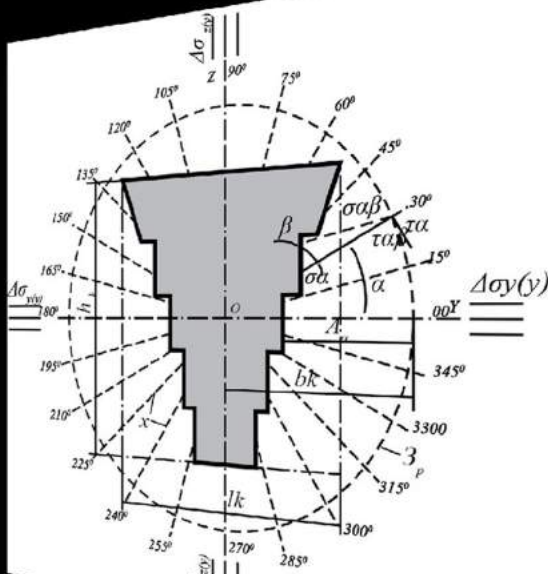


Д.В. Мальцев
О.Е. Хоменко

ТЕХНОЛОГИЯ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ УРАНОВЫХ РУД БУРОВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ



МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ВЫСШЕЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»



Д.В. Мальцев
О.Е. Хоменко

**ТЕХНОЛОГИЯ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ УРАНОВЫХ
РУД БУРОВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ**

Монография

Днепропетровск
НГУ
2013

УДК 622.235:622.241:622.349.5

ББК 33

М 21

Рекомендовано до друку вченою радою
Державного ВНЗ «Національний гірничий університет»
(протокол № 11 від 27 листопада 2013 р.)

Рецензенти:

Ступнік М.І. – д-р техн. наук, професор, ректор Державного вищого навчального закладу «Криворізький національний університет»

Іщенко К.С. – канд. техн. наук, старший науковий співробітник, старший науковий співробітник відділу механіки вибуху гірських порід Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України (м. Дніпропетровськ)

Мальцев Д.В.

М 21 Технология подземной добычи урановых руд буровзрывным способом: Монография / Д.В. Мальцев, О.Е. Хоменко. – Д.: ГВУЗ «НГУ», 2013. – 121 с.

ISBN 978-966-350-458-2

Монография посвящена вопросам определения рациональных параметров разрушения урановых руд в зонах влияния очистных камер для конкретных геотехнических условий Ватутинского месторождения. По результатам теоретических, лабораторных и промышленных исследований предложены технологические решения для разрушения рудного массива.

Книга станет полезной студентам, научно-педагогическим и научно-техническим сотрудникам высших учебных заведений, научно-исследовательских институтов и проектных организаций, а также инженерно-техническим работникам горнорудных предприятий.

Монографія присвячена питанням визначення параметрів буропідричних робіт при руйнуванні масиву уранових руд у зонах впливу очисних камер для конкретних геотехнічних умов Ватутінського родовища. В результаті теоретичних, лабораторних і промислових досліджень запропоновані технологічні рішення щодо руйнування масиву руди навколо очисних камер.

Книга стане у пригоді студентам, науково-педагогічним і науково-технічним співробітникам вищих навчальних закладів, науково-дослідним інститутам та проектним організаціям, а також інженерно-технічним працівникам гірничорудних підприємств.

Лл. 40. Бібліогр.: 136 назв.

УДК 622.235:622.241:622.349.5
ББК 33

© Д.В. Мальцев, О.Є. Хоменко, 2013

© Державний ВНЗ «Національний гірничий університет», 2013

ISBN 978-966-350-458-2

ВВЕДЕНИЕ

Самые распространенные в мире энергоносители – это нефть, газ, уголь и уран. При этом Украина в достаточной степени обеспечена только углем и ураном, запасы которого составляют 4 % от мировых. Наша страна находится в десятке лидеров международного рейтинга обладателей урановых руд. Однако при таком уровне обеспеченности баланс использования энергии урана к остальным энергоносителям составляет 44 на 56 % не в его пользу. Разведанные запасы более 20 месторождений урана возможно отработать только подземным способом. Наряду с тем, что Украина богата на урановые руды, содержание вещества в них низкое, кроме того они отличаются высокой энергоемкостью производства. Все это способствует формированию одной из самых высоких в мире цены на отечественное сырье и позволяет обеспечить топливом украинские АЭС всего на 33 – 38 %.

Добычу урановых руд в Украине осуществляет государственное предприятие «Восточный горно-обогатительный комбинат» (ГП «ВостГОК»). Применяются камерные системы разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков с закладкой и использованием на проходческих и очистных работах буровзрывного способа отбойки. Он характеризуется высоким сейсмическим воздействием взрывных волн, динамическим влиянием ударно-воздушных волн и статическим разрушением под действием горного давления, что приводит к нарушению технологии очистных работ. А постоянное снижение уровня ведения добычи руды приводит к увеличению влияния напряженно-деформированного состояния массива на техническую и экономическую эффективность очистных работ и, как следствие, изменению объемов вторичного дробления, расходу взрывчатых веществ и средств инициирования зарядов, изменению объемов бурения эксплуатационных скважин.

Вопросами разработки ресурсосберегающих технологий добычи руд с исследованием напряженно-деформированного состояния горных пород занимались и занимаются большое количество исследователей и ученых из научно-исследовательских, проектно-конструкторских и высших учебных заведений Украины. Но проблемой более точного учета влияния напряженно-деформированного состояния горных пород на отбиваемые слои руды в камере они не занимались. Помимо этого, исследуемые параметры разрушения массива не применялись для урановых руд, которые залегают в породах прочностью 120 – 180 МПа с неявным разделением между массивами руд от пород. Таким образом, обоснование рациональных параметров буровзрывных работ при разрушении массива урановых руд, с учетом изменения напряженно-деформированного состояния массива руд вокруг очистного пространства, имеет актуальное значение для шахт ГП «ВостГОК» и для топливно-энергетического комплекса страны в целом.

Авторы считают своим долгом выразить благодарность докторам технических наук, профессорам Бондаренко Владимиру Ильичу и Ковалевской Ирине Анатольевне за помощь и ценные советы при проведении исследований, положенных в основу монографии.

РАЗДЕЛ 1

СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ

1.1. Геотехнологические условия разработки урановых месторождений Украины

В недрах нашей страны сосредоточено около 100 тыс. т урана. Все месторождения бедные с содержанием урана 0,1% и ниже. Пригодны они только для шахтного способа отработки. В Украине многие годы функционирует ГП «ВостГОК», которое в настоящее время отрабатывает 3 месторождения: Ватутинское, Мичуринское и Центральное. К примеру, объем добычи урановых руд в 2008 г. составил 800 т, наблюдается его постоянный рост.

Из 100 тыс. т общих запасов 52 тыс. т по категории стоимости относятся к средним 2-й группы, остальные – к категории высокой. На территории Украины имеется также несколько очень мелких и бедных месторождений, пригодных для подземной добычи с общими запасами порядка 10 тыс. т. Большая их часть по себестоимости относится к средней 1-й группе.

В нашей стране известно несколько генетических типов урановых месторождений. Около 76% всех залежей представляют собой альбититовый тип, 11% относятся к пегматитовым месторождениям, 7% – к песчаникам. Остальные 6% приходятся на конгломератный, битуминозный и другие типы. Промышленное значение в настоящий момент имеют только месторождения альбититового типа – натрий-урановые, а так же месторождения песчаникового типа – водородные. Промышленные месторождения урана метасоматического типа сосредоточены в пределах Кировоградской металлогенической области, которая является составной частью провинции Украинского кристаллического щита. В структурном плане Кировоградская металлогеническая область приурочена к одноименному геоблоку, западной границей которого является Южно-Бугский, а восточной – Криворожско-Кременчугский разломы. Урановое оруденение в пределах Украины имеет сырьевую базу в виде детально разведанных 12 урановых эндогенных месторождений. Крупнейшие из них, которые могут быть отработаны только подземным способом, расположены в Кировоградской области. В геологическом отношении Кировоградский район представлен в пределах одноименного геоблока Украинского щита, в его центральной части. Строение района определяет большой Корсунь-Новомиргородский антиклинорий. В целом положение Мичуринского, Сиверинского и других месторождений восточной части Кировоградского рудного района контролируются Кировоградским разломом, а Ватутинского месторождения – Звенигородско-Анновским. Урановые минералы в рудах представлены уранитом, настураном, бранеритом, кофинитом, гидроокислами, так же силикатами урана и урановой чернью. Разведанные и предварительно оцененные ресурсы урана Кировоградского района превышают 100 тыс. т, из которых около половины оцениваются как высокорентабельные (до \$80 за кг урана). Прогнозные ресурсы Кировоградского уранового района составляют около 200 тыс. т.

Дополнительной сырьевой базой урана могут быть запасы и ресурсы эк-

зогенно-эпигенетических месторождений урана в осадочном чехле Украинского щита, расположенные в пределах Днепровского бурогоугольного бассейна. Эти месторождения пригодны для добычи урана самым прогрессивным в настоящее время способом – подземным выщелачиванием. С момента обнаружения первого месторождения этого типа – Девладовского в Софийском районе Днепропетровской области и доньше в центральной и восточной частях Днепровского бассейна обнаружено, разведано и предварительно оценено более десяти месторождений и отдельных залежей урана, подобных Девладовскому. Из них два – Девладовское и Братское – полностью отработаны. В настоящее время наиболее подготовлены к отработке Садовое, Сафоновское, Новогурьевское, Сурское и Червоноярское. Все гидрогенные месторождения Украины расположены в правобережной ее части и локализованы в водопроницаемых рыхлых осадочных образованиях палеогена, выполняющих эрозионно-тектонические депрессии в докембрийском кристаллическом фундаменте. За это время произошло широкое развитие и оптимизация способа подземного выщелачивания на Девладовском, а дальше на Братском (Николаевская область) месторождениях. Доказана не только принципиальная возможность добычи урана этим способом, но и определенная его высокая экономическая эффективность и, что не менее важно в условиях Украины, определены экологические преимущества перед традиционным горным способом добычи урана. Себестоимость урана, который добывается на таких месторождениях, существенно ниже, чем на эндогенных месторождениях в альбититах. Разведанные запасы и ресурсы этого типа оцениваются на уровне 70 тыс. т. Разведочные работы различной детальности проведены на четырех месторождениях (Сафоновском, Новогурьевском, Сурском и Садовом). Разведанные запасы урана на этих месторождениях составляют около 8 тыс. т. Месторождения песчаникового типа по своим размерам относятся к мелким и средним с запасами урана 1 – 3 тыс. т. Мелкомасштабными прогнозными работами в центре и на востоке Днепровского бурогоугольного бассейна определены 12 площадей, которые являются перспективными на выявление месторождений и отдельных залежей урана. На каждой из этих площадей может быть открыто 1 – 3 месторождения урана. Кроме того, в северо-западной и западной частях Днепровского бассейна также возможно выявление 5 – 7 новых месторождений урана.

В настоящее время в связи с ухудшением горно-геологических условий разработки рудных месторождений, сложной экономической обстановкой для горнодобывающих предприятий и, как следствие, увеличивающейся себестоимостью добычи урановорудного сырья, все более актуальным становится вопрос поиска ресурсосберегающих способов извлечения руд. Современные объемы добычи урановых руд обеспечивают потребности атомных электростанций на 30 %, что определяет перспективы развития отрасли. Существующие темпы роста добычи природного урана стабилизировались на отметке 6,7% в год. По прогнозам международного агентства по атомной энергии (МАГАТЭ) и мировой ядерной ассоциации (WNA) мировые потребности в уране до 2020 года будут возрастать ежегодно на 0,9 %. Фактически растет продажа электроэнергии на внешние рынки. В настоящее время основным сырьем для атомных электро-

станций являются уран и плутоний, которые путем обогащения извлекаются из соответствующих железных руд.

Добыча металлических руд на шахтах Украины осуществляется в подавляющем большинстве камерными системами разработки. С помощью этих систем добывают руды ЗАО «Запорожский железорудный комбинат», ООО «Восток-Руда» и ГП «Восточный горно-обогатительный комбинат» с применением как на проходческих, так и на очистных работах буровзрывного способа. Добыча урановых руд, как стратегического сырья Украины, сопряжена с повышенными затратами на их извлечение. Это обусловило необходимость применения камерных систем разработки с закладкой выработанного пространства.

Украина имеет надежную сырьевую базу в виде детально разведанных 12 урановых эндогенных месторождений, образующих Восточную, Центральную и Северо-Западную рудоносные зоны, каждая из которых представляет серию рудных залежей. Крупнейшие из приведенных выше могут быть отработаны только подземным способом. Эти месторождения локализованы в двух рудных узлах – Кировоградском (район Кировограда) и Новокопчанском (район поселка Малая Виска) [1]. При этом следует отметить, что руды Новокопчанского рудного узла, который включает шесть месторождений, на 30% богаче запасов Кировоградского. В Украине разрабатывается три месторождения урановых руд: Ватутинское, Новокопчанское и Центральное (эксплуатируется Восточная зона Центрального месторождения) (рис 1.1).



Рис. 1.1. Карта расположения Ватутинского (1), Новокопчанского (2) и Центрального (3) урановых месторождений Украины

Месторождения урановых руд ГП «ВостГЭК» в Кировоградской области представлены несколькими крутопадающими зонами оруднения. Крепость руды и вмещающих пород колеблется здесь довольно в широких пределах: от 120 – 130 до 140 – 180 МПа с плотностью 2,65 – 2,67 г/см³. Отработку рудных залежей производят при помощи камерных систем разработки с закладкой пустот твердеющими смесями. В конструктивном оформлении они имеют много общего с классическими вариантами систем поэтажных штреков. Однако есть и существенные отличия, особенно при отработке блоков (камер) второй и третьей очередей, граничащих с закладочным массивом. Камерная система разработки из поэтажных штреков с закладкой применяется на предприятии ГП «ВостГЭК» при разработке рудных тел мощностью от 3 до 20 м, с углом

падения $50 - 55^\circ$ и более, при крепости руд и вмещающих пород более 120 – 180 МПа. Для исследуемого Ватутинского месторождения (ш. «Смолинская») были запроектированы и реализуются камерные системы разработки подэтажными ортами и штреками с поочередной отработкой блоков и заполнением очистного пространства твердеющей смесью [1].

Для обоснования параметров буровзрывных работ в условиях ш. «Смолинская» были обработаны данные, определяющие процесс добычи руды. Подготовка рудной залежи – полевая. По лежащему и висячему бокам вентиляционного и откаточного горизонтов пройдены полевые штреки, которые сбиваются между собой ортами через каждые 30 м по кольцевой схеме откатки. Расстояние от штреков до рудной залежи изменяется от 10 до 15 м. Выработки откаточных и вентиляционных горизонтов, а также буровых подэтажей связаны транспортным уклоном, пройденным между горизонтами с лежачего бока. Вентиляционные восстающие и рудоспуски проходятся как в лежащем, так и в висячем боках залежи. Подготовка рудных залежей производится западными полевыми штреками, расположенными в висячем и лежащем боках месторождения, откаточными ортами, находящимися друг от друга на расстоянии от 20 до 60 м, и рудными штреками. Для доставки людей, материалов, оборудования и техники на подэтажи предусмотрена проходка спиральных съездов и лифтовых восстающих. Горизонт 460 м является концентрационным, то есть на него производится перепуск руды с горизонтов 340 и 400 м, где и осуществляется погрузка в вагонетки и доставка к главному и вспомогательному стволам для дальнейшей выдачи на земную поверхность. Ввиду высокой крепости пород крепление горных выработок производится анкерами и набрызг-бетоном.

Нарезные работы сводятся к проходке на подэтажах буровых ортов через каждые 15 – 25 м, которые соединяют штреки лежачего и висячего боков. В днище камер проходят ниши под вибропитатели. На горизонтах 400, 460 и 550 м между буровыми ортами проходят отрезные штреки и орты. Затем на всю высоту камер с помощью секционного взрывания глубоких скважин проводят отрезной восстающий. Отбитая руда выпускается с помощью вибропитателей типа ВВДР-5 в вагонетки на откаточных горизонтах.

Отработка Ватутинского месторождения осуществляется системой подэтажных штреков с закладкой выработанного пространства, общий вид которой показан на рис. 1.2. Очистные работы по отработке руды из камер осуществляются в три этапа: подсечка, отрезка запасов камеры, очистная выемка. Очистные работы предусматривают выполнение отработки камерных запасов в две очереди и производится в нисходящем порядке. Прием отбитой и подробленной горной массы производится на нижележащем горизонте. Отработка камер второй очереди производится после окончания очистных работ, демонтажа оборудования, рельсового пути камер первой очереди. Очистные работы в камерах начинаются с образования подсечки камеры и отрезной щели. Отрезная щель образуется на всю высоту камеры. Подсечка камеры осуществляется из выработок подсечки взрыванием восходящих вееров глубоких скважин. Отрезная щель образуется снизу-вверх путем последовательного взрывания параллельных скважин на отрезной восстающий.

После образования отрезной щели производится отбойка камерных запасов руды взрыванием вееров восходящих глубоких скважин, пробуренных из подэтажных штреков. Плоскость расположения вееров скважин для отбойки применяется вертикальной или слабонаклонной в сторону отрезной щели. Линия очистного забоя вертикальная или почвоуступная. Опережение верхнего подэтажа над нижним допускается на расстояние не более 12 м, что дает возможность эффективно производить дробление и сброс в камеру отбитой горной массы.

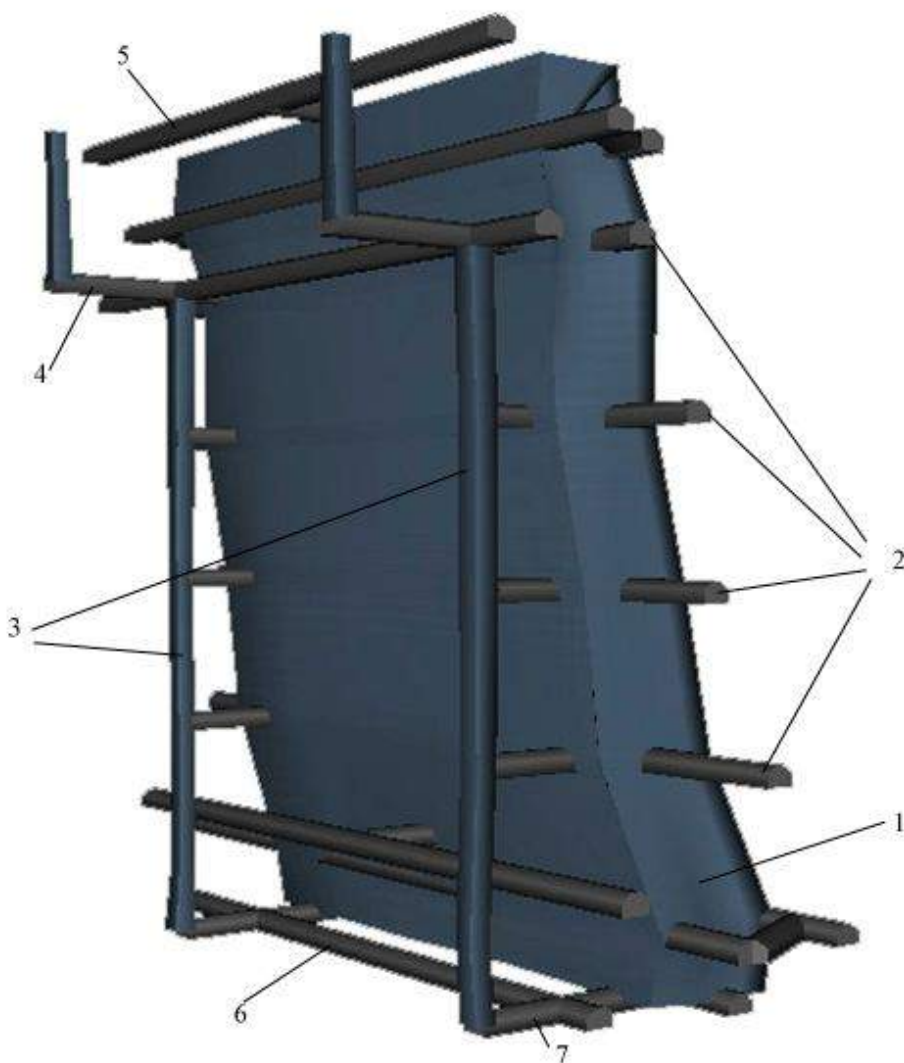


Рис. 1.2. Изометрия этажно-камерной системы разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков с закладкой выработанного пространства, применяемая на шахте «Смолинская» ГП «ВостГОК»: 1 – рудное тело; 2 – буровые штреки; 3 – вентиляционные восстающие; 4, 7 – орты; 5, 6 – полевые штреки

Для проведения отрезного восстающего применяется станок НКР-100М с сеткой скважин $1,5 \times 1,5$ м и диаметром 85 и 105 мм. Бурение вееров эксплуатационных скважин на подэтажах производится буровыми установками СБ-1П (диаметр скважин 65 мм) по сетке $1,4 \times 1,5$ м, расстояние между концами сква-

жин 2,0 – 2,2 м, а также станками НКР-100М, БУ-85 (диаметр скважин 85 мм) по сетке ЛНС – 2 м, расстояние между концами скважин 2,0 – 2,4 м. Скважины в смежных веерах располагаются в шахматном порядке. В качестве ВВ при зарядании восходящих и нисходящих скважин применяется гранулит АС-8, граммонит 79/21 и аммонит № 6 ЖВ. Предусматривается отработка камерных запасов в две очереди. Зарядание скважин производится зарядными машинами Ульба-400, ВАХШ-7ДН, ЗП-2, УЗП-2. Взрывание скважин электрическое, электродетонаторами короткозамедленного действия.

1.2. Анализ существующих способов производства БВР

За последние 20 лет повышенный интерес среди исследователей вызывает обоснование и выбор различных параметров очистных работ рудных месторождений и процессов, протекающих в отбивочно-доставочном цикле. Вопросам изучения гранулометрического состава, обоснования параметров БВР, установления различных закономерностей и проявления горного давления при отработке рудных залежей камерными системами разработки посвящен ряд исследований, описанных в работе.

ГП «ВостГОК», которое разрабатывает урановые месторождения в Украине при помощи этажно-камерных систем разработки подэтажными штреками (ортами) с последующим заполнением очистного пространства твердеющей закладкой, в состоянии обеспечить треть потребностей действующих атомных электростанций Украины [1]. Опыт производственной деятельности шахт Украины показывает, что закладка очистного пространства, уменьшает проявления горного давления. При отбойке руд на месторождениях ГП «ВостГОК» накоплен определенный опыт по системному управлению качеством скважинной отбойки руд, заключающийся в непрерывном сборе и обработке информации, характеризующей свойства массива и дробления горной массы и обоснование параметров буровзрывных работ. В процессе отбойки запасов камер учет влияния горного давления не осуществляется.

Параметры разрушения массива, подвергнутых анализу для систем разработки подэтажных штреков при отработке руды восходящими полувеерами скважин для условий эксплуатации шахт «Смолинская» и «Ингульская» (рабочие диаметры скважин 0,065 и 0,085 м), представлена в табл. 1.1.

Проведенный анализ параметров взрывной отбойки позволил установить некоторые особенности производства буровзрывных работ для различных по крупности и структуре массивов горных пород. Оценка и обоснование рациональных параметров невозможны без установления коэффициента сближения скважинных зарядов для конкретных условий полувеерной скважинной отбойки. Под коэффициентом сближения скважинных зарядов понимается условный параметр, характеризующий взрывное нагружение по длине скважин, и представляется в виде $m' = a/W$, где m' – коэффициент сближения зарядов. Характерной особенностью изменения коэффициента сближения с учетом суммарных затрат и объема бурения для различной категории крепости пород (100 – 160 МПа) и показателя трудоемкости дробления ($K_c = 0,74 – 1,11$) явля-

ется уменьшение суммарных затрат с увеличением коэффициента сближения. Для учета качества дробления горной массы, которое является одним из важных факторов, существует показатель трудности дробления горных пород. Он характеризуется как отношение средней отдельности в массиве горных пород к размеру негабарита в отбитой руде.

Таблица 1.1

Параметры разрушения массива для различных условий

Тип массива	Коэффициент трудности дробления	Характеристика трещиноватости и устойчивости	Удельная трещиноватость	Доля куска в массиве с максимальным, %, размером $>0,7$ м	ш. «Смолинская»		ш. «Ингульская»	
					Линия наименьшего сопротивления, W , м	Расстояние между концами скважин, a , м	Линия наименьшего сопротивления, W , м	Расстояние между концами скважин, a , м
I	$> 0,96$	Слаботрещиноватые, устойчивые	0 – 8	70	1,4	2,2 – 2,6	1,4	1,8
II	0,8 – 0,96	Средней трещиноватости, среднеустойчивые	8 – 15	20 – 70	1,4 – 1,6	2,4 – 2,7	1,4	1,8
III	0,7 – 0,8	Сильнотрещиноватые	15 – 30	5 – 20	1,4 – 1,6	2,4 – 2,6	1,4	2,4
IV	0,4 – 0,7	Раздробленные	30	1	1,8 – 2,0	2,8 – 3,0	–	–

Полученные результаты производственной информации и ее анализа хорошо сопоставимы с данными исследований, проведенными в Украинском научно-исследовательском и проектно-разведывательном институте промышленной технологии Министерства топлива и энергетики Украины (г. Желтые Воды). Авторы работы [2] исследовали изменение коэффициента сближения и установили, что при увеличении m' от 1 до 2 суммарные затраты снижаются на 0,3 грн/м³. Также рекомендуется при отбойке руды скважинами с диаметрами 0,065 и 0,085 м применять среднее значение коэффициента $m' > 1,5$, ограничиваясь линией наименьшего сопротивления, исключая явления подбоя или нарушения скважин следующего веера. Проведенный анализ свидетельствует о

том, что экономических критериев недостаточно для обоснования рациональных параметров буровзрывных работ. Помимо этого, необходимо учитывать изменения напряженно-деформированного состояния массива и технологию производства взрывных работ.

В качестве первичного фактора оценки качества дробления при первичной отбойке руды можно ориентироваться на трудоемкость затрат и соотношение ее с экономической эффективностью. Однако трудоемкость скважинной отбойки в пределах отдельных выемочных единиц при сходных горно-геологических условиях зависит в основном от изменения параметров горного давления на период отработки камеры. Это следующий шаг рационализации параметров БВР после исследований, предложенных авторами [2].

Благодаря относительно малой энергоемкости и технологической простоте этот способ широко применяется. При подземной разработке рудных месторождений отбойка руд производится только взрывным способом. Трудоемкость взрывного разрушения достигает 50% общей трудоемкости очистной выемки руды. На данном этапе развития техники и технологии существуют следующие виды отбойки.

Стоит обратить внимание, что взрывные шпурсы и скважины, как правило, располагаются вблизи концентраторов естественных напряжений – техногенных формирований (горных выработок, зон обрушения и т.п.). При этом заряды ВВ могут находиться в областях растяжения массива, опорного давления, на границе между этими зонами или в зоне нетронутого массива, удаленного от контуров нарушений в условия действия различного уровня напряжений. Исследованиями эффективности разрушения горных пород в различных условиях занимались Э.И. Ефремова, Ю.П. Капленко, В.Ф. Клочкова, Э.О. Миндели, Д.С. Подозерский, М.М. Фугзана, П.И. Федоренко, А.Н. Ханукаева, чему и посвятили свои работы [3 – 9]. Вопросами разработки месторождений занимаются В.И. Бондаренко, А.М. Кузьменко, Л.Н. Ширин и др.

Проведенные в Украине и за рубежом исследования показывают наличие тесной взаимосвязи между динамическими напряжениями, возникающими в твердой среде при взрыве, и статическими, действовавшими в ней до момента инициирования заряда ВВ. Вместе с тем, степень изученности взаимодействия динамических и статических напряжений естественного поля еще недостаточно обоснована для решения практических задач в условиях действующего производства.

Начало исследований в данной области было положено многочисленными наблюдениями в промышленных условиях. Так, отмечалась взаимосвязь между удельным расходом ВВ на отбойку и горным давлением при отработке Чиатурского месторождения (Грузия) [10]. Сопутствующее взрыву обрушение массива выше линии расположения скважин наблюдалось при отбойке руды в условиях широкого очистного пространства в блоке № 30 гор. 433 – 400 м шахты им. Кирова в Кривбассе. Удельный расход ВВ при этом снижался до 70 г/т [11].

Подобные явления наблюдались на шахте «Октябрьская» в камерах, где рудный массив отбивался горизонтальными слоями. Снижение сопротивления

отрыву отбиваемого слоя также отмечалось при вертикальном расположении скважин. Удельный расход ВВ на вторичное дробление, по мере снижения сопротивления отрыву, обычно возрастает [12, 13, 14].

Вместе с тем, нередко наблюдаются прострелы скважин или неполная отбойка слоев. Расход ВВ в таких случаях повышается в 1,5 – 2 раза по сравнению с рассчитанным без учета напряженного состояния массива. Анализируя причины подобных явлений, авторы пришли к выводу о значительном влиянии статического поля напряжений на эффективность отбойки. При этом основными влияющими факторами называются глубина ведения горных работ, как определяющая интенсивность естественного поля, и геометрические параметры отрабатываемых участков, как определяющие концентрацию напряжений в массиве [12].

Еще одним фактором, оказывающим влияние на эффективность ведения БВР, является ориентация скважин относительно преобладающих в массиве действующих напряжений. Расположив очистные блоки так, чтобы вектор максимального напряжения совпадал с направлением отбойки слоев руды, на Коробковском месторождении (Россия) снизили удельный расход ВВ на отбойку с 227,2 до 214 г/т и на вторичное дробление – с 31,8 до 27,9 г/т. Такой результат был получен на основе анализа влияния ориентации напряжений статического поля на качество взрывных работ при отбойке 30 камер [5, 15, 16, 17].

Обосновывается также существование предпочтительных направлений, по которым породы разрушаются легче. Они совпадают с направлением действия наибольшей статической нагрузки. Если напряжения параллельны поверхности обнажения, то трещины распространяются по линии расположения зарядов легче. С изменением интенсивности статических напряжений, трещины переориентируются в направлении действия наибольшего из них. Следствием этого является снижение удельного расхода ВВ на отбойку (случай развития трещин по линии расположения зарядов) или улучшение дробления руды при ориентации максимального напряжения по ЛНС [5, 18, 19].

Практические наблюдения и оценки дали толчок проведению значительного количества экспериментальных и аналитических исследований по изучению влияния этих факторов на действие взрыва. Большой объем лабораторных работ был выполнен на моделях из оптико-поляризационных листов, песчано-глинистых смесей и других материалов [6, 8, 16].

Модели выполнялись в виде кубиков, прямоугольных параллелепипедов или цилиндров различного размера, имеющих отверстие для размещения заряда ВВ. Модели статически подвергались различными по интенсивности и направлению действия нагрузками, после чего инициировался заряд ВВ. При всестороннем сжатии кубиков наблюдалось снижение роста радиальных трещин, вплоть до полной локализации взрыва в зарядной полости. Одноосное сжатие приводило к развитию трещин по направлению приложения нагрузки, зона трещинообразования вокруг заряда принимала форму эллипса. Двухосное сжатие модели приводило к развитию трещин по направлению к углам кубика, что, по мнению авторов, свидетельствует о действии напряжений сдвига [3, 7, 16].

Статическая нагрузка, которой воздействуют на исследуемую модель,

обуславливает появление в ней областей для помещения зарядов ВВ, которые способствуют максимальному эффективному взрыву. В этом случае объем воронки выброса и качество дробления превышает результаты, получаемые при прочих равных условиях на ненагруженной модели. Анализ проведенных лабораторных исследований показывает, что каждому виду прилагаемой к модели нагрузки соответствует свой оптимум ЛНС, соответствующий расположению зарядов ВВ в зонах разгрузки напряжений [8, 16].

На более сложных моделях заряды ВВ устанавливались вблизи контура прямоугольного отверстия, прорезанного в статически нагружаемой пластине из эпоксидной смолы. Пластина имитировала очистную камеру с соотношением размеров высоты к ширине 1:2. Расстояния, на которых помещались заряды, принимались соизмеримыми размерам зон разгрузки и сжатия. Это дало возможность с высокой степенью достоверности оценить эффективность действия зарядов в зависимости от характера распределения статических напряжений вблизи контура отверстия [16, 20].

Проведенные на моделях исследования подтвердили наличие в статически нагружаемой среде области при помещении в которую заряда ВВ показатели взрыва имеют наилучшее значение. Отклонение ЛНС от оптимального значения приводит к снижению полезного действия взрыва, росту напряжений на фронте волны в сторону противоположную ЛНС, и, как следствие, к увеличению зоны законтурных нарушений. Таким образом, при взрыве зарядов ВВ в зоне разгрузки напряжений возможно получение нескольких различных по эффективности видов разрушения. Это вносит элемент неопределенности в процесс добычи руды. Для эффективного ведения БВР в условиях техногенеза недр необходимо наличие надежной и несложной методики расчета параметров взрывного разрушения руд, учитывающей особенности распределения статических напряжений в отбиваемых массивах вблизи участков опережающей очистной выемки, зон обрушений, чаш карьеров и других техногенных нарушений.

Анализируя существующие методы расчета параметров взрывного разрушения статически напряженных массивов горных пород, можно сделать вывод, что их развитие происходило в нескольких направлениях. Так, некоторыми исследователями особенность работы зарядов ВВ в напряженной среде связывается с изменением ее свойств под действием статических нагрузок. Это приводит к росту или снижению скорости распространения волн напряжений, а в конечном итоге – к изменению сопротивляемости пород разрушению [9 – 24].

Нередко основу расчета составляет предположение, что под действием взрыва в напряженной среде происходит изменение ее энергетического состояния. Определение расхода ВВ в этом случае производится по условию минимальной энергоемкости разрушения пород, без учета качества дробления. Анализ полученных авторами расчетных данных показывает совпадение с натурными наблюдениями [20].

Часть исследователей считают, что под действием взрыва происходит освобождение энергии упругой деформации, накопленной массивом пород. Это способствует дополнительному разрушению материала. Принимая допущения об однородности и изотропности массива, авторы определяют освобождаю-

щуюся при образовании взрывной полости энергию, а затем и радиус образовавшейся полости разрушения [5, 18].

Аналогичный параметр определяется и на основании изучения особенностей развития взрывных трещин в напряженной породе. Размер зоны разрушения радиальными трещинами предлагается рассчитывать с учетом типа пород, диаметра скважин, типа ВВ, показателя затухания тангенциальных напряжений, предела прочности на разрыв. Разработаны также методики определения параметров отбойки руды зарядами ВВ, расположенными непосредственно в зоне разгрузки, которые основаны на представлении об отражении волн напряжений, возникающих при взрыве, от границы зоны сжатия. Эффективность отражения тем больше, чем больше разница в абсолютной величине действующих в зонах напряжений. Место расположения заряда определяется таким образом, чтобы граница зоны трещинообразования, получаемая при взрыве, совмещалась с границей раздела зон растяжения и сжатия в напряженном массиве. При полном отражении волн от границы раздела согласно расчету удельный расход ВВ может быть снижен на 40 % [25 – 27].

Методы расчета параметров БВР в напряженном массиве, разработанные на основе разносторонних аналитических исследований механизма действия взрыва, не вполне приемлемы для инженерных расчетов в условиях горнодобывающих предприятий. Их использование возможно лишь при условии интерпретации для интересующих условий на основе соответствующего статистического анализа. Одним из первых в этом направлении был методический подход, использующий при определении удельного расхода ВВ на отбойку и вторичное дробление в качестве показателя интенсивности естественного поля глубину ведения работ. Величину удельного расхода ВВ на разрушение напряженных пород предлагалось рассчитывать, вводя корректировочный коэффициент к величине этого параметра, определяемого для ненапряженных пород на земной поверхности. Такой метод дает количественную оценку явлению только для однотипных условий. При этом предполагается, что с понижением уровня ведения взрывных работ в массиве удельный расход ВВ должен повышаться. Возможность снижения расхода ВВ за счет особенностей распределения естественных напряжений в разрушаемых взрывом частях массива, прилегающих к контуру выработок, в данном случае не учитывается [28, 29].

