении разработанных технологических решений на действующей шахте «Эксплуатационная» ЗАО «ЗЖРК». Это говорит о высокой достоверности полученных результатов и позволяет сформулировать вывод, с удалением от сопряжений буровых ортов с первичными очистными камерами в сторону пород всяческого бока разрушающие деформации уменьшаются по кубической зависимости и достигают минимальных значений на границе руды и пород всяческого бока. Учет этих закономерностей позволяет обосновать рациональную плотность расстановки анкеров, их длину и дополнительные средства поддержания. Это обеспечивает сокращение затрат на поддержание нарезных выработок до 30%.

Полученные результаты аналитических, физических и натурных исследований позволили предложить расчет параметров анкерного и комбинированного крепления нарезных выработок в сторону пород лежащего бока с учетом влияния первичных очистных камер.

Для определения величины разрушающих деформаций воспользуемся уравнением (2.49) и после его преобразования получим:

$$U = -L(2 \cdot 10^{-9} H^{1,8621} L + 394,73e^{-0,0151H}) + 0,0453H^{0,5572}, \text{ м}, \quad (4.9)$$

где H – глубина заложения подэтажной выработки, м;
 L – расстояние от очистной камеры в сторону пород лежачего бока, м.

Определение остальных параметров анкерного крепления выполняется согласно формул (4.4)-(4.8).

Результаты аналитического и физического моделирования, характеризующиеся удовлетворительной сходимостью, подтверждаются данными, полученными при опытно-промышленном внедрении разработанных технологических решений на действующей шахте «Эксплуатационная» ЗАО «ЗЖРК». Это говорит о высокой достоверности полученных результатов и позволяет сформулировать вывод, с увеличением расстояния до 40 м от сопряжений буровых ортов с первичными очистными камерами в сторону пород лежачего бока разрушающие деформации достигают максимальных значений – 2 м на границе камер и уменьшаются до 0,6 м на границе руды и пород лежачего бока – и изменяются по параболическим зависимостям. Учет этих закономерностей даст возможность определить рациональные параметры установки комбинированного крепления и обеспечить сокращение затрат на поддержание нарезных выработок, пройденных в массиве вторичных камер, до 35%.

4.2. Способы снижения негативного влияния первичных очистных камер на ведение горных работ

Опираясь на существующую технологию ведения очистных работ, принятой на ЗАО «ЗЖРК», выемку запасов руды этажа 640...740 м осуществляют первичными и вторичными очистными камерами. Технология выемки запасов камер описана в подразделе 1.1.

При ведении очистных работ в первичной очистной камере окружающий ее массив руды и пород подвергался влиянию сейсмического воздействия от ведения взрывных работ, а также влиянию напряженно-деформированного состояния от самой камеры. После завершения очистных работ в первичной камере (камера висячего бока) производится закладка очистного пространства твердеющей смесью.

Для ведения очистных работ по выемке запасов во вторичной камере (камера лежачего бока) выдерживается время для набора твердеющей смесью в первичной камере своей прочности.

Согласно рис. 2.2 и 2.3, вокруг первичной камеры после очистных работ возникают области разрушающих деформаций, которые присутствуют и в массиве руды, оставленном для выемки вторичной камерой. В массиве руды вторичной камеры область разрушающих деформаций представляет собой эллипсоид, который примыкает к очистному пространству первичной камеры.

Во время ведения очистных работ по выемке запасов руды во вторичной камере проявляются следующие негативные явления: при механизированном зарядании восходящих веерообразных скважин происходит недозаряд или перерасход

ВВ (в количестве 48 кг ВВ на каждые три заряжаемые скважины). В таблице 4.3 представлены проектные и фактические расходы ВВ для производства отрезной щели и очистной выемки во вторичных камерах. Все данные принимались по действующим камерам. Согласно данным, указанных в таблице 4.3, причиной данного явления является смещение скважин относительно своей оси за счет нарушения сплошности массива руды очистной выемкой в первичной камере.

Как известно, между заложённой первичной камерой и очистной вторичной камерой оставляется предохранительная рудная корка 1,5...2 м, чтобы не допустить разубоживание руды закладочным материалом. Всего лишь 1% закладочного материала, попавшего в отбитую руду, уменьшает содержание железа в ней на 0,5...0,6%. Столь интенсивное снижение качества руды приводит к значительному экономическому ущербу за счет снижения цены на низкосортную руду.

Основными причинами попадания закладочного материала в отбитую руду являются подработка и самообрушение предохранительной рудной корки. Подработка происходит в результате ведения буровзрывных работ во вторичной очистной камере. Самообрушение предохранительной рудной корки и закладочного материала связано, в большинстве случаев, с воздействием сейсмических волн после массового взрыва и недостаточной прочностью закладки. Основной причиной негативного воздействия сейсмических волн является перерасход взрывчатых веществ при зарядании скважин.

Таблица 4.3

Расход ВВ для производства отрезной щели и отбойки руды

Номер камеры и буровые горизонты	Расход ВВ, кг	
	расчетный	фактический
0/1 ю, гор. 665, 690 м (отрезная щель)	2500	2650
0/13 ю, гор. 640, 665, 690 м (отрезная щель)	12131	11850
1/7с, гор. 640, 665, 690, 715 м	13240	11850
1/15 ю, гор. 665, 690, 715, 735 м	14350	15300
2/1с, гор. 715 м	4800	5100
2/6 ю, гор. 640, 665 м	13000	14850
2/2с, гор. 640 м	11900	10800
1/3с, гор. 740, 775, 810 м	20660	19650
1/13с, гор. 665, 690 м	22700	13950
2/19 ю, гор. 640, 665 м	7191	6450
2/17 ю, гор. 665 м	3798	4050
0/11 ю, гор. 640, 665, 690 м	14495	12600
2/7 ю, гор. 740 м	7163	6300
1/11 ю, гор. 690, 715, 735 м	11421	10350

Проведя анализ технологии очистных работ во вторичных камерах можно сделать следующий вывод, что на массив руды, вынимаемой вторичной камерой, существенное влияние оказали очистные работы в первичной камере.

Поэтому для усовершенствования ведения очистных работ во вторичных камерах предлагается изменить некоторые технологические параметры:

– пересчитать линию наименьшего сопротивления с учетом ослабления массива руды в результате ведения очистных работ в первичных очистных камерах;

– изменить расположение вертикальных веерообразных скважин относительно отрезной щели.

Дальнейшие аналитические исследования позволили получить области концентрации напряжений, распространяющиеся в сторону массива руды лежачего бока от первичной очистной камеры (рис. 4.2). С увеличением глубины заложения камеры радиальные напряжения σ_r увеличиваются по линейной зависимости.