Следующим шагом в развитии методов расчета является проведение исследований эффективности ведения взрывных работ в напряженном массиве на основе анализа нескольких горнотехнических показателей. При этом вводятся корректировочные коэффициенты для определения расхода ВВ при отбойке на горизонтальные и слабонаклонные камеры, а также на вертикальные отрезные щели. Они позволяют учитывать, помимо глубины работ, еще и площадь соответствующих обнажений. Расчетные значения удельного расхода ВВ на отбойку снижаются по мере увеличения глубины ведения работ и площади обнажения. При горизонтальных обнажениях площадью менее 400 м² и вертикальных менее 600 м² значение удельного расхода ВВ на отбойку возрастает и превышает величину, определенную для условий ненапряженного массива. Очевидно, что заряды в этом случае, независимо от глубины разработки, работают в зоне сжатия.

На основе обработки данных, полученных в Кривбассе при проходке горных выработок, также разработаны методики определения удельного расхода ВВ в напряженном массиве. Расчет предлагается производить с учетом площади поперечного сечения проходимой выработки и глубины взрываемай заходки. С понижением уровня ведения горных работ расчетный удельный расход ВВ возрастает. Однако при правильном выборе глубины взрываемай заходки, то есть при помещении заряда в благоприятные условия (в зоне разгрузки), удельный расход можно существенно снизить и тем самым значительно улучшить технико-экономические показатели БВР. При повышенной глубине шпуров (заряд ВВ попадает в зону сжатия) удельный расход ВВ будет возрастать с глубиной еще более интенсивно. В отличие от предыдущего случая описываемая методика включают непосредственно размер благоприятной с точки зрения разрушения взрывом области действия деформации растяжения [30, 31].

В работе К.Н Трубецкого, С.Д. Викторова и В.М. Закалинского [32] изучено крупномасштабную взрывную отбойку на российских подземных рудниках (Шегерском, Таштагольском и Абаканском) в зависимости от диаметра эксплуатационных скважин и от типов горных пород (мелкоблочные, среднеблочные, монолитные). Ими отмечено, что получает распространение метод образования полостей большого диаметра взрывным способом с последующим формированием в них вертикальных концентрированных зарядов, позволяющий значительно сократить количество эксплуатационных буровых скважин, объем нарезных работ и упростить коммутационную сеть. Кроме того, при использовании полостей крупного размера относительно просто решается вопрос выбора типа ВВ, так как в этом случае для формирования вертикальных концентрированных зарядов пригодны недорогие простейшие взрывчатые составы местного изготовления, которые в случае обводненности массива, помещают в специальную водонепроницаемую оболочку. Совместно с Институтом горного дела Сибирского отделения Российской академии наук (ИГД СО РАН), Институтом проблем комплексного освоения недр Российской академии наук (ИПКОН РАН), открытым акционерным обществом «Восточный научно-исследовательский горнорудный институт» (ПАО «ВостНИГРИ») освоена технология проведения массовых крупномасштабных взрывов с сокращением их числа до 1 – 2 в год [33]. При этом эффективность взрывной отбойки, включая качество дробления и снижения сейсмического эффекта, достигается путем изменения схемы расположения и последовательностью взрывания концентрированных зарядов в камерах. В первую очередь в массиве вокруг основного вертикального концентрированного заряда (с круговой ЛНС от 7 до 12 м со стороны зажатой среды и компенсационных камер) взрывают оконтуривающие пучковые скважинные заряды, формирующие рудные блоки близкой к цилиндрической формы. Затем через замедление взрывают основной вертикальный концентрированный заряд.

Встречно направленное движение взрывных волн при двухстороннем развитии работ в камере максимально способствует повышению степени дробления, а изоляция (экранирование) взрываемай объемов руды существенно снижает сейсмический эффект взрыва [34]. Отбойка руды с использованием

вертикальных концентрических зарядов позволила снизить объем бурения скважин в 1,5 – 2, затраты на проведение буровых восстающих выработок в 1,2 – 1,3, на зарядание – в 1,5, на вторичное дробление руды – в 1,2 – 1,3 раза. Экономический эффект от внедрения новой технологии только на трех этих подземных рудниках в период с 1996 по 2003 гг. составила 378 млн руб., а объем добычи руды по новой технологии превысил 40 млн тонн. Приведенные исследования проводились без учета какого-либо влияния НДС или напряжений, а задача решалась путем изменения непосредственно параметров БВР.

Автором работы [35] доказано, что выработанное пространство шахт оказывает существенное влияние на окружающий массив горных пород. Массив в зоне разгрузки напряжений выработанного пространства характеризуется областями как повышенного, так и пониженного горного давления. При прочих равных условиях в сравнении с нетронутым массивом напряжения в областях концентрации достигают четырехкратного повышения, а в областях разрядки двадцати кратного снижения относительно γH . Основным влияющим фактором является объемная масса руды, которая превышает объемную массу породы. В работе так же установлено, что изменение глубины заложения очистных камер оказывает только количественное изменение уровня напряженности без изменения характера распределения полей напряжений в массиве зоны разгрузки напряжений. Теоретические исследования [36] показывают, что напряженно-деформированное состояние массива, вмещающего очистную камеру, позволили выявить основные области развития напряжений в массиве зоны разгрузки, вызванной камерой на массив руды, пород и закладки; определить характер развития полей в основных областях зоны разгрузки напряжений; установить, что изменение тангенциальных напряжений τ_p аналогично радиальным σ_p при меньших значениях напряженности. Исследование напряженно-деформированного состояния массива, вмещающего очистную камеру, позволило выявить линейную зависимость изменения напряжений от глубины заложения камеры. Поэтому при определении степени влияния на устойчивость отбываемых слоев руды необходим точный учет изменения НДС массива, вызываемого очистной камерой. Данное суждение получило подтверждение в условиях шахт ОАО «Криворожский железорудный комбинат» [37] и ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» [38]. В работе [39] определены преимущества и недостатки новой технологии очистных работ, которую внедрились на ЗАО «ЗЖРК». Определен характер влияния очистного пространства камер на нарезные выработки блока. Результатом работы является новый способ подготовки очистных блоков, который за счет определения рациональных мест заложения выработок (или выбора их крепления) повышает технику безопасности и обеспечивает ресурсосбережение горных работ. Автор утверждает, что заложение выработок по границам линий, оконтуривающих зоны разгрузки напряжений, дает возможность проводить их без применения крепления, на трассы заложения выработок всяческого бока влияют первичные камеры, а лежащего бока – вторичные.

Авторы монографии [40], на примере шахт Криворожского бассейна, показаны способы снижения негативного влияния выработанного пространства на

технологии добычи. Установлено, что способ крепления подготовительной выработки в разгруженной области охранного целика зависит от разрушающей деформации пород кровли U и определяется величиной радиальных напряжений σ_r , которые действуют в породах лежачего бока выработанного пространства по параболической зависимости. При этом параметры камерных систем разработки, обеспечивающие устойчивость конструктивных элементов блока в разгруженной области охранного целика, определяются по коэффициенту запаса прочности на растяжение n_p , который зависит от комплексного влияния глубины распространения выработанного пространства H по экспоненциальной, от угла распространения α по степенной и от объемной массы пород γ по линейной зависимостям. Учет снижения горного давления выработанным пространством на охранные целики позволил рационализировать технологию подготовительных и очистных работ. Снижение себестоимости сооружения выработок до 50 % было обусловлено исключением процесса крепления. Это было достигнуто путем заложения подготовительной выработки по новой траектории. Снижение себестоимости очистных работ на 2,5% получено за счет увеличения размеров очистных камер. Предложенные технологические решения по рационализации проведения подготовительных выработок и изменения размеров конструктивных элементов блоков внедрены при добыче железной руды из охранного целика на шахте им. Ленина ОАО «КЖРК». Работа интересна тем, что при решении поставленных задач определяется величина радиальных напряжений и на основе этих данных определяются разрушающие деформации.

В работе [41] по данным разработки залежи в условиях Луаньшянского (Замбия) рудника также исследовано влияние напряженно-деформированного состояния массива на технологию добычи и технико-экономические показатели отработки месторождения на глубинах 600 – 700 м. Под действием сжимающих напряжений в массиве горных пород накапливается потенциальная энергия сжатия. При смене знака действующих напряжений происходит выделение накопленной энергии, а сопутствующие ему конечные процессы и обуславливают образование трещин, и в итоге происходит процесс обрушения пород, которые находятся в пределах зоны разгрузки. При незначительных количествах накопленной энергии процесс проходит медленно, а при критических значениях возможны породные выбросы. Выделение накопленной потенциальной энергии сжатия, если оно происходит одновременно с проведением взрыва есть одним из факторов, которые обеспечивают повышение эффективности взрывной отбойки напряженных пород. Управление напряженным состоянием горных пород, то есть изменение знака статических напряжений достигается взрыванием зарядов. Автор утверждает, что на основе проведенных аналитических и лабораторных исследований, было установлено, что для Луаньшя целесообразно заменить отбойку руды вертикальными скважинами на вертикальное компенсационное пространство отбойкой горизонтальными слоями на горизонтальное компенсационное пространство сводчатой формы. Рекомендовано с целью максимального использования напряженно-деформированного состояния пород для повышения эффективности взрывной отбойки целесообразно взрывать один слой сферических зарядов, а не более. Это обусловлено тем, что после ка-

ждого взрыва обрушение будет происходить выше поверхности расположения сферических зарядов, что позволит на 25 – 30% уменьшить количество слоев, которые взрываются и, соответственно, затраты на отбойку.

Анализируя опыт разработки рудных месторождений на больших глубинах, Г.М. Малахов [42] приводит случаи проявления горного давления при разработке рудных тел на рудниках Муфулира (Северная Родезия) и Флин-Флон (Канада). В работе [43] авторы пришли к заключению, что при разработке параллельных залежей подэтажным обрушением определяющую роль в появлении горного давления играет часть промежуточной толщи, находящаяся выше уровня воронок днища приемного горизонта. Они определяют рациональный по фактору горного давления порядок отработки месторождений, заключающийся в ведении очистных работ от их центра к флангам и опережающей выемке рудных тел основного простирания [44].

В работе Д.Н. Андреева [45], которая посвящена научному обоснованию технологии и параметров взрывной отбойки при подземной повторной, совместной и комбинированной открыто-подземной добыче руд в условиях влияния техногенных формирований.

Впервые предложен и изучен способ определения параметров зарядов ВВ и сетки их расположения в разрушаемом массиве при управляемом взрывном энергонасыщении отбиваемых слоев руды. Также удалось прогнозировать качество взрывного дробления руды на основе принципа дискретизации энергетического поля взрыва. В соответствии с этим размеры образующихся при взрыве заряда ВВ зон разрушения пропорциональны радиусу источника излучения волны напряжений, в качестве которого принимается гидродинамическая зона разрушения с кратностью $(k^2 + 1)$, где k – числа натурального ряда.

В работе выбраны эффективные технологические схемы взрывной отбойки при подземной отработке руд в условиях геотехногенеза и обоснованы их параметры, оптимально соответствующие характеру влияния техногенных формирований на разрушаемый массив. Предложена технология управляемого насыщения энергией взрыва отбиваемых рудных слоев, предусматривающая последовательное инициирование в пределах слоя нескольких групп скважин с недозарядами, определяемыми долей трансформируемой в разрушаемый массив энергии взрыва, и обеспечивающая снижение расхода ВВ и объемов глубокого бурения на 22 – 25%.

Авторы утверждают, что еще одним фактором, оказывающим влияние на эффективность ведения БВР, является ориентация скважин относительно преобладающих в массиве статических напряжений. Расположив очистные блоки так, чтобы вектор максимального напряжения совпадал с направлением отбойки слоев руды, на Коробковском месторождении (Россия) снизили удельный расход ВВ на отбойку с 227,2 до 214 р/т и на вторичное дробление – с 31,8 до 27,9 р/т. Данный результат был получен на основе анализа влияния ориентации напряжений статического поля на качество взрывных работ при отбойке 30 камер [46, 47]. Автор провел опытно-промышленные испытания новых технологических решений БВР и оценена их экономическая эффективность. В условиях шахт Кривбасса доказана принципиальная возможность снижения объемов бу-

рения и удельного расхода ВВ на отбойку соответственно в 1,23 и 1,45 раза, расхода ВВ на вторичное дробление более чем в 2 раза при росте производительности труда на выпуске руды в 1,23 раза. Технологические решения взрывной отбойки внедрены на шахтах Криворожского бассейна при повторной подземной отработке месторождений, производимой с целью добычи железистых кварцитов и гранитов, а также при добыче богатых руд [48].

В указанных работах при исследовании напряженного состояния руды параметры буровзрывных работ принимались или неизменными для всей камеры (горизонта) или вообще не принимались во внимание. В настоящее время эти параметры для камерных систем, порядок их отработки по и вквост простиранию месторождения регламентируется согласно методике, разработанной ГП «НИГРИ» [49].

Как утверждает источник [50], одной из важнейших задач, которую приходится постоянно решать в процессе подготовки проектов добычных блоков при подземной разработке рудных месторождений является установление таких параметров буровзрывных работ, которые обеспечивали бы заданные характеристики дезинтеграции рудного массива. Авторы [50] утверждают, что в настоящее время на подземных рудниках Украины решение этой задачи осуществляется только при строго фиксированных исходных значениях, применяемых видов ВВ, диаметра взрывных скважин, плотности заряжания. Основными параметрами, характеризующими степень и качество взрывного разрушения руды являются: диаметр среднего куска, выход негабарита и расход скважин на одну тонну взрывной рудной массы.

А.Н. Малый, Е.П. Чистяков, С.В. Кулиш и др. [51] изучали напряженно-деформированное состояние горного массива и устойчивость конструктивных элементов при камерной выемке с закладкой на опыте разработки Южно-Белозерского месторождения в интервале глубин 325 – 640 м. Отмечено, что напряженно-деформированное состояние руднокристаллического массива обусловлено гравитационными силами характеризующиеся вертикальной компонентой $\sigma_{max} = \gamma H$ и боковой $\sigma_{min} \approx 0,3 \dots 0,5 \gamma H$; основными формами проявления горного давления как в технологических, так и в очистных выработках (камерах) является образование сводов и вывалов, а так же псевдо пластические деформации приконтурного массива, способствующие заколам и обрушению. Масштабы и интенсивность последних прямо связаны с геометрией (формой и размерами) очистного пространства, а также порядком очистных и закладочных работ. При очистной выемке в подземных условиях зона интенсивного влияния взрывных работ достигает 15 – 20 м. Под действием циклических динамических нагрузок в горном массиве происходит накопление деформаций, которые в дальнейшем вызывают откалывание горной массы. При отбойке скважин на расстоянии 10 м от взрываемого веера возникают деформации массива в пределах 0,1 – 0,3 мм/м и только на расстоянии 60 м менее 0,01 мм/м. Вокруг выработок в зоне интенсивного влияния взрыва область расслоения массива достигает 0,3 – 1,5 м от контура. В районах, где скорость смещения массива превышает допустимую, происходят вывалы.

Рассмотрены работы [52, 53] по определению и расчету, с помощью компьютерного моделирования, напряженно-деформированного состояния пород вокруг пластовой выработки. Эти работы раскрывают принципы и методы компьютерного моделирования подземных выработок.

В работе В.А. Черненко, С.И. Ляша, В.З. Семешина, Л.А. Штанько [54] предложен способ отбойки руды, при котором отбойка рудного массива производится вертикальными параллельными сквашенными зарядами, развитие взрыва которых происходит по линии, имеющей в горизонтальной плоскости форму, близкую к форме спирали Архимеда. Технология отличается безопасными условиями труда. Прибыль от внедрения данной технологии получается за счет снижения себестоимости добычи руды. Важно, что взрывание каждого дополнительного заряда после взрыва каждого соответствующего основного позволяет уменьшить выход негабарита, количество пылевидных частиц и контурное разрушение стенок камер.

В исследованиях Сибирского филиала ВНИМИ, а именно в работе [55] о волне давления, возникающей после массовых взрывов, установлено, что величина притока энергии в зонах повышенной концентрации напряжений изменяется во времени и это изменение носит периодический характер. Массив горных пород постоянно находится под воздействием периодически меняющихся полей напряжений, имеющих волновую природу. Этим обусловлена периодичность возникновения динамических проявлений горного давления, которая имеет большой диапазон изменений и носит дискретный характер. Длительность большого периода составляет 108 дней, малого – 19. Динамические явления приурочены в основном к максимуму малого периода, а величина выделяющейся при этом сейсмической энергии изменяется прямо пропорционально изменениям большого периода. Явление тектонического характера происходит при совпадении максимумов большого и малого периодов. Было замечено, что после массовых взрывов возникает волна давления, которая перемещается со скоростью примерно 170 м в сутки в зоне влияния очистных работ и 315 – 320 м в нетронутых горными работами массиве. Достигая предельно-напряженных участков массива, такая волна вызывает в них разрушение. Именно этим обстоятельством обусловлены динамические проявления в зоне шахтных стволов на Таштагольском месторождении через 3,5 – 4,5 суток после массового взрыва. Скорость перемещения волны давления зависит от того положения, какое она занимает на временном графике пиков сейсмической активности, выше представленные значения ее скорости соответствуют минимальным значениям выделения энергии. Анализ микросейсмических явлений по месту проявления показывает, что они приурочены к тектоническим нарушениям. Поэтому, если существуют предельно-напряженные участки массива, особенно в районе тектонических нарушений, то в них должны происходить разрушения по мере прохождения волны давления. Данная работа интересна тем, что в ней отражены вопросы формирования полей напряжений вокруг выработанного пространства при ведении буровзрывных работ.

В работе [56] описано направление разрушения горных пород путем целенаправленного создания статических полей напряжения с помощью невзрывча-

тых разрушающих средств, создающих напряжения до 500 кг/см². Создание специальных конструкций зарядов, представляющих собой чередование невзрывчатых разрушающих средств (НРС) и взрывчатых веществ с учетом физико-механических слоев пород, а так же использование в качестве забойки НРС. Для такой отбойки предварительно устанавливают зоны распределения статических напряжений в массиве горных пород и разделяют массив на участки с различным по уровню напряженным состоянием. Часть шпуров заполняет НРС, а остальное заряжают зарядами взрывчатых веществ (ВВ). При этом размещение шпуров с НРС осуществляют с учетом слоистости разрушающих пород, уровня напряженного состояния массива, а взрывание шпуровых зарядов ВВ производят после достижения в горной массе максимальных статических нагрузок, обусловленных действием НРС, причем время достижения максимальных статических нагрузок массива, обеспечиваемых НРС, регулируют введением ускоряющих химических добавок. Автор утверждает, что предлагаемые разработки позволяют в 2 – 3 раза улучшить степень дробления пород, уменьшить выход негабарита и значительно снизить выброс продуктов взрывания в атмосферу за счет использования эффекта более интенсивного разрушения напряженных горных пород, увеличивая продолжительность действия взрыва на породы, а так же взаимодействия статических и динамических полей напряжения.

В работе [57] описан новый способ отбойки в промышленных условиях при отработке запасов магнетитовых кварцитов рудника «Первомайский». Анализ опытов применения различных конструкций зарядов ВВ, в частности цилиндрических зарядов, отбиваемых по секциям на плоскость обнажения, перпендикулярно оси заряда, показал, что переориентация направления действия взрыва изменяет характер разрушения массива. Как утверждают авторы, теоретические, лабораторные и полигонные исследования подтвердили целесообразность такой переориентации. В работе изложено, что способ отбойки массива скважинными зарядами с перпендикулярным расположением к плоскости обнажения, позволил снизить расход ВВ на отбойку массива на 30 – 32% по сравнению с отбойкой параллельными скважинами и на 60 – 80% по сравнению с веерами скважин, при этом расход ВВ на вторичное дробление ВВ руды снижен соответственно в 2 и 2,4 раза; стоимость отбойки массива на 7 – 8% меньше стоимости отбойки параллельными скважинами и на 60 – 65% – веерами скважин; трудоемкость самой опасной операции при очистной выемки – вторичное дробление руды взрывным способом при выпуске ее виброустановками – снижено в несколько раз.

Определение параметров БВР при добыче полезных ископаемых, которые остались в недрах после первичной разработки месторождений, производят с учетом физико-механических свойств пород, характеристик ВВ, а так же с учетом производственного опыта [58].

Начало исследований в данной области было положено многочисленными наблюдениями в промышленных условиях. Так, отмечалась взаимосвязь между удельным расходом ВВ на отбойку и горным давлением при отработке Чиатурского месторождения (Грузия) [59]. Сопутствующее взрыву обрушение массива выше линии расположения скважин наблюдалось при отбойке руды в

условиях широкого очистного пространства в блоке 30 гор. 433 – 400 м шахты им. Кирова Кривбасса. Удельный расход ВВ при этом снижался до 70 г/т [60]. Подобные явления наблюдались на шахте «Октябрьская» в блоках, где рудный массив отбивался горизонтальными слоями. Снижение сопротивления отрыву отбиваемого слоя также отмечалось при вертикальном расположении скважин. Удельный расход ВВ на вторичное дробление по мере снижения сопротивления отрыву обычно возрастает [61, 62, 63].

На основании произведенного анализа работ, посвященных различным способам очистной выемки рудных залежей, можно сделать следующие выводы:

1. Камерные системы разработки широко применяются на практике как на отечественных, так и на зарубежных рудниках. В основном подлежат оптимизации параметры отбойки, диаметр скважин, длина забойки, длина скважин, расстояние между концами скважин, расстояние между рядами скважин, изменяя взаиморасположение к очистному пространству, изменяя состав ВВ, комбинируя составы ВВ с НРС или эмпирическим способом получают искомые параметры.

2. В настоящее время для добычи урановых руд наиболее распространенным способом разрушения горных пород является буровзрывной, и при этом способе фракционный состав разрушенных пород часто не удовлетворяет требованиям практики, имеют место негабаритные куски, возникают трудности при разрушении неоднородных пород в связи с неодинаковыми физико-механическими свойствами руд. При этом в отечественной горной промышленности и за рубежом отбойка руды осуществляется зарядами ВВ, размещенными в скважинах, шпурах и минных камерах. Основной является скважинная отбойка руды, при которой применяют скважины увеличенного (более 125 мм), среднего (75 – 125 мм) и уменьшенного (менее 75 мм) диаметров.

3. Работы, связанные с изучением напряженно-деформированного состояния вокруг очистного массива в основном направлены на повышение безопасности, качества дробления руд, использование и учет напряженно-деформированного состояния для более эффективной отбойки руд, были отмечены в работах [36, 47]. Рассмотренные труды не учитывают параметры БВР при влиянии НДС на отработку запасов каждого бурового горизонта. В исследованиях Ю.П. Капленко [64, 65], определяются параметры БВР с учетом влияния НДС для всей очистной камеры и всего срока ее службы.

4. Таким образом, обоснование рациональных параметров разрушения массива, с учетом изменения напряженно-деформированного состояния массива в камере имеет актуальное значение для разработки более эффективной технологии добычи урановых руд.

Необходимость совершенствования методов взрывной отбойки очевидна.

1.3. Анализ методов исследования напряженно-деформированного состояния горных пород

Исследование напряженно-деформированного состояния массива горных пород и элементов камерных систем разработки осуществляется различными методами механики горных пород. К их числу относятся методы математического, физического и натурального моделирования, эффективность которых зависит от конкретных геотехнологических условий разработки месторождений полезных ископаемых.

К методам физического моделирования относятся моделирование на эквивалентных материалах, центробежного моделирования и метод фотоупругости.

К методам математического моделирования относятся метод конечных разностей, метод граничных элементов, метод конечных элементов и термодинамический метод.

Сущность метода конечных разностей заключается в том, что искомое значение перемещений определяется в узловых точках, а производные – разностным соотношением. Затем осуществляется 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 операций, трудность в решении смешанных задач, низкая универсальность метода [66, 67].

Метод конечных элементов – один из наиболее эффективных численных методов моделирования физических систем сложной структуры [68]. Математическая теория метода развита Ф. Сьярле [69], а процедура вывода основных зависимостей изложена в работах [70 – 76]. 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 из-за недостаточной разработки алгоритмов и программного обеспечения [77 – 79].

Термодинамический метод, разработанный В.Ф. Лавриненко и В.И. Лысак, относится к современным синергетическим методам моделирования физических процессов [80 – 83]. Он 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 и термодинамики. 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. Метод был создан авторами специально для рудных месторождений. К недостатку метода можно отнести отсутствие масштабности применения и не популярности метода.

Анализ методов математического моделирования позволил выбрать наиболее целесообразный из них – термодинамический, дающий наиболее высокую сходимость (85 – 90%) расчетных и непосредственно измеренных упругих деформаций применительно к конкретной задаче.

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 [84 – 90]. 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 ин-

тересующих областях, которые в натуральных условиях осуществить практически невозможно ввиду труднодоступности участков массива. Недостатком является высокая стоимость эквивалентного материала.

Метод центробежного моделирования всем известен и широко применяется как и метод эквивалентных материалов для изучения вопросов проявления горного давления и напряжений в грунтах под фундаментами сооружений [89 – 93]. Принципа метода заключается в соблюдении геометрического подобия исследуемой области. Изготовленная модель помещается в центрифугу и под действием центробежных сил создается механическое подобие сил, которые действуют в натуре. В этом методе основные размеры модели определяются техническими возможностями центрифуги. Основа метода центробежного моделирования заключается в замене гравитационных сил инерционными. А инерционные силы создаются в результате вращения модели в каретке центрифуги. Фактически, метод позволяет моделировать объемное напряженно-деформированное состояние пород вокруг выработок, как в упругой области, так и за ее пределами. Метод центробежного моделирования с успехом применяют при решении следующих задач: определение размеров устойчивых потолочин камер; определение оптимальной формы и параметров бортов карьеров и отвалов; определение давления обрушенных пород на днища очистных блоков; влияние длительной нагрузки на крепь капитальных выработок, пройденных в пластичных глинистых породах и др. Использование специальных устройств позволяет создавать в центрифуге одновременно действие статического поля напряжений и динамического поля, которое создается при взрывных работах.

Стоит отметить, что метод позволяет моделировать объемное напряженно-деформированное состояние пород вокруг выработок как в упругой области, так и за ее пределами. Вместе с тем данный метод имеет и ряд недостатков. Один из них – отсутствие однородности механического силового поля, т.к. вследствие ограниченного радиуса центрифуги силовые линии и эквипотенциальные поверхности в модели не параллельны. Кроме того, с удалением от центра тяжести модели в ту или иную сторону по ее высоте изменяется эффективный радиус вращения, соответственно, изменяется и масштаб моделирования. Указанное обстоятельство и технические возможности ограничивают предельные размеры моделей по высоте, а, следовательно, и возможные глубины моделируемой толщи пород.

При центробежном моделировании также крайне затруднительно, а иногда и совсем невозможно воспроизводить слоистые толщи разнородных по составу и свойствам пород, большие технические трудности представляет и воспроизведение в модели перемещения забоя во времени, что ограничивает область эффективного применения данного метода, поэтому в ряде случаев возникает необходимость обращения к другим методам моделирования.

Оптический метод основан на свойстве большинства прозрачных изотропных материалов (целлулоид, бакелит, фенолит и др.), называемых оптически чувствительными, при приложении механических нагрузок приобретать оптическую анизотропию и проявлять способность двойного лучепреломления. Последнее заключается в том, что луч света, проходя через прозрачную кристаллическую среду, разлагается на две взаимно перпендикулярные плоско поляризованные состав-

ляющие, которые распространяются внутри среды с различной скоростью [89, 94, 95].

Для изучения напряженного состояния пород моделируют массив вокруг выработки. Модель выполняют из оптически активного материала при соблюдении геометрического и силового подобия. Оптически-чувствительные материалы, применяемые для изготовления моделей, должны обладать высокой прозрачностью, оптической и механической изотропностью, стабильными оптико-механическими характеристиками и необходимой прочностью. Вместе с тем они должны хорошо обрабатываться и проявлять достаточно малые краевые эффекты, связанные с появлением оптической разности хода на контуре пластин вследствие внутренних напряжений. 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.

Таким образом, оптическое моделирование позволяет получить весьма наглядное представление о поле напряжений в массиве пород вокруг выработок любой конфигурации. Поэтому даже получение качественной картины распределения напряжений иногда позволяет сделать важные заключения и выводы, выделить наиболее и наименее напряженные участки породного массива. Достоинство метода – это его простота, а недостаток – трудоемкость изготовления и большая стоимость материалов модели [92].

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

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 определении по ним напряжений; определении ряда физических характеристик массива пород геофизическими методами и расчете напряжений с помощью корреляционных зависимостей [96–100].

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 напряжений. Недостатком метода является ограниченное применение метода. Его целесообразно применять для пород достаточной прочности. Надежность определения напря-

жений зависит от принятых значений модуля упругости и коэффициента Пуассона [96, 100].

В основе метода разности давления 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 [96, 100].

Метод упругих включений заключается в установке с помощью специального клея фотоупругих датчиков на исследуемую область, т.е. на породу или крепь, и определении напряжений путем изменения напряженного состояния самого датчика. Достоинством метода является его простота, а недостатком – высокая стоимость самих фотоупругих датчиков [96, 97].

Метод буровых скважин основан на измерении продольной и поперечной деформации 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 [96, 98].

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. Применение ультразвукового метода позволяет оперативно выявлять геологические нарушения массива, давать более качественный прогноз на проведение последующих работ. Недостаток – большая стоимость аппаратуры измерения [96, 99, 101].

Электрометрический метод основан на электропроводности и зависимости удельного электрического сопротивления некоторых горных пород от действующих в них напряжений. Сущность метода заключается в бурении скважины, куда 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 применения [96, 97].

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 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, 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 [96 – 99].

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 параметров буровзрывных работ на шахте «Смолинская» ГП «ВостГЭК».

На основе произведенного анализа современных методов исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород были представлены целесообразные методы аналитических, физических и натуральных исследований. Выявлены и оценены преимущества и недостатки этих методов применительно к задачам, поставленным в монографии.

1.4. Цель и задачи исследования

Анализ работ в области разработки рудных залежей показал, что изучение влияния очистного пространства на окружающий массив горных пород (руд) проводилось, но не решился вопрос уточнения параметров буровзрывных работ отдельно для каждого бурового горизонта с учетом степени отработки запасов камеры. В связи с этим сформулирована цель монографии – обоснование рациональных параметров расположения вееров скважин с учетом изменения напряженного состояния массива, вызванного влиянием очистного пространства.

Для реализации поставленной цели сформулированы следующие задачи:

1. Обосновать термодинамическую модель НДС в массиве руд, содержащем очистную камеру, которая характеризуется ростом напряжений и деформаций.

2. Провести комплексное исследование НДС массива, вмещающего очистное пространство камеры, установить основные закономерности и оценить вероятность полученных результатов.

3. Провести лабораторные исследования по определению областей деформации и промышленные исследования изменения гранулометрического со-

става отбитой руды.

4. Обосновать рациональные параметры технологии разрушения урановой руды.

5. Доказать экономическую целесообразность предлагаемых технологических решений.

Для решения поставленных в монографии задач принят комплексный подход к исследованию, который включает следующие этапы:

– анализ производственной информации по вопросам влияния напряженно-деформированного состояния массива на параметры камерных систем разработки;

– обзор научно-технических источников по вопросам рационализации буровзрывных работ;

– анализ методов исследования напряженно-деформированного состояния горных пород при добыче руд подземным способом;

– проведение теоретических исследований НДС в окрестности очистного пространства;

– выполнение моделирования по влиянию очистного пространства на прилегающий массив руды (на эквивалентных материалах);

– исследование процесса отбойки руды на период отработки запасов камер;

– обработка и сопоставление полученных результатов по проведенным трем видам исследований;

– обоснование параметров элементов буровзрывных работ в массиве, подверженному влиянию очистного пространства, путем учета напряженно-деформированного состояния;

– рекомендации по способам учета влияния очистного пространства на проведение буровзрывных работ в камерах;

– определение экономической эффективности внедрения технологических решений рационализации буровзрывных работ в условиях урановых шахт Украины.

Логическая схема исследования, принятая в монографии, представлена на рис. 1.3.

Обзор горно-геологической и горнотехнической литературы по вопросам разработки урановых месторождений Украины позволил установить современное состояние, прогнозные запасы урана и тенденции развития добычи урановых руд в Украине, основные варианты систем разработки и применяемые способы буровзрывных работ.

Обзор производственной информации по вопросам влияния напряженно-деформированного состояния на параметры камерных систем разработки позволит определить состояние массива руды по устойчивости буровых выработок, примыкающих к очистному пространству на буровых подэтажах, и получить реальную информацию о качестве дробления руды при первичной отбойке, по которой можно ориентироваться о трудоемкости затрат и корреляции ее с экономической эффективностью.

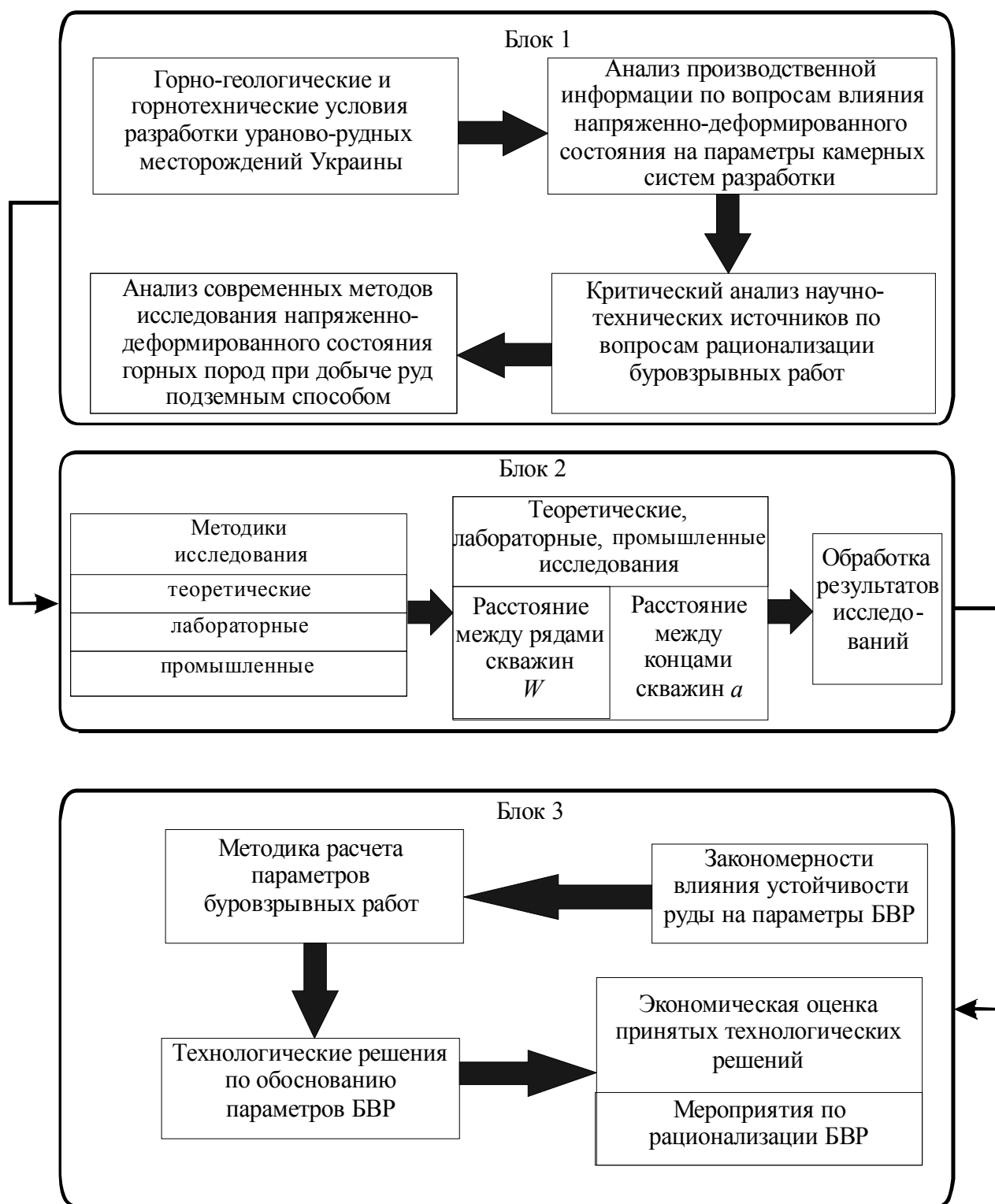


Рис. 1.3. Логическая схема общей методики исследования

Анализ научно-технических источников по вопросам рационализации буровзрывных работ позволит определить соответствие системам разработки применяемые параметры отбойки (диаметр скважин, длина забойки, длина скважин, взаиморасположение к очистному пространству, состав ВВ и др.) и работы, посвященные изучению напряженно-деформированного состояния горных пород и степень их изученности.