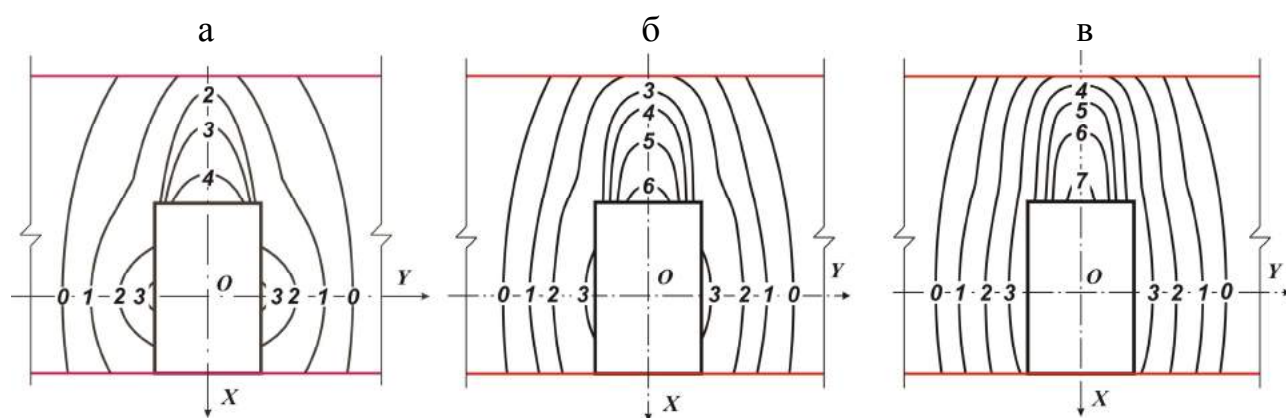
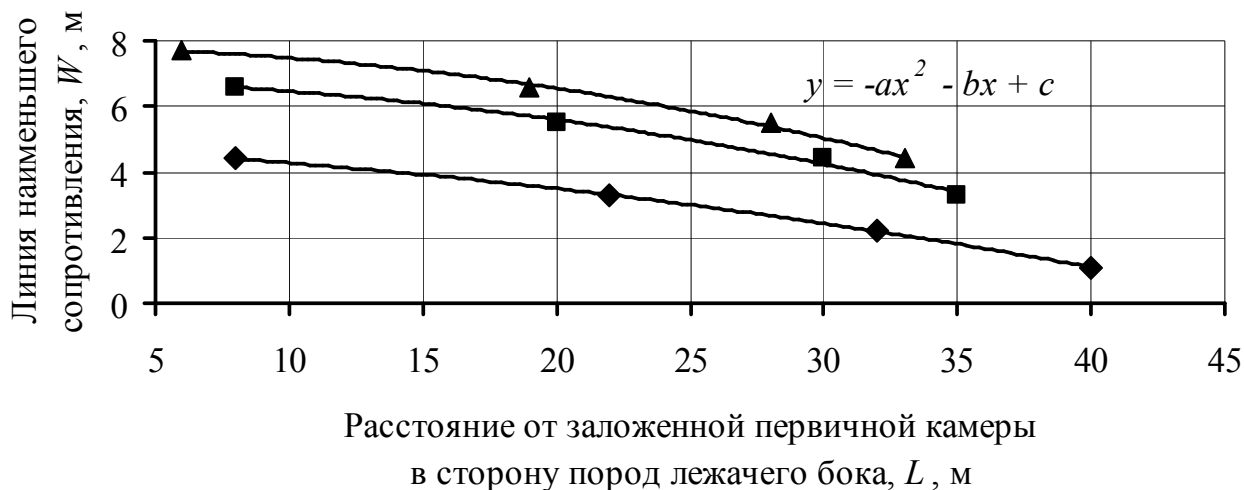


Рис. 4.2. Изолинии радиальных напряжений σ_r , распространяющихся в сторону массива руды лежачего бока на горизонте 665 м (а), 775 м (б) и 875 м (в), МПа

В направлении совершенствования буровзрывных работ с учетом напряженно-деформированного состояния выполнялись исследования в Криворожском техническом университете [96] и Государственном предприятии «Научно-исследовательский горнорудный институт» (г. Кривой Рог) [97]. Из результатов исследований, проведенных Ю.П. Капленко, установлено, что взаимосвязь между линией наименьшего сопротивления W и радиальными напряжениями σ_r определяется выражением $W = 1,1\sigma_r$. На основании полученных результатов аналитического моделирования и результатов исследований, проведенных в Криворожском техническом университете, получены зависимости линии наименьшего сопротивления от расстояния от заложения первичных очистных камер по буровым горизонтам 665, 775 и 875 м (рис. 4.3).



◆ буровой горизонт 665 м ■ буровой горизонт 775 м ▲ буровой горизонт 875 м

Рис. 4.3. Зависимости линии наименьшего сопротивления (л.н.с.) W от расстояния заложенных первичных очистных камер L до границы пород лежачего бока

Проведя аппроксимацию при помощи программы Microsoft Excel 2000, получены уравнения зависимостей линии наименьшего сопротивления W от расстояния от очистных камер L . Для массива руды бурового горизонта 665 м (рис. 4.2), в сторону лежачего бока, зависимость имеет вид:

$$W = -0,0014 \cdot L^2 - 0,0366 \cdot L + 4,78, \text{ м, при } R = 99,6\%, \quad (4.10)$$

где R – достоверность аппроксимации, %.

Для массива руды бурового горизонта 775 м (рис. 4.2), в сторону лежачего бока, зависимость имеет вид:

$$W = -0,0024 \cdot L^2 - 0,0136 \cdot L + 6,84, \text{ м, при } R = 99,3\%. \quad (4.11)$$

Для массива руды бурового горизонта 875 м (рис. 4.2), в сторону лежачего бока, зависимость имеет вид:

$$W = -0,003 \cdot L^2 - 0,0042 \cdot L + 7,816, \text{ м, при } R = 99,5\%. \quad (4.12)$$

Таким образом, на всех трех буровых горизонтах 665, 775 и 875 м линия наименьшего сопротивления W изменяется по квадратичной зависимости, которая имеет вид:

$$W = -aL^2 - bL + c, \quad (4.13)$$

где a , b и c – данные числа, содержащие известные величины.

Каждое из этих значений изменяется с глубиной заложения бурового горизонта по следующим закономерностям:

$$a = 0,0001e^{0,0037H}; \quad (4.14)$$

$$b = 35,846e^{-0,0103H}; \quad (4.15)$$

$$c = 0,0145H - 4,75, \quad (4.16)$$

где H – глубина заложения бурового горизонта, м.

Подставив уравнения (4.14)-(4.16) в выражение (4.13), получим формулу, определяющую линию наименьшего сопротивления с учетом расстояния от заложенной первичной очистной камеры и глубины заложения бурового горизонта, которая имеет вид

$$W = L(0,0145H - 0,0001e^{0,0037H} L - 35,846e^{-0,0103H} - 4,75), \text{ м, при } R = 97,7\% \quad (4.17)$$

Полученные результаты позволили предложить пути усовершенствования ведения очистных работ во вторичных камерах с учетом влияния очистных работ в первичных камерах (рис. 4.4).

Вариант А (рис. 4.4, а) заключается в следующем, от отрезной щели шириной 4 м на расстоянии 3 м бурят веера скважин, расположенных параллельно вертикальной отрезной щели, это необходимо для расширения компенсационного пространства. Устье вторых вееров расположено на расстоянии 3 м от первых, это расстояние принято на ЗАО «ЗЖРК» как минимальное расстояние до очистного пространства. Линия наименьшего сопротивления для вторых вееров определяется по формуле (4.16), в которой расстояние L определяется как расстояние от границы, заложеной первичной очистной камеры до устья скважин вторых вееров. Угол наклона второго веера скважин в вертикальной плоскости относительно отрезной щели определяется по полученной эмпирической формуле:

$$\alpha_g = 3,4W + 1,23, \text{ град.} \quad (4.18)$$

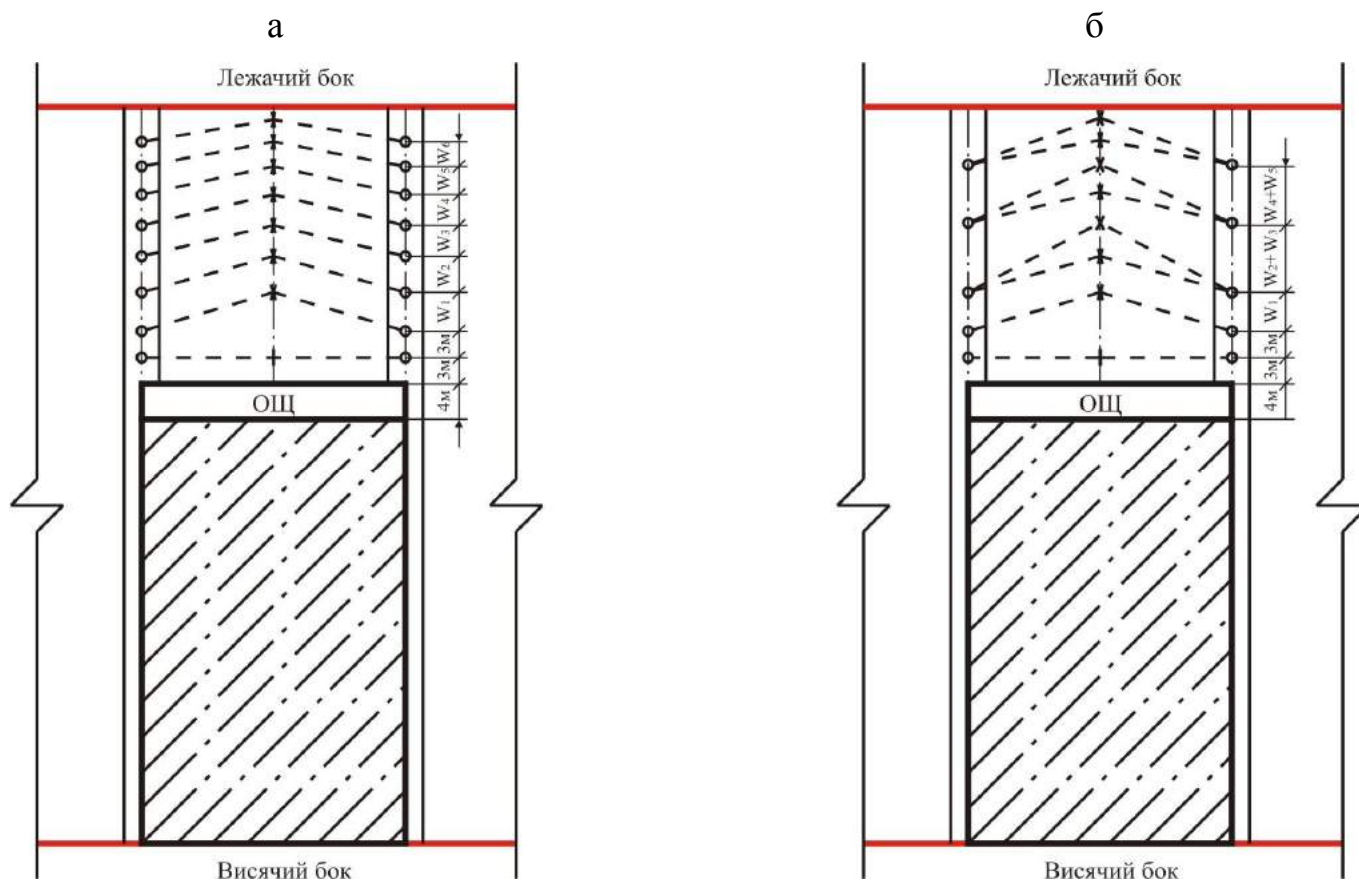


Рис. 4.4. Схемы расположения вееров скважин при ведении очистных работ во вторичных камерах вариант А (а) и вариант Б (б)

Линия наименьшего сопротивления и угол наклона последующих веерообразных скважин определяются аналогично, как и для вторых веерообразных скважин. Веера скважин повторяют изолинии радиальных напряжений, которые возникли в массиве руды вторичных очистных камерах после ведения очистных работ в первичных камерах. Основными достоинствами варианта А является то, что уменьшается количество веерообразных скважин, количество взрывчатых веществ и средств инициирования по сравнению с принятой технологией на ЗАО «ЗЖРК».

Вариант Б (рис. 4.4, б) заключается в том, что для отбойки запасов руды во вторичной очистной камере применяется веерно-пучковое расположение скважин. Линия наименьшего сопротивления определяется по формуле (4.16), а угол наклона веерообразных скважин определяется графически. Расположение первых двух рядов веерообразных скважин аналогичны варианту А. Достоинством варианта Б по сравнению с вариантом А является то, что уменьшается количество перестановок бурового станка.

Предлагаемые пути совершенствования очистных работ во вторичных камерах повлечет за собой уменьшение затрат на бурение, зарядание, вторичное дробление и вследствие этого снизит себестоимость добытой 1 т руды на 5...10%.

Полученные результаты способов снижения негативного влияния первичных очистных камер на ведение горных работ во вторичных камерах в полной мере представлены в работе [99].

4.3. Экономическая эффективность разработанных технологических решений

В результате теоретических исследований напряженно-деформированного состояния горных пород вокруг очистных камер и нарезных выработок установлены закономерности изменения областей разрушающих деформаций. Также изучено изменение этих параметров при различной высоте расположения выработок относительно очистных камер с увеличением глубины разработки. Полученные закономерности позволяют подобрать рациональный способ крепления буровых ортов, что в дальнейшем открывает возможность совершенствования технологии крепления выработок, которые заложены в массиве зоны влияния очистных камер.