Анализ современных методов исследования напряженно-деформированного

состояния горных пород при добыче руд подземным способом позволит выявить целесообразные методы аналитического, физического и натурных исследований. Аналитическим моделированием устанавливаются закономерности изменения НДС массива пород и руд, вмещающих выработанное пространство.

Проведение теоретического моделирования влияния очистного пространства на прилегающие слои руды позволит получить основные закономерности изменения напряженно-деформированного состояния массива руд.

Проведение физического моделирования влияния очистного пространства на прилегающие слои руды на эквивалентных материалах позволит контролировать точность результатов, полученных теоретическим моделированием по уровню деформации модели массива. Наблюдения за изменением размеров кусков в выпускаемой горной массе из камеры в промышленных условиях позволит контролировать точность закономерностей, полученных теоретическим и физическим моделированием.

Обработка полученных результатов по проведенным трем исследованиям позволит определить сходимость результатов и скорректировать условия обоснования параметров элементов буровзрывных работ в зоне влияния очистного пространства с учетом напряженно-деформированного состояния. Обоснование параметров буровзрывных работ в зоне влияния очистного пространства с учетом напряженно-деформированного состояния позволит определить эффективность буровзрывных работ, что в свою очередь приведет к повышению безопасности горных работ, а также снизит себестоимость отбойки руды.

Рекомендации по способам учета влияния очистного пространства на проведение горных работ позволит усовершенствовать технологию добычи руды с помощью камерных систем разработки, что в свою очередь приведет к повышению безопасности горных работ и снижению себестоимости добычи руды. В настоящее время в Украине уровень производственного травматизма в 6 – 12 раз выше, чем в других промышленно развитых странах мира по состоянию на 2011 г. Так, исследуемое ГП «ВостГОК», в ходе написания монографии, не является исключением в решении вопросов безопасности труда. На этом предприятии, как и на многих других рудодобывающих предприятиях, самые опасные работы, где используется физический труд, связаны с обслуживанием очистного пространства. Большую половину (свыше 50%) труда людей, которые обслуживают выработанное пространство, составляют подготовительные, буровзрывные и доставочные работы. В ходе изучения вопроса буровзрывной подготовки камеры было выявлено, что число человеко-часов, работающих вблизи очистного пространства, можно сократить на 10 – 15%, что повысит уровень безопасности. А выявленные особенности поведения горного массива вблизи очистного пространства помогут сократить затраты на расходные материалы до 20% при том же уровне выхода ПИ.

Обоснование параметров буровзрывных работ с учетом влияния очистного пространства в буровых штреках позволяет определить и спроектировать скважинную отбойку (расстояния между веерами скважин и концами скважин). Определение эффективности от внедрения технологических решений рационализации буровзрывных работ в условиях урановых шахт Украины позволит улуч-

шить экономическую и социальную ситуацию на уранодобывающих предприятиях.

1.5. Выводы

1. Выполнен анализ запасов урановой руды, тенденций развития технологий и потребления уранового сырья в Украине. Исследования показали, что современный объем добычи уранового сырья на шахтах ГП «ВостГОК», постоянно растет и обеспечивает 33 – 38% от необходимого для страны объема.

2. В результате выполненного анализа по применению БВР можно утверждать, что веерное расположение скважин при производстве очистных работ на шахтах Украины широко применяется по сравнению с другими способами отбойки рудных полезных ископаемых. Обоснована необходимость определения параметров разрушения массива для урановых руд, залегающих в альбититах, прочностью 120 – 180 МПа с неявным разделением массива руды и породы.

3. Проведен анализ методов исследования напряженно-деформированного состояния горных пород. Для теоретического исследования выбран термодинамический метод. Для лабораторных исследований выбран метод моделирования на эквивалентных материалах. Для промышленного исследования выбран метод с использованием маркшейдерских съемок.

На базе проведенного анализа сформулирована цель исследований – обоснование рациональных параметров технологии разрушения массива с учетом изменения напряженно-деформированного состояния, вызванного влиянием очистных работ в камерах.

На базе определенной цели работы сформулированы основные задачи исследований:

1. Обосновать термодинамическую модель НДС в массиве руд, содержащем очистную камеру, которая характеризуется ростом напряжений и деформаций.

2. Провести комплексное исследование НДС массива, вмещающего очистное пространство камеры, установить основные закономерности и оценить вероятность полученных результатов.

3. Провести лабораторные исследования по определению областей деформации и промышленные исследования изменения гранулометрического состава отбитой руды.

4. Обосновать рациональные параметры технологии разрушения урановой руды.

5. Доказать экономическую целесообразность предлагаемых технологических решений.

РАЗДЕЛ 2 ВЫБОР МЕТОДОВ ИССЛЕДОВАНИЯ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА

2.1. Методы исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород

Основные тенденции развития общества обуславливают постоянное повышение роли различных видов прогнозно-аналитических исследований. Причем этот рост наблюдается как в сфере разработки технологий, так и в повышении спроса на них. Вместе с общим уровнем развития появляются и новые методы исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород.

Моделирование представляет собой мощный метод научного познания, при использовании которого исследуемый объект заменяется более простым объектом, который называется моделью. На основе проведенного анализа современных методов исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород выделены методы теоретических, физических и натуральных исследований. Определены и оценены преимущества и недостатки методов применительно к задачам, поставленным в монографии.

Проведение теоретического исследования состоит из нескольких этапов: поиск информации, формирование модели изучаемой ситуации, ее исследование и оформление результатов в виде графиков, таблиц, зависимостей.

После подробного изучения современных методов исследования напряженно-деформированного состояния горных пород наиболее целесообразным для исследуемых условий был определен термодинамический метод, дающий наиболее высокую сходимость (до 90%) расчетной и производственной информации в исследуемых условиях.

При физическом моделировании исследуемая область заменяется соответствующей ей другой материальной системой, которая воспроизводит свойства изучаемой с сохранением ее физической природы. Физическое моделирование характеризуется физическим подобием между моделью и оригиналом, и имеет целью воспроизведение в модели процессов, свойственных оригиналу. По результатам исследования тех или иных физических свойств модели судят о явлениях, происходящих в так называемых «натуральных условиях». В настоящее время физическое моделирование широко используется для разработки и экспериментального изучения различных сооружений, машин, для лучшего понимания различных природных явлений, для изучения эффективных и безопасных способов ведения горных работ и т.д. Сравнительный анализ методов физического моделирования позволил выбрать наиболее целесообразный метод лабораторных исследований – моделирование на эквивалентных материалах, который является наиболее эффективным среди методов физического моделирования, и позволяет измерить показатели, отражающие НДС массива в интересующих областях, получение которых в натуральных условиях осуществить практически невозможно ввиду труднодоступности участков массива. Подбор

эквивалентного материала в соответствии с основными физико-механическими свойствами пород Ватутинского месторождения позволит решить первую задачу, поставленную в монографии.

При натурном исследовании система рассматривается в реальных условиях, которые подтверждают или опровергают результаты, полученные при теоретическом и физическом моделировании.

Проведенный анализ натуральных методов исследования позволил выбрать наиболее адекватно отражающий исследуемые процессы – метод промышленных измерений напряженно-деформированного состояния массива по грансоставу выпущенной руды из камеры после каждого массового взрыва и расходов на вторичное дробление, характеризующийся высокой сходимостью результатов. Он позволит получить значения напряжений с высокой точностью, которые будут использованы при обосновании рациональных параметров буровзрывных работ на шахте «Смолинская» ГП «ВостГОК».

2.2. Методика теоретического моделирования термодинамическим методом

Теории горного давления разделяются на три характерных этапа с присущими им гипотезами: первый – основан на гипотезах сил (свода, балки и др.); второй – на гипотезах деформаций (ползучести, релаксации и др.); третий (современный) – на гипотезах состояния массива. Современные гипотезы, учитывающие энергообмен в массе минерального вещества, основаны на фундаментальных законах природы и описания состояния пород до и после нарушения равновесного состояния массива горными работами.

Эффективное управление горным давлением на рудниках связано с обеспечением устойчивости массива руды и пород, междукамерных и опорных целиков, потолочин, горных выработок и днищ блоков на протяжении установленного отрезка времени и в намеченных границах.

Горное давление вызывается силами, возникающими в земной коре из-за искусственного нарушения горными работами начального равновесного состояния нетронутого массива и процессами деформирования пород при перераспределении реальных напряжений вокруг подземной полости. Начальное равновесие потенциальных напряжений в нетронутом массиве может быть нарушено естественными (геологическими) процессами, связанными с растворением и переносом минерального вещества гидротермальными растворами или разогретыми газами, что является причиной землетрясений различной силы.

Первопричина горного давления – нарушение начального равновесия массива пород, в результате которого в нем протекает процесс преобразования потенциальной энергии упругих деформаций в работу, сопровождающийся высвобождением упругих сил и формированием поля реальных напряжений в окружающем выработку (камеру, выработанное пространство) массиве. При разработке камерными системами в результате перераспределения напряжений происходит сдвиг и обрушение вмещающих пород. Вес налегающих пород, в свою очередь, является причиной горного давления, вызывающего смятие массива лежащего бока, деформирование близлежащих полевых штреков и

ортов, разрушение днищ приемных горизонтов и крепи выработок доставки, уплотнение отбитой руды и изменение ее физических свойств. Перераспределение давления налегающих пород вокруг зон выпуска отбитого полезного ископаемого является причиной концентрации повышенного (опорного) давления в пограничном рудном массиве, в результате чего происходит его скалывание и сдвигание, осложняющее подготовку и отработку смежных блоков. В мощных крутопадающих залежах, отрабатываемых системами с открытым очистным пространством, сдвигающийся массив подработанных пород всяческого бока создает высокое давление на междукамерные целики и потолочины. Концентрация больших по абсолютной величине напряжений в этих конструктивных элементах систем нередко приводит к их разрушению и авариям в камерах.

Возрастающие с понижением уровня горных работ напряжения в массиве являются причиной интенсивных обрушений кровли и пучения почвы в подготовительных и очистных выработках при разработке горизонтальных, наклонных и крутопадающих пластовых, маломощных рудных жильных месторождений. В зонах концентрации опорного давления (опорные и междукамерные целики, потолочины, краевая часть рудного массива) в таких залежах наблюдаются шелушения и стреляния пород, толчки, выбросы и горные удары.

По мере углубления шахт и скважин усложняются закономерности изменения физических условий (давления, температуры) и свойств минерального вещества как нетронутого, так и нарушенного горными работами массивов пород. Данные непосредственных измерений свидетельствуют, что используемые с древних времен [102] при решении практических вопросов горного дела физические свойства пород при увеличении глубины разработки существенно изменяется, а фактические значения напряжений в массиве не соответствуют ни одной из известных гипотез. Сложные естественные процессы в недрах Земли регулируются законами природы (всемирного тяготения, сохранения массы, термодинамики и т.д.) [103].

Наблюдения за поведением пород по мере понижения уровня разработки в недрах до 3,6 – 4 км подтвердили, что в массивах пород с увеличением глубины растет количество накопленной потенциальной энергии упругой деформации. Внешние силы, деформируя породу, совершают работу, которая по С.Г. Авершину [104] равна сумме произведений этих сил и деформаций, вызываемых ими. В результате в породе накапливается потенциальная энергия, способная при снятии внешней нагрузки выполнить работу по восстановлению объема и формы тела. Состоянию участка земной коры по Р. Квапилу [105] соответствует строго определенное распределение потенциальной энергии в массиве пород, регулируемое законом оптимального равновесия. Крепкие упругие породы способны накапливать потенциальную энергию в значительно больших количествах чем слабые, так как в последних при росте давления раньше проявляются пластические деформации.

Высвобождение упругой энергии при нарушении начального равновесного состояния породного массива горными работами сопровождается самопроизвольно возникающими отслоениями, шелушениями, вывалами и обрушением пород, пучением почвы, стрелянием, взрывами или выбросами пород, а так же

горными ударами. Форма высвобождения упругой энергии зависит от ее количества, накопленного в ненарушенном массиве и в зонах опорного давления при разработке месторождения. Чем большее количество энергии высвобождается, тем динамичнее протекает процесс деформирования породы и тяжелее его последствия. Пластичные породы невысокой крепости плавно «текут» в выработку, уменьшая площадь ее поперечного сечения.

Наиболее опасны при подземной разработке случаи высвобождения энергии массива в форме горных ударов различной силы, количество которых с глубиной возрастает [106]. При горном ударе освобождение породы от напряжения сопровождается мгновенным переходом аккумулированной энергии в работу за пределами прочности породы с сильным грохотом, воздушным ударом и сейсмическим эффектом.

Измерения упругих деформаций пород в горизонтальной и вертикальной плоскостях методом разгрузки в шахтах различных регионов мира (свыше 130 тысяч измерений в 150 типах горных пород) показали, что вертикальная компонента напряжения $\sigma_z = \gamma \cdot H$ (где γ – объемная масса породы, H – глубина) должна быть больше горизонтальных (реактивных) компонент $\sigma_x = \sigma_y = K \cdot \sigma_z$, где $K < 1$ – коэффициент бокового распора.

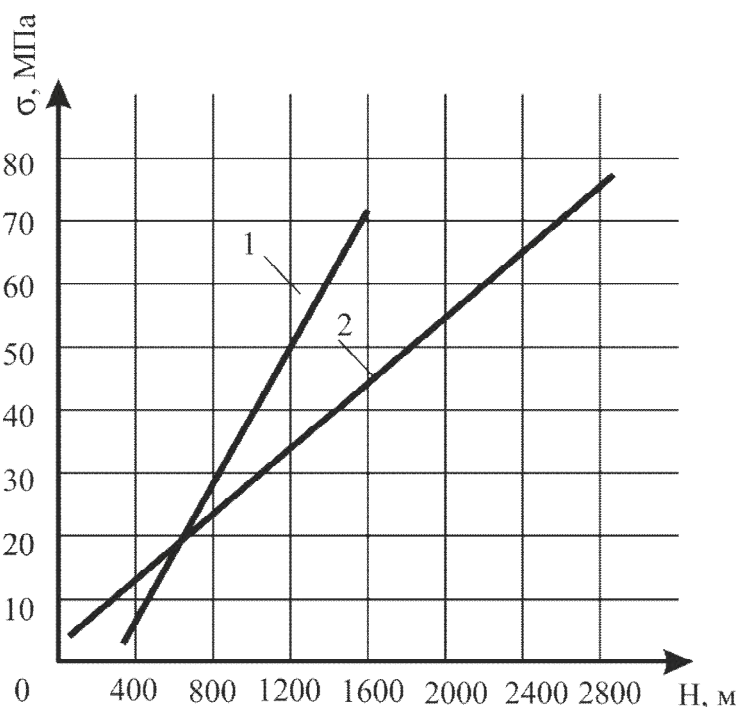


Рис. 2.1. Обобщенные результаты напряжений в массивах пород на шахтах различных районов мира: 1 – горизонтальные напряжения; 2 – вертикальные напряжения

Горизонтальные напряжения по данным измерений оказались значительно больше вертикальных. Обобщенные результаты измерения напряжений в массивах пород Скандинавии, Южной Африки, Ирландии, Исландии, о. Шпицбергена, Замбии, Канады, США, Австралии и нашей страны показаны в виде графиков, изображаемых на рис. 2.1.

Как видно из рис. 2.1, вертикальные напряжения увеличиваются пропорционально глубине и выходят почти из начала координат, а горизонтальные не так близки к началу координат и по абсолютной величине больше вертикальных, поскольку они находятся выше.

Еще более противоречивые результаты получены при измерении напряжений в скважинах на глубинах 3 – 5,5 км сейсмоакустическим методом и методом гидроразрыва. Так, измерения вертикальных напряжений в глубокой скважине (штат Мичиган, США) методом гидроразрыва на глубинах до 5 325 м показали, что на глубине свыше 5 000 м фактическое значение σ_z на 35 – 40% меньше соответствующего значения γH [108]. Измерения вертикального напряжения сейсмоакустическим методом в глубокой скважине на Кольском полуострове [107] также подтвердили, что $\sigma_z < \gamma H$ и на 40 – 50%. Это послужило основанием для выдвижения гипотезы о спаде вертикальной составляющей гравитационного давления с увеличением глубины.

По натурным наблюдениям автора работы [103] в шахтах и рудниках за динамическими проявлениями горного давления установлено, что с увеличением глубины возрастает количество накопленной в массивах пород упругой энергии. Кроме того, В.Ф. Лавриненко провел ряд исследований и моделирования для подтверждения своих теоретических наработок. В пределах зоны разгрузки в кровле и боках выработки появляется другой вид энергии – потенциальная энергия положения подработанного массива. Реальные напряжения от преобразования потенциальной энергии упругой деформации в работу и напряжения, вызванные собственным весом подработанных пород, определяют в сумме уровень деформированного состояния пород вокруг выработки.

Для проверки выводов, следующих из законов сохранения энергии и второго закона термодинамики, проведено экспериментальное изучение полей механических и температурных напряжений вокруг горных выработок. Схема объемного моделирования представлена на рис. 2.2.

Модели диаметром 13 см и длиной 20 см изготавливались из бетона марки 400. На расстояниях 6,7 см от обоих торцов модели в поперечных вертикальных плоскостях устанавливались прямоугольные розетки тензодатчиков сопротивления с базой 10 мм. Розетки располагались на горизонтальной и вертикальной осях у контура выработки и на расстоянии 5 см от него.

Нагрузка на модель создавалась ступенями по 1,04 МПа и доводилась до 25 МПа. Измерение деформаций массива модели в процессе механического нагружения, а также при нагревании от 17 до 48 °С производилось тензометрическим мостом ЦТМ-5. Температура модели при нагревании и охлаждении фиксировалась термопреобразователями сопротивления ТСМ-410-01 в комплексе с мостом постоянного тока МО-62.

Лабораторные исследования подтвердили, что в поле возрастающих сил гравитации в окружающем горную выработку массиве имеют место две обволакивающие ее области (зоны) с различным уровнем напряженно-деформированного состояния пород: ближняя зона со значительными радиальными напряжениями растяжения и близкими к нулю тангенциальными напряжениями сжатия; удаленная в глубь массива зона, где преобладает сжатие по-

роды. Направление главных напряжений в указанных зонах обратно противоположно, что, видимо, является одним из условий механического равновесия системы. Данные лабораторные исследования позднее были подтверждены в работах [40, 132, 136].

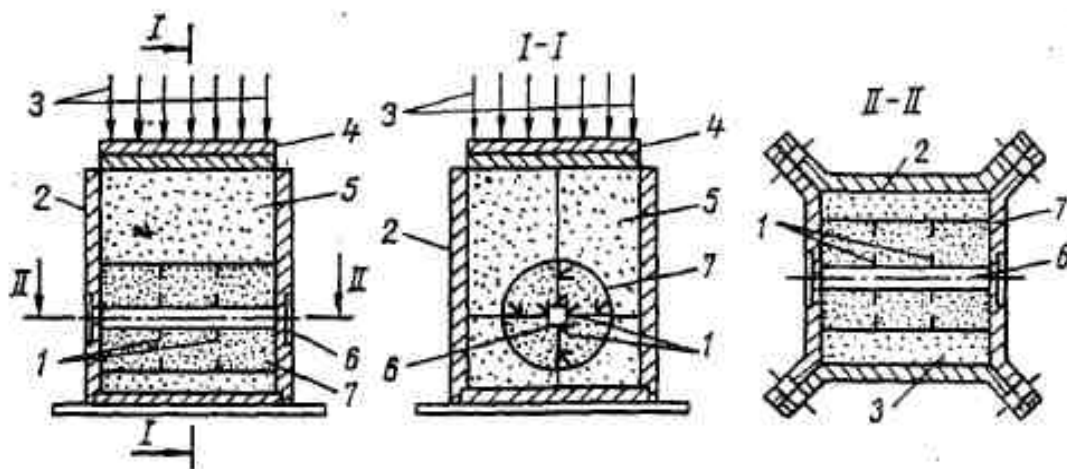


Рис. 2.2. Принципиальная схема моделирования объемного напряженного состояния: 1 – прямоугольные розетки тензометрических датчиков; 2 – корпус стального ящика; 3 – направление давления гидравлического пресса 2ПГ-125; 4 – пуансон для создания равномерного давления на площади 400 см^2 ; 5 – песок фракции 0,1 – 0,06 мм; 6 – выработка; 7 – бетонная модель

На рис. 2.3 представлены графики зависимости главных нормальных напряжений σ_1 и σ_2 от перепада температур ΔT в массиве. При движении рудничного воздуха по выработкам при $T_m < t_{p.v.}$ происходит нагревание прилегающих слоев породы, в массиве на ее контуре возникают напряжения сжатия. Такая ситуация и создается вокруг очистных камер. Как видно из рис. 2.3, радиальные сжимающие напряжения $\sigma_{1(n)} < \sigma_{2(n)}$ тангенциальных сжимающих напряжений. При охлаждении нагретых пород при $T_m > t_{p.v.}$ появляется поле больших по величине радиальных $\sigma_{1(o)}$ и тангенциальных $\sigma_{2(o)}$ напряжений растяжения. В этом случае $\sigma_{1(o)} > \sigma_{2(o)}$, что указывает на возможность деформирования пород вблизи контура выработки под действием температурных напряжений растяжения. Перепад температуры на 1 С увеличивает напряжения на 0,52 – 0,7 МПа при нагреве и на 0,5 – 1,2 МПа при охлаждении массива.

Таким образом, лабораторными исследованиями подтверждено наличие вокруг выработок зоны преобразования потенциальной энергии упругой деформации сжатия в работу упругого расширения пород по направлению к поверхностям обнажения, а также доказана значительная роль фактора теплообмена в системе рудничный воздух – массив при формировании поля термических напряжений.

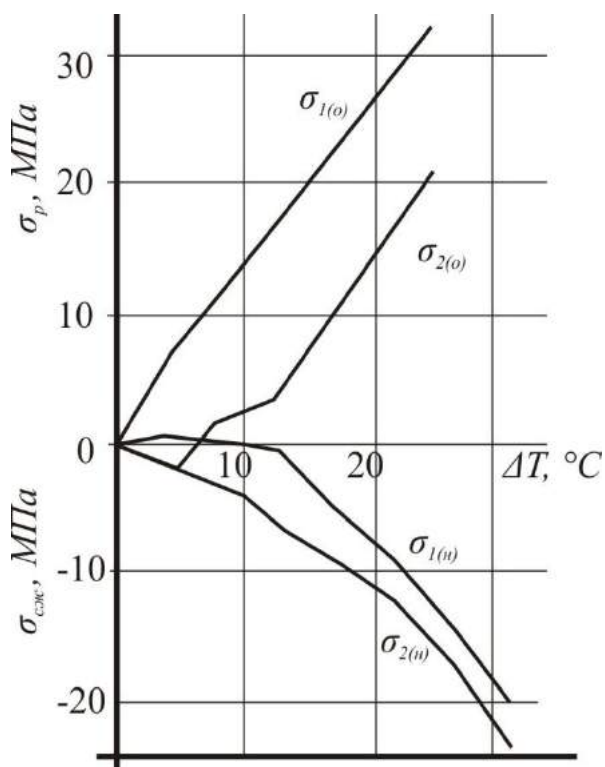


Рис. 2.3. Зависимость главных нормальных напряжений от перепада температуры ΔT при нагревании (н) и охлаждении (о) окружающих выработку пород

Согласно закону всемирного тяготения напряженное состояние пород нетронутого массива формируется под действием сил гравитационного поля Земли, действующих постоянно и повсеместно. На рассматриваемой глубине от земной поверхности любой исходный единичный объем породы (термодинамическая система) изменяет свои параметры состояния. В соответствии с законом сохранения массы при внешнем силовом воздействии (сжатии) исходный объем системы уменьшается, а плотность минерального вещества увеличивается. Во всех единичных объемах под действием сил гравитации происходит смещение частиц вещества в узлах кристаллических решеток из первоначальных положений равновесия в новые. Этому препятствовали силы взаимодействия между частицами, вследствие чего в деформированных породах возникли упругие внутренние силы, уравнивающие силы гравитации.

Эти внутренние силы являются потенциальными, поскольку работа, которую они могут совершить, зависит только от величины обратимой деформации.

Возрастающие с глубиной силы гравитации определяют величины упругих и пластических деформаций сжатия различных по минеральному составу и физическим свойствам горных пород и, следовательно, количество накопленной в нетронутом массиве потенциальной энергии упругой деформации. В процессе гравитационного сжатия пород происходит обмен энергией и превращение ее в тепловую в эквивалентных количествах механической энергии.

С увеличением глубины в недрах Земли повышается температура пород нетронутого массива, начиная с пояса постоянных температур [108, 109].

Для урановых руд НовоCONSTANTINOVSKOGO месторождения применимы изменения температур нетронутого массива уранового месторождения «Висмут» (ФРГ), который схож по своим горно-геологическим условиям рис. 2.4.

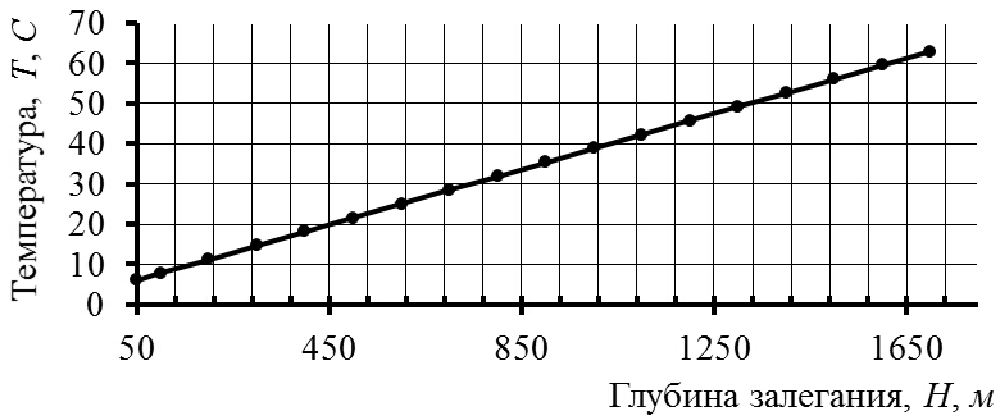


Рис. 2.4. Зависимость изменения температур T нетронутого массива от глубины залегания H

Первый и второй законы термодинамики управляют преобразованием энергии из одной формы в другую и самопроизвольными процессами, обеспечивающими механическое и тепловое равновесие в минеральной среде земных недр [110]. В результате в нетронутом массиве имеют место равномерная объемная плотность потенциальной энергии упругой деформации и постоянная (в данном районе) интенсивность стационарного теплового потока из недр к поверхности Земли.

Движущей силой самопроизвольных процессов, как это следует из второго закона термодинамики, является разность факторов интенсивности, т.е. разность давлений, температур, химических потенциалов и т.д. в различных частях термодинамической системы. Механическое равновесное состояние нетронутого массива пород устанавливается в результате протекания в системе с одинаковой скоростью двух противоположных процессов, один из которых связан с уменьшением объемной плотности потенциальной энергии упругой деформации в области действия активного (большого) гравитационного давления, а второй – с соответствующим ее увеличением в области действия реактивного (меньшего) давления. В процессе выравнивания объемной плотности упругой энергии и перехода системы в равновесное состояние в трех взаимно перпендикулярных направлениях (вертикальном и горизонтальном) формируются связанные с упругими деформациями потенциальные упругие напряжения $\Delta\sigma_{z(y)}$, $\Delta\sigma_{x(y)} = \Delta\sigma_{y(y)}$. Исследования геофизическими методами дают научные основания считать, что упругая энергия недр мигрирует от очага к очагу (т.е. перераспределяется в областях массива с различной ее объемной плотностью).

Изложенный физический подход в работах [110] позволяет, не прибегая к допущениям, рассчитать потенциальные упругие напряжения и, следовательно, объемную плотность потенциальной энергии, температуру и физические свойства минерального вещества нетронутого массива на любой глубине и при любом количестве перемежающихся пластов различных пород, т.е. получить исходные данные для расчета параметров подземного сооружения, удовлетворяющих критериям прочности несущих элементов и устойчивости обнажений массива.

Накопленная под действием сил гравитации потенциальная энергия упругой деформации сжатия в нетронutom массиве является тем естественным источником, с существованием которого связано появление реальных механических напряжений в окружающей горную выработку массиве пород. Непременным условием появления реальных напряжений является нарушение горными работами начального равновесного состояния нетронutom массива.

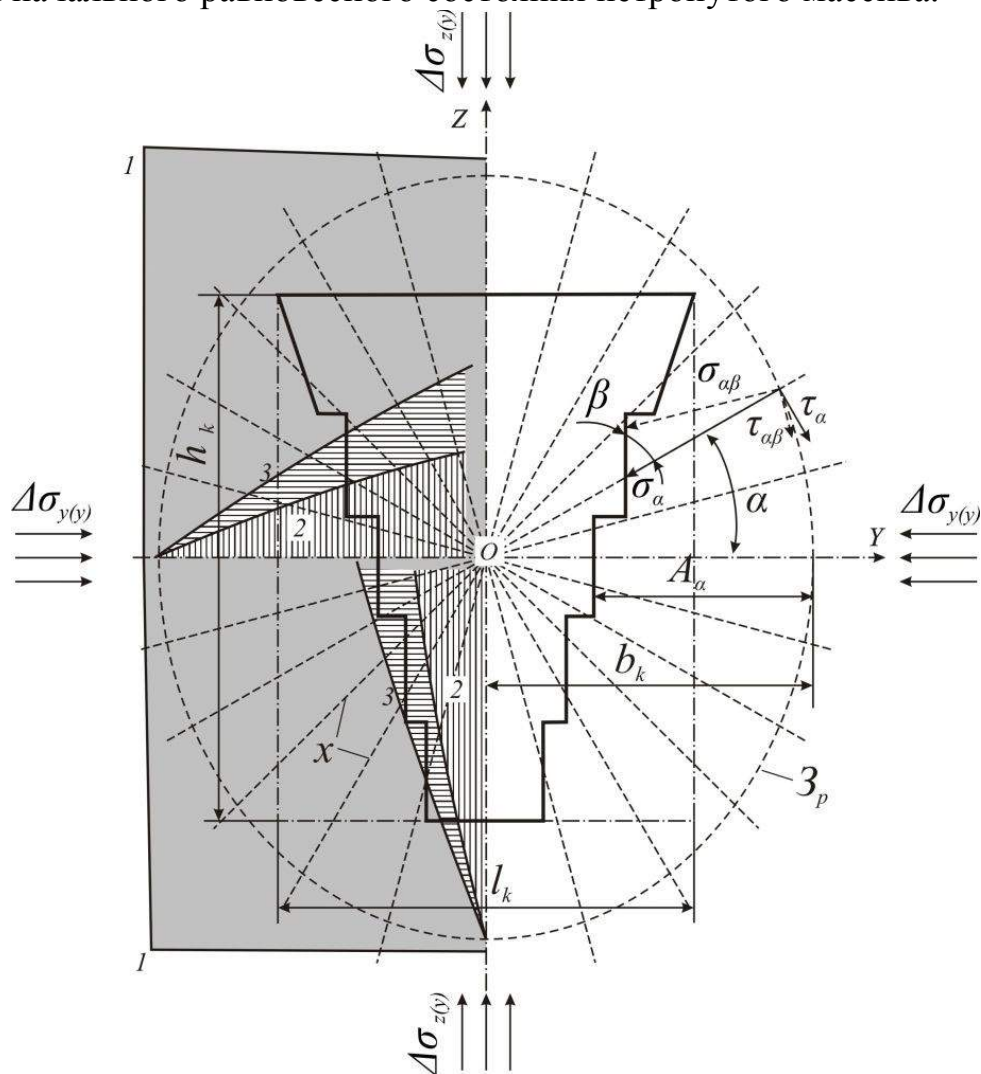


Рис. 2.5. Распределение потенциальных и реальных напряжений в массиве вокруг выработки: $\Delta\sigma_{z(y)}$, $\Delta\sigma_{x(y)}$ – потенциальные напряжения в нетронutom массиве; α – угол площадки с направлением $\Delta\sigma_{x(y)}$; β – угол между направлением σ_α и касательной в точке пересечения площадки с контуром выработки; x – текущая координата горной выработки; A_α – расстояние вдоль площадки от зоны разгрузки до контура выработки; 3_p – контур зоны преобразования потенциальной энергии; 1 – потенциальные напряжения; 2 – реальные радиальные напряжения; 3 – реальные механические и температурные напряжения

Образование горной выработки (рис. 2.5) нарушает механическое и тепловое равновесие нетронutom массива пород. Поперечное сечение очистной

камеры представляет собой область внутри массива с нулевой объемной плотностью потенциальной энергии упругой деформации сжатия $W_{\sigma\epsilon} = 0$. Температура вентиляционной струи воздуха $t_{в.с.}$ в выработке, как правило, не равна температуре пород T_m массива. В результате на границе раздела сред создается положительная разность значений объемной плотности потенциальной энергии в окружающем массиве $W_{\sigma\epsilon}$ и выработке, т.е. $W_{\sigma\epsilon} - W_{\sigma\epsilon} > 0$, а также разность (перепад) температур $T_m - t_{в.с.} \leq 0 \leq T_m - t_{в.с.}$. В соответствии со вторым законом термодинамики указанная разность объемной плотности энергии и температур является необходимым и достаточным условием протекания в массиве вокруг выработки самопроизвольных термодинамических процессов преобразования потенциальной энергии упругой деформации сжатия в кинетическую энергию упругого расширения пород (т.е. в работу), а также перехода тепла из участка с более высокой к участку с более низкой температурой.

Область прилегающего к выработке массива, в которой потенциальная энергия упругой деформации сжатия преобразуется в кинетическую энергию упругого расширения (увеличения объема) пород под действием высвободившихся внутренних упругих сил по направлению к поверхности обнажения, является зоной разгрузки начальных потенциальных напряжений [80]. Процесс преобразования энергии в зоне влияния протекает с равными скоростями одновременно в двух направлениях: от границы зоны влияния до поверхности обнажения массива начальные потенциальные напряжения сжатия уменьшаются по экспоненциальному закону (кривая с индексом 1 на рис. 2.3); соответственно уменьшению в каждой точке массива начальных потенциальных напряжений сжатия возрастают появившиеся в результате высвобождения внутренних упругих сил реальные (кривая 2) напряжения растяжения, которые вызывают увеличение объема породы и, следовательно, снижение температуры, изменение напряженного состояния и физических свойств вещества.

Самопроизвольный процесс перехода тепла из массива к поверхности обнажения его выработкой или наоборот обуславливает появление в породах поля температурных напряжений σ_T . Их абсолютная величина зависит от перепада температур $\Delta T = T_m - t_{в.с.}$, физических свойств минерального вещества и в каждой точке численно равна $\sigma_T = \alpha_p \cdot E_0 \cdot \Delta T$ (α_p – коэффициент линейного теплового расширения; E_0 – модуль Юнга; ΔT – перепад температуры на расстоянии x от границы зоны разгрузки). Поля температурных и механических напряжений взаимодействуют. Коэффициент теплового расширения – величина, характеризующая относительную величину изменения объема или линейных размеров тела с увеличением температуры на 1°K при постоянном давлении. В соответствии с этим, используется коэффициент объемного теплового расширения который отражает относительное изменение объема тела при нагревании его на ΔT градусов при постоянном давлении. Самопроизвольные процессы преобразования потенциальной энергии и перехода тепла в окружающем выработку массиве протекают в рамках закона сохранения энергии. Пределом этих процессов является достижение устойчивого равновесия, удовлетворяющего минимуму потенциальной энергии в каждой точке массива. Количество преобразующейся в работу потенциальной энергии упругой деформации и величины

реальных напряжений в окружающем выработку массиве зависят от размеров горизонтального и вертикального обнажения массива, уровня начального напряженного состояния и физических свойств пород.

Многочисленными исследованиями в установках высокого давления доказано, что при повышении уровня объемного напряженного состояния исследуемый объем породы уменьшается, а плотность ее увеличивается. Наряду с этим уменьшается пористость, изменяются прочностные, упругие характеристики и другое, т.е. свойства минерального вещества приходят в соответствие с внешними силами и полями (термическим, электромагнитным и др.), взаимодействующими с породой.

По данным изучения 2200 образцов Пенсильванского и Пермского возрастов, отобранных из скважин в Оклахоме и Техасе (США), установлено, что плотность минерального вещества повысилась с $2,26 \text{ г/см}^3$ у земной поверхности до $2,64 \text{ г/см}^3$ на глубине 1 500 м, т.е. на 16,9 % [111]. В процессе бурения скважин выявлено также закономерное увеличение плотности гранита с $2,619 \text{ г/см}^3$ на глубине 50 м до $2,645 \text{ г/см}^3$ на глубине 800 м. При повышении давления на 100 МПа плотность пород ультраосновного, основного, среднего и кислого составов Центрального Казахстана увеличивается в среднем на 1 – 1,8 % [112]. Исследованиями [113] установлено, что на каждые 500 м углубления в недра Криворожского бассейна плотность вещества под действием сил гравитации возрастает на $0,05 \text{ т/м}^3$, коэффициент крепости породы по М.М. Протодыяконову – на 1,25 – 1,45, модуль Юнга – на 2,5 МПа. В Донецком бассейне с увеличением глубины залегания пластов с 450 до 1 450 м пористость пород уменьшилась в 2 – 3 раза, а прочность повысилась на 24 – 80%. Наиболее интенсивное изменение пористости было отмечено для всех разновидностей пород в интервале глубин 500 – 1200 м [114], чему свидетельствуют и исследования [115], данные которых выведены для урановых месторождений на рис. 2.6.

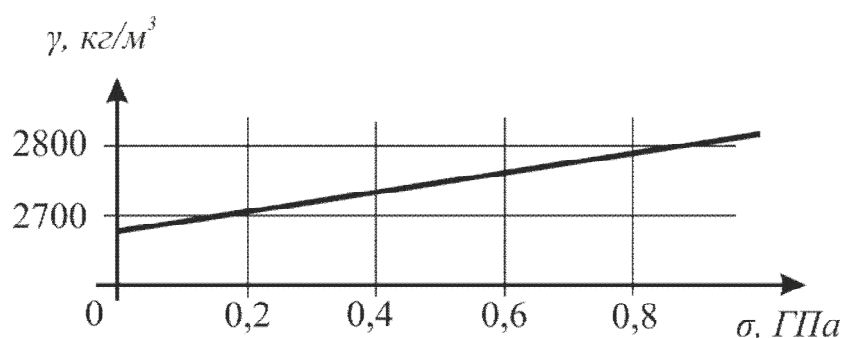


Рис. 2.6. График зависимости изменения удельного веса пород от давления для ураносодержащих альбитититовых руд

Алгоритм формирования исходных данных определяем по расчетам, предложенным в работах [115, 117]. При нормальных условиях вещество характеризуется исходной плотностью ρ_0 , модулем Юнга E (характеризует сопротивляемость материала упругой деформации при растяжении или сжатии), коэффициентом Пуассона μ (абсолютная величина отношения относительной по-

перечной деформации к относительной продольной), пределом упругости σ_{yn} и термическим коэффициентом объемного расширения ω [116]. Физические свойства и присущие рассматриваемому объему дефекты строения (пористость, трещиноватость и т.п.) в полной мере учитываются значениями ρ_0 , E и μ , а минералогический состав – значением ω .

При заданном значении глубины H залегания породы значение изотермического коэффициента уплотнения K_y минерального вещества определяется по уравнению:

$$K_y = \frac{\gamma_y}{\gamma_0};$$

$$K_y^3 - \frac{3 \cdot H \cdot \gamma_0 + E}{E} \cdot K_y^2 + \frac{2 \cdot H^2 \cdot \gamma_0^2}{E^2} K_y + \frac{3 \cdot H^3 \cdot \gamma_0^3}{E^3} = 0, \quad (2.1)$$

где γ_0 – начальная плотность пород, кг/м³; γ_y – новая плотность пород на H_i глубине, кг/м³; E – модуль Юнга, 41,2...54,9 МПа.

Определяется объемная изотермическая деформация ΔV_u системы (породы) в поле сил гравитации:

$$\Delta V_u = \frac{K_y - 1}{K_y}. \quad (2.2)$$

Устанавливается температура T_2 минеральной среды на глубине $H > 0$, соответствующая мгновенному равновесию адиабатически изолированной термоди-намической системы:

$$T_2 = \frac{\Delta V_u}{\omega}. \quad (2.3)$$

Рассчитывается коэффициент полезного действия η теплового процесса в породном массиве при переходе теплоты от более нагретого к менее нагретому участку:

$$\eta = \frac{T_2 - T_1}{T_2}. \quad (2.4)$$

Находим значение восстановленной в процессе перехода теплоты ΔV_e части изотермической деформации:

$$\Delta V_e = \Delta V_u \cdot \eta. \quad (2.5)$$

Вычисляется истинное значение ΔV относительной объемной деформации породы (системы) в поле сил гравитации на глубине $H > 0$

$$\Delta V = \Delta V_u \cdot \frac{T_1}{T_2}. \quad (2.6)$$

Истинный коэффициент уплотнения минерального вещества на глубине $H > 0$ определяется по формуле:

$$K_y = \frac{1}{(1 - \Delta V)}. \quad (2.7)$$

По известным значениям K_y , γ_0 и H устанавливается абсолютная величина геостатического давления

$$\sigma_z = K_y \cdot \gamma_0 \cdot H, \quad (2.9)$$

где K_0 – модуль объемной упругости $K_0 = \frac{\sigma_z}{\Delta V}$.

С использованием K_y находится значение коэффициента Пуассона μ породы в условиях объемного сжатия на глубине H или принять табличное значение 0,16 – 0,34:

$$\mu = 0,5 \cdot \frac{K_y - 1}{6 \cdot K_y^2 \cdot \left(1 - \sqrt[3]{1/K_y}\right)}. \quad (2.10)$$

Найденное значение μ используется для расчета горизонтальных (реактивных) геостатических напряжений σ_x и σ_y

$$\sigma_x = \sigma_y = \frac{\mu \cdot \sigma_z}{1 - \mu}. \quad (2.11)$$

Определяем коэффициент остаточной упругости (прочности)

$$\lambda_{o.yn.} = \sigma_{сж} - \frac{\sigma_1}{\sigma_{сж}}.$$

Внутренние напряжения для любого твердого тела, находящегося в свободном состоянии, равны пределу упругости, т.е. абсолютная величина внутренних напряжений для свободного состояния тела составит:

$$\sigma_{yn} = E \cdot \left(1 - \sqrt[3]{1 - \Delta T \cdot \omega}\right).$$

Механическое равновесие системы определяется по формуле:

$$R_i = (\sigma_{yn} - \sigma_x) \cdot \sqrt{\lambda_{o.yn.}}.$$

Приращения напряжений внутри термодинамической системы

$$\Delta \sigma_{z(y)} = R_i - (\sigma_{yn} - \sigma_z) = (\sigma_{yn} - \sigma_z) \cdot \left(\sqrt{\lambda_{yn.o}} - \lambda_{yn.o}\right);$$

$$\Delta \sigma_{x(y)} = (\sigma_{yn} - \sigma_x) - R_i = (\sigma_{yn} - \sigma_x) \cdot \left(1 - \sqrt{\lambda_{yn.o}}\right).$$

Фактические внешние напряжения, действующие на термодинамическую систему,

$$\sigma_z(\phi) = \sigma_z - (\sigma_{yn} - \sigma_x) \cdot \left(\sqrt{\lambda_{yn.o}} - \lambda_{yn.o} \right);$$

$$\sigma_x(\phi) = \sigma_y(\phi) = \sigma_x + (\sigma_{yn} - \sigma_x) \cdot \left(1 - \sqrt{\lambda_{yn.o}} \right).$$

Обозначив $\Delta\sigma_{z(\phi)}/\Delta\sigma_{x(\phi)} = \operatorname{tg}\psi = \lambda_k$, запишем формулы для расчета главных потенциальных напряжений:

$$\sigma_{1(y)} = \Delta\sigma_{x(y)} \cdot \left(1 + \frac{(1 - \operatorname{tg}\psi)}{2} \cdot \left(\frac{\sin 2\psi}{\sin 2[0,5 \cdot \operatorname{arctg}(\sin 2\psi)]} - 1 \right) \right);$$

$$\sigma_{2(y)} = \Delta\sigma_{x(y)} \cdot \left(\operatorname{tg}\psi + \frac{(1 - \operatorname{tg}\psi)}{2} \cdot \left(\frac{\sin 2\psi}{\sin 2[0,5 \cdot \operatorname{arctg}(\sin 2\psi)]} - 1 \right) \right).$$

или

$$\sigma_{1(y)} = \Delta\sigma_{x(y)} \cdot (1 + 0,5 \cdot F); \quad \sigma_{2(y)} = \Delta\sigma_{x(y)} \cdot (\lambda_k - 0,5 \cdot F); \quad \tau_{max} = 0,5 \cdot (\sigma_{1(y)} - \sigma_{2(y)});$$

$$F = (1 - \lambda_k) \cdot \left(\frac{\sin 2\psi}{\sin 2[0,5 \cdot \operatorname{arctg}(\sin 2\psi)]} - 1 \right).$$

Значения упругих потенциальных напряжений используются в расчетах полей реальных напряжений вокруг горных выработок, очистных камер и выработанных пространств.

По известным значениям K_y , γ_y , σ_z и коэффициента Пуассона μ легко определить скорость распределения упругих волн в массивах пород.

Скорость продольной упругой волны:

$$V_p = \sqrt{\frac{3 \cdot \sigma_z \cdot K_y \cdot (1 - \mu)}{\gamma_y \cdot (K_y - 1) \cdot (1 + \mu)}}.$$

Скорость поперечной волны:

$$V_s = \sqrt{\frac{3 \cdot \sigma_z \cdot K_y \cdot (1 - 2 \cdot \mu)}{2 \cdot \gamma_y \cdot (K_y - 1) \cdot (1 + \mu)}}.$$

Полученные значения горизонтальных $\Delta\sigma_{x(y)} = \Delta\sigma_{y(y)}$ и вертикальных $\Delta\sigma_{z(y)}$ потенциальных напряжений в нетронutom массиве для урановых руд Ново Константиновского месторождения приведены в табл. 2.1.

Обязательным условием для преобразования накопленной в породах потенциальной энергии упругой деформации в работу и появления при этом поля реальных напряжений в пределах зоны разгрузки является нарушение начального равновесного состояния нетронutom массива и создание в результате этого перепада давлений в разных его частях вокруг подземной полости.

Таблица 2.1

Потенциальные напряжения в нетронутом массиве пород для урановых руд Новоконстантиновского месторождения на глубинах до 1700 м

Глубина H , м	Упругие потенциальные напряжения в нетронутом массиве, МПа	
	горизонтальные $\Delta\sigma_{x(y)} = \Delta\sigma_{y(y)}$	вертикальные $\Delta\sigma_{z(y)}$
200	0,09	0,44
300	0,27	1,32
400	0,36	1,76
500	0,45	2,20
600	0,54	2,63
700	0,64	3,08
800	0,73	3,52
900	0,82	3,96
1000	0,92	4,40
1100	1,01	4,85
1200	1,10	5,29
1300	1,19	5,72
1400	1,25	6,18

Таблица 2.2

Значения λ_k для горных пород Новоконстантиновского месторождения на глубинах до 1600 м

Глубина H , м	Значения λ_k при коэффициенте крепости пород по М.М. Протождяконову		
	12	14	16
200	0,96	0,97	0,98
300	0,95	0,96	0,96
400	0,93	0,95	0,95
500	0,91	0,93	0,94
600	0,9	0,92	0,93
700	0,88	0,9	0,92
800	0,86	0,89	0,9
900	0,84	0,87	0,89
1000	0,82	0,86	0,88
1100	0,8	0,84	0,86
1200	0,78	0,82	0,85
1300	0,76	0,81	0,83
1400	0,73	0,79	0,82
1500	0,71	0,77	0,8
1600	0,68	0,74	0,7

Значения коэффициента λ_k формы зоны разгрузки для горных пород с коэффициентом крепости по М.М. Протодяконову от 12 до 16 на глубинах от 200 до 1 600 м приведены в табл. 2.2. Вертикальные и горизонтальные размеры очистной камеры принимаются исходя из ее технологического назначения $20 \times 55 \times 70$ м (ш \times д \times в). Данные таблицы говорят о том, что форма зоны разгрузки напряжений трансформируется из круглой у поверхности в эллипсоидную на глубине [117].

Поперечное сечение выработки представляет собой область внутри массива горных пород с нулевой объемной плотностью потенциальной энергии упругой деформации сжатия $W\sigma_\epsilon = 0$. Температура воздуха $t_{\epsilon c}$ в выработке, как правило, не равна температуре пород массива T_m . В результате на границе раздела сред создаются положительные разности значений объемной плотности энергии в окружающем выработку массиве $W\sigma_m$ и выработке, т.е. $W\sigma_m - W\sigma_\epsilon > 0$, а также температур $T_m - t_{\epsilon c} > 0$.

Согласно второму закону термодинамики указанные положительные разности объемной плотности энергии и температур являются необходимым и достаточным условием протекания в массиве вокруг выработки самопроизвольных термодинамических процессов перераспределения и преобразования потенциальной энергии в работу упругого расширения породы, а также перехода теплоты из области с более высокой в область с более низкой температурой.

Методика исследования поля напряжений в окружающую очистную камеру массиве термодинамическим методом включает следующие этапы:

- определение физических свойств исследуемого массива горных пород;
- определение уровня напряженности нетронутого массива горных пород в состоянии равновесия;
- определение поля напряжений в окружающую очистную камеру массиве горных пород после нарушения равновесного состояния горного массива.

Основываясь на причинно-следственной связи естественных процессов, протекающих в массивах горных пород, и учете физических законов, действующих в этих условиях, горная порода рассматривается как термодинамическая система, состояние которой определяется совокупностью термодинамических параметров (внутренней энергии, плотности и т.д.). Находясь в определенных условиях земных недр, термодинамическая система, заключенная в единичном объеме минерального вещества, обменивается энергией в форме работы и в форме тепла с внешней средой, т.е. с внешними по отношению к ней телами и полями (силовыми, термическими, электромагнитными и др.). В результате взаимодействия с внешней средой происходит изменение внешних и внутренних параметров состояния термодинамической системы, вызывающее изменение напряженного состояния и физических свойств вещества.

Сущность физических процессов в массивах горных пород изображена на схеме (рис. 2.7). Под понятием механическая работа в блок-схеме понимается физическая величина, являющаяся количественной характеристикой действия силы на процесс. Работа силы имеет смысл энергии, которая затрачивается силовым полем на влияние на процесс. Энергия – скалярная физическая величина, являющаяся единой мерой различных форм движения материи и мерой перехо-

да движения материи из одних форм в другие. Под действием сил, обусловленных весом вышележащих пород, происходит постепенное механическое сжатие массива, сопровождающееся макроскопическим движением частиц вещества, т.е. весьма малыми деформациями вдоль вертикальной оси. Невозможность расширения вещества в горизонтальном направлении вызывает по А.Н. Диннику [118] появление в породных массивах реактивных горизонтальных напряжений.

Абсолютная величина термических напряжений зависит от степени сжатия вещества, определяющей количество выделившегося тепла, меры теплоизоляции термодинамической системы и энтропии. Вторая часть расходуется на изменение внутренней энергии и повышение температуры пород, обеспечивая выполнение условия теплового равновесия системы. Если у поверхности Земли рассматриваемая термодинамическая система недостаточно изолирована в тепловом отношении и процесс уплотнения и изменения свойств вещества более близок к изотермическому, то по мере углубления в недра система все более приближается к адиабатически изолированной, а процесс – к адиабатическому. Переход от изотермического к адиабатическому сжатию минерального вещества происходит постепенно. Физические законы, на которых основано аналитическое описание процессов, взаимодействуя, определяют фактическое соотношение внутренних упругих и термических напряжений, характерное для той или иной глубины.

Определение параметров нетронутого массива пород и его физических свойств производим в программе Microsoft Excel 2000. Расчету геодинамических процессов подвергаем профиль по шахте «Смолинская» ГП «ВостГОК». Для получения дальнейших расчетных данных сводим в табл. 2.1 полученные ранее параметры нетронутого массива пород для исследуемой шахты.

Таблица 2.3

Упругие потенциальные напряжения в нетронутом массиве пород шахты «Смолинская» ГП «ВостГОК»

Глубина H , м (гор.)	Давление P , МПа	Потенциальные напряжения в нетронутом массиве, МПа		Коэффициент формы зоны раз- грузки, λ_k	Главные напряжения в не- тронутом массиве, МПа		
		$\Delta\sigma_{x(y)}$	$\Delta\sigma_{z(y)}$		σ_1	σ_2	T_{max}
340	11,3	64,82	61,17	0,95	65,45	61,17	2,14
400	13,3	74,08	69,30	0,95	74,90	96,30	2,80
460	15,3	83,38	77,32	0,94	84,42	77,32	3,55
550	18,3	101,91	92,83	0,93	103,46	92,83	5,32
640	21,3	122,29	109,20	0,91	124,50	109,18	7,68
730	24,3	143,63	125,50	0,90	146,72	125,5	10,61
800	26,6	153,82	133,00	0,89	157,36	133,00	12,18
860	28,6	164,31	140,50	0,88	168,35	140,50	13,91
920	30,6	185,34	155,00	0,87	190,47	155,00	17,74

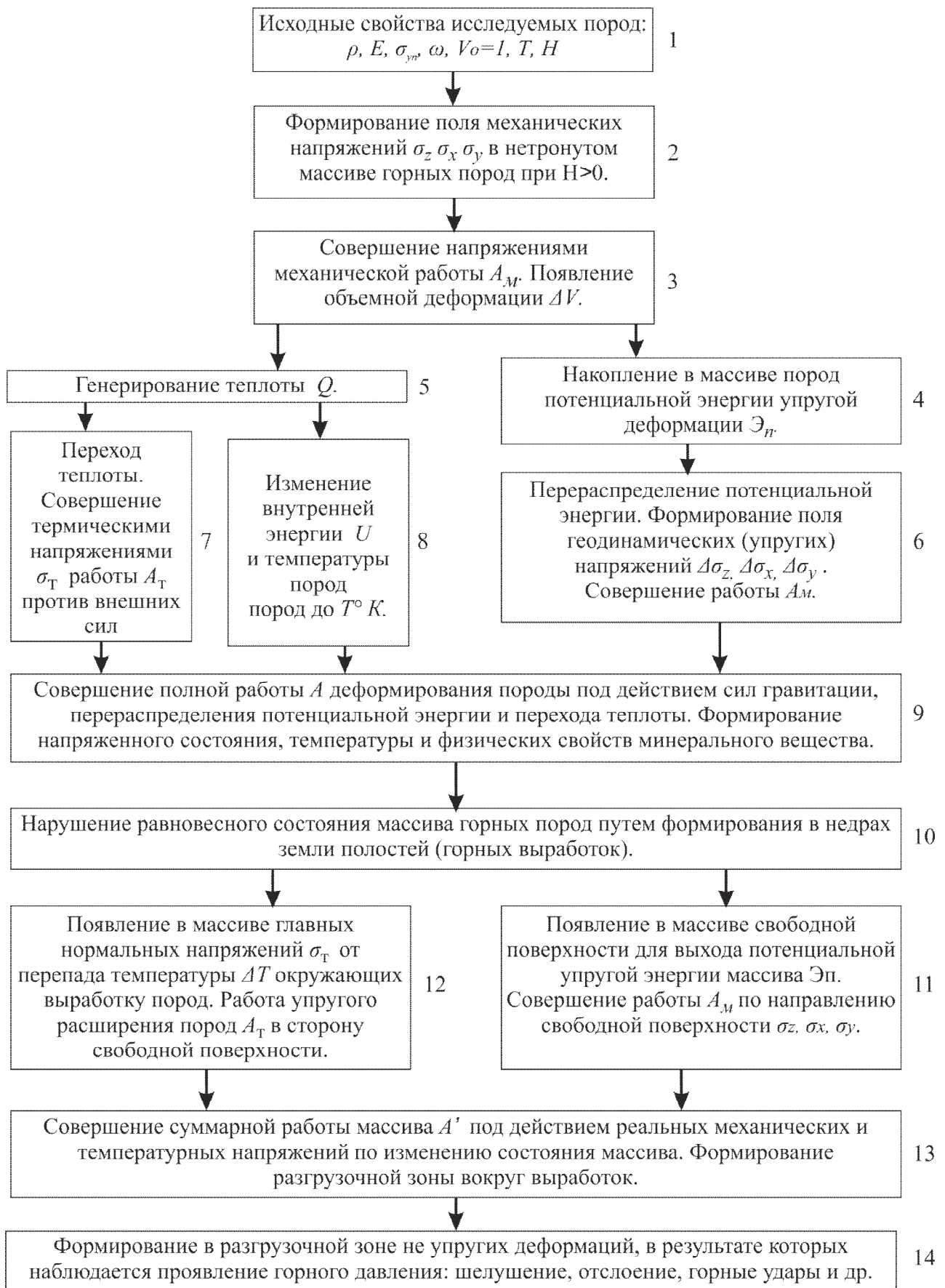


Рис. 2.7. Блок-схема протекания процессов, формирующих напряженное состояние в недрах Земли и процессы высвобождения накопленной энергии массива

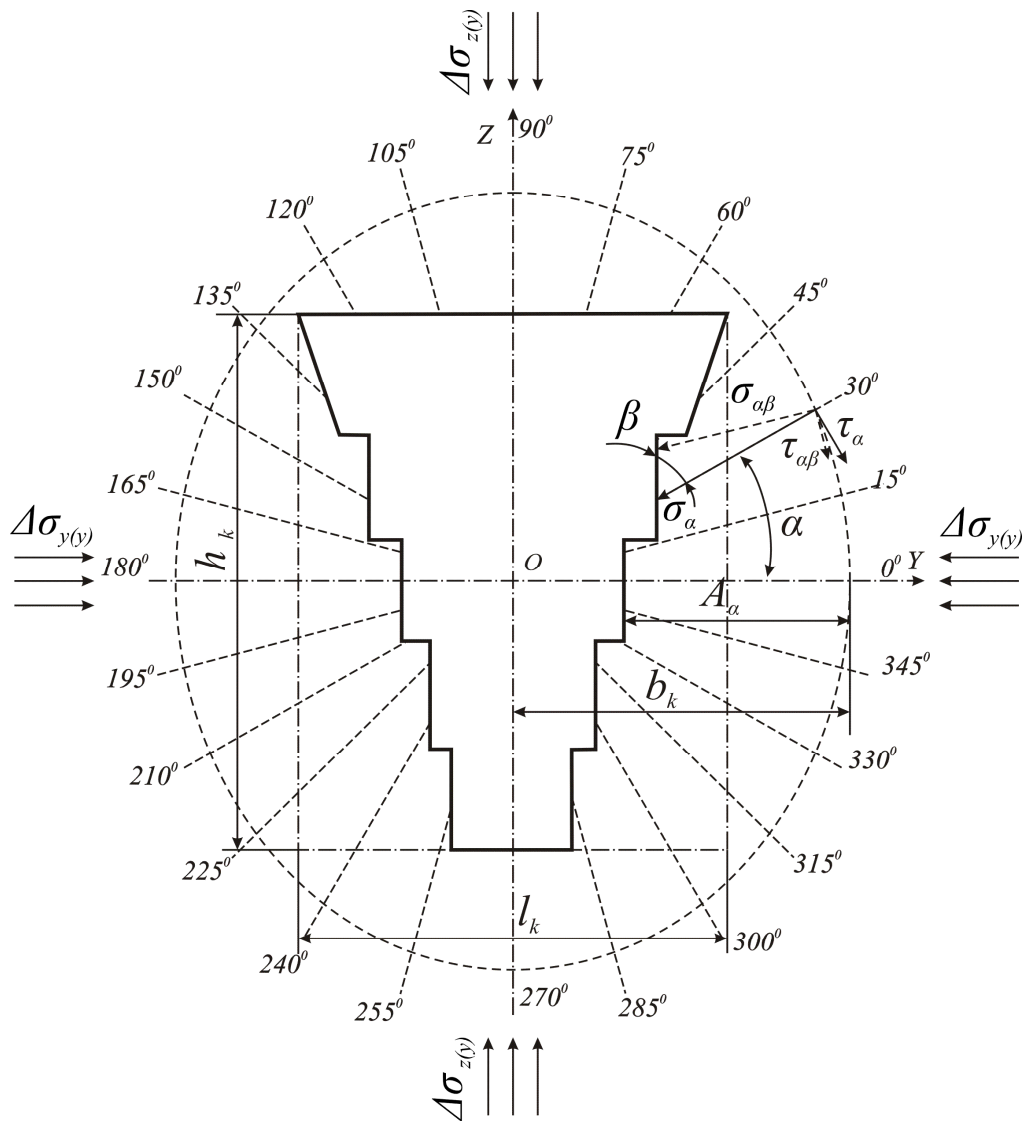


Рис. 2.8. Расчетная схема моделирования геодинамических процессов, протекающих в окрестности очистной камеры: $\Delta\sigma_{z(y)}$ и $\Delta\sigma_{x(y)}$ – вертикальные и горизонтальные потенциальные упругие напряжения нетронутого массива пород, МПа; α – угол между расчетной площадкой и осью OX , градус; β – угол между направлением σ_α и касательной в точке пересечения расчетной площадки с контуром очистной камеры, градус; 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_k – вертикальная полуось зоны разгрузки, направленная вдоль оси OZ , м; b_k – горизонтальная полуось зоны разгрузки, направленная вдоль оси OX , м; c_k – горизонтальная полуось зоны разгрузки, направленная вдоль оси OY , м; σ_α и τ_α – радиальные (активные вертикальные) и тангенциальные (реактивные горизонтальные) напряжения в нетронутом массиве, МПа; $\sigma_{\alpha\beta}$ и $\tau_{\alpha\beta}$ – радиальные и тангенциальные остаточные потенциальные напряжения, МПа

Определение физических свойств пород в условиях их естественного залегания производили для глубин 550 – 640 м по данным геологического строения исследуемого участка шахтного поля.

Согласно научным положениям термодинамической теории, описанной выше, образование очистной камеры является причиной нарушения первоначального равновесного состояния массива горных пород. Поперечное сечение камеры представляет собой область внутри массива с нулевой 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 очистную камеру, производим по граничным размерам полости. При этом горизонтальным пролетом камеры l_{np} 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 $0,5l_{np}$ и $0,5h_k$. Он совпадает с точкой O – началом системы координат ZXY .

Расчетная схема моделирования геодинамических процессов в прилегающем к камере массиве представлена на рис. 2.8 и в формулах 2.1 – 2.19.

Для более полного представления расположения камеры в пространстве с основными элементами расчетных параметров моделирования вашему вниманию представляем схему основных расчетных параметров моделирования (рис. 2.9).

Параметры зоны разгрузки в напряжении зависят от геометрических размеров образованной в массиве пород горной выработки, обозначенные через l_{np} – ширину выработанного пространства, l_k – длину выработанного пространства, h_k – высоту выработанного пространства. В результате перераспределения начальных напряжений зона разгрузки представляет собой эллипсоид с размерами полуосей a_k , b_k и c_k , которые определяем по формулам:

– вертикальная составляющая (a вдоль оси OZ)

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

– горизонтальная составляющая (b вдоль оси OX)

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

– горизонтальная составляющая (c вдоль оси OY)

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

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

$$\text{формуле } \lambda_k = 1 - \frac{\sigma_{1(y)}}{\sigma_{сж}} = \frac{\Delta\sigma_{z(y)}}{\Delta\sigma_{x(y)}} = \frac{b_k}{a_k} \text{ [119, 120].}$$

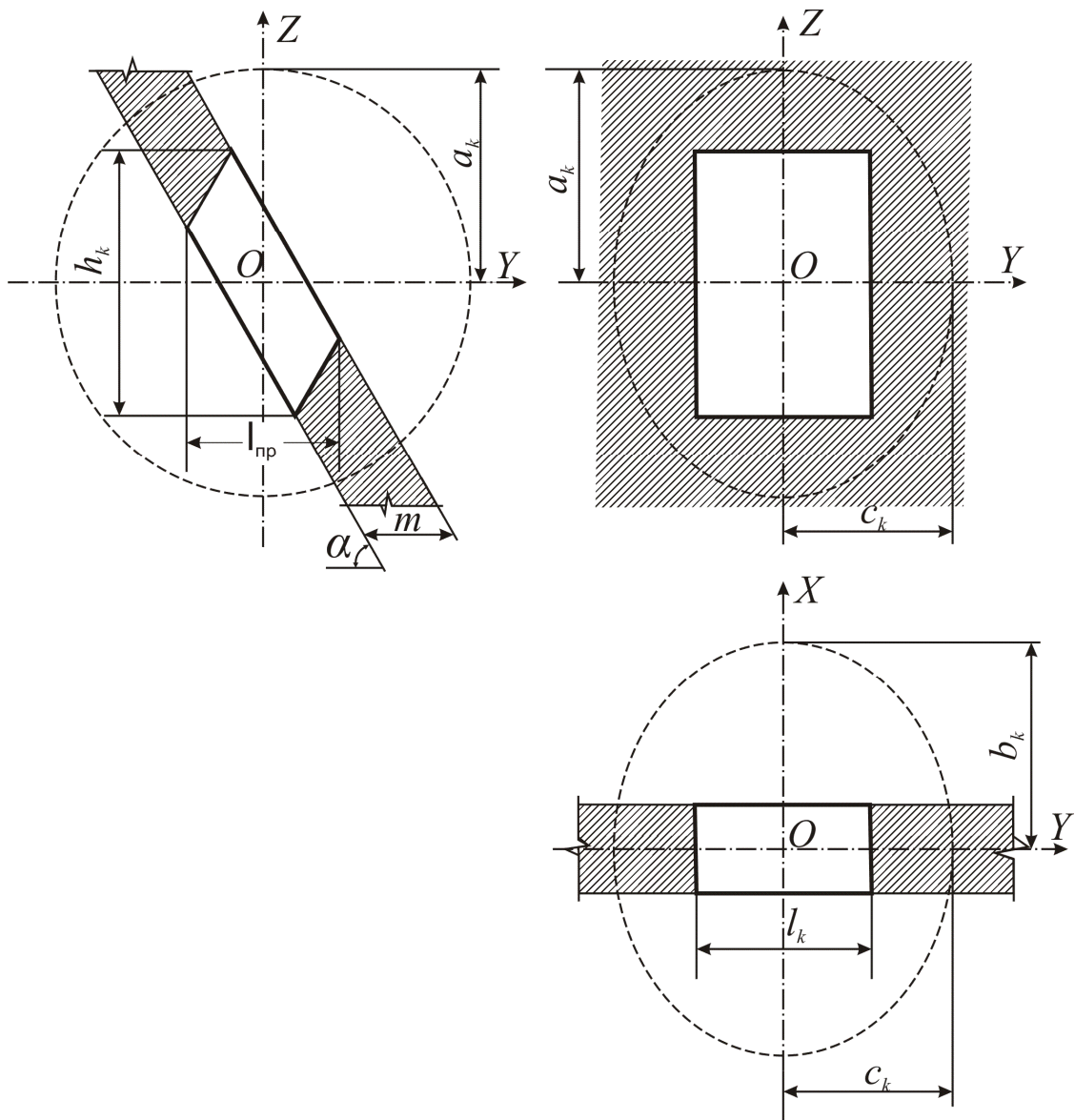


Рис. 2.9. Схема основных расчетных параметров моделирования

В работах Ю.П. Капленко описано состояние, при котором объемная деформация порождает возникновение и одновременное протекание в исследуемом объеме двух новых процессов, являющихся следствием сжатия вещества. Первый из них связан с появлением и накоплением в деформированном теле упругих сил, обусловленных изменением характера межатомного взаимодействия в результате смещения частиц, находящихся в узлах кристаллических решеток, из первоначальных положений равновесия в новые. Второй связан с выделением и накоплением в теле тепла вследствие его объемного сжатия.

Взаимодействие внешних напряжений σ_z , σ_x , σ_y не удовлетворяет условию механического равновесия термодинамической системы, поэтому накопленная потенциальная энергия упругой деформации перераспределяется внутри сжатого вещества и совершает работу A_y по приведению системы в состояние равновесия. При этом возникают внутренние упругие вертикальные $\Delta\sigma_{zy}$ (противоположного знака с σ_z) и горизонтальные $\Delta\sigma_{xy}$ и $\Delta\sigma_{yx}$ геодинамические напряжения.

Границы накопления и проявления в массивах потенциальной энергии определяются пределом упругости каждой конкретной породы.

Определение размеров массива, попадающего в зону разгрузки очистной камеры, производим по отношению вертикального $\Delta\sigma_{z(y)}$ и горизонтального $\Delta\sigma_{x(y)}$ потенциальных напряжений, действующих на глубине расположения точки 0 – 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 камеры 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 [110] возрастают радиальные σ_p и тангенциальные τ_p напряжения. Они вызывают увеличение объема породы (руды), а, следовательно, изменение температуры и физических свойств минерального вещества в поле сил гравитации.

Радиальные σ_α и тангенциальные τ_α потенциальные напряжения в нетронутом массиве для всех расчетных площадок, составляющие с направлением напряжений $\Delta\sigma_{x(y)}$ с углами α , определяем выражениями:

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

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

Вдоль каждой площадки рассчитывают остаточные упругие напряжения сжатия $\sigma_{\alpha i}$, характерные для окружающей очистную выработку массива пород в пределах зоны разгрузки после завершения процесса преобразования определенной части потенциальной энергии (зависящей от размера полости) в работу расширения минерального вещества. При этом полагают, что каждая наклонная площадка нормальна к поверхности обнажения.

$$\sigma_\alpha = \frac{\sigma_\alpha}{\exp^{\nu x}}; \quad \tau_\alpha = \frac{\tau_\alpha}{\exp^{\nu x}},$$

где ν – коэффициент поглощения предельных упругих колебаний в массиве (для горных пород $\nu = 0,1 - 0,26$), x – текущая координата от границы зоны разгрузки до контура выработки.

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

$$\sigma_{\alpha\beta_i} = \frac{\sigma_{\alpha_i} \cdot \sin^2 \beta_i + \tau_{\alpha_i} \cdot \cos^2 \beta_i}{\exp^{\nu x_i}}, \text{ МПа}; \quad (2.6)$$

$$\tau_{\alpha\beta_i} = \frac{\sigma_{\alpha_i} \cdot \cos^2 \beta_i + \tau_{\alpha_i} \cdot \sin^2 \beta_i}{\exp^{\nu x_i}}, \text{ МПа}, \quad (2.7)$$

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

Рассчитывают реально действующие в породном массиве зоны разгрузки напряжения растяжения σ_p и τ_p , появившиеся в процессе преобразования потенциальной энергии упругой деформации сжатия в кинетическую энергию, т.е. в работу расширения минерального вещества:

$$\sigma_p = (1 - \exp^{-\nu x_i}) \cdot \sigma_\alpha, \text{ МПа}; \quad (2.8)$$

$$\tau_p = (1 - \exp^{-\nu x_i}) \cdot \tau_\alpha, \text{ МПа}. \quad (2.9)$$

По обобщенному закону Гука определяют результирующие нормальные σ_{ni} и $\sigma_{\tau i}$ максимальное τ_{max} касательное напряжения в пределах зоны разгрузки

$$\sigma_{ni} = \sigma_{pi} - \mu \cdot \tau_{pi}, \text{ МПа};$$

$$\sigma_{\tau i} = \tau_{pi} - \mu \cdot \sigma_{pi}, \text{ МПа};$$

$$\tau_{max} = 0,5 \cdot (\sigma_{ni} - \sigma_{\tau i}), \text{ МПа}.$$

Эти уравнения описывают механические напряжения, появившиеся в зоне разгрузки при преобразовании потенциальной энергии упругой деформации в работу.