Для снижения негативных проявлений горного давления в поэтажных буровых выработках нами предложен новый способ крепления, учитывающий полученные зависимости. Данное технологическое решение позволяет повышать безопасность ведения горных работ, в первую очередь связанных с заполнением очистных камер твердеющими смесями, а в дальнейшем совершенствование буровзрывных работ при отработке вторичных камер. Предлагаемое технологическое решение включает в себя применение многоразовых анкеров в той части выработки, где очистная камера оказывает разгружающее влияние на нее. Помимо 25...30% экономии ресурсов на поддержание выработок происходит

снижение на 1,0...1,5% засорения руды благодаря устранению попадания в руду набрызг-бетонного крепления.

Экономическая эффективность определялась применительно к залежи «Главная» при отработке запасов в этаже 640...740 м. Существующее крепление ортов на буровых подэтажах 665, 690 и 715 м состояло из анкеров, набрызг-бетона или комбинированного крепления – набрызг-бетона, анкеров и сетки «рабица». Базовый вариант крепления нарезных выработок осуществляется набрызг-бетоном толщиной до 0,05 м. Ним закреплено до 50% всей протяженности буровых ортов. Дополнительное крепление ортов осуществлялось с помощью трубчатых анкеров и составляло 20% от всей протяженности выработок. Предлагаемая технология крепления буровых ортов предусматривает применение комбинированного крепления с помощью многоразовых анкеров совместно с сеткой «рабица». Применение предложенного крепления составит на подэтажном горизонте 665 м – 40%, 690 м – 21%, а на 715 м – 50% от всей протяженности буровых выработок.

Оценка себестоимости базового и предлагаемого вариантов крепления нарезных выработок для рассматриваемых горизонтов выполнялась по следующим статьям затрат: стоимость материалов и энергии, затраты на основную и дополнительную заработную плату, отчисления на социальное страхование и амортизацию.

Себестоимость базового и предлагаемого вариантов

$$C = Z_m + Z_\varepsilon + Z_{o.zп} + Z_{d.zп} + Z_{соц.ст} + A, \text{ грн}, \quad (4.19)$$

где Z_m – затраты на материалы, грн;

Z_ε – стоимость энергии, грн;

$Z_{o.zп}$ – затраты на основную заработную плату, грн;

$Z_{d.zп}$ – затраты на дополнительную заработную плату, грн;

$Z_{соц.ст}$ – затраты на социальное страхование, грн;

A – амортизационные отчисления, грн.

В качестве примера рассмотрим определение себестоимости базового варианта крепления нарезных выработок набрызг-бетоном. Расчет выполнялся в следующей последовательности. Определяем суммарную длину выработок, закрепленных набрызг-бетонном

$$L_1 = 0,5 \cdot n_{орт} \cdot m_{ср}, \text{ м}, \quad (4.20)$$

где $n_{орт}$ – количество ортов на горизонте 690 м, $n_{орт} = 34$ шт.;

$m_{ср}$ – средняя мощность залежи, $m_{ср} = 84$ м;

0,5 – 50% ортов закреплено набрызг-бетоном.

Затраты материалов на крепление набрызг-бетоном

$$Z_m = V_{н-б} \cdot Ц_{н-б}, \text{ грн}, \quad (4.21)$$

где $V_{н-б}$ – объем набрызг-бетона, м^3 ;

$Ц_{н-б}$ – стоимость 1 м^3 набрызг-бетона, грн.

Необходимый объем бетона М 400

$$V_{н-б} = 1,15 \cdot L_1 \cdot (2h + 1,33 \cdot B_1) \cdot \delta_k, \text{ м}^3, \quad (4.22)$$

где h – высота прямой стенки выработки, м;

B_l – ширина выработки в проходке, м;
 δ_k – толщина набрызг-бетонного крепления, м;
 1,15 – потери бетона при отскоке 15%.

Стоимость пневматической и электрической энергий определяли произведением затрат энергии при креплении на стоимость единицы энергии.

Основная заработная плата крепильщиков

$$Z_{o.зп} = N \cdot (T_{став} + П + Д + П_{прираб}), \text{ грн}, \quad (4.23)$$

где N – трудоемкость работ по возведению набрызг-бетонного крепления, чел.-смен;

$T_{став}$ – тарифная ставка, грн;

$П$ – премия за выполнение плана, 60% от $T_{став}$, грн;

$Д$ – доплаты за работу в ночное время, 10% от $T_{став}$, грн;

$П_{прираб}$ – сдельный приработок, 10% от $T_{став}$, грн.

Дополнительная заработная плата определялась как 20% от основной зарплаты. Отчисления на социальные страхования принимали по данным 2005 года, как 37,5% от суммы основной и дополнительной заработной платы.

Амортизационные отчисления за время выполнения работ по креплению набрызг-бетоном

$$A = \frac{0,15 \cdot C_{об}}{12} \cdot t_p, \text{ грн}, \quad (4.24)$$

где $C_{об}$ – себестоимость оборудования, грн;

t_p – время выполнения работ, мес.;

0,15 – 15% годового объема амортизационных отчислений.

Себестоимость 1 м крепления бурового орта набрызг-бетоном на подэтаже 690 м

$$C_{1кр.1м} = \frac{C}{L_1}, \text{ грн/м}. \quad (4.25)$$

При креплении ортов анкерами либо анкерами с сеткой «рабица» алгоритм определения себестоимости крепления выработки аналогичен изложенному. Результаты расчетов себестоимости крепления по подэтажным горизонтам 690 и 715 м приведены в табл. 4.4.

Экономическая эффективность по каждому подэтажному горизонту

$$\Delta \mathcal{E} = \mathcal{E}^{np} - \mathcal{E}^{\delta}, \text{ грн}, \quad (4.26)$$

где \mathcal{E}^{np} – экономический эффект для предлагаемого варианта крепления, грн;

\mathcal{E}^{δ} – экономический эффект для базового варианта крепления, грн.

Экономическая эффективность от применения предлагаемого способа крепления подэтажных буровых ортов для двух горизонтов 690 и 715 м составит 131730,7 грн. Внедрение рационального способа крепления нарезных выработок с учетом влияния очистных камер в условиях шахт ЗАО «ЗЖРК» приведет к снижению себестоимости крепления нарезных выработок до 30%.

Таблица 4.4

Калькуляция себестоимости

Наименование параметров	Базовый вариант		Предлагаемый вариант
	Крепление набрызг-бетоном	Докрепление анкерами	Крепление анкерами с сеткой
Затраты на материалы, грн	112165,5 0	17180,32	<u>39822,19</u> 61574,11
Затраты на энергию, грн	2036,46	374,59	<u>1217,72</u> 2898,18
Затраты на основную заработную плату, грн	13428,53	2604,53	<u>11581,68</u> 27560,61
Затраты на дополнительную заработную плату, грн	2685,71	520,91	<u>2316,34</u> 5512,12
Затраты на социальное страхование, грн	6042,84	1172,04	<u>5211,77</u> 12402,27
Амортизационные отчисления, грн	663,00	1779,71	<u>5772,03</u> 13708,56
Себестоимость крепления, по горизонту, грн	137022,0 4	23632,1	<u>65921,73</u> 123655,85
Себестоимость крепления 1 м выработки, грн	95,95	41,39	<u>46,16</u> 86,59
Затраты на крепление горизонта 690 м	160654,14		<u>65921,73</u> 123655,85
Экономический эффект по горизонту 690 м, грн	<u>94732,41</u> 36998,29		

Примечание: числитель – горизонт 690 м, знаменатель – горизонт 715 м.