Следующий этап расчета состоит в определении поля термических напряжений в пределах зоны разгрузки. Для этого находят упругие радиальные и тангенциальные деформации на площадках α_i при принятых значениях текущей координаты x_i $\varepsilon_n = \frac{\sigma_n}{E_0}$; $\varepsilon_\tau = \frac{\sigma_{\tau i}}{E_0}$ где ε_n – деформация растяжения; ε_τ – деформация сжатия.

Приращение (снижение) температуры за счет упругого сжатия (расширения) породы в исследуемых точках зоны разгрузки устанавливаем по уравнению $\Delta T = \frac{0,5 \cdot (\varepsilon_n + \varepsilon_\tau)}{\alpha_T}$, где α_T – коэффициент линейного теплового расширения пород [121].

Температура массива пород в пределах зоны разгрузки (на площадках α при x_i) в результате упругого деформирования породы $T_i = T_n - \Delta T$.

В следствии взаимодействия с рудничной атмосферой температура массива в пределах зоны разгрузки выравнивается. Общее распределение температуры в зоне разгрузки от границы до контура выработки описывается уравнением

$$T_{ni} = T_n - x_i \cdot (T_n - t_{p.a.}) \cdot A.$$

Температурные напряжения (термические напряжения) в точках с заданными значениями текущей координаты x вдоль каждой расчетной площадки в породном массиве вокруг выработки описываются уравнением:

$$\sigma_{T_{xi}} = \alpha_T \cdot E_0 \cdot \Delta T_i = 0,5(\varepsilon_n + \varepsilon_\tau) \cdot E_0, \text{ МПа},$$

$$\Delta T_i = T_n - T_{n_i}.$$

Суммарные напряжения в зоне разгрузки, являющиеся результатом взаимодействия механических и температурных напряжений для всех расчетных площадок и заданных на них точек

$$\sigma_{M.T(n)} = \sigma_{n_i} + \sigma_{T_i}, \text{ МПа},$$

$$\sigma_{M.T(\tau)} = \sigma_{T_i} + \sigma_{\tau_i}, \text{ МПа}.$$

Напряжения растяжения, возникающие под действием потенциальной энергии положения подработанного массива, рассчитываются по формуле

$$\sigma_R = \gamma \cdot \left[a_k \cdot (1 + \operatorname{tg} \varphi - \sin \varphi) - \frac{0,5 \cdot m \cdot \sin \alpha_3}{\sin(\alpha_3 + \theta)} \right],$$

где a_k – большая полуось зоны разгрузки очистной камеры; $\varphi = \operatorname{arctg} \lambda_k$; m, α_3 – горизонтальная мощность и угол падения залежи; $\theta = \pi / 2 - \varphi$.

Нормальная $\sigma_{n(R)}$ и касательная τ_R составляющие напряжения σ_R :

$$\sigma_{n(R)} = \sigma_R \cos \beta'; \quad \tau_R = \sigma_R \sin \beta'; \quad \beta' = \alpha_3 + \theta - \pi / 2.$$

Полные механические и термические напряжения в пределах зоны разгрузки: $R_\sigma = \sigma_{m.m.} + \sigma_{n(R)}$; $R_\tau = \sigma_{m.m.(R)} + \tau_{(R)}$.

С учетом структурного ослабления массива определяются пределы прочности пород при растяжении σ_{pn} и сдвиге τ_∂ по уравнениям:

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

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

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.

Для оценки процессов упругого деформирования, протекающих в горной породе, необходимо знать коэффициент запаса прочности породного массива в массиве зоны разгрузки, окружающей очистную камеру:

– при растяжении (сжатии) активные напряжения в массиве

$$n_p = \frac{\sigma_{pn}}{R_\sigma}, \text{ раз}; \quad (2.18)$$

– при сдвиге (касательные напряжения) реактивные напряжения в массиве

$$n_{\tau} = \frac{\tau_{\delta}}{R_{\tau}}, \text{ раз.} \quad (2.19)$$

По результатам расчетов строим изолинии возникших напряжений в пределах массива зоны разгрузки напряжений очистной камеры.

На всех расчетных площадках отмечаются точки, в которых значения n_p и n_{τ} равны или превышают единицу, таким образом деформация массива происходит в местах, где реальные напряжения, возникающие в массиве зоны разгрузки превышают предельно допустимые.

2.3. Методика физического моделирования на эквивалентных материалах

Для подтверждения результатов термодинамического моделирования необходимо провести лабораторные исследования аналогичных процессов в окрестности горных выработок.

Физическое моделирование областей разрушающих деформаций массива вокруг очистных камер необходимо для контроля результатов теоретического моделирования.

Массив горных пород является весьма сложной средой, в которой при ведении горных работ одновременно происходят процессы деформирования различного характера: упругие, упругопластические смещения и разрушение пород с разрывом сплошности. Поэтому теоретические расчеты деформирования горных пород, прочности и устойчивости горных выработок и различных сооружений в породных массивах часто представляют собой весьма сложную задачу. Натурные исследования отличаются значительной трудоемкостью, высокой стоимостью, требуют довольно длительного времени. Кроме того, в натуральных условиях обычно весьма ограничены возможности варьирования параметрами системы, технологией и последовательностью ведения горных работ, тогда как при лабораторном (физическом) моделировании можно проследить влияние основных параметров в самых широких пределах.

Опираясь на результаты сравнительного анализа методов физического моделирования, определен наиболее целесообразный метод лабораторных исследований, которым является моделирование на эквивалентных материалах. Метод физического моделирования на эквивалентных материалах, разработанный в 1936 – 1937 гг. во ВНИИ Л.Н. Кузнецовым [122], получил дальнейшее развитие в работах А.М. Ильштейна (ИГД им. А.А. Скочинского). Этот метод является одним из наиболее доступных и хорошо зарекомендовавших себя [89, 90]. Он определен нами как самый эффективный для решения задач, поставленных в монографии. Целью физического моделирования на эквивалентных материалах является воспроизведение на модели процесса, подобного происходящему в натуральных условиях. Таким образом, моделирование открывает такие возможности изучения процессов геомеханики, которые не дают ни аналитические методы, ни наблюдения и измерения в натуральных условиях. В то же время

на моделях невозможно воспроизвести все детали моделируемых объектов, поэтому моделирование позволяет вести изучение процессов с определенной степенью упрощения и схематизации натуральных объектов, что существенно облегчает интерпретацию результатов шахтных наблюдений и измерений, позволяя с большей степенью обобщения проследить и уточнить механизм процессов и максимально полно изучить влияние на эти процессы действующих факторов.

Примем геометрический масштаб моделирования равным 1:250. В этом случае поперечное сечение выработанного пространства будет иметь максимальный размер 30 см. Влияние выработанного пространства на окружающий массив, носит локальный характер, и распространяется на расстояниях 4 – 5 радиусов напряжения. В этой связи размер рабочей камеры плоского исследовательского стенда может быть в пределах $0,6 \times 0,6 \times 0,03$ м. Небольшой объем его при соблюдении граничных условий дает возможность сформировать и испытать за достаточно короткий срок большое число моделей при минимальном расходе материалов.

Одним из преимуществ метода моделирования на эквивалентных материалах является возможность измерения показателей, отражающих НДС массива в интересующих областях, которые в натуральных условиях осуществить практически невозможно ввиду труднодоступности участков массива. При условии удовлетворения всех критериев подобия для эквивалентных материалов и обеспечения геометрического подобия природы и модели, совпадение механических процессов может быть обеспечено при подобии граничных условий. Соблюдение граничных условий по торцам модели не представляется возможным, однако в силу известного принципа Сен-Венана можно утверждать, что роль торцов становится заведомо малой на расстояниях от них, равных толщине модели. Поэтому при отработке моделей замеры величин смещений кровли и боков являются достоверными.

Лабораторный подбор и испытания эквивалентного материала для изготовления моделей направлены в сторону изыскания смесей, которые не обладали бы длительными сроками схватывания и твердения, а по своим физико-механическим свойствам обеспечивали бы подобие с горными породами. При этом безразмерные константы – коэффициенты Пуассона и углы внутреннего трения должны численно совпадать в эквивалентном материале и натуральных горных породах [90].

Методика физического моделирования напряжений вокруг очистных камер включает в себя следующие этапы:

- подбор эквивалентного материала;
- его приготовление;
- формирование модели;
- 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 способность деформироваться материал 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 мм² и высотой 74 мм с помощью малогабаритного прессы. Пресс позволяет регистрировать соответствующие деформации и нагрузку на образцах. Он состоит из корпуса, штока, 3 рабочих пластин, соединенных с индикаторами часового механизма ИЧ 10 МН.

Подбор состава эквивалентного материала является одним из основных вопросов данного моделирования. Широкий спектр физико-механических свойств горных пород, которые исследовались при аналитическом моделировании, весьма тяжело воспроизвести в лабораторных условиях. Поэтому моделирование производилось на эквивалентном материале № 7, свойства которого максимально приближаются к гранитовым рудам (магматитовым, альбититовым). В состав эквивалентного материала № 6 входят: кварцевый песок – 30%, молотый гранит – 35%, чугунная стружка – 15%, измельченная слюда – 10% и парафин – 10%. Результаты испытаний принятого к моделированию материала приведены в таблице 2.4.

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 присушивали в течение 5 – 7 дней. С целью равномерной просушки песок мешали несколько раз в сутки. Затем просушенный песок просеивали через сито для удаления фракций и мусора.

При построении зависимости процесса деформирования эквивалентного материала принимались средние значения деформации материала в серии (рис. 2.10).

Основные физико-механические параметры натуры и эквивалентного материала №7, полученные на основе подобия Ньютона

Характеристика материала	Натуры	Коэффициент подобия	Модели
Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	13 – 18	0,046 – 0,044	0,6 – 0,8
Модуль Юнга, E , МПа	$3,22 \times 10^5$	0,013 – 0,0093	$0,042 – 0,03 \times 10^5$
Объемная масса, γ , т/м ³	2,6	0,62 – 0,73	1,6 – 1,9
Коэффициент Пуассона, μ	0,33	1,0	0,33

Молотый гранит рассыпали тонким слоем и просушивали в течении 5 дней. Затем с помощью сита просушенный молотый гранит просеивали для удаления крупных фракций. Чугунную стружку получали путем истирания чугуна на наждачном станке. Затем полученную чугунную стружку просеивали через сито для удаления крупных частиц. Слуду измельчали с помощью мельницы, а затем просеивали с помощью сита для получения необходимой фракции. Парафин натерли на терку, что бы получить мелкоизмельченную фракцию. Подготовленный кварцевый песок и молотый гранит смешивали между собой и высыпали в сосуд. Затем чугунную стружку, измельченную слуду и мелко натертый парафин смешивали между собой. Потом к полученной смеси добавляли смесь кварцевого песка и 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 часа, при этом каждые 40 мин перемешивали для равномерности нагревания.

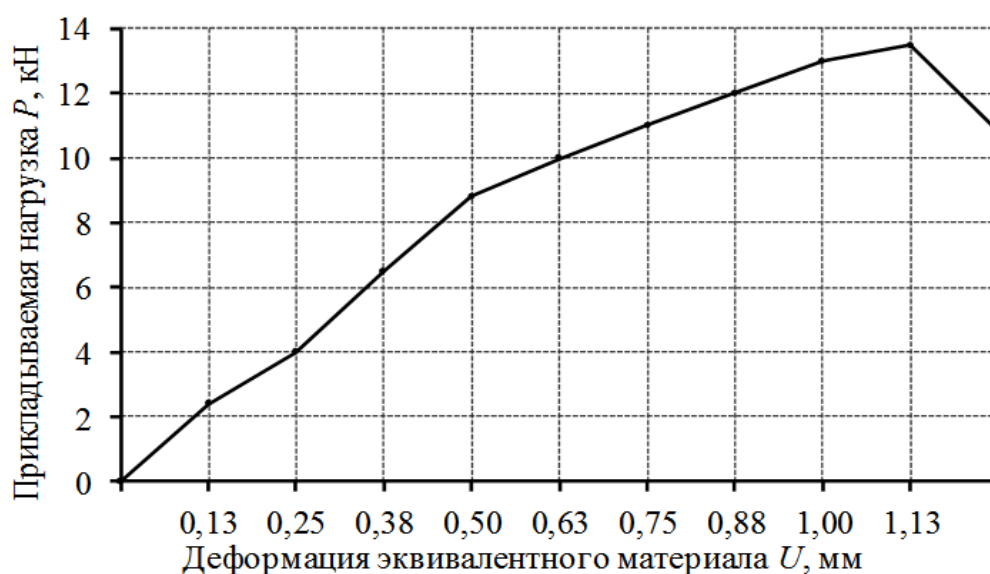


Рис. 2.10. Характер деформации эквивалентного материала при увеличении внешней нагрузки

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

$$P_M = \frac{\gamma_M l_M^3}{\gamma_H l_H^3} P_H, \text{ кН}, \quad (2.26)$$

где γ_H, γ_M – объемная масса материала природы и модели, соответственно;
– для процессов деформирования

$$R_{сж,м} = \frac{l_M \gamma_M}{l_H \gamma_H} R_{сж,н}, \text{ кН}; \quad (2.27)$$

$$R_{p,м} = \frac{l_M \gamma_M}{l_H \gamma_H} R_{p,н}, \text{ кН}. \quad (2.28)$$

Для соблюдения подобия упругой деформации массива горных пород выполняли следующие условия:

$$E_M = \frac{\gamma_M l_M}{\gamma_H l_H} E_H; \quad (2.29)$$

$$\nu_M = \nu_H, \quad (2.30)$$

где E – модуль упругости; ν – коэффициент Пуассона.

Для соблюдения подобия пластической деформации массива пород выполняем следующее условие

$$\frac{\varepsilon_{n,м}}{(\varepsilon_y + \varepsilon_n)_M} = \frac{\varepsilon_{n,н}}{(\varepsilon_y + \varepsilon_n)_H}. \quad (2.31)$$

При этом

$$(\varepsilon_y + \varepsilon_n) = f(\sigma), \quad (2.32)$$

где ε_n и ε_y – пластическая и упругая относительные деформации.

Нагружение модели производили на стенде для плоского моделирования горного давления (рис. 2.11).

Стенд физического моделирования состоит из камеры размером 600×600 мм, прикрытой стенкой из оргстекла толщиной 30 мм; крепежных винтов и системы рычажных домкратов. К верхней крышке крепили ребра жесткости, предохраняющие выпучивание оргстекла.

Формирование модели осуществляли в рабочей камере стенда слоями толщиной до 5 – 10 мм разогретого эквивалентного материала. Внутренняя поверхность рабочей камеры стенда перед формированием модели тщательно протирается графитовым порошком для уменьшения сил трения на контакте

«эквивалентный материал – металл». Затем привинчивается передняя крышка стенда, изготовленная из прозрачного оргстекла толщиной 30 мм. К верхней кромки крышки крепится ребро жесткости для предотвращения выпучивания оргстекла. С целью создания монолитной модели производили закатку и впускание поверхности каждого укладываемого слоя. Уплотнение каждого слоя осуществляли с приложением статической нагрузки массой 200 Н.



Рис. 2.11. Общий вид плоского стенда для моделирования на эквивалентных материалах

После полного формирования модели к ней в течение часа прикладывали нагрузку интенсивностью 0,2 МПа, что соответствует глубине заложения камеры, примерно, 500 м. После снятия первоначальной нагрузки отвинчивали стеклянную стенку стенда. На поверхности модели наносили прямоугольную мерную сетку с размером ячеек 20×20 мм. В центре модели вырезали полость, моделирующую очистную камеру. Затем на каждой последующей модели производили увеличения горизонтального пролета камеры. После очередного увеличения полости в эквивалентном материале устанавливается передняя стенка стенда, ребра жесткости и посредством домкратов массив нагружается. Нагрузка задается в соответствии с расположением геометрического центра и интервалом в 700 Н. За каждые полчаса развивающиеся в массиве деформации контролировали по мерной сетке и регистрировали фотоаппаратом. Положение установки фотоаппарата фиксировано на время всего эксперимента. Впоследствии, изучая при значительном (3 – 5-ти кратном) увеличении деформацию какого-либо фиксированного элемента сетки как функцию внешней нагрузки (глубины) и размеров выработанного пространства, строится соответствующая зависимость, качественно отражающая поведение породного массива в окрестности очистной камеры.

В соответствии с методикой исследования порядок проведения экспериментов состоял из 3 этапов. Первый этап включал серию по изучению характера деформации сплошной модели, то есть без моделирования очистной камеры. Исследованию подлежала качественная «картина» поведения массива модели. Она строилась на основании изучения изменений фиксированного квадрата мерной сетки.

Второй этап состоял из образования и постепенного увеличения очистного пространства.

Третий этап посвящен изучению закономерностей деформаций в массиве при изменении размера очистного пространства.

Минимально необходимое количество испытаний каждого варианта определяли по формуле:

$$n = t_{\alpha}^2 \left(\frac{\eta}{g} \right)^2, \text{ шт.}, \quad (2.33)$$

где t_{α} – коэффициент Стьюдента; η – коэффициент вариации, %; g – допустимое отклонение, %.

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 3 раз. Фактически с учетом отладки процесса моделирования и числа продублированных вариантов одна и та же модель была испытана 5 раз.

Общей целью лабораторных исследований является контроль результатов аналитического моделирования. Контроль производили по характеру и степени деформации массива, вмещающего очистную камеру. Для решения 1-й задачи поставленной в диссертационной работе была определена цель для каждого этапа моделирования.

Целью первого этапа моделирования является определение степени изменения физико-механических параметров модели в условиях плоского сжатия. Исследования выполняли на моделях из эквивалентного материала для однородной среды. Контроль производили по мерному квадрату, располагаемому в центре модели.

Целью второго этапа является моделирование размеров очистного пространства.

Целью третьего этапа является установление закономерности характера деформации массива при увеличении очистного пространства при лабораторном исследовании.

2.4. Методика натурных исследований с помощью маркшейдерских съемок

Натурные исследования отбиваемых слоев руды необходимы для контроля результатов аналитического и физического моделирования. Опираясь на

сравнительный анализ натуральных методов исследований, был выбран наиболее целесообразный промышленный метод – инструментальных измерений. Он по гранулометрическому составу является наиболее приемлемым для выполнения задач, поставленных в диссертационной работе. Это связано с тем, что данный метод обладает значительной точностью получаемых результатов.

Процесс предварительной переработки руды состоит из следующих этапов: взрывные работы, транспортирование, дробление и измельчение. На каждом из этих этапов одной из важнейших задач является повышение эффективности операций, чего можно достичь за счет оперативного контроля основного технологического показателя руды – гранулометрического состава [123].

Контроль осуществляется телекоммуникационной системой мониторинга с определением гранулометрического состава по оптическому изображению поверхности руды.

Система мониторинга реализуется, например, с использованием видеозаписывающих устройств Advantech VBOX-3200 и промышленных видеокамер Advantech VBOX-3900 системы «Wipfrag». Элементы системы связаны сетью Ethernet, что обеспечивает доступ к видеоинформации на основе различных технологий: модема, ADSL, ISDN, спутниковой связи и Internet [124, 125].

Использование информации о текущем гранулометрическом составе руды на входе/выходе технологической операции позволяет оперативно изменять режимы работы технологического оборудования с целью обеспечения требуемых показателей производства.

Методика промышленных измерений включает в себя следующие этапы:

- сбор данных производственной информации в проектно-конструкторском отделе шахты «Смолинская» по проектам на отбойку и вторичное дробление руды в исследуемой камере;
- сбор производственной информации гранулометрического состава на различных этапах отработки очистных камер;
- подготовка программного обеспечения к условиям урановых шахт;
- получение снимков выпущенной горной массы с учетом этапа отработки камеры (получение исходного изображения);
- обработка результатов исследований;
- корректировка полученных данных по условию параллельного вторичного дробления руды.

Измерение гранулометрического состава взорванной и выпущенной горной массы с помощью системы «Wipfrag». Снимки выпущенной горной массы фиксировались цифровой фотокамерой в системе «WipFrag». Важным критерием выборки снимков является то, что каждая серия снимков соответствует определенному массовому взрыву и анализируется соответственно. Ниже представлен порядок выполнения промышленных исследований анализируемых системой «WipFrag», в результате чего получаем гранулометрический состав, который соответствует каждому массовому взрыву. Эти исследования показывают, насколько выпускаемая горная масса неоднородна на протяжении всего времени отработки камеры.

Промышленные исследования с помощью системы «WipFrag» начинаются с анализа фотографического изображения отбитой и выпущенной руды из камеры вибропитателями в вагонетку рис. 2.12.

После этого фотографируется руда в каждом вагоне и начинается следующий этап обработки полученных данных.



Рис. 2.12. Выпуск руды из камеры на откаточном горизонте 550 м(а) и внешний вид горной массы в вагонетке (б)

Основное рабочее окно программы «WipFrag» для обработки полученных фотографических данных выглядит следующим образом рис. 2.13.

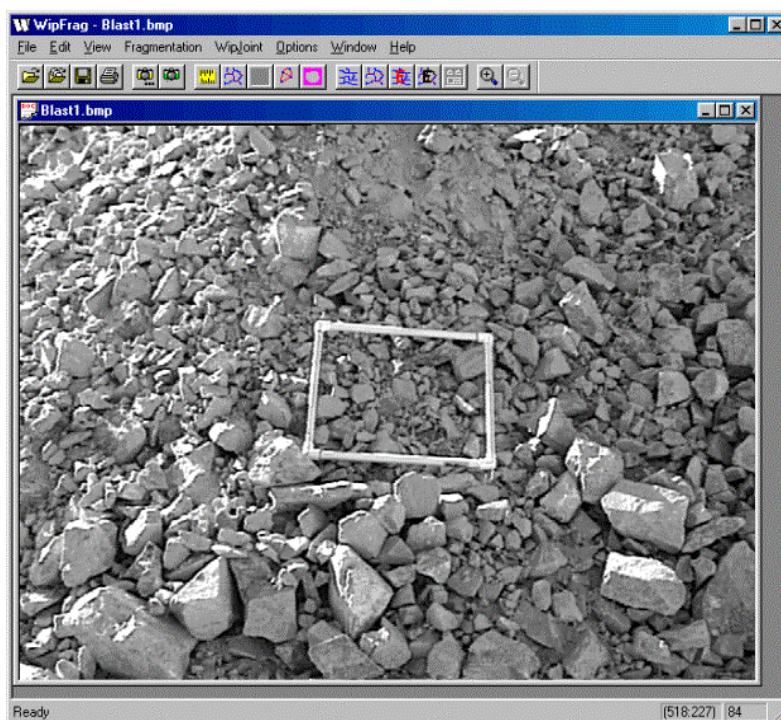


Рис. 2.13. Основное рабочее окно программного продукта «WipFrag» для обработки полученных фотографических данных

Затем в программном продукте «WipFrag» превращает (перерисовывает понятные для нее границы) горную массу в «сеть фрагментов» (рис. 2.14). Программное обеспечение «WipFrag» позволяет нам редактировать полученную сеть отдельностей на этом же изображении, исправляя (меняя границы кусков) ручным редактированием с помощью манипуляторов (мыши и клавиатуры). В программе заложен алгоритм определения кусков и очерчивание их тонкими линиями. Но даже имея такой мощный программный инструмент, после визуального контроля полученной «сетки кусков» мы видим неверно очерченные контуры отдельностей. С помощью редакционной панели программы и/или манипуляторов добавляем или удаляем линии сетки до нужных размеров, после чего приступаем к следующему этапу обработки полученных данных.



Рис. 2.14. Пример выхода промежуточной информации для дальнейшей обработки с помощью программного продукта «Wipfrag»

Затем «сеть фрагментов» в полуавтоматическом режиме измеряется, и выделяются фрагменты отдельностей. Результатом этого становилась гистограмма распределения гранулометрического состава взорванной горной массы и интегральная кривая распределения отдельностей во взорванной горной массе. Этот ключевой момент в этапе промышленных исследований, поскольку присутствует такой интересный для исследования параметр как выход гранулометрического состава горной массы.

Программа позволяет получить данные в виде гистограммы гранулометрического состава взорванной горной массы (рис. 2.15) и интегральной кривой распределения отдельностей во взорванной горной массе (рис. 2.16), которые отражают гранулометрический состав выпущенной руды и процентное соотношение фракций.

Гистограмма гранулометрического состава дает характеристику удельного веса фракции в отбитой горной массе. Применен линейный масштаб (от 0 до 50%) по оси ординат, который дает удельный вес фрагментов в каждой группе фракций как процент от всего объема зафиксированной горной массы. Логарифмический масштаб оси абсцисс дает размер фрагмента, номинальный диаметр сферы с тем же объемом, что и фрагмент.

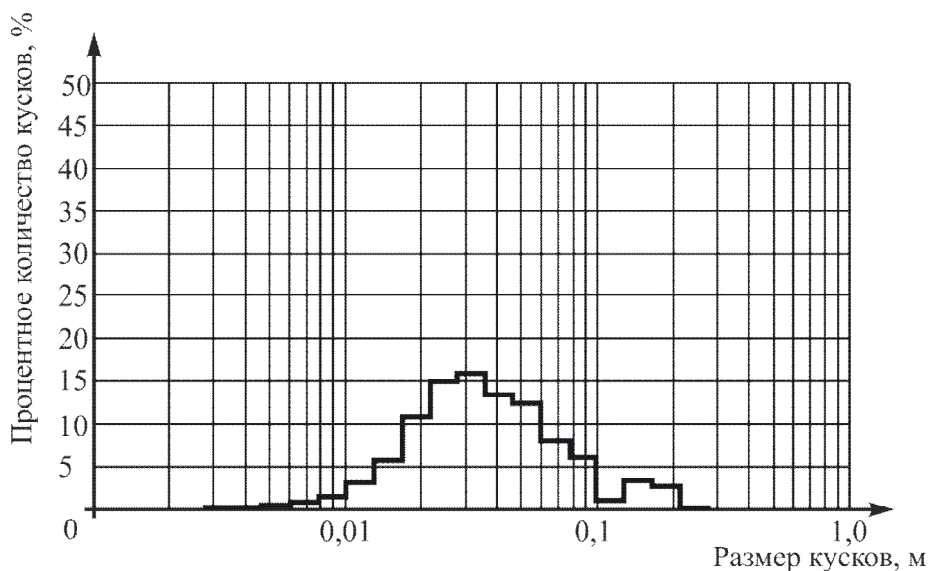


Рис. 2.15. Гистограмма распределения granulометрического состава взорванной горной массы при удельном расходе ВВ 3,66 кг/м³

Интегральная кривая (кумулятивная кривая) выпускаемой горной массы используется для последующих этапов обработки руды – просеивания или экранирования. Линейный масштаб (от 0 до 100%) по оси ординат дает процент фрагментов чище, чем гистограмма granulометрического состава. Логарифмический масштаб оси абсцисс дает размер фрагмента во взорванной горной массе.

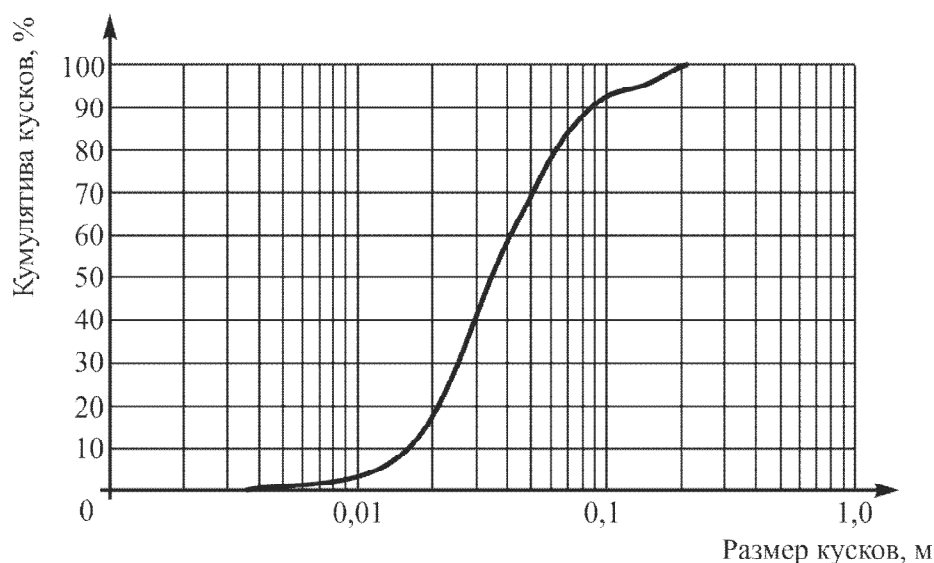


Рис. 2.16. Интегральная кривая распределения отдельностей во взорванной горной массе при удельном расходе ВВ 3,66 кг/м³

Для более точного определения granulометрического состава выпущенной горной массы необходимо также учитывать расходы на вторичное дробление, которое происходит на подэтаже вторичного дробления. Данные по увеличению и уменьшению расходов на вторичное дробление эмпирическим образом сопоставляются с высыпанной горной массой и переводятся в приемлемые для анализа графики.

Изменение в гранулометрическом составе взорванной выпущенной горной массы ведется на предприятии. Это явление в значительной степени отображает измененное (повышенное) горное давление массива горных пород в прилегающих слоях руд к очистному пространству.

2.5. Выводы

1. Для установления влияния очистного пространства камер на формирование зон напряженно-деформированного состояния и определения параметров разрушения массива с учетом места заложения буровых горизонтов и степени отработки запасов камеры научно обоснован термодинамический метод моделирования и этапы его выполнения.

2. Обоснован метод моделирования на эквивалентных материалах для изучения процессов деформирования массива, вмещающего очистную камеру. Согласно основным положениям теорий подобия определены физико-механические характеристики основных материалов и этапы выполнения моделирования.

3. Выбран метод маркшейдерских съемок в качестве косвенного способа определения напряженно-деформированного состояния массива. Доказана его адекватность для проверки сходимости с теоретическими и лабораторными исследованиями. Определены основные исследовательские этапы метода.

РАЗДЕЛ 3

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА БЛОКОВ НА ВМЕЩАЮЩИЙ МАССИВ

3.1. Оценка влияния формы очистного пространства на массив руды на основе теоретического моделирования

Как описано в разделе 2, пункт 1 методики исследования поля напряжений в окружающем выработанное пространство 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;
- определяется область допустимых напряжений (радиальных и тангенциальных), где их абсолютные значения превышают величину одноосного сжатия, характеризующего запас прочности.

Влияние выработанного пространства на отработку нижележащих этажей с применением систем без поддержания вмещающих пород достигает 13,2 МПа, что соответствует 1,6 γH , то есть 160%. Влияние на междуэтажные целики обрушенных пород в выработанное пространство по расчетным значениям и данным производственной информации не превышает 5 – 8% от общих нагрузок, вызванных горным давлением. Влияние отработанных камер при системах с твердеющей закладкой на нижележащие горизонты не превышает 3 – 5% от внешних нагрузок. С учетом того, что при отработке урановых руд, помимо заложения очистных камер, производится закладка подготовительных выработок, изменение параметров нетронутого массива происходит в пределах 1 – 2 % и находится в пределах погрешности расчетов теоретических и лабораторных исследований. Это не учитывалось в монографии.

Определение основных физико-механических свойств исследуемого массива горных пород было определено в табл. 2.2. По разработанной расчетной схеме (рис. 2.5) вычисляем разрушающие напряжения по формулам 2.1 – 2.3.

Уровень напряженности нетронутого массива горных пород определялся несколькими этапами расчетов. В первую очередь определяли радиальные и тангенциальные напряжения в нетронутом массиве для всех расчетных площадок (рис. 2.1) по формулам 2.4 и 2.5. Затем определяем значения остаточных потенциальных радиальных и тангенциальных напряжений, сохраняющихся после преобразования части потенциальной радиальных и тангенциальных напряжений в работу разрушения (деформации, отслоения, отшелушивания) по формулам 2.6 и 2.7. Устанавливаем значения радиальных σ_r и тангенциальных τ_r напряжений, появившихся в массиве горных пород вокруг очистной камеры в результате преобразования потенциальной энергии в работу разрушения (деформации, отслоения, отшелушивания) по формулам 2.8 и 2.9. Далее устанавливаем величины упругих радиальных ε_σ и тангенциальных ε_τ деформаций горной породы в пределах повышенного горного давления вокруг очистной каме-

ры по формулам 2.10 и 2.11. На всех расчетных площадках, расположенных под углом α (рис. 2.1), для заданных значений текущей координаты x определяем изменение начальной температуры горных пород за счет их упругого расширения и суммарные значения механических и температурных напряжений по формулам 2.12 и 2.15. По результатам расчетов строим изолинии радиальных σ_{pT} и тангенциальных τ_{pT} напряжений в пределах массива зоны разгрузки очистной камеры рис. 3.1. Выявление областей массива, в которых значение коэффициента запаса прочности (n_p, n_τ) превышает допустимое по формулам 2.18 и 2.19. В местах, где $n_p \geq 1$ и $n_\tau \geq 1$ массив деформируется, проведя интерполяцию по полученным значениям, определим область, в которой статические нагрузки переходят в деформации. На рис. 3.1 показаны этапы формирования очистной камеры, отсеченной по оси Z , так как камера имеет симметричную форму и нет необходимости отображать на рисунке зеркально – симметричную половину камеры.

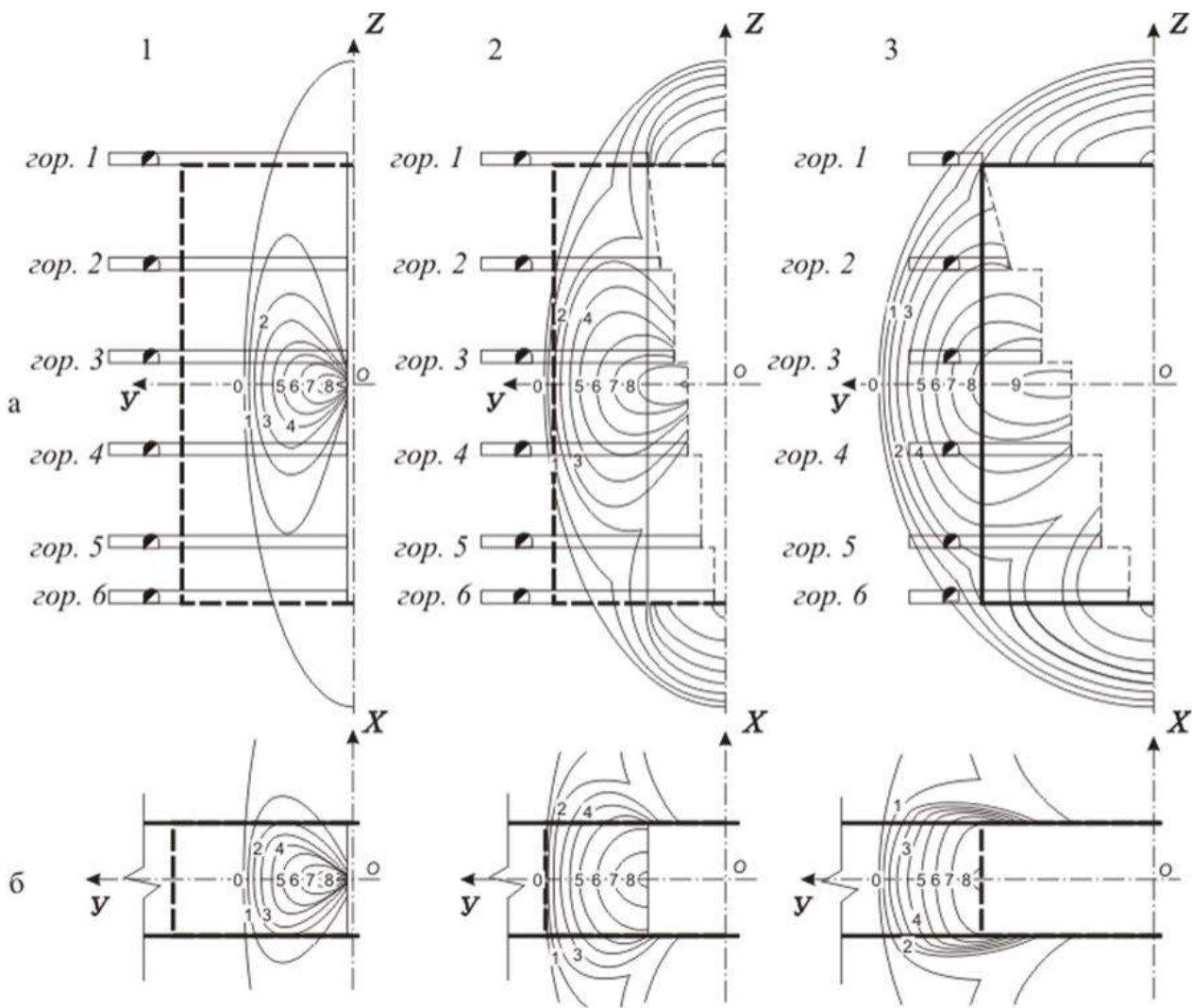


Рис. 3.1. Этапы развития радиальных напряжений в зоне разгрузки очистного пространства

По полученным результатам расчетов на основании методики, представленной в п. 2.2, во всех буровых штреках подэтажных горизонтов прослеживается положительная динамика развития радиальных напряжений, которые графически имеют вид (рис. 3.2).