Аналогично выполняли оценку себестоимости базового и предлагаемого вариантов крепления нарезных выработок для буровых ортов горизонта 665 м от первичной очистной камеры в сторону пород лежащего бока, полученные результаты представлены в табл. 4.5.

Экономическая эффективность от применения предлагаемого способа крепления подэтажных буровых ортов для горизонта 665 м составит 61729,45 грн. Внедрение рационального способа крепления нарезных выработок с учетом влияния очистных камер в условиях шахт ЗАО «ЗЖРК» приведет к снижению себестоимости крепления нарезных выработок этого горизонта до 35%.

Таблица 4.5

Калькуляция себестоимости

Наименование параметров	Базовый вариант		Предлагаемый вариант
	Крепление набрызг-бетоном	Докрепление анкерами	Крепление анкерами с сеткой
Затраты на материалы, грн	112165,5 0	17180,32	49259,29
Затраты на энергию, грн	2036,46	374,59	2318,54
Затраты на основную заработную плату, грн	13428,53	2604,53	22048,49
Затраты на дополнительную заработную плату, грн	2685,71	520,91	4409,70
Затраты на социальное страхование, грн	6042,84	1172,04	9921,82
Амортизационные отчисления, грн	663,00	1779,710	10966,85
Себестоимость крепления, по горизонту, грн	137022,0 4	23632,10	98924,69
Себестоимость крепления 1 м выработки, грн	95,95	41,39	69,27
Затраты на крепление горизонта 665 м	160654,14		98924,69
Экономический эффект по горизонту 665 м, грн	61729,45		

Полученные результаты эффективности внедрения рационального способа крепления нарезных выработок, с учетом разгруженности массива, в полной мере представлены в работе [98].

Выводы

1. Обоснование рациональных способов крепления нарезных выработок в зоне влияния очистных камер произведено на основе учета напряженности массива зоны разгрузки, окружающего очистную камеру. Это связано с радиальными напряжениями σ_r , возникающими вокруг очистной камеры и величиной области разрушающей деформации U , которая влияет на способ крепления буровых ортов подэтажных горизонтов 665, 690 и 715 м. Предлагаемый способ крепления буровых ортов способствует упразднению процесса крепления и позволяет повысить безопасность труда горнорабочих, связанных с установкой закладочных перемычек.

2. Предлагаемое совершенствование ведения очистных работ во вторичных очистных камерах осуществляется на основе учета напряженности массива в зоне разгрузки напряжений первичных очистных камер. Это позволяет снизить затраты на бурение вертикальных вееров скважин, расход взрывчатых веществ и средств инициирования. Благодаря этому существенно снизится себестоимость 1 т руды во вторичных очистных камерах.

3. Экономический эффект от внедрения предлагаемых мероприятий, полученный в результате экономического расчета, свидетельствует о целесообразности разработанных технологических решений. Применение на ЗАО «ЗЖРК» предлагаемого крепления буровых ортов подэтажных горизонтов 665, 690 и 715 м позволит получить следующий экономический эффект в размере 193,46 тыс. грн.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Монография является законченной научно-исследовательской работой, в которой на основе установленных закономерностей формирования разрушающих деформаций в зонах разгрузки массива очистными камерами решена актуальная научно-практическая задача по обоснованию рациональных параметров крепления нарезных выработок при разработке руд камерными системами разработки с закладкой.

В ходе выполнения работы получены следующие результаты:

1. Установлены закономерности проявления горного давления в зонах разгрузки вблизи очистных камер с помощью аналитических исследований, моделирования на эквивалентных материалах и натуральных экспериментов. Установлено что:

– в массиве горных пород, окружающих очистные камеры, с увеличением глубины разработки радиальные напряжения изменяются по экспоненциальным зависимостям. Определение параметров напряжений в массиве позволяет выявить количественные показатели разгруженности пород и руд вблизи очистных камер.

– области разрушающих деформаций вокруг первичных очистных камер с увеличением глубины их заложения развиваются во всех направлениях от камер по линейным зависимостям; определение величин деформаций, с увеличением глубины разработки, позволяет учитывать влияние первичных камер на крепление нарезных выработок и технологию ведения очистных работ во вторичных камерах.

– величины разрушающих деформаций в кровле нарезных выработок зависят от расстояния до очистных камер, глубин заложения выработок и изменяются в сторону пород висячего и лежачего боков по кубической и параболической зависимостям, соответственно; учет этих закономерностей позволяет определять параметры анкерного и комбинированного крепления буровых ортов вблизи очистных камер.

2. Установленные изменения напряженно-деформированного состояния

массива горных пород вблизи очистных камер позволяет усовершенствовать методику выбора типа крепи нарезных выработок, с учетом введения поправочных коэффициентов K_0 и K_2 , определяющих координаты места расположения выработки по высоте наклонного днища камер и глубину заложения выработки.

3. Обоснованы параметры крепления нарезных выработок в зонах влияния очистных камер с учетом возникающих напряжений. Установлено влияние величины разрушающих деформаций с увеличением расстояния от камер в сторону пород висячего и лежачего боков и глубины заложения выработок. Учет влияния первичных очистных камер на крепление нарезных выработок позволяет повысить безопасность труда и снизить себестоимость крепления – до 35%.

4. Предложены решения по расчету параметров очистной выемки во вторичных камерах, учитывающие изменение величины линии наименьшего сопротивления от границ ранее заложеной твердеющей закладкой первичной камеры. Это способствует снижению затрат на бурение, зарядание, вторичное дробление и позволяет снизить до 10% себестоимость добычи 1 т руды.

5. Достигнута высокая эффективность разработанного способа крепления буровых ортов при добыче руды в этаже 640...740 м на шахте «Эксплуатационная» ЗАО «Запорожский железорудный комбинат». Экономический эффект от внедрения технологических решений составил 193,46 тыс. грн. на один обрабатываемый этаж.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Зицер И.С., Чистяков Е.П., Бескровный В.Т., Белан А.Д. и др. Крепление горных выработок на шахтах Кривбасса. – Кривой Рог: НИГРИ, 1986. – 19 с.

2. Попов С.О., Фаустов Г.Т. Разработка экспертной системы для выбора вида крепи горных выработок при проектировании технологических схем подземной разработки рудных месторождений // Разработка рудных месторождений — 2001. – Вып. 74. С. 50-56.