При помощи программы Microsoft Excel получены уравнения изменений радиальных напряжений σ_p от расстояния обнажения до границ камеры по всем буровым горизонтам. От 2-го по 5-й горизонты максимально подвержены влиянию очистного пространства. Получены уравнения по четырем стадиям (точкам) отработки запасов камеры, где четвертая (последняя) стадия отработки камеры – проектные размеры камеры. Радиальные напряжения интенсивно развиваются до третьей стадии отработки камерных запасов (в среднем 60 – 80 % отработки камеры), после чего происходит спад интенсивности развития радиальных напряжений. Динамика изменения радиальных напряжений представлена на рис. 3.1. Показана зависимость радиальных напряжений σ_p от развивающихся размеров очистного пространства камеры, где по оси абсцисс отображаются размеры камеры на соответствующем буровом подэтаже, а по оси ординат радиальные напряжения, действующие в рудном массиве в окрестностях очистного пространства камеры.

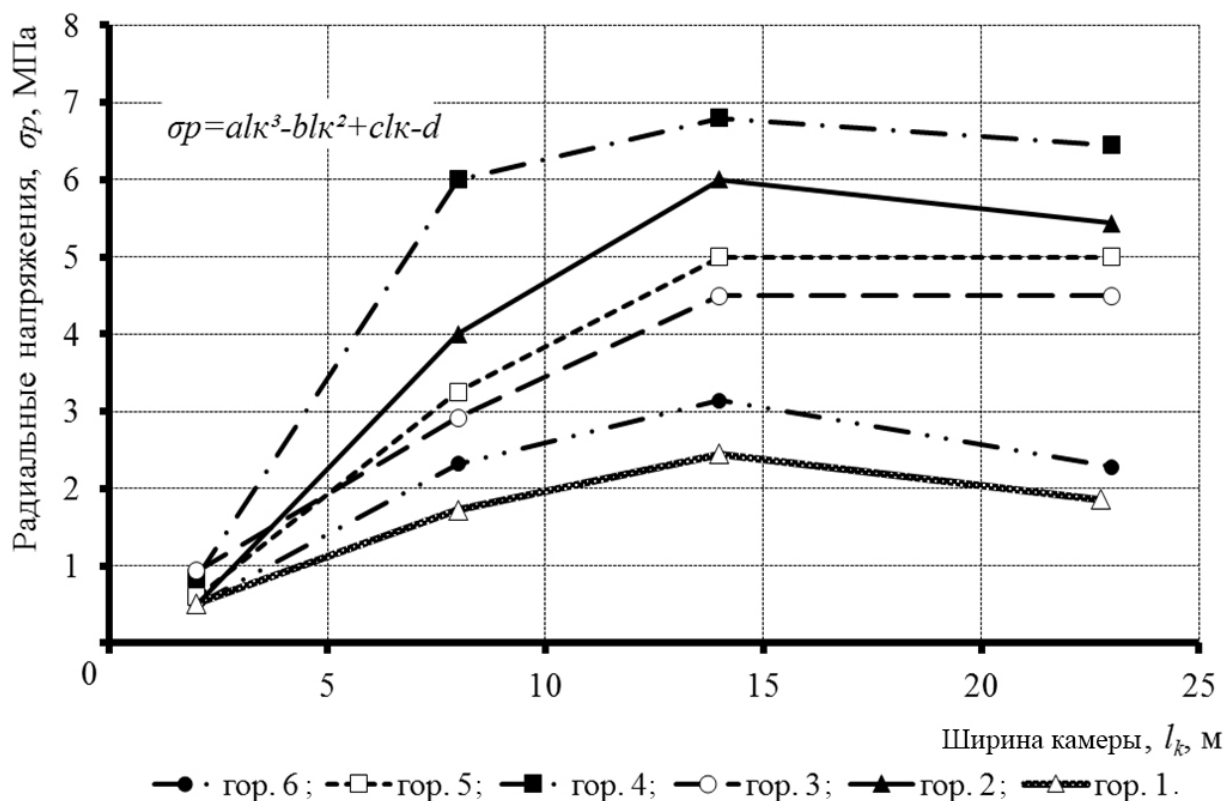


Рис. 3.2. Изменение радиальных напряжений в зависимости от глубины заложения H , размеров очистной камеры $h_{ол}$ и степени развития очистных работ по простиранию залежи l_k по результатам теоретических исследований

Уравнения радиальных напряжений σ_p получены теоретическим моделированием на буровых горизонтах 1 – 6 на глубине 460 – 550 м в зависимости от размеров очистного пространства l_k и величины достоверности аппроксимации R^2 :

Для массива руды на буровом горизонте 1:

$$\sigma_p = -0,0003 l_k^3 + 0,0004 l_k^2 + 0,22 l_k + 0,0662, \text{ МПа, при } R^2 = 99\%. \quad (3.1)$$

Для массива руды на буровом горизонте 2:

$$\sigma_p = -0,0003 l_k^3 - 0,0145 l_k^2 + 0,7505 l_k - 0,9409, \text{ МПа, при } R^2 = 99\%. \quad (3.2)$$

Для массива руды на буровом горизонте 3:

$$\sigma_p = -0,0006 l_k^3 + 0,0079 l_k^2 + 0,3005 l_k + 0,066, \text{ МПа, при } R^2 = 99\%. \quad (3.3)$$

Для массива руды на буровом горизонте 4:

$$\sigma_p = 0,0023 l_k^3 - 0,1163 l_k^2 + 1,826 l_k - 2,3553, \text{ МПа, при } R^2 = 99\%. \quad (3.4)$$

Для массива руды на буровом горизонте 5:

$$\sigma_p = -0,0003 l_k^3 - 0,0046 l_k^2 + 0,5151 l_k - 0,4093, \text{ МПа, при } R^2 = 99\%. \quad (3.5)$$

Для массива руды на буровом горизонте 6:

$$\sigma_p = -0,00008 l_k^3 - 0,0121 l_k^2 + 0,4304 l_k - 0,3119, \text{ МПа, при } R^2 = 99\%. \quad (3.6)$$

Полученные уравнения радиальных напряжений σ_p по результатам теоретического моделирования изменяются по кубической зависимости обусловлены размерами очистного пространства. На основании полученных уравнений уточняются значения линии наименьшего сопротивления. Как видно из рис. 3.2, горизонты 1 и 6 минимальным образом подвержены влиянию радиальных напряжений, наблюдается резкий рост влияния очистного пространства, которое, проявляется после 40 – 50 % отработки камеры.

Области упругих деформаций отвечают условию $\sigma_p \leq \sigma_{pg}$ (σ_{pg} – предел прочности на растяжение). В данном случае упругие деформации приводят к разрушению горного массива.

Получив характер и зависимости распределения напряжений от верха к низу очистной камеры, возникает вопрос, на сколько глубоко распространяется это действие напряжений, вызывающее отслоение, разрушение и отшелушивание вглубь массива на уровне каждого бурового горизонта? Исследования в разделе 4 дают ответ на него при этом использованы эмпирические данные (рис. 3.1) и расчеты по методике из п. 2.2. На рис. 3.3 отображены области, до которых проходят упругие деформации в конкретных горно-геологических условиях, распределенных по высоте очистной камеры. Для упрощения восприятия полученной графической информации выводим цифровые значения в таблицу 3.1 для построения рис. 3.3.

Изменение радиальных напряжений в зависимости от степени развития очистных работ по простиранию залежи l_k (результаты теоретических исследований)

l_k , м	гор. 1	гор. 2	гор. 3	<i>max</i>	гор. 4	гор. 5	гор. 6
	Радиальные напряжения, МПа						
2	0	0	6,1	10,7	0	0	0
6	0	0	14,86	17,33	14,33	0	0
13	0	6,0	16,1	24,0	22,5	3	0
25	0	9,0	20,4	30,6	34,8	7	0

Как видно из рис. 3.3, по оси абсцисс отображена глубина распространения упругих деформаций по буровым горизонтам, а по оси ординат – напряжения, возникающие на уровне буровых горизонтов вглубь массива.

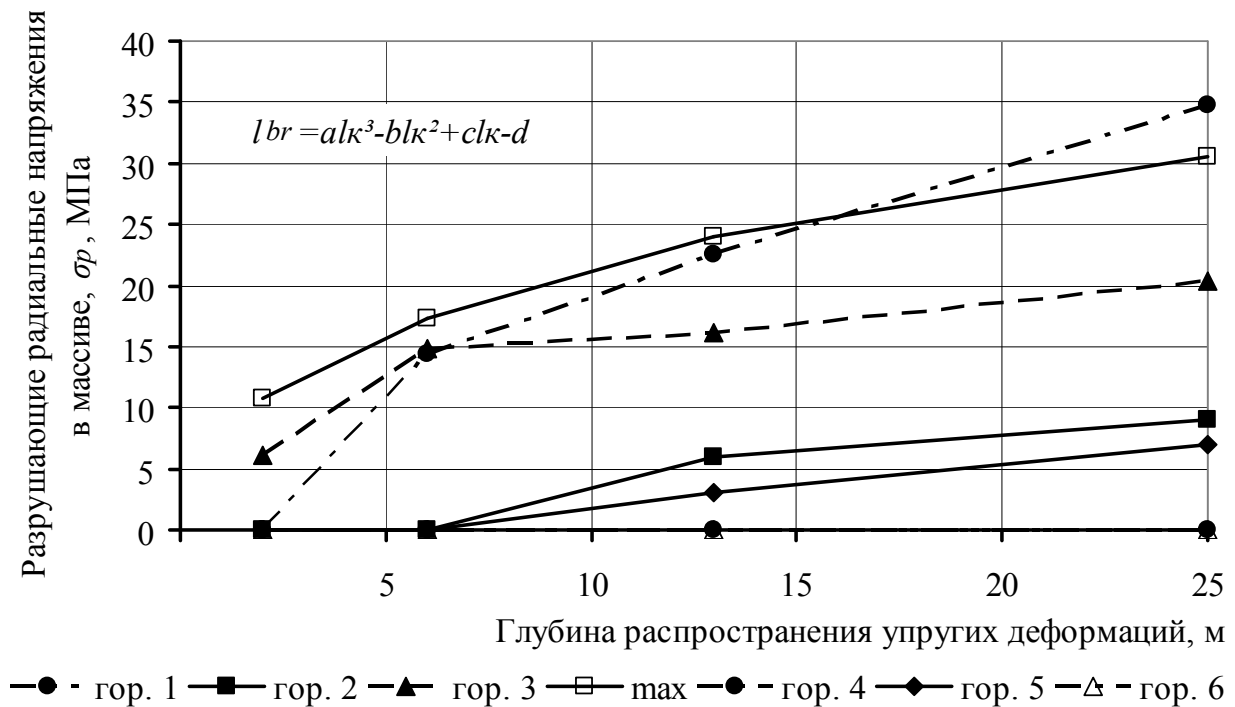


Рис. 3.3. Разрушающие радиальные напряжения в массиве по каждому буровому горизонту вглубь массива от обнажения

Горизонты 1 и 6 минимальным образом подвержены влиянию камеры и поэтому их рассмотрение нецелесообразно.

Для бурового горизонта 2:

$$l_{br}^2 = -0,0048 \sigma_p^3 + 0,1793 \sigma_p^2 - 1,1844 \sigma_p + 1,6901, \text{ м.} \quad (3.7)$$

Для бурового горизонта 3:

$$l_{br}^3 = 0,0083 \sigma_p^3 - 0,3569 \sigma_p^2 + 4,6127 \sigma_p - 1,7645, \text{ м.} \quad (3.8)$$

Для бурового горизонта 4:

$$l_{br}^4 = 0,0092 \sigma_p^3 - 0,4131 \sigma_p^2 + 6,4083 \sigma_p - 11,238, \text{ м.} \quad (3.9)$$

Для бурового горизонта 5:

$$l_{br}^5 = -0,0019 \sigma_p^3 + 0,0791 \sigma_p^2 - 0,5335 \sigma_p + 0,7658, \text{ м.} \quad (3.10)$$

Максимальные разрушения находятся в геометрическом центре камеры, которые не попадают ни на один горизонт, а находятся между 2-м и 3-м буровыми горизонтами и имеют формульный вид:

$$l_{br}^{max} = 0,0019 \sigma_p^3 - 0,104 \sigma_p^2 + 2,3911 \sigma_p + 6,3186, \text{ м.} \quad (3.11)$$

Эти зависимости показывают глубину разрушения массива по каждому из буровых горизонтов при определенной стадии отработки очистной камеры. Если при расчете радиальных напряжений по формулам 3.1 – 3.6 будет превышать предельно допустимых значений, то есть $\sigma_p \geq \sigma_{pg}$ (реальные радиальные напряжения превышают либо равны пределу прочности).

Теоретическое исследование состояния массива руды окружающего выработанное пространство позволило установить:

- направление действия напряжения σ_p в очистной камере;
- закономерности развития областей радиальных σ_p напряжений в массиве горных пород;
- качественный и количественный характер изменения отслоения горных пород от размеров очистного пространства на каждом буровом горизонте.

Результатом теоретических исследований является уравнение, учитывающее изменение очистного пространства по простиранию $f(l_k)$, высоты размещения бурового подэтажа $f(h_{нэ})$, глубины разработки $f(H)$. Общую зависимость можно отобразить в виде: $\sigma_p = f(h_{нэ}, l_k, H)$.

Общее уравнение изменения напряженности вокруг растущей очистной камеры относительно вертикальной составляющей представлена в виде уравнения:

$$\sigma_p = l_k^3 - a l_k^2 + b l_k - c. \quad (3.12)$$

В отраженной зависимости учитываются изменение σ_p :

- по высоте камеры $h_{ол}$;
- от глубины заложения H ;
- от крепости пород f ;
- от ширины камеры l_k .

Общее уравнение изменения напряженности вокруг растущей очистной камеры вглубь массива (в направлении от очистного пространства) представлена в виде уравнения:

$$l_{br} = a l_k^3 - b l_k^2 + c l_k - d. \quad (3.13)$$

Поскольку высота камеры $h_{ол}$, глубина заложения H , крепость пород f остаются неизменными на протяжении отработки, то определяющим параметром является изменение ширины камеры по простиранию l_k . Из этого следует, что преобладающим показателем в определении параметров буровзрывных работ составляет ширина камеры от которой и зависят (будут изменяться) радиальные напряжения в блоке, а значит и изменяться ЛНС. Как известно, повышенная

напряженность горных пород разрушает массив в точках, где напряжения (касательные или/и нормальные) превышают прочность пород на сжатие (растяжение, срез). Следуя из этого, ЛНС зависит от действующих в массиве напряжений $W = f(\sigma_p)$. Учитывая это, ЛНС зависит от радиальных напряжений и имеет понижающий коэффициент, который отображает порог крепости пород на разрушение (растяжение, срез, сжатие) при той же динамике изменений.

Результатом теоретических исследований является система уравнений, учитывающая изменение очистного пространства по простиранию: $W(l_k) = 1,8625 \cdot e^{0,013l_k}$, высоты размещения подэтажа: $W(h_k) = 3 \cdot 10^{-6} h_k^4 + 4 \cdot 10^{-4} h_k^3 + 0,01h_k^2 - 0,1h_k + 2$, глубины разработки $W(H)$ и крепости пород $W(f)$, которую можно отобразить в общем виде:

$$W = f(h_k, l_k, H, f). \quad (3.8)$$

Определение линии наименьшего сопротивления сводится к решению уравнений:

$$\left\{ \begin{array}{l} W(l_k) = 1,8625 \cdot e^{0,013l_k} \\ W(h_k) = 3 \cdot 10^{-6} h_k^4 + 4 \cdot 10^{-4} h_k^3 + 0,01h_k^2 - 0,1h_k + 2 \end{array} \right\} \Rightarrow W = f(h_k, l_k, H, f). \quad (3.9)$$

Полученная зависимость имеет связь с высотой h_k и с горизонтальным пролетом (длиной) камеры l_k , т.е. $\sigma_p = f(h_k, l_k)$.

В этом направлении выполнялись исследования в Криворожском техническом университете [126] и на ГП «Научно-исследовательский горнорудный институт» (г. Кривой Рог) [127]. Из эмпирических зависимостей, полученных Ю.П. Капленко, установлено, что взаимосвязь между линией наименьшего сопротивления (ЛНС, W) и нормальными напряжениями определяется выражением $W = 1,1\sigma$. Для получения сравнительных результатов были совмещены зависимости изменения ЛНС, определенные по методикам [126, 127] и по зависимости авторов. На рис. 3.4 отображено изменение ЛНС для усредненных значений всех отбиваемых подэтажей, а также для обрабатываемых и уже заложенных камер на шахте «Смолинская» ГП «ВостГОК».

Для определения линии наименьшего сопротивления W по предложенной теории необходимо собрать данные по каждому буровому горизонту в зависимости от его расположения и размеров очистного пространства. Для этого получаем данные радиальных напряжений по высоте и по простиранию камеры и получаем две взаимно коррелирующие системы:

1. Линия наименьшего сопротивления зарядов эксплуатационных скважин (W) зависит от степени развития очистных работ по простиранию залежи (l_k) исходя из логарифмической зависимости, что позволяет учитывать изменение напряженно-деформированного состояния отбиваемых слоев руды в процессе отработки запасов и позволяет экономить до 15 % взрывчатых материалов, а также уменьшить до 20% объем бурения (рис. 3.5).

2. Расстояние между рядами эксплуатационных скважин (a) зависит от высоты буровых подэтажей в очистном блоке по падению залежи ($h_{под}$) исходя из логарифмической зависимости, что дает возможность учитывать изменение напряженно-деформированного состояния отбиваемых слоев руды в процессе отработки запасов, позволяет экономить до 10% взрывчатых материалов и уменьшить до 15% объем бурения (рис. 3.6).

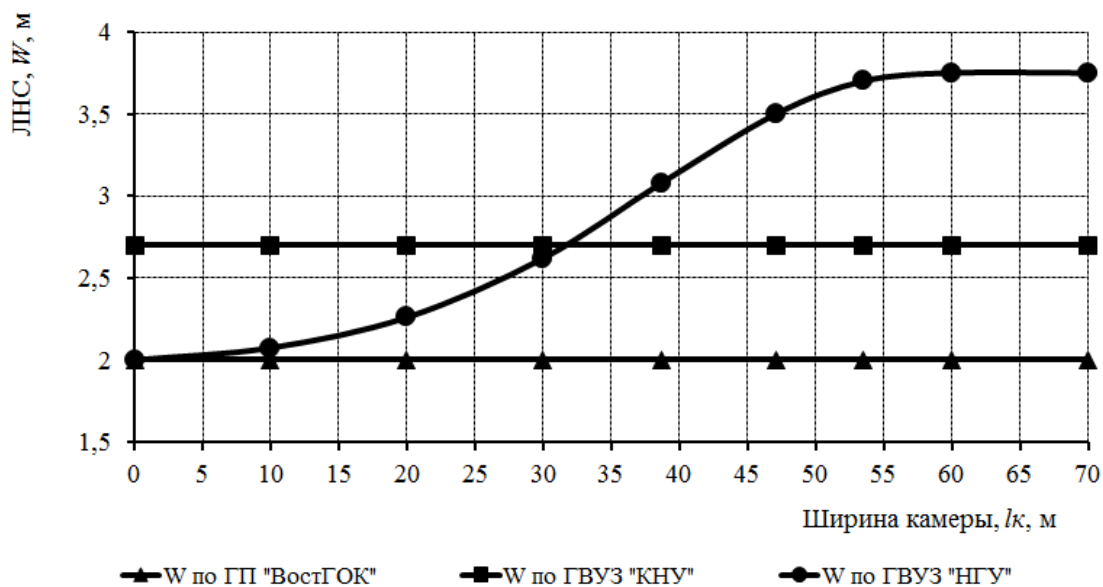


Рис. 3.4. Изменение ЛНС по ширине камеры при постоянной высоте камеры и глубине ее заложения

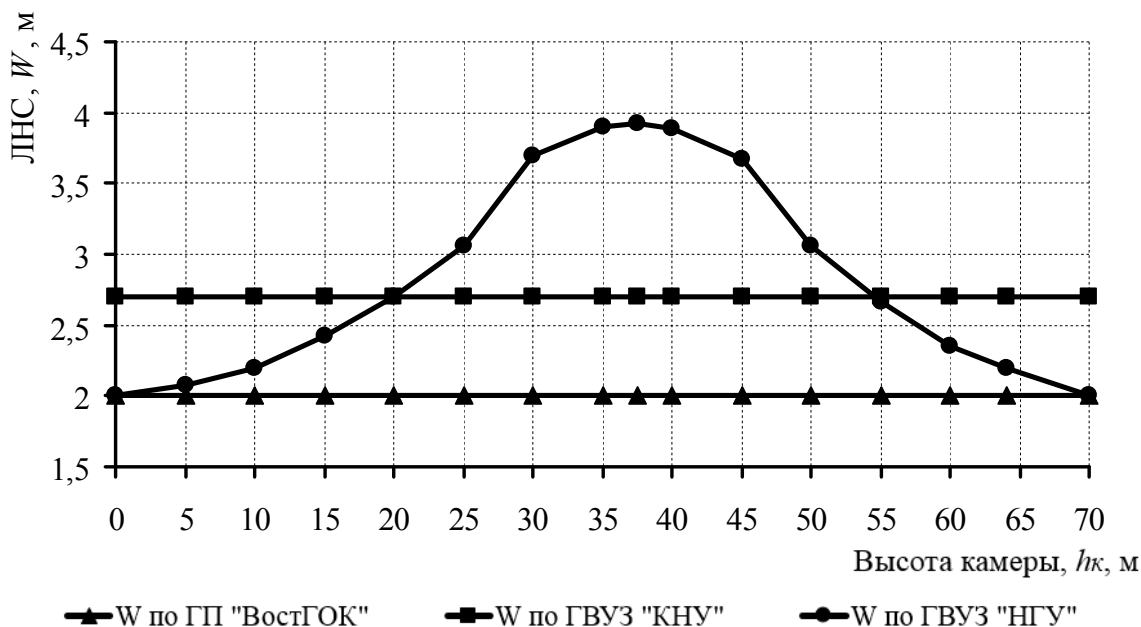
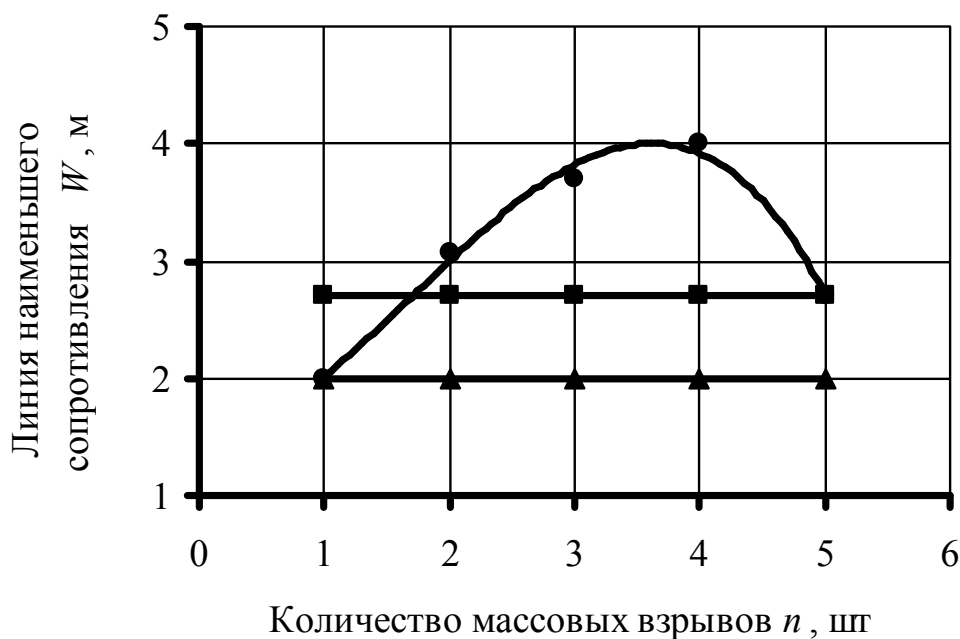


Рис. 3.5. Изменение параметров БВР по высоте в зависимости от места заложения бурового горизонта

Изменения нормальных напряжений в зависимости от степени развития очистных работ в камерах усреднены, что и представлено на рис. 3.6.



▲ – W по ГП «ВостГОК»; ■ – W по ГВУЗ «КНУ»; ● – W по ГВУЗ «НГУ»

Рис. 3.6. Зависимости ЛНС и расстояния от размеров очистного пространства камеры по результатам расчетов тремя различными методами

Выбор диаметра скважин определяется имеющимся буровым оборудованием и максимальной суммарной производительностью труда рабочих по бурению, выпуску и доставке отбитой руды или минимальной себестоимости этих процессов.

Исходя из опыта отбойки руды в отрасли на урановых шахтах Украины, установлено, что при диаметре скважин 65 – 100 мм можно добиться удовлетворительного дробления руды любой крепости. Но необходимо учитывать, что при малых диаметрах искривления скважин могут быть более значительными. Вследствие этого выдержать заданную малую линию наименьшего сопротивления (ЛНС) при длине скважин более 20 – 25 м невозможно, и дробление ухудшается. Как указано в п. 1.1 на предприятии используются станки НКР-100М, БУ-85 (диаметр скважин 85 мм) и СБ-1П (диаметр скважин 65 мм). Этими диаметрами и будем оперировать, не пытаясь менять диаметры скважин на более большие, достигая увеличения ЛНС.

Безусловно диаметр скважин непосредственно влияет на ЛНС в соответствующем расчете, но для данного исследования принимается действующий диаметр эксплуатационных скважин 65 и 85 мм на шахте «Смолинская» ГП «ВостГОК».

Анализ результатов теоретического моделирования расстояния между рядами скважин показал, что очистная камера оказывает влияние на окружающий массив горных пород. Массив в зоне влияния очистной камеры характеризуется областями повышенного горного давления.

3.2. Лабораторные и промышленные исследования влияния очистного пространства камеры на параметры буровзрывных работ

Выполнение моделирования на эквивалентных материалах делалось для нескольких стадий отработки камерных запасов, где степень отработки камеры характеризует ее стадию. В работе рассматривались четыре стадии для моделирования, где первая – проведение отрезного восстающего, вторая и третья – промежуточные и четвертая – проектные размеры камеры.

Определение упругих деформаций экспериментальным путем на ранней стадии образования очистной камеры – отрезной щели (рис. 3.7). На модели (рис. 3.7 (1)) видно, что влияние отрезной щели на прилегающее пространство камеры не значительно для всех буровых горизонтов. В производственных условиях, одновременно с образованием отрезной щели и подсечки в блоке, выполняют обустройство камеры. Отрезная щель образуется снизу-вверх путем последовательного взрывания параллельных скважин на отрезной восстающей. Подсечка в блоке ведется из штрека вторичного дробления и нижнего бурового горизонта путем взрывания восходящих вееров глубоких скважин. На модели отрезной восстающей и подсечка не отображаются из-за невозможности (сложности исполнения) и нецелесообразности показывать мелкие детали. После образования отрезной щели производится отбойка камерных запасов руды взрыванием вееров восходящих глубоких скважин, пробуренных из подэтажных штреков – белые меловые линии (рис. 3.7).

В шахтных условиях плоскость вееров скважин должна быть вертикальной или слабонаклонной в сторону отрезной щели, а линия очистного забоя – вертикальной или почвоуступной. На модели выполнить моделирование вееров скважин не представляется возможным из-за сложности исполнения. На предприятии опережение верхнего подэтажа над нижним допускается на расстоянии не более 12 м, что дает возможность эффективно производить дробление и сброс в камеру отбитой горной массы. Для того, чтобы приблизить к реальным условиям геометрию камеры, опережение верхнего подэтажа над нижним старались отстроить максимально приближенными к 12 м. К тому же уступное расположение буровых штреков уменьшает эффект отшелушивания массива руды в очистном блоке.

Каждый взрыв проверяется по допустимости единых правил безопасности [128] и требований комбината: не более 2 – 3 т ВВ на один массовый взрыв (проект подготовки и отработки очистной камеры). Каждый массовый взрыв индивидуальный и зависит от множества факторов: уровня подготовки камеры к взрыву, степени выпуска руд из камеры, взрывов в смежных камерах и др. Учитывая это, мы принимаем усредненный вариант начальной стадии отработки очистной добычи камеры (2 – 3 массовый взрыв) и получаем второй этап модели (рис. 3.7, 2).

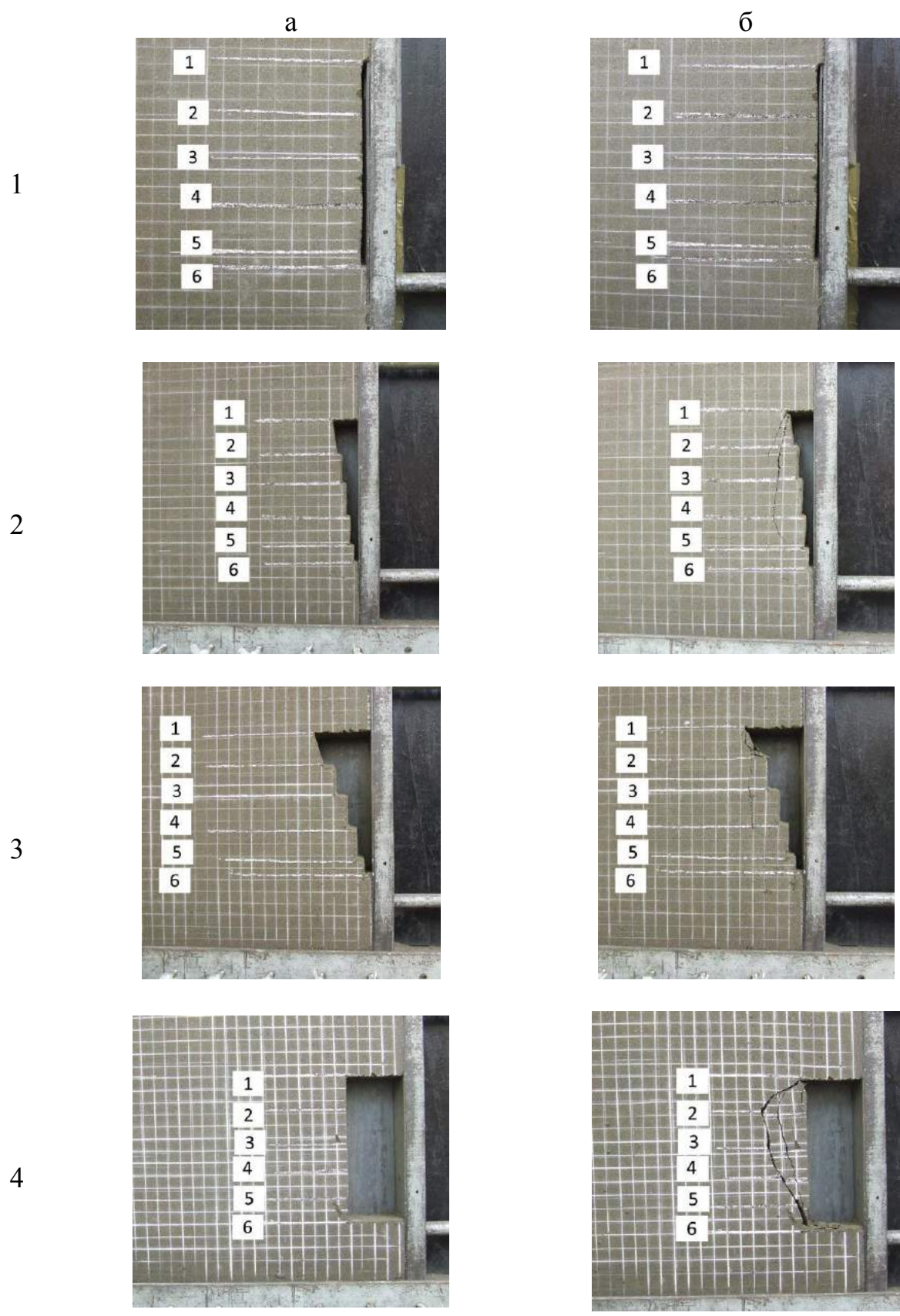


Рис. 3.7. Массив модели вокруг камеры до нагружения (а) и после нагружения (б) модели

Области упругих деформаций, которые расположены в пределах очистной камеры по простиранию залежи на буровых горизонтах 2, 3, 4, 5 достигают своих максимальных величин на буровых горизонтах 2 и 3 – 28 мм, что соответствует 8,5 м согласно масштабу 1:250. Области упругих деформаций берут начало с нижнего бурового горизонта 5 с 12 мм, максимально увеличивая свое значение на буровых горизонтах 3 и 2, и уходят в кровлю камеры на горизонте 1. Характер образовавшихся упругих деформации – эллипсоидный.

После расширения отрезного восстающего начинается подготовка и осуществление следующего массового взрыва согласно коэффициенту разрыхления и возможности выпуска руды. Этот этап массового взрыва смоделирован с максимально допустимым опережением верхнего подэтажа над нижним рис. 3.7 (3).

Области упругих деформаций, расположенные в пределах влияния очистного пространства по простиранию залежи на буровых горизонтах 2, 3, 4, 5, достигают своих максимальных величин на буровых горизонтах 4, 3 – 32 мм, что соответствует в натуре 9,6 м согласно масштабу 1:250. Области упругих деформаций берут начало с 5 нижнего бурового горизонта с 12 мм, максимально увеличивая свое значение на буровых горизонтах 3, 4, и уходят в кровлю камеры на гор. 1. Характер образовавшихся упругих деформации – эллипсоидный.

После завершения массовых взрывов, когда размеры очистной камеры достигают проектных размеров, технология отработки подразумевает возведение перемычек на буровых горизонтах, после чего начинается закладка. Моделируя эту стадию отработки камеры, в которой явно прослеживается отслоение и отшелушивание горных пород, имеет место возведение перемычек и человеческий труд. Этот этап подготовлен и смоделирован на плоской модели рис. 3.7 (4).