3. Цариковский В.В. Геомеханические основы определения параметров систем разработки крутопадающих железорудных месторождений: Дис. ...доктора техн. наук: 05.15.02 – Днепропетровск: ИГТМ НАН Украины, 1991. – 459 с.

4. Цариковский В.В. Высота этажа и предельные значения функциональных характеристик // Горнорудное производство. – 1977. – С. 41-43.

5. Опыт отработки магнетитовых кварцитов / В.В. Цариковский, А.П. Григорьев, В.В. Сакович и др. // Горный журнал. – 1988. – № 9. – С. 49-53.

6. В.В. Цариковский, Г.М. Шевцова, В.В. Сакович, и др. Влияние формы обнажений в камерах на устойчивость конструктивных элементов системы разработки // Сб. науч. тр. / НИГРИ, 1988. – С. 111-114.

7. В.В. Цариковский, Г.М. Шевцова, П.И. Кишкин, А.Ф. Мигуль. Напряженное состояние конструктивных элементов камерной системы разработки с продольными целиками // Сб. науч. тр. / НИГРИ. 1988. – С. 115-118.

8. Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбасса / В.В. Цариковский, В.В. Сакович, А.В. Недзевский и др. – Кривой Рог: НИГРИ, 1987. – 74 с.
9. Борисенко С.Г., Капица Ф.А. Камерная система разработки в горнорудной промышленности. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 339 с.
10. Борисенко С.Г., Комской Е.Н. Расчет на прочность элементов блоков при разработке рудных месторождений. – Киев: Техника, 1970. – 79 с.
11. Борисенко С.Г., Комской Е.Н. Исследование напряжений в потолочинах и расчет их на прочность // Изв. вузов. Горный журнал. – 1963. – № 11. – С. 43-36.
12. Борисенко С.Г., Кухта П.З. Изменение размеров целиков и камер с увеличением глубины работ // Горный журнал. – 1960. – № 11. – С. 36-41.
13. Борисенко С.Г., Комской Е.Н. Влияния закладки или обрушения вмещающих пород на напряжения вокруг камер // Изв. вузов. Цветная металлургия. – 1964. – № 3. – С. 18-24.
14. Хоменко О.Е. Моделирование выработанных пространств рудников Криворожского бассейна // Науковий вісник НГА України. – 2002. – № 3. – С. 54-57.
15. Хоменко О.Е.. Аналитическое моделирование влияния выработанного пространства на вмещающий массив // Сб. научных тр. / НГА Украины. – 2002. – № 13. – С. 18-21.
16. Хоменко О.Е.. Влияние пространственного ориентирования выработанного пространства на напряженность вмещающего массива // Науковий вісник НГА України. – 2002. – № 5. – С. 54-57.
17. Хоменко О.Є. Обґрунтування раціональних параметрів технології видобутку залізних руд з охоронних ціликів: автореф. дис. на здобуття наукового ступ. канд. техн. наук: 05.15.02 – Дніпропетровськ: НГУ, 2004. – 16 с.
18. Прогнозирование удароопасности массива на глубоких горизонтах железорудных шахт / О.Е. Хоменко, В.П. Сердюк, В.Н. Яворский, М.Н. Кононенко // Науковий вісник НГУ. – 2004. – № 11. – С. 3-4.
19. Хоменко О.Е. Пути повышения устойчивости обнажений для конструктивных элементов камерных систем разработки // Науковий вісник НГУ. – 2004. – № 12. – С. 3-6.
20. Хоменко О.Е., Русских В.В., Кононенко М.Н. Моделирование на эквивалентных материалах выработанного пространства рудных шахт // Науковий вісник НГУ. – 2004. – № 8. – С. 23-25.
21. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Напряженное состояние и физические свойства пород в зонах разгрузки вокруг горных выработок // Изв. вузов. Горный журнал – 1980. – №10. – С. 29-32.
22. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Перспективы применения камерных систем разработки на больших глубинах // Разработка рудных месторождений. – 1978. – Вып. 26. – С. 50-55.
23. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Перераспределение начальных напряжений вокруг горных выработок по мере углубления // Разработка рудных месторождений. – 1980. – Вып. 28. – С. 52-58.

24. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Физические процессы в массиве пород при нарушении равновесия // Изв. вузов. Горный журнал. – 1993. – №1. – С. 1-6.
25. Мутамбо В.П. Керування напруженим станом порід і параметри їх відбійки вертикальними воронками на прикладі рудника Луаньша (Замбія): Автореф. дис. ... канд. техн. наук. 05.15.02 – Кривой Рог: КТУ, 1999. – 18 с.
26. Мутамбо В.П. Исследование напряженного состояния массива вокруг очистной камеры в зависимости от ее размеров и глубины горных работ // Разработка рудных месторождений. – 1997. – № 61 – С. 43-46.
27. Мутамбо В.П. Определение изменения величины и характера статических напряжений, возникающих в обрушаемом массиве // Разработка рудных месторождений. – 1997. – № 61 – С. 46-50.
28. А.Н. Малый, Е.П. Чистяков, С.В. Кулиш, и др. Изучение напряженно-деформированного состояния горного массива и устойчивости конструктивных элементов при камерной выемке с закладкой // Сб. научн. тр. / ГНИГРИ. – 2000. – С. 73-77.
29. Е.П. Чистяков, В.Г. Близнюков, В.И. Мошинский, А.Н. Малый, и др. Пути повышения эффективности разработки крутопадающих месторождений системами с закладкой выработанного пространства // Сб. научн. тр. / ГНИГРИ. – 2000. – С. 67-73.
30. Ривкин И.Д., Кучер В.М., Недзвецкий А.В. Разработка мероприятий по обеспечению устойчивости обнажений с увеличением глубины работ при камерной выемке на руднике им. Розы Люксембург // Сб. научн. тр. / НИГРИ. – 1963. – №7. – С. 31-67.
31. Ривкин И.Д., Кучер В.М., Халайдовский Н.Я. Определение параметров этажно-камерных систем разработки для глубоких горизонтов шахт Криворожского бассейна // Физико-техн. пробл. разраб. полезн. ископаемых. – 1961. – №6. – С. 25-33.
32. Ривкин И.Д., Федоренко А.Г., Поликко В.И., Кучер В.М. Совершенствование определения параметров этажно-камерных систем разработки для глубоких горизонтов шахт Кривбасса // Горный журнал – 1974. – №6. – С. 53-56.
33. Инструктивные указания по определению параметров этажно-камерных систем разработки по условиям горного давления с увеличением глубины ведения горных работ на шахтах Кривбасса. – Кривой Рог: НИГРИ, 1965. – 97 с.
34. Инструкция по определению геометрических параметров этажно-камерных систем разработки в Криворожском железорудном бассейне / И.Д. Ривкин, А.Г. Федоренко, В.И. Поливко, В.М. Кучер. – Кривой Рог: НИГРИ, 1973. – 44 с.
35. Инструктивные указания по определению параметров систем разработки с обрушением по условиям проявления горного давления с увеличением глубины ведения горных работ на шахтах Кривбасса. – Кривой Рог: НИГРИ, 1964. – 37 с.