Области упругих деформаций, расположенные вне очистной камеры по простиранию залежи на уровне буровых горизонтов 2, 3, 4 и 5, достигают своих максимальных величин на буровых горизонтах 4, 3 и 2 – 33 мм, что соответствует в натуре 9,9 м согласно масштабу 1:250. Области упругих деформаций берут начало с уровня нижнего бурового горизонта 5 с 12 мм, максимально увеличивая свое значение на буровых горизонтах 3, 4, и уходят в кровлю камеры на гор. 1. Характер образовавшихся упругих деформации – эллипсоидный.

Области деформации, расположенные по простиранию залежи, увеличиваются с 10 до 32 мм. Форма этих областей – эллипсоидная. Характер увеличения областей деформаций в окружающем массиве можно наблюдать по изменению величины отслоений массива (рис. 3.12), которые представлены из рис. 3.8 – 3.10.

После проведения аппроксимации значений упругих деформаций при помощи программы Microsoft Excel получены эмпирические уравнения зависимостей величины деформации U от размеров очистной камеры $h_{\text{ол}}$ и развитию очистных работ по простиранию залежи $l_{\text{к}}$.

По возникшим упругим деформациям в массиве, окружающем первичную очистную камеру, происходит разрушение (отслоение) слоев руды. Для каждого бурового горизонта на определенной стадии развития параметры БВР различны, что и отображают эмпирические зависимости по результатам лабораторных исследований. Эмпирические зависимости, полученные с помощью программы Microsoft Excel для каждого бурового горизонта, описаны ниже:

Для бурового горизонта 1:

$$U = 0,00003l_k^3 - 0,0047l_k^2 + 0,2677l_k - 2,8039, \text{ мм, при } R^2 = 99 \% \quad (3.10)$$

Для бурового горизонта 2:

$$U = 0,0002l_k^3 - 0,0469l_k^2 + 3,0487l_k - 32,845, \text{ мм, при } R^2 = 99\%. \quad (3.11)$$

Для бурового горизонта 3:

$$U = 0,0003l_k^3 - 0,0577l_k^2 + 3,6548l_k - 39,142, \text{ мм, при } R^2 = 99\%. \quad (3.12)$$

Для бурового горизонта 4:

$$U = 0,0003l_k^3 - 0,0651l_k^2 + 4,025l_k - 42,869, \text{ мм, при } R^2 = 99\%. \quad (3.13)$$

Для бурового горизонта 5:

$$U = 0,00006l_k^3 - 0,0194l_k^2 + 1,5472l_k - 17,33, \text{ мм, при } R^2 = 99\%. \quad (3.14)$$

Для бурового горизонта 6:

$$U = 0,00003l_k^3 - 0,0056l_k^2 + 0,3587l_k - 3,8608, \text{ мм, при } R^2 = 99\%. \quad (3.15)$$

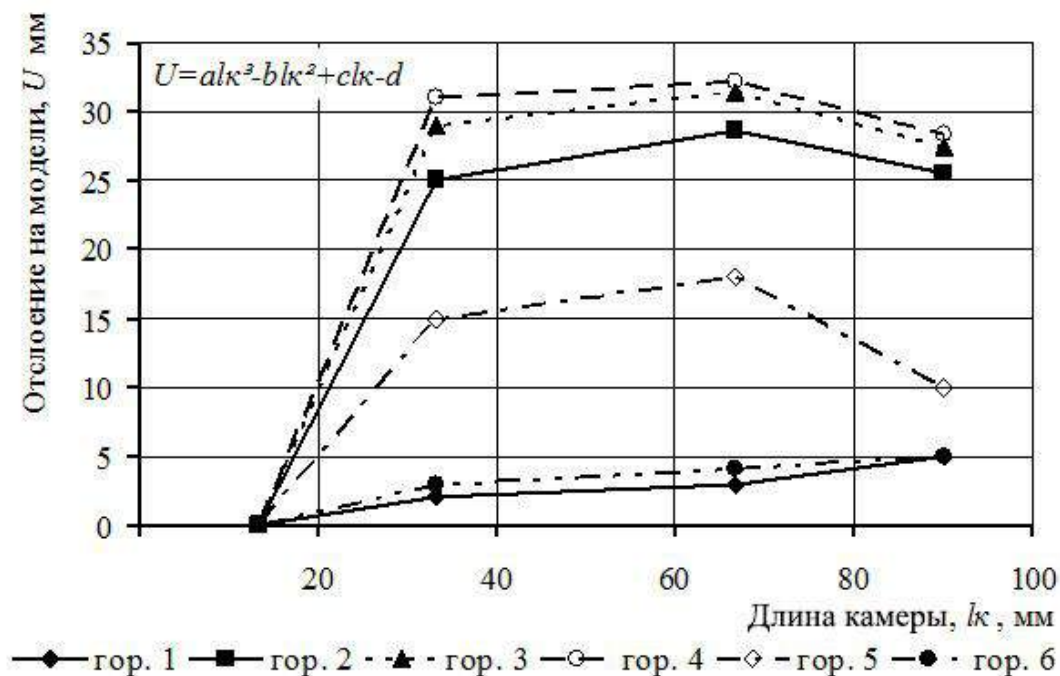


Рис. 3.8. Области упругих деформации U в зависимости от глубины заложения H размеров очистной камеры $h_{ол}$ и степени развития очистных работ по простиранию залежи l_k по результатам лабораторный исследований

Общий вид уравнения упругих деформаций по результатам лабораторных исследований имеет вид: $U = al_k^3 - bl_k^2 + cl_k - d$.

Исследуя полученные эмпирические зависимости буровых горизонтов 1 и 6, стало очевидно, что они минимально подвергнуты влиянию выработанного пространства и, если подставить l_k , мы получим выражение, стремящееся к нулю. Максимальное влияние выработанного пространства припадает к буровым горизонтам 2, 3 и 4 после формирования и расширения отрезного восстающего.

По результатам второго этапа моделирования можно сделать следующие выводы:

1. Размеры областей упругих деформаций массива вокруг очистного пространства зависит от глубины заложения H , размеров очистной камеры $h_{\text{ол}}$ и от степени развития очистных работ по простиранию залежи l_k . Главным образом на развитие областей упругих деформаций влияют размеры очистного пространства $h_{\text{ол}}$ и степень развития очистных работ по простиранию залежи l_k . Полученные эмпирическим путем зависимости свидетельствуют, что с увеличением очистного пространства камеры области упругих деформаций на каждом горизонте изменяются по степенной зависимости $U(H, h_{\text{ол}} = \text{const}) = al_k^3 - bl_k^2 + cl_k - d$.

2. Результаты моделирования областей упругих деформации U в окружающем выработанное пространство массиве с неизменными глубиной заложения камеры H , высотой очистной камеры $h_{\text{ол}}$ и пролета камеры по простиранию l_k описаны степенными зависимостями.

3. Расхождение результатов физического и аналитического моделирования изменения величины деформаций массива не превышает 20%.

Следующим этапом исследования являются промышленные исследования на шахте «Смолинская» ГП «ВостГОК».

В процессе промышленных исследований были получены данные гранулометрического состава руды, выпущенной из камеры, и затрат на вторичное дробление. По этим результатам выполнена диаграмма выпуска руды (рис. 3.8, табл. 3.2). Данные гранулометрического состава руды учитывают показатели работы вторичного дробления, собранные в табл. 3.2.

Для определения затрат на вторичное дробление при выпуске руды была собрана информация на предприятии. По пяти среднестатистическим камерам на ш. «Смолинская» ГП «ВостГОК» на этаже 460 – 550 м на штреках вторичного дробления были собраны данные шахтных наблюдений, которые приведены ниже в табл. 3.2.

Свободные поля в таблице 3.2 с первого по третий месяцы в соответствующих камерах – проведение отрезного восстающего и время на буровую подготовку в блоке. Это в свою очередь означает, что не производились массовые взрывы и, соответственно, выпуск руды. После выпуска последнего кубического метра руды производится заполнение выработанного пространства твердеющей закладкой, которая длится от 1 до 2 месяцев.

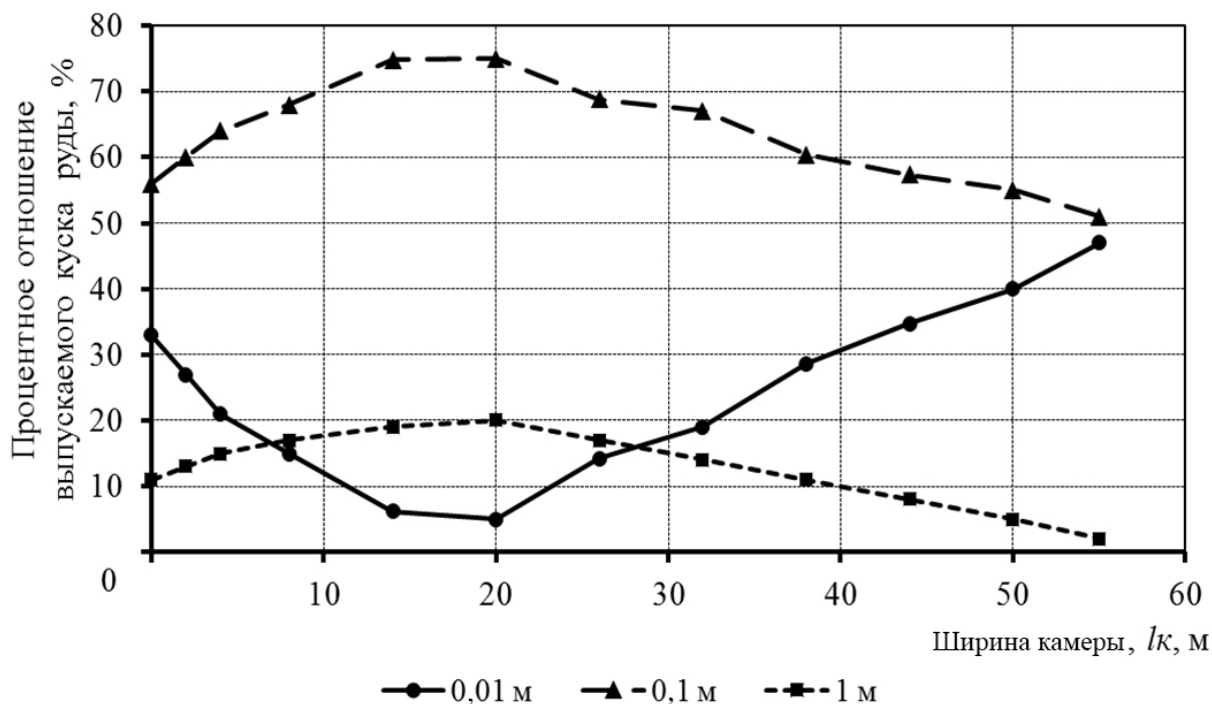


Рис. 3.9. Характеристика руды по кусковатости в зависимости от ширины камеры

По результатам, полученным на предприятии, отстраиваем графические зависимости затратных материалов при вторичном дроблении – по аммониту и детонирующему шнуру (ДШ) для камеры 554-3 (рис. 3.10).

Таблица 3.2

Затраты на вторичное дробление при выпуске руды из блоков

Срок отработки камеры, мес.	Исследуемые блоки									
	554-3		504-6		554-2с		504-3,4		554-1	
	Аммонит, кг/м ³	ДШ, м/м ³	Аммонит, кг/м ³	ДШ, м/м ³	Аммонит, кг/м ³	ДШ, м/м ³	Аммонит, кг/м ³	ДШ, м/м ³	Аммонит, кг/м ³	ДШ, м/м ³
1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3	0,39	1,22	—	—	0,35	1,3	—	—	—	—
4	0,42	1,39	0,44	1,25	0,39	1,35	0,42	1,39	0,41	1,39
5	0,43	1,43	0,46	1,33	0,45	1,42	0,45	1,43	0,44	1,43
6	0,47	1,41	0,48	1,42	0,51	1,49	0,49	1,41	0,49	1,41
7	0,65	1,93	0,66	1,88	0,64	1,92	0,65	1,93	0,63	1,93
8	0,95	1,95	0,96	1,96	0,98	1,93	0,97	1,95	0,97	1,95
9	0,63	1,9	0,62	1,9	0,6	1,89	0,62	1,9	0,61	1,9
10	0,55	1,7	0,52	1,74	0,56	1,68	0,55	1,7	0,55	1,7
11	0,53	1,68	0,5	1,72	0,51	1,63	0,54	1,84	0,62	1,84
12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
13	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

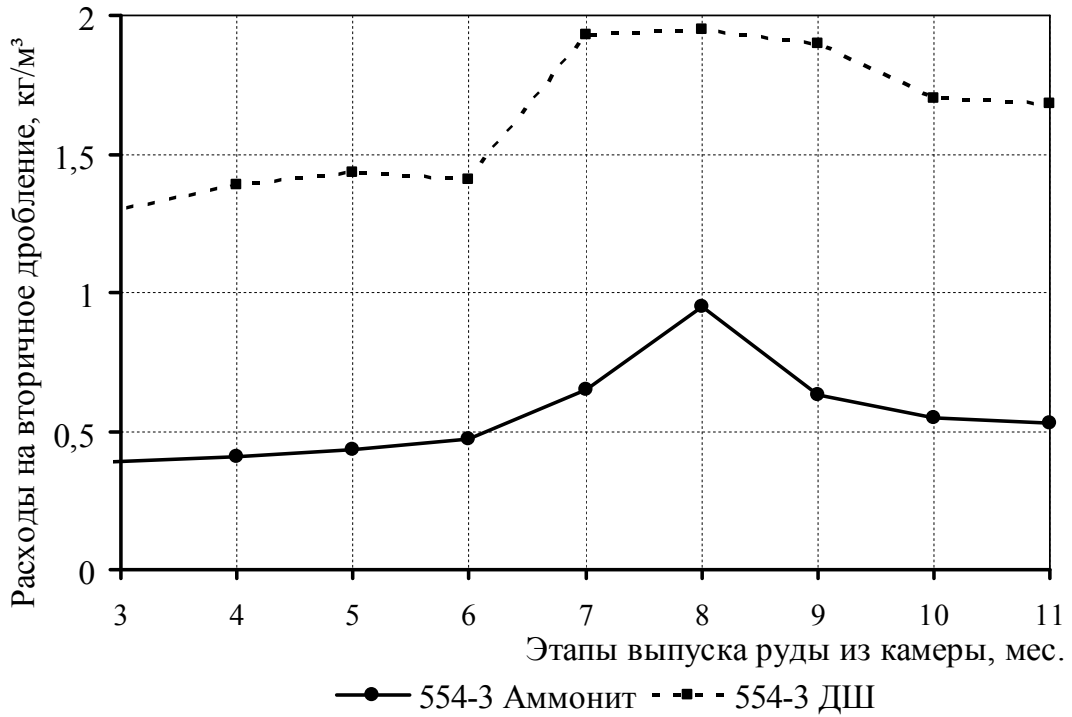


Рис. 3.10. Затраты ВВ на вторичное дробление при выпуске руды из камеры 554-3

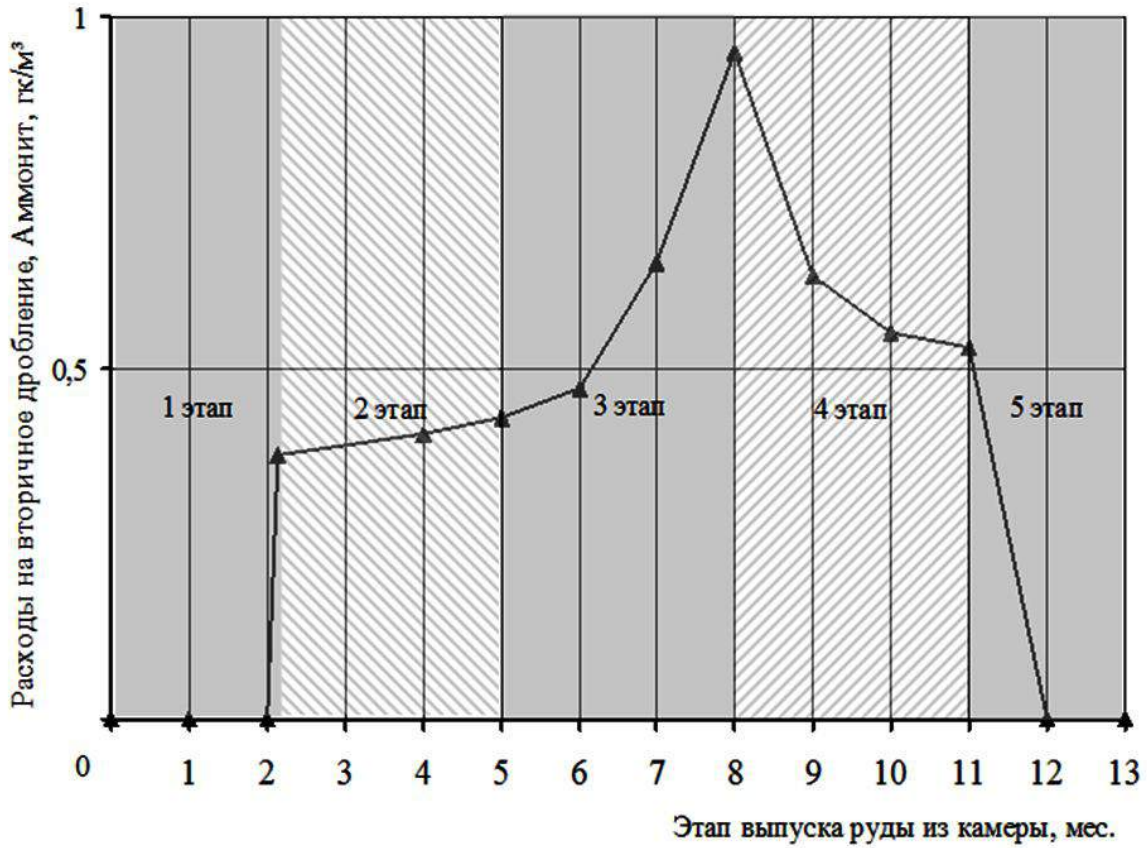


Рис. 3.11. Усредненная характеристика затрат на вторичное дробление руд по очистным камерам 504-6, 554-2с, 504-3,4 и 554-1

Аналогичные диаграммы затрат на вторичное дробление при выпуске руды из блоков были составлены и обработаны для блоков 504-6, 554-2с, 504-3,4, 554-1, в результате чего была отстроена суммарная диаграмма по выше представленным камерам (рис. 3.10). Для дальнейшего исследования данные по расходам погонных метров детонирующего шнура на один кубический метр выпущенной руды и расход буровой стали не будут учитываться, так как они качественно отражают один и тот же процесс. Расходы аммонита на вторичное дробление, по данным которого составлена усредненная диаграмма затрат аммонита для исследуемых блоков, будут полноценно характеризовать процесс.

Как представлено на рис. 3.10, период выпуска руды из камеры проходит в 4 этапа, которые для работы имеют ключевые значения.

1 этап (0 – 2 мес.) – проведение отрезного восстающего (отрезной щели), в котором нет промышленного выпуска руды. На этом этапе отсутствует проблема негабаритов, так как проведение отрезного восстающего не предусматривает длинные веера скважин с сеткой 2×2 м, а предусматривает с сеткой 1×1,5 м и менее с меньшим количеством заряда.

2 этап (2 – 5 мес.) обусловлен работами по расширению отрезной щели и дальнейшей подготовкой для крупных массовых взрывов в камере. На этом этапе отрезной восстающий уже пройден и ведутся очистные работы. Как видно на диаграмме выпуска руды из камеры, на этом этапе присутствует рост расходов на вторичное дробление. Это обусловлено тем, что отрезной восстающий пройден посередине очистной камеры и отбойка руд производится с эффектом встречного дробления. Таким взрыванием достигается высокий уровень дробления или, не редко, передробление руды.

На 3 этапе (5 – 8 мес.) отработка запасов камеры обусловлена максимальными массовыми взрывами (от 2 – 3 тонн ВВ), приходящимися на 1 камеру, к тому же нет эффекта встречного дробления или он настолько мал, что скрывается в погрешности исследования. Эффект встречного дробления теряется из-за далеко расположенных встречных вееров одного бурового горизонта. Так же резко возрастают расходы на вторичное дробление. Но при этом к концу этапа уже присутствует снижение затрат на вторичное дробление.

На 4 этапе (8 – 11 мес.) отработка запасов камеры также как на третьем, обусловлена максимальными массовыми взрывами, приходящимися на одну камеру, но с иными результатами по расходам на вторичное дробление руд. Как видно из рис. 3.15, стремительно снижаются затраты на вторичное дробление, что подтверждает тот факт, что в массиве руды присутствуют силы, разупрочняющие его уже до осуществления взрыва.

5 этап (11 – 13 мес.) – остаточный выпуск руды и подготовка к закладочным работам.

Следовательно, применение уточненных параметров буровзрывных работ будет целесообразно на 4 этапе отработки запасов камеры, где присутствует снижение расходов на вторичное дробление и выход негабарита при вибровыпуске из камеры. Так же следует изменить параметры БВР на первых двух этапах очистной добычи руды из камеры, поскольку присутствует факт передроб-

ления выпускаемой руды. Такой эффект проявляется в случае встречного дробления. Оно согласно рис. 3.15, присутствует на первых двух этапах отработки запасов камеры и составит 24 – 28% от проектных размеров камеры. При помощи программы Microsoft Excel было максимально подобрано математическое описание дуги расходов аммонита (A_m) на вторичное дробление на 4 этапе отработки камеры, которая имеет вид:

$$A_m = -0,03 l_k^3 + 0,93 l_k^2 - 9,62 l_k + 33,75, \text{ гк/м}^3, R^2 = 99\%. \quad (3.8)$$

По этому выражению можно определить расходы на вторичное дробление при выбранной длине отработки камеры.

Полученные данные для удобочитаемости и возможности сравнения с теоретическими и лабораторными исследованиями нам необходимо перевести в сравнимые данные. Для этого мы полученные эмпирическим путем этапы выпуска рудной массы из камеры рассредоточиваем по отбиваемым слоям руды, и, для удобства нумеруем (рис. 3.11).

Перед изображением схемы массовых взрывов на основе данных, собранных на предприятии, по технической документации были восстановлены порядок и объемы взрывания для очистных камер и на основе этого разработана схема очистной отбойки при массовых взрывах.

В среднем на одну очистную камеру приходится 104 веера скважин, что и составляет 100 % вееров скважин по камере. Далее выполнялся расчет взрывания первых вееров скважин по условию коэффициента разрыхления руд K_p , который на предприятии составляет 1,6, и было установлено, что с 1 по 3 слои отбиваемых руд ограничением для полномасштабной очистной добычи является именно нехватка размера выработанного пространства. Следующие слои руды отбиваются учитывая ограничение по предприятию, которое допускает осуществление одного массового взрыва в одной камере не более 2 – 3 т ВВ без согласования с руководителем комбината. На основе этого ограничения, были нанесены на вышеуказанную схему последующие массовые взрывы. Эти массовые взрывы (рис. 3.11) отмечены одинаковыми цифрами, а штриховкой показаны области камеры, при которых начинается снижение затрат на вторичное дробление, согласно рис. 3.10. Итак, более детально распишем стадии очистной отработки камеры с такими разрывами, что бы они могли быть сопоставимы с теоретическими и лабораторными исследованиями.

0 – формирование отрезной щели.

С 1 по 9 – 30 % отработки камерных запасов, что составит 1,6 мес. от начала ведения очистных работ в камере.

С 10 по 14 – 50 % отработки камерных запасов, что составит 3 мес. от начала ведения очистных работ в камере.

С 15 по 20 – 70 % отработки камерных запасов, что составит 4,4 мес. от начала ведения очистных работ в камере.

С 21 по 25 – 93 % отработки камерных запасов, что составит 5,8 мес. от начала ведения очистных работ в камере.

С 26 по 29 – 100 % отработки камерных запасов, что составит 7,2 мес. от начала ведения очистных работ в камере.

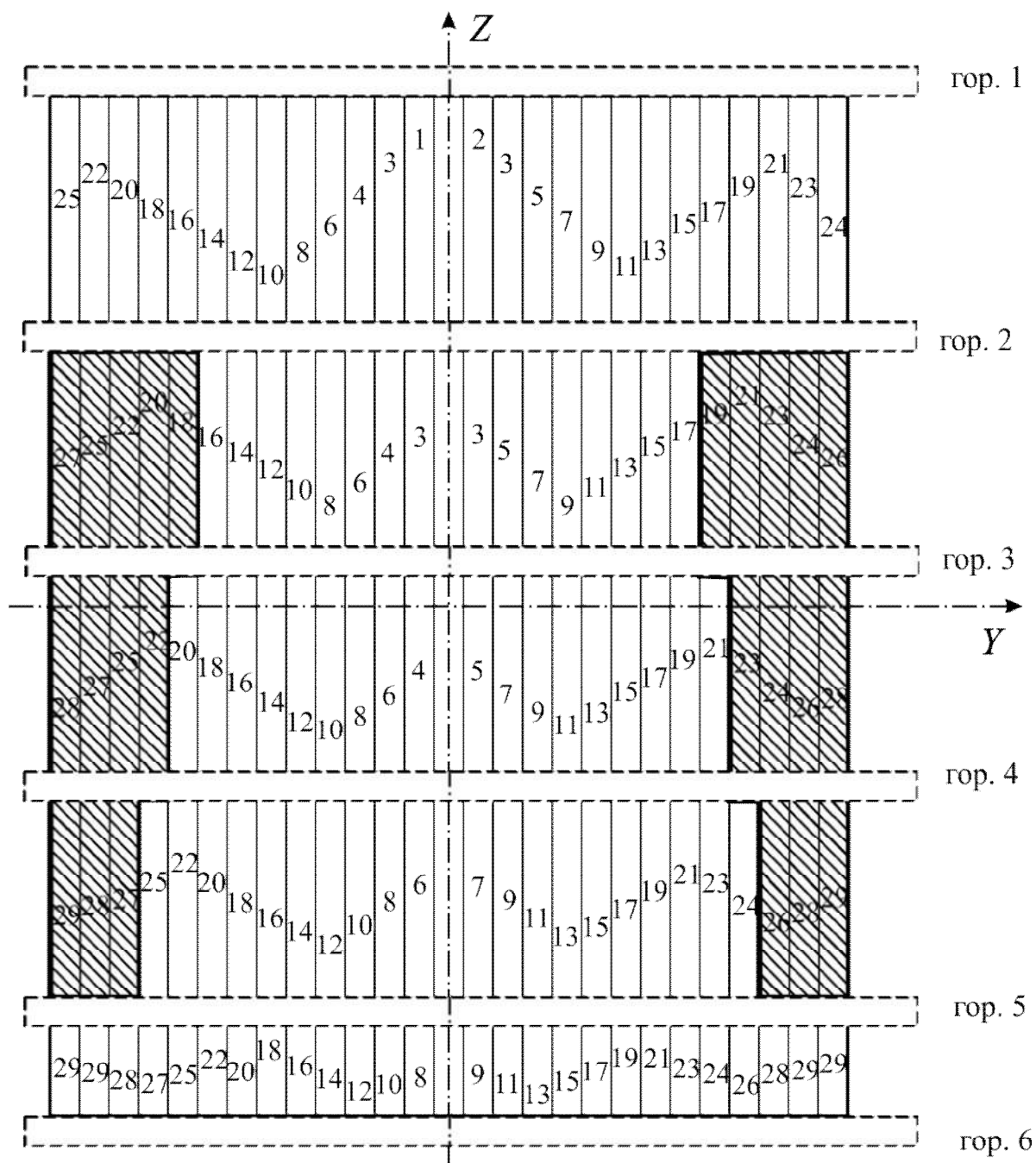


Рис. 3.12. Схематичный порядок отработки запасов камеры ГП «ВостГОК» шахты «Смолинская» и области снижения затрат на вторичное дробление, попадающие в диапазон от 20 по 29 массовый взрыв

Полученные данные представлены на рис. 3.12. Мы видим, что при сопоставлении данных снижения затрат на вторичное дробление проявляется, начиная с 20-го массового взрыва и заканчивая проектными размерами очистной камеры в средней ее части, не затрагивая 1-й и 6-й буровые горизонты.

3.3. Выводы

1. В массиве, вмещающем очистное пространство, определены действующие радиальные напряжения (с учетом очистных работ), которые зависят от местонахождения отбиваемых слоев по высоте камеры или по буровым горизонтам. Это позволяет выявить закономерности влияния размеров очистного пространства на НДС массива, которые описываются степенной зависимостью.

2. Благодаря методу моделирования на базе эквивалентных материалов показано влияние очистного пространства на деформирование массива модели в виде степенной зависимости.

3. Методом маркшейдерской съемки косвенно определен уровень напряженно-деформированного состояния отбиваемых слоев руды. Результаты промышленных исследований влияния очистного пространства на затраты вторичного дробления и выход негабарита продемонстрировали, что затраты интенсивно снижаются при 60 – 75% отработки запасов камеры и продолжают менее интенсивно снижаться до момента достижения проектных размеров очистной камеры. Итогом промышленных исследований является степенная зависимость, описывающая изменение затрат на вторичное дробление в зависимости от ширины очистного пространства камеры.

РАЗДЕЛ 4

АНАЛИЗ УСТОЙЧИВОСТИ МАССИВА В ОКРЕСТНОСТИ ОЧИСТНЫХ КАМЕР

4.1. Численный анализ разрушения окружающего массива руд в пределах очистного пространства камеры на основе термодинамического метода моделирования

Полученные радиальные напряжения в 3 разделе и их анализ относительно превышения коэффициента запаса прочности в очистной камере в процессе ее отработки (рис. 3.3) интерпретирован графически (рис. 4.2). На рисунке наглядно видно, что деформируясь очистная камера приобретает вытянутую форму, напоминающую эллипс. Области деформаций в массиве, окружающем очистную камеру, распространяются на отбиваемые слои руды подэтажных буровых горизонтов. При данном срезе и степени выемки запасов на горизонте 4 разрушающие деформации распространяются от границы обнажения камеры и достигают расстояния 11 м. На горизонте 3 в рудном массиве, область разрушающих деформаций распространяется от границы обнажения камеры и достигает расстояния 13 м.

Из рис. 4.2. видно, что области разрушающих деформаций (заштрихованы на рисунке) развиваются вслед увеличению выработанного пространства с опозданием в 10 – 15 м. По характеру развития эти области идентичны зависимостям развития радиальных напряжений в первой стадии исследования – теоретическом моделировании. Следовательно, мы можем сделать вывод, что область непластичных деформаций зависит от степени развития очистных работ l_k . Очистная камера по простиранию рудной залежи симметрична с двух сторон от отрезной щели (отрезной восстающий рассекает очистную камеру в правильном геометрическом центре). Далее в работе будут рассматриваться и приводиться расчеты только относительно половины очистной камеры.

По результатам проведенных теоретических исследований расстояния между концами скважин необходимо уточнять, поскольку были скоординированы расстояния между рядами скважин. Принимаем $m'' = 0,9 - 2$ для наших условий. Тогда формула будет иметь вид: $a = W \cdot m''$. Таким образом, будет использован поправочный коэффициент для показателя сближения зарядов m'' , который увеличится на 10 – 20%, когда общепринятый показатель сближения зарядов $m' = 0,726 + 0,906 \cdot e^{-0,146 \cdot f}$ [129]) будет иметь вид $a = (1,1 - 2) \cdot W \cdot m'$. Определение расстояния между концами скважин a будет учитываться с пониженным коэффициентом сближения зарядов m' , то есть ЛНС, определенная в разделе 3. Выражение при прочих равных условиях будет иметь вид $a = (1,1 - 2) \cdot W \cdot m'$. Это значит, что значение расстояния между концами скважин будет увеличено на 10 – 20% и применение такой методики должно начинаться с опозданием в 2 – 4 ЛНС от изменения W , описанной в главе 3.

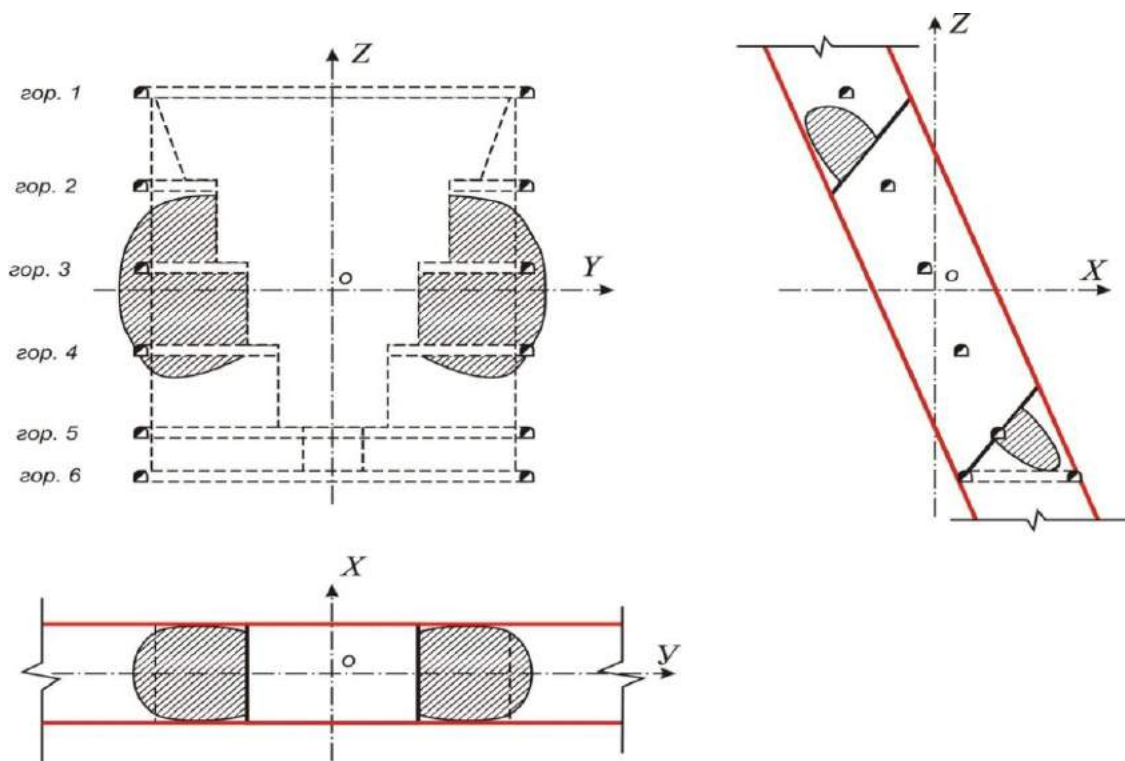


Рис. 4.2. Развитие областей разрушающих деформаций в рудном массиве зоны разгрузки, окружающих очистную камеру

Остановимся на фронтальном виде камеры, так как он максимально отражает влияние очистного пространства на расстояние между концами скважин.

Для выявления зависимостей появления упругих деформаций в рудном массиве рассмотрим несколько стадий отработки камерных запасов.