36. Ривкин И.Д., Цариковский В.В., Федоренко А.Г. Инструкция по определению допустимых размеров обнажений и целиков при поэтажно-камерных системах разработки в Кривбассе. – Кривой Рог: НИГРИ, 1973. – 36 с.
37. Цариковский В.В., Сакович В.В., Недзвецкий А.В. Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбасса. – Кривой Рог: НИГРИ, 1987. – 75 с.
38. Цариковский В.В., Сакович В.В., Артеменко А.В. Дополнение к инструкции «Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбасса». – Кривой Рог: НИГРИ, 1988. – 25 с.
39. Цариковский В.В., Сакович В.В., Кишкин П.И. Определение геометрических параметров камерных систем разработки в Кривбассе со сводчатой и шатровой формами обнажения потолочин (инструкция). – Кривой Рог: НИГРИ, 1991. – 17с.
40. Ривкин И.Д., Тарапата В.Я., Халайдовский Н.Я. Зона влияния очистных работ в мощных крутопадающих пластообразных рудных залежах // Горный журнал. – 1970. – №8.
41. Способ разработки залежей на больших глубинах шахт Кривбасса / В.Я. Тарапата, О.Б. Мазыкина, Ф.И. Караманиц, Ю.А. Плужник // Разработки рудных месторождений. – 2002. – № 81 – С. 60-65.
42. Исследование напряженно-деформированного состояния рудного массива и вмещающих пород в зоне влияния очистной выемки мощных пластообразных залежей Криворожского бассейна (на примере рудника им. Дзержинского). Автореф. Дис. ...канд. техн. наук. – М., 1973.
43. Тарапата В.Я. Рациональное расположение полевых откаточных выработок на глубоких горизонтах шахт Кривбасса // Разработка рудных месторождений. – 2001. – Вып. 74. – С. 144-146.
44. Причины разрушения откаточных выработок на глубинах более 1000 м / В.Я. Тарапата, С.С. Андоленко, О.Б. Мазыкина, Ф.И. Караманиц // Разработка рудных месторождений –2003. – Вып. 82. – С. 45-49.
45. Нигматуллин В.С. Влияние степени подработки рудного массива на деформацию выработок // Подземная добыча руд черных металлов. – Кривой Рог: НИГРИ. – 1979. – С. 54-57.
46. Нигматуллин В.С. Выбор крепи и места заложения выработок в зоне очистных работ при камерной системе разработки с твердеющей закладкой в условиях ЗЖРК (Инструкция). – Кривой Рог: НИГРИ, 1980.
47. Ержанов Ж.С., Серегин Ю.Н., Егоров В.Д. Устойчивость заштангованной кровли очистных камер. – Алма-Ата: Наука, 1976. – 119 с.
48. Корнилков М.В. Исследование механизма работы железобетонного анкера, установленного в массиве твердеющей закладки //Известия вузов. Горный журнал. – 1987. – № 6. – С.33-36.
49. Мирзаев Г.Г. Режим работы железобетонной штанги под нагрузкой. // Опыт усовершенствования проходки и крепления горных выработок на рудниках цветной металлургии. – М.: ЦНИИТЭИ цветной металлургии, 1966. – С.45-48.

50. Опыт применения штанговой крепи на рудниках Урала /Е.М. Колчин, Н.А. Васин, С.А. Атаманских и др. – М.: ЦНИИЭИуголь, 1964. – 43 с.
51. Крепление горных выработок на Соколовском подземном руднике /А.И. Коваленко, А.Г. Лукашенко, В.Е. Боликов и др. // Горный журнал. – 1984. – №2. – С.39-41.
52. Внедрение эффективных конструкций анкерных крепей в Кривбассе / В.И. Костокрыз, В.П. Хупаненко, Г.Н. Мужинский, В.Л. Лисаковский. // Горный журнал. – 1989. - №12. – С. 38-40.
53. Типовые паспорта крепления подземных горных выработок железорудных шахт Украины / В.И. Костокрыз, В.П. Хупаненко, В.Л. Лисаковский, Г.Я. Цербатюк. – Кривой Рог: НИГРИ, 1995. – 122 с.
54. Костокрыз В.И. Методика расчета параметров анкерной крепи с учетом ее упрочняющего влияния на заанкерованный массив пород // Сб. научн. тр. НИГРИ, – 1995. – С. 63-69.
55. Хоменко О.Е., Кононенко М.Н., Мальцев Д.В. Крепление подготовительных выработок вблизи выработанного пространства железорудной шахты // Науковий вісник НГУ. – 2005. – №3. – С. 5-7.
56. Кузнецов Г.Н. Методы исследования проявлений горного давления в очистных выработках угольных пластов путем шахтных наблюдений и лабораторных экспериментов на моделях // Исследования горного давления. – М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу.– 1976.– С.179-192.
57. Кузнецов Г.Н., Бudyко М.Н.. Моделирование проявления горного давления. – Л.: Недра, 1968.
58. Моделирование проявления горного давления / Г.Н. Кузнецов, М.Н. Бudyко, Ю.И. Васильев и др. – М., Недра, 1968.
59. Методы и средства решения задач горной геомеханики. Кузнецов Г.Н., Ардашев К.А., Филатов И.А. и др. – М.: Недра, 1987. – 248с.
60. Эквивалентные материалы для моделирования горного давления / Глушихин Ф.П., Злотников М.С. – М.: ЦНИИЭИуголь, 1979.
61. Насонов И.Д. Моделирование горных процессов. М.: Недра, 1969. – 204 с.
62. Насонов И.Д., Ресин В.И. Моделирование физических процессов в горном деле. - М.: Изд-во академии горных наук, 1999. – 343 с.
63. Моделирование в геомеханике / Ф.П. Глушихин, Г.Н. Кузнецов и др. – М.: Недра, 1991. – 240 с.: ил.
64. Хаилова-Малькова Р.И. Методика исследования напряжений поляризационно-оптическим методом. – М.: Наука, 1970.- 116 с.
65. Ардашев К.А., Ахматов В.И., Катков Г.А. Методы и приборы для исследования проявлений горного давления: Справочник. – М.: Недра, 1981. 128 с.
66. Катков Г.А. Исследования горного давления с применением фотоупругих элементов. М., Наука, 1976.
67. Глушко В.Т., Ямщиков В.С., Яланский А.А. Геофизический контроль в угольных шахтах. – Киев: Наукова думка, 1978.

68. Ямщиков В.С. Ультразвуковые и звуковые методы исследования горных пород. М.; Недра, 1964.
69. Тарасов Б.Г., Дырдин В.В., Иванов В.В. Геоэлектрический контроль состояния массивов. – М.: Недра, 1983. – 216 с.
70. Глушко В.Т. Проявление горного давления в глубоких шахтах. – К.: Наукова думка, 1971. – 199 с.
71. Жуков В.В. Напряжённо-деформированное состояние слоистого массива. – Л.: Наука, 1973. – 132 с.
72. Стренг Г., Фикс Дж. Теория метода конечных элементов. – М.: Мир, 1977. – 349с.
73. Сьярле Ф. Метод конечных элементов для эллиптических задач. – М.: Мир, 1980. – 512 с.
74. Амосин Б.З., Фадеев А.Б. Метод конечных элементов при решении задач горной механики. – М.: Недра, 1975. – 144 с.
75. Зенкевич О. Метод конечных элементов в теории сооружений и механике сплошных сред. – М.: Недра, 1974. – 240 с.
76. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике. – М.: Мир, 1975. – 539 с.
77. Зенкевич О., Морган К. Конечные элементы и аппроксимация: Пер. с англ. – М.: Мир, 1986. – 318 с., ил.
78. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов. – М.: Мир, 1979. – 392 с.
79. Методология расчета горного давления / С.В. Кузнецов, В.Н. Одинцов и др. – М.: Наука, 1981. – 103 с.
80. Ержанов Ж.С., Каримбаев Т.Д. Метод конечных элементов в задачах механики горных пород. – Алма-Ата: Наука, 1975.
81. Бреббия К., Уонерс В. Применение метода граничных элементов в технике. – М.: Мир, 1982. – 247 с.
82. Партон В.З., Пермен П.И. Интегральные уравнения теории упругости. – М.: Наука, 1977. – 312 с.
83. Якимчук Д.К., Квинта А.Л. Применение метода граничных интегральных уравнений для решения пространственных задач статики теории упругости. – К: Ин-т проблем прочности АН УССР, 1979. – 65 с.
84. Князева Е.Н., Курдюмов С.П. Синергетика как новое мировоззрение: диалог с И. Пригожиным // Вопросы философии. – 1992. – №12. – С. 23-28.
85. Синергетический подход в исследовании производственных процессов при добыче руд подземным способом / О.Е. Хоменко, В.В. Русских, М.Н. Кононенко, М.В. Нетеча, А.А. Долгий // Науковий вісник НГУ. – 2004. – №7. – С. 3-5.
86. Лавриненко В.Ф. Условия равновесия напряжений в нетронутым массиве // Изв. вузов. Горный журнал. – 1982. – №6. – С. 17-22.
87. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Формирование напряжений вокруг очистных и подготовительных выработок // Разработка рудных месторождений – 1985. – Вып. 40. – С. 13-17.

88. Лавриненко В.Ф. Преобразование энергии и формирование полей напряжений в массиве вокруг выработок // Изв. вузов. Горный журнал – 1986. – № 4. – С. 5-11.

89. Аналитические исследования в механике горных пород / Крупенников Г.А., Филатов И.А. и др. // Пробл. механ. горн. пород. – Новосибирск: Наука, 1971. - С. 128-137.

90. Фаустов Г.Т., Федько М.Б. Влияние глубины разработки и физико-механических свойств пород на изменение устойчивости промежуточных толщ при разработке параллельно-сближенных залежей // Разработка рудных месторождений. – 1998. – Вып. 62. – С. 57-61.

91. Хоменко О.Є., Кононенко М.М. До обґрунтування технології кріплення нарізних виробок в умовах ЗАТ «Запорізький ЗРК» // Науковий вісник НГУ. – 2003. – №7. – С. 15-17.

92. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Расчет параметров системы подэтажного обрушения в условиях проявления горного давления // Разработка рудных месторождений – 1989. – Вып. 48. – С. 37-44.

93. Бондаренко В.И., Хоменко О.Е., Кононенко М.Н. Технология крепления подготовительных выработок в условиях Южно-Белозерского железорудного месторождения // Науковий вісник НГУ. – 2005. – №8. – С. 3-6.

94. Кононенко М.Н. Моделирование влияния очистных камер на устойчивость нарезных выработок с понижением глубины горных работ // Науковий вісник НГУ. – 2007. – №9. – С. 17-19.

95. Изучение проявлений горного давления на моделях / Г.Н. Кузнецов, М.Н. Будько, А.А. Филипов и др. – М.: Углетехиздат, 1959. – 239 с.

96. Капленко Ю.П. Методические указания по расчету параметров буровзрывных работ. – Кривой Рог: КГРИ, 1982. – 45 с.

97. Инструктивно-методические указания по выбору рациональных параметров буровзрывных работ при подземной очистной выемке. / Воротеляк Г.А. и др – Кривой Рог: НИГРИ, 1977. – 54 с.

98. Хоменко О.Е., Кононенко М.Н., Мальцев Д.В. Эффективность учета разгруженности массива в креплении нарезных выработок на шахтах ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» // Розробка рудних родовищ. – 2006. – №90. – С. 58-61.

99. Кононенко М.Н., Мальцев Д.В. Усовершенствование технологии очистных работ во вторичных камерах в условиях Южно-Белозерского месторождения // Науковий вісник НГУ. – 2008. – №4. – С. 32-35.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	3
1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ	4
1.1 Геотехнологические условия разработки Южно-Белозерского месторождения	4
1.2 Анализ эксплуатации нарезных выработок в условиях ЗАО «ЗЖРК»...	9
1.3 Опыт освоения месторождений камерными системами разработки ...	13
1.4 Анализ современных методов исследования напряженно- деформированного состояния массива горных пород	18
1.5 Цель и задачи исследования	24
2. ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ВОКРУГ ОЧИСТНЫХ КАМЕР	27
2.1 Методика исследования поведения массива в зоне разгрузки очистных камер	27
2.2 Исследование напряженно-деформированного состояния массива вокруг первичных очистных камер	31
2.3 Оценка распространения областей разрушающих деформаций на нарезные выработки	36
2.4 Характер изменения устойчивости боков и кровли нарезных выработок вблизи первичных очистных камер	40
Выводы	50
3. ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И НАТУРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ВБЛИЗИ ОЧИСТНЫХ КАМЕР	51
3.1 Методика моделирования деформации массива вокруг очистных камер	51
3.2 Результаты моделирования деформации пород вокруг очистных камер	55
3.3 Методика промышленных измерений напряженно-деформированного состояния массива	60
3.4 Результаты измерения натуральных исследований влияния очистных камер	63
Выводы	69
4. ТЕХНОЛОГИЯ КРЕПЛЕНИЯ НАРЕЗНЫХ ВЫРАБОТОК В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНЫХ КАМЕР	70
4.1 Обоснование параметров крепления нарезных выработок	70
4.2 Способы снижения негативного влияния первичных очистных камер на ведение горных работ	75
4.3 Экономическая эффективность разработанных технологических решений	80
Выводы	84
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	85
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	86