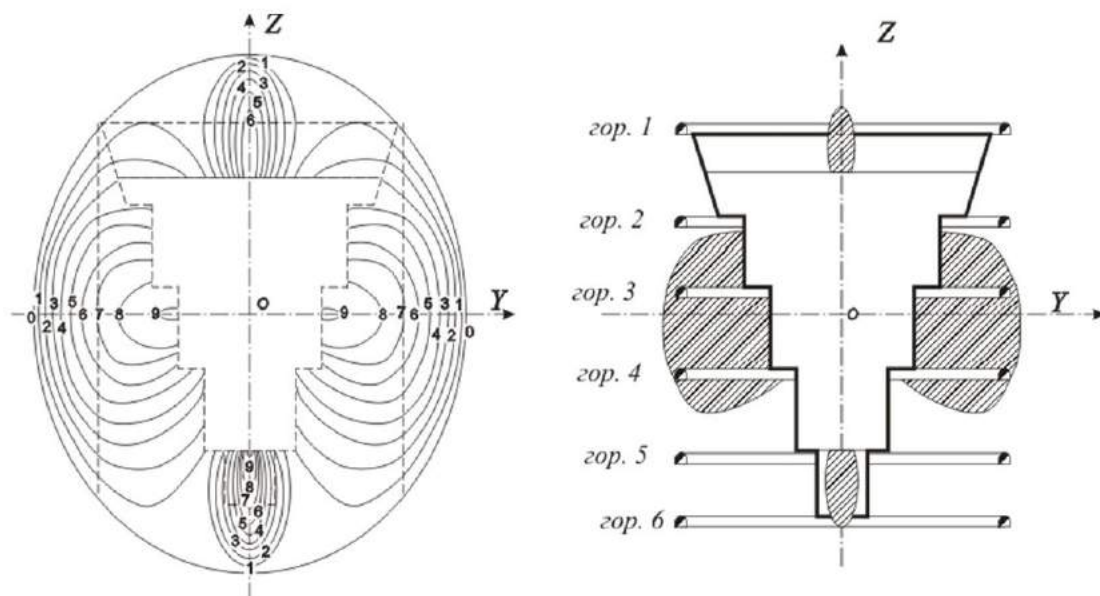


Рис. 4.3. Разрушающие деформации в рудном массиве, окружающие очистную камеру

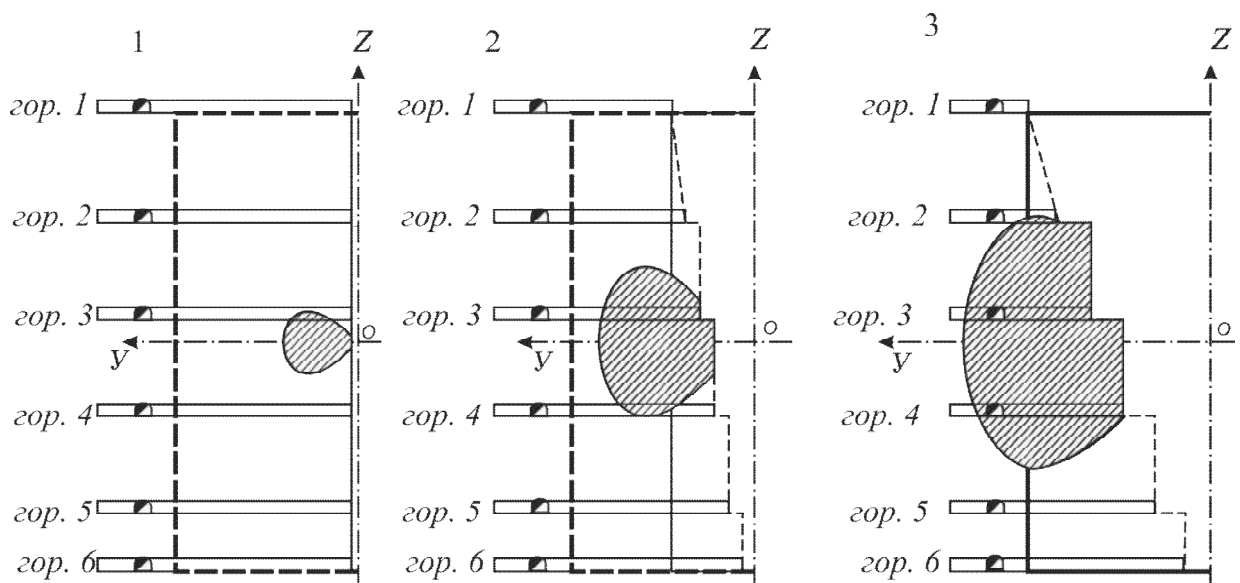


Рис. 4.4. Развитие областей разрушающих деформаций в рудном массиве, окружающих очистную камеру: 1 – образование отрезной щели; 2 – отработка запасов камеры составляет 40%; 3 – отработка запасов камеры составляет 70%

Зависимости изменения областей разрушающих деформаций в рудном массиве, окружающих очистную камеру, качественно повторяет уравнения 3.1 – 3.6.

Уравнения разрушающих деформаций полученные теоретическим моделированием на буровых горизонтах 1 – 6 (глубина 460 – 550 м) в зависимости от размеров очистного пространства l_k и величины достоверности аппроксимации R^2 :

Для массива руды на буровом горизонте 1:

$$U_1 = -0,0003 l_k^3 + 0,0004 l_k^2 + 0,22 l_k + 0,0662, \text{ МПа, при } R^2 = 99\%. \quad (4.1)$$

Для массива руды на буровом горизонте 2:

$$U_2 = -0,0003 l_k^3 - 0,0145 l_k^2 + 0,7505 l_k - 0,9409, \text{ МПа, при } R^2 = 99\%. \quad (4.2)$$

Для массива руды на буровом горизонте 3:

$$U_3 = -0,0006 l_k^3 + 0,0079 l_k^2 + 0,3005 l_k + 0,066, \text{ МПа, при } R^2 = 99\%. \quad (4.3)$$

Для массива руды на буровом горизонте 4:

$$U_4 = 0,0023 l_k^3 - 0,1163 l_k^2 + 1,826 l_k - 2,3553, \text{ МПа, при } R^2 = 99\%. \quad (4.4)$$

Для массива руды на буровом горизонте 5:

$$U_5 = -0,0003 l_k^3 - 0,0046 l_k^2 + 0,5151 l_k - 0,4093, \text{ МПа, при } R^2 = 99\%. \quad (4.5)$$

Для массива руды на буровом горизонте 6:

$$U_6 = -0,00008 l_k^3 - 0,0121 l_k^2 + 0,4304 l_k - 0,3119, \text{ МПа, при } R^2 = 99\%. \quad (4.6)$$

Полученные уравнения разрушающих деформаций U по результатам теоретического моделирования изменяются по кубической зависимости и обуслов-

лены размерами очистного пространства. На основании полученных уравнений уточняется значения линии наименьшего сопротивления. Как видно из рис. 4.4 горизонты 1, 5 и 6 не подвержены влиянию разрушающих деформаций, а только горизонты 2, 3 и 4 подвержены деформациям.

4.2. Экспериментальные исследования влияния очистного пространства камеры на параметры разрушения массива

Для моделирования влияния размеров очистной камеры на расстояние между концами скважин были проведены лабораторные исследования. Отстроена в масштабе камера и все обслуживающие выработки, чтобы проследить отслоение руды в областях, в которых наблюдается расстояние между концами скважин. Что бы узнать, необходимо определить экспериментальным путем упругие деформации при 70% отработки запасов камеры (рис. 4.3). Данный процентный показатель выбран не случайно. В разделе № 2 нашей монографии описано исследование, свидетельствующее что при 60% отработки запасов камеры появляются трещины и отслоения массива, которые видны не вооруженным глазом.



Рис. 4.4. Модель камеры при 70% отработки запасов до нагружения на глубинах 460 – 550 м шахты «Смолинская» ГП «ВостГОК»

Исследование проведено на базе эквивалентных материалов для развивающейся камеры в 3-х позициях. При этом моделируется динамика развития выработанного пространства, начиная с отрезной щели и заканчивая проектными размерами камеры. Более подробное изучение отслоений позволит достичь пятнадцатикратного увеличения (рис. 4.5, а на рис. 4.5, б). На рис. 4.5, б видны разрушения по простиранию в одну и другую сторону. Максимальные разрушения, наблюдаемые на экспериментальной модели, равны 5,5 – 6 см, что в

свою очередь в масштабе 1:250 составит до 16 м. Рассмотрим рис. 3.39, б подробнее и соотнесем данные, полученные экспериментальным путем в рудном массиве, с расчетными, приведенными ранее в главе 3 (пункт 3.3). Мы видим, что расчетные значения разрушающих напряжений и отколотые на модели области большей своей частью совпадают (см. рис. 4.3).

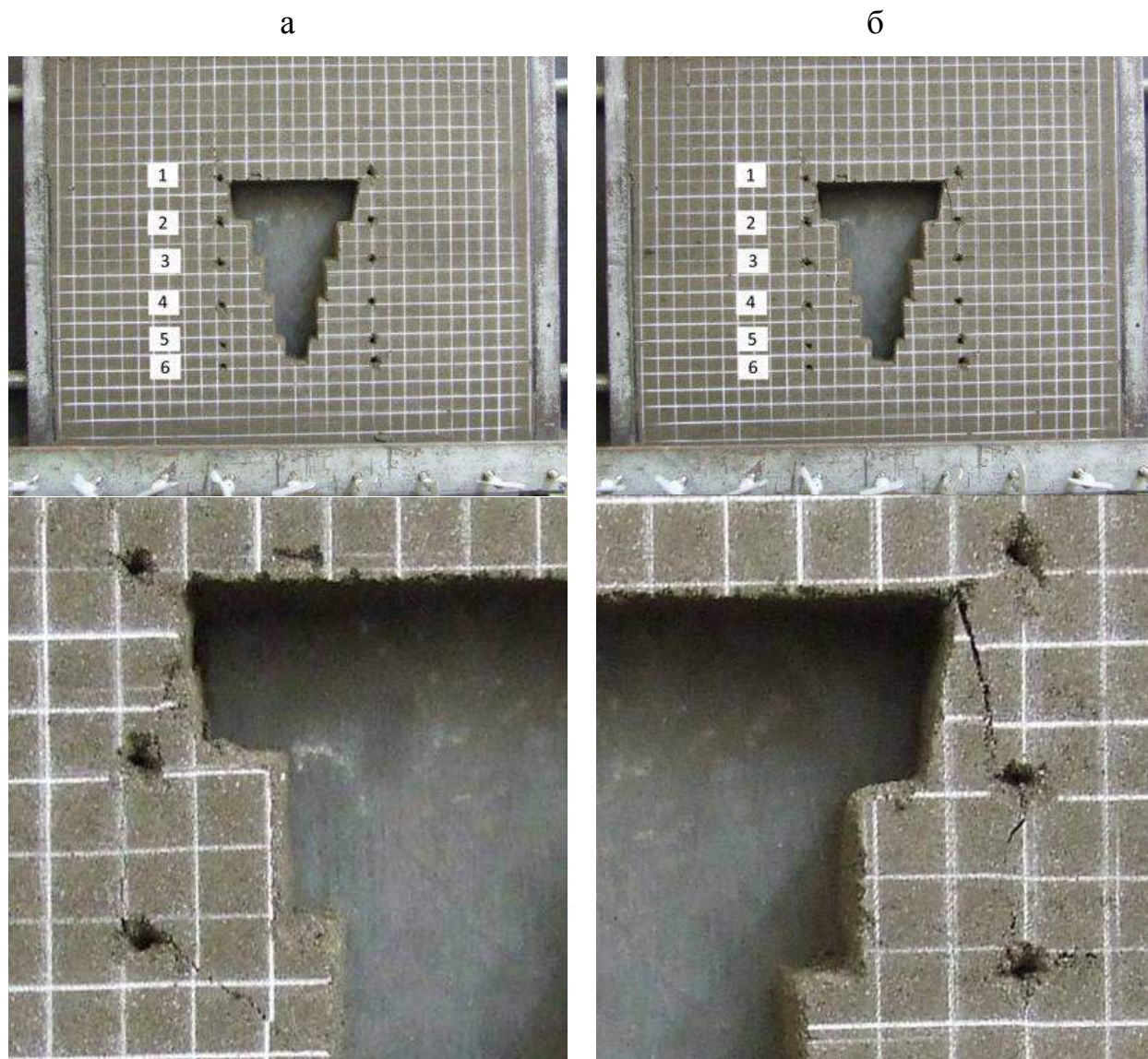


Рис. 4.5. Модели очистной камеры до начала (а) и после (б) проведения эксперимента при 70% отработки камеры

Следуя из приведенного анализа расчетной и экспериментальной части работы, можно сделать вывод, что применены принципиально верные схемы, методики теоретического расчета и проведения лабораторного исследования. На гор. 1 видны трещины, которые уходят на гор. 2 и после спускаются на нижние горизонты 3 и 4. Как видно из рис. 4.5, трещины берут начало на 1 гор. с 1 мм, изменяя свое значение до 20 мм, переходя на 2 буровой горизонт, и продолжают расти до 40 мм на 3 буровом горизонте. После наблюдаемого снижения проявления горного давления на 4 и 5 буровых гор. На гор. 6. видимые трещины исчезают полностью и внешне нет проявлений угловых разрушений.

Для представления общей картины расположения очистной камеры в массиве смоделируем камеру (вид сбоку) (рис. 4.6).

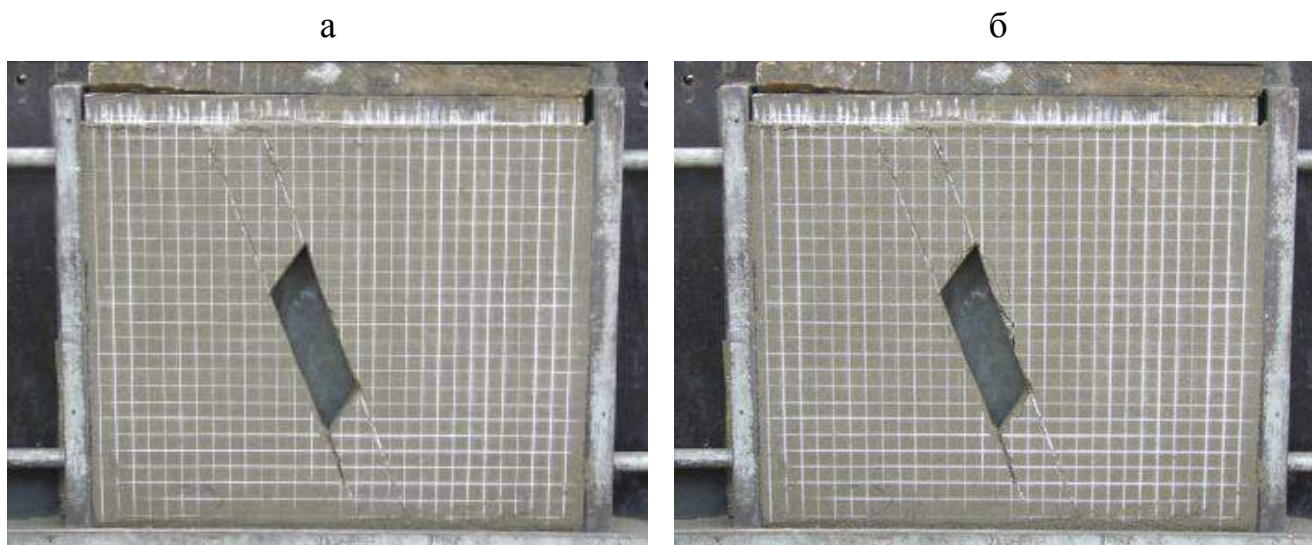


Рис. 4.6. Очистная камера до (а) и после нагружения (б)

Здесь видны разрушения со стороны висячего и лежачего боков. Разрушения, наблюдаемые на экспериментальной модели, согласно сетке, в максимальной величине равны 2 – 2,5 см или составит до 8 метров в масштабе 1:250, что в реальных условиях только увеличит разубоживание. Следуя из приведенного анализа расчетной и экспериментальной части работы, можно сделать вывод, что применены принципиально верные схемы, методики теоретического расчета и проведения лабораторного исследования.

4.3. Обоснование рациональных параметров буровзрывных работ

В результате теоретических, лабораторных и промышленных исследований напряженно-деформированного состояния массива горных пород вокруг очистных камер установлены закономерности изменения областей упругих деформаций массива горных пород. Изучено изменение влияния очистного пространства при различной степени отработки камеры на прилегающий массив руды в условиях неизменной высоты и глубины заложения камеры. Полученные закономерности позволяют определить рациональный способ отбойки запасов камеры, что в дальнейшем позволит совершенствовать технологию буровзрывных работ в ней.

Основываясь на результаты теоретических исследований и полученных выводов влияние очистного пространства резко возрастает после отработки 40 – 50% камеры и достигает своих максимальных значений на 2, 3, 4 и частично 5 буровых горизонтах, а те же имеет общий вид: $\sigma_p = al_k^3 - bl_k^2 + cl_k - d$. Результатом теоретических исследований является параболическая зависимость описывающая радиальные напряжения в зависимости от размеров очистной камеры.

По результатам лабораторных исследований и полученных выводов влияние очистного пространства резко возрастает после отработки 45 – 55% камеры и достигает своих максимальных значений на 2, 3, 4 и частично 5 буровых горизонтах, а также имеет общий вид: $U = al_k^3 - bl_k^2 + cl_k - d$. Результатом лабораторных исследований является кубическая зависимость, описывающая разрушающие деформации в зависимости от размеров очистной камеры.

По данным промышленных исследований полученные результаты теоретического и лабораторного моделирования влияния очистного пространства на параметры БВР неуклонно приведут к изменению расходов на вторичное дробление. По полученным эмпирическим путем данным отшелушивание прилегающего массива руд приведет к ресурсосбережению на штреке вторичного дробления. В относительных величинах затраты на вторичное дробление стремительно снижаются на 60 – 75 % при отработке камерных запасов на 60% и только потом незначительно растут до того момента, пока камера не достигнет своих проектных размеров. На этом этапе исследования по затратам ВВ и гранулометрическому составу невозможно проследить на каком из буровых горизонтов происходит передробление руды, эту картину частично отражает рис. 1.2. Проведя аппроксимацию диаграмм затрат на вторичное дробление, при помощи программы Microsoft Excel 2000 получено уравнение выпуска руды из камеры в зависимости от размеров очистного пространства по гранулометрическому составу и затрат на вторичное дробление, которое имеет общий вид $Am = -al_k^3 + bl_k^2 - cl_k + d$. Результатом промышленных наблюдений является кубическая зависимость, описывающая изменение затрат на вторичное дробление в зависимости от размеров очистной камеры.

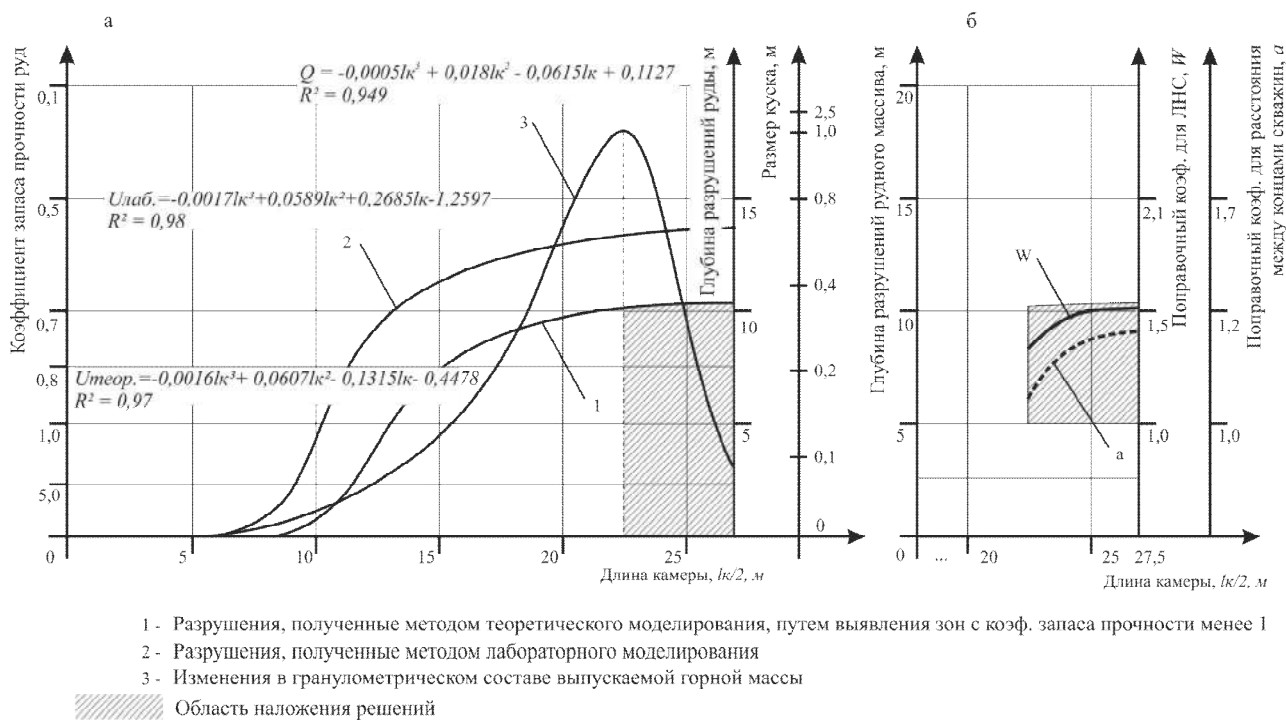


Рис. 4.7. Сравнительная диаграмма результатов лабораторного, теоретического исследования и промышленных наблюдений

Для того что бы можно было сравнивать теоретические и лабораторные результаты исследования, необходимо привести результаты хотя бы к одной системе исчисления (по оси абсцисс) к метрам (размеры очистного пространства). Сравнительный анализ достоверности проведенных теоретических и лабораторных исследований проводился по всем соответствующим буровым горизонтам. В теоретических исследованиях зон, в которых реальные напряжения превышают предел прочности руд на одноосное сжатие. В лабораторных исследованиях величины U и при промышленных наблюдениях – характеристика изменения расходов ВВ на вторичное дробление была перенесенная на сетку изменения размеров выработанного пространства по камере.

Определение зон разрушения в теоретических исследованиях можно определить, подставляя переменную l_k (степень развития очистных работ по простиранию) в уравнения изменение радиальных напряжений от степень развития очистных работ по простиранию, полученные в пункте 3.2 и сравнивая полученные значения с пределом прочности (σ_{pg} и τ_g) по формулам 2.16 и 2.17, а также определяя коэффициент запаса прочности по формулам 2.18 и 2.19.

Расчетные данные сведем в табл. 4.1 для наглядности динамики результатов исследований.

Таблица 4.1

Определение зон разрушения по результатам теоретических исследования на разных стадиях отработки камерных запасов

Горизонт	Формула	σ_p , МПа					
		$l_k=10$ м	$l_k=20$ м	$l_k=30$ м	$l_k=40$ м	$l_k=50$ м	
1	(3.2)		1,15	2,03	2,48	2,27	1,18
2	(3.3)		1,92	3,49	4,55	4,66	3,36
3	(3.4)		2,01	3,98	5,27	5,65	4,91
4	(3.5)		4,15	6,57	6,63	6,04	6,54
5	(3.6)		2,41	4,81	6,04	5,86	4,06
6	(3.7)		1,53	2,70	3,15	2,82	1,64
$\sigma_{сж}$, МПа	k_{co}	σ_{pg}	n_p				
140	0,33	6,01	5,22	2,96	2,43	2,65	5,07
140	0,33	6,01	3,12	1,72	1,32	1,29	1,79
140	0,33	6,01	2,98	1,51	1,14	1,06	1,22
140	0,33	6,01	1,45	0,91	0,91	0,99	0,92
140	0,33	6,01	2,49	1,25	1,00	1,02	1,48
140	0,33	6,01	3,93	2,22	1,91	2,13	3,67

Судя по полученным расчетным данным теоретического моделирования, можно сделать однозначные выводы, что при размерах очистного пространства, начиная с 20 м и заканчивая проектными размерами очистной камеры на уровне 4 бурового горизонта происходит разрушение слоев руды, также на 3 и 5 буровых горизонтах разрушения достигают своих критических значений.

Обработав данные табл. 4.1, узнаем, что на буровом горизонте 4 при $l_k = 30$ м (при проектных размерах 55 м) радиальные напряжения составят $\sigma_p = 6,63$ МПа. Это означает, что области руд с реальными напряжениями превышают предел прочности альбититовых руд на растяжение (4,2 – 5,5 МПа) [130, 131] и составят 3,53 м (данные получены путем подбора параметров в Microsoft Excel).

Полученные зависимости областей разрушающих деформаций имеют кубическую зависимость. С их помощью можно определить значения областей разрушающих деформаций на любом горизонте, то есть влияние очистного пространства, по простирацию залежи на всех буровых горизонтах.

В лабораторных исследованиях полученные отслоения U по буровым горизонтам описаны уравнениями 3.10 – 3.15. Результаты расчетов сведены в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Отслоения U по буровым горизонтам по результатам лабораторного моделирования

горизонт	формула	l_k , на модели, мм				
		20	40	60	80	100
1	(3.10)	0,96	2,40	2,96	4,08	7,20
2	(3.11)	10,97	26,86	24,44	13,29	3,03
3	(3.12)	13,27	33,93	37,23	37,56	49,34
4	(3.13)	13,99	33,17	29,07	16,09	8,63
5	(3.14)	6,33	17,36	18,62	13,01	3,39
6	(3.15)	1,31	3,45	3,98	4,36	6,01
l_k , в пересчете на реальный размер камеры, отслоения U , м						
Степень отработки, м		10	20	30	40	50
горизонт 1		0,24	0,60	0,74	1,02	1,80
горизонт 2		2,74	6,72	6,11	3,32	0,76
горизонт 3		3,32	8,48	9,31	9,39	12,33
горизонт 4		3,50	8,29	7,27	4,02	2,16
горизонт 5		1,58	4,34	4,66	3,25	0,85
горизонт 6		0,33	0,86	1,00	1,09	1,50

По сводным данным видно, что максимальные отслоения присутствуют на буровых горизонтах 2, 3, 4 и 5, они достигают своих максимальных значений, приближаясь к геометрическому центру камеры, и растут с увеличением очистного пространства. Чтобы определить ЛНС и расстояние между концами скважин для конкретного бурового горизонта, необходимо решить уравнения, описывающие его. Уравнения определены теоретическими, лабораторными и промышленными наблюдениями для третьего бурового горизонта:

$$\begin{cases} \sigma_p = -0,013 \cdot l_k^2 + 0,5 \cdot l_k - 0,07 \\ U = 1,6 \cdot l_k^3 - 16,6 \cdot l_k^2 + 55,2 \cdot l_k - 26,2 \\ Am = -0,03 \cdot l_k^3 + 0,93 \cdot l_k^2 - 9,62 \cdot l_k + 33,75 \end{cases} \quad (4.7)$$

Из эмпирических зависимостей, полученных Ю.П. Капленко, установлено, что взаимосвязь между линией наименьшего сопротивления (ЛНС, W) и нормальными напряжениями определяется выражением $W = 1,1\sigma_p$. Для получения результатов были отстроены изменения ЛНС, определенные в работе. На рис. 3.5 и 3.6 отображено изменение ЛНС для усредненных значений всех отбиваемых подэтажей, а также для отрабатываемых и уже заложенных камер на шахте «Смолинская» ГП «ВостГОК» [132].

Для получения сравнительной характеристики базового (применяемого на предприятии) и принятого в работе технологического решения используется два варианта параметров буровзрывных работ (рис. 4.7 и 4.8).

Как видно на рис. 4.7, предприятие применяет постоянные для всей очистной камеры технологические параметры буровзрывных работ, определенные по существующей технологии НИГРИ. Предложенные в работе технологические параметры буровзрывных работ автор уточняет с учетом изменения напряженности в различных точках массива, основываясь на проведенных исследованиях, и предлагает производить пересчет параметров БВР перед каждым массовым взрывом и/или с опережением в 1-ом или 2-ом массовых взрыва (обусловленных ТБ при взрывных работах на рудниках) и применять их. Ниже приведено технологическое решение при 60 – 100% отработки камерных запасов по результатам исследований.

На рис. 4.8, *а* на гор. 2, 3 и 4 начинается увеличение расстояния между концами скважин на 10% от базового, на рис. 4.8, *б* увеличение расстояния между концами скважин уже составляет 12%, на рис. 4.8, *в* – 14%. Так же наблюдается увеличение расстояния между рядами скважин между рис. 4.8, *а* и рис. 4.8, *б* на 5%, между рис. 4.8, *б* и рис. 4.8, *в* – уже на 7% больше от базового варианта, это можно увидеть на рис. 4.8.

Для повышения эффекта разрушения массива и повышения эффективности очистных работ в целом, веера скважин целесообразно наклонять в сторону очистного пространства по направлению радиальных напряжений (теоретическое исследование); отслоения (отжима) и/или отшелушивания слоев руды (лабораторные исследования). Вследствие этого энергия взрыва, нацеленная на отрыв слоя (по линии наименьшего сопротивления) перераспределится и будет уходить на эффект додробления, что усилит использование потенциала напряженности массива.

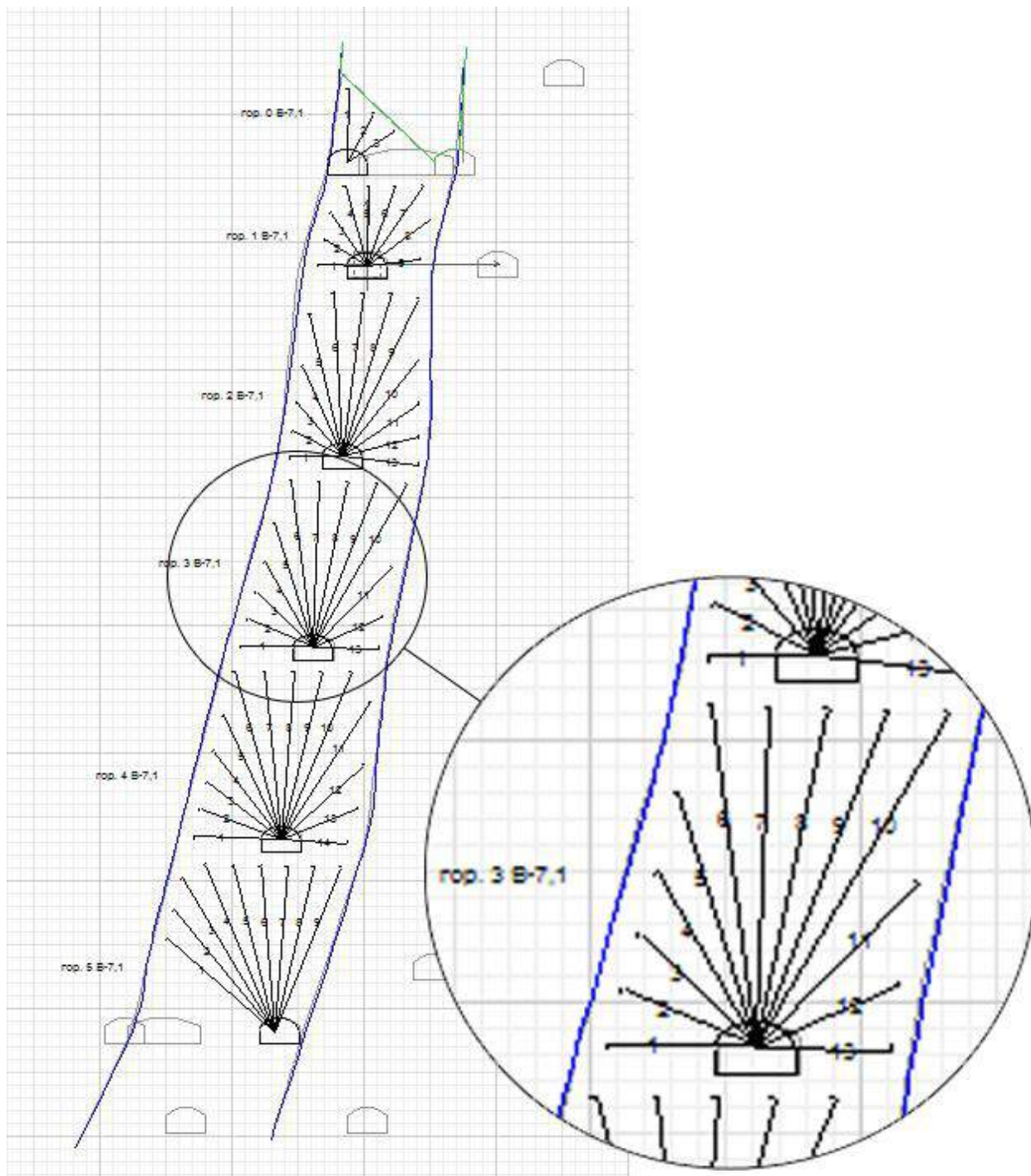


Рис. 4.7. Базовый вариант параметров БВР при отработке камеры на шахте «Смолинская» ГП «ВостГОК»

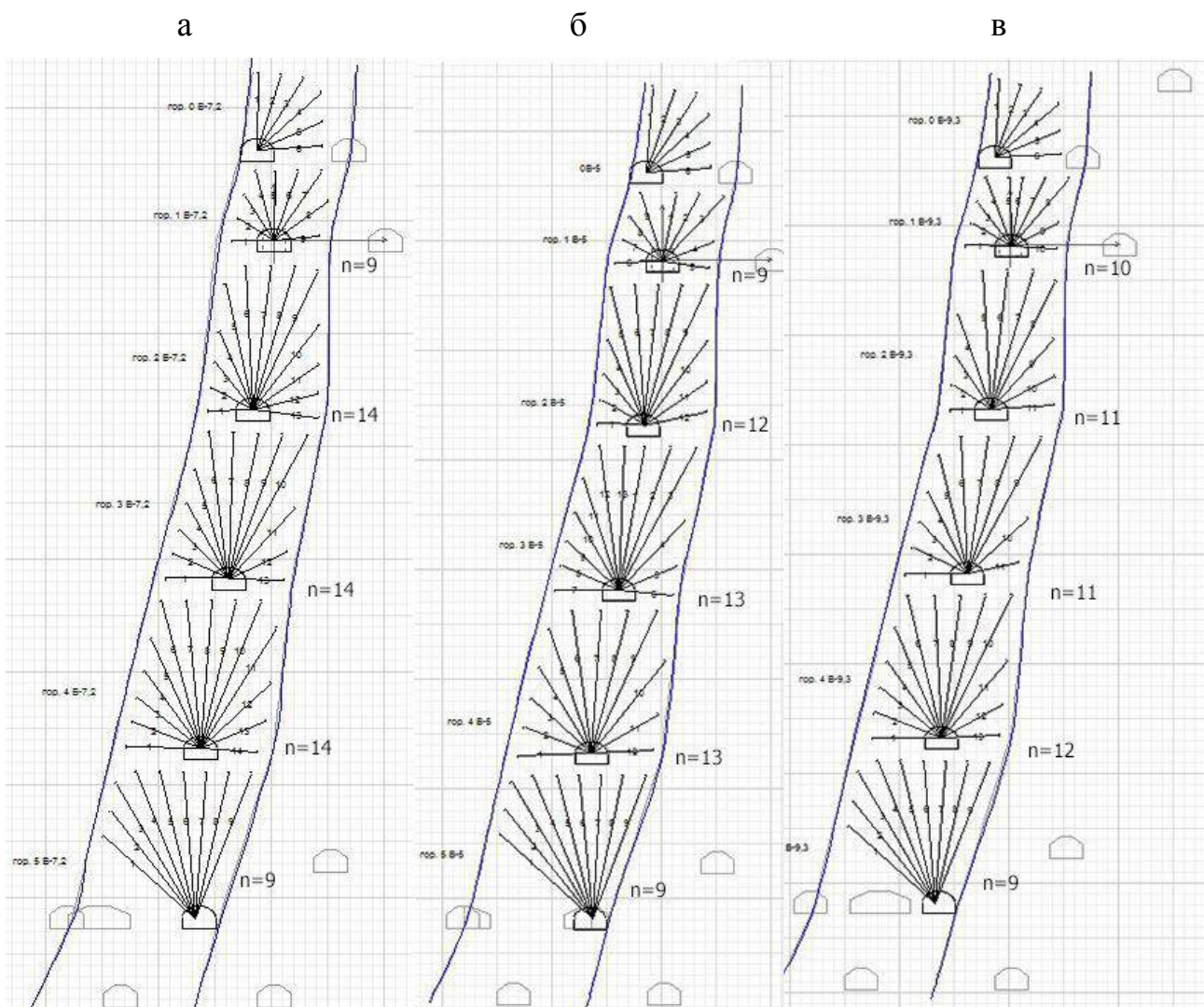


Рис. 4.8. Предлагаемый вариант усовершенствования параметров разрушения массива при 60, 70 и 80% отработки камеры на основе проведенных исследований для гор. 1 – 5 на глубинах 550 – 640 м; а, б, в – поперечное сечение камеры при 60, 70 и 80% отработки камерных запасов соответственно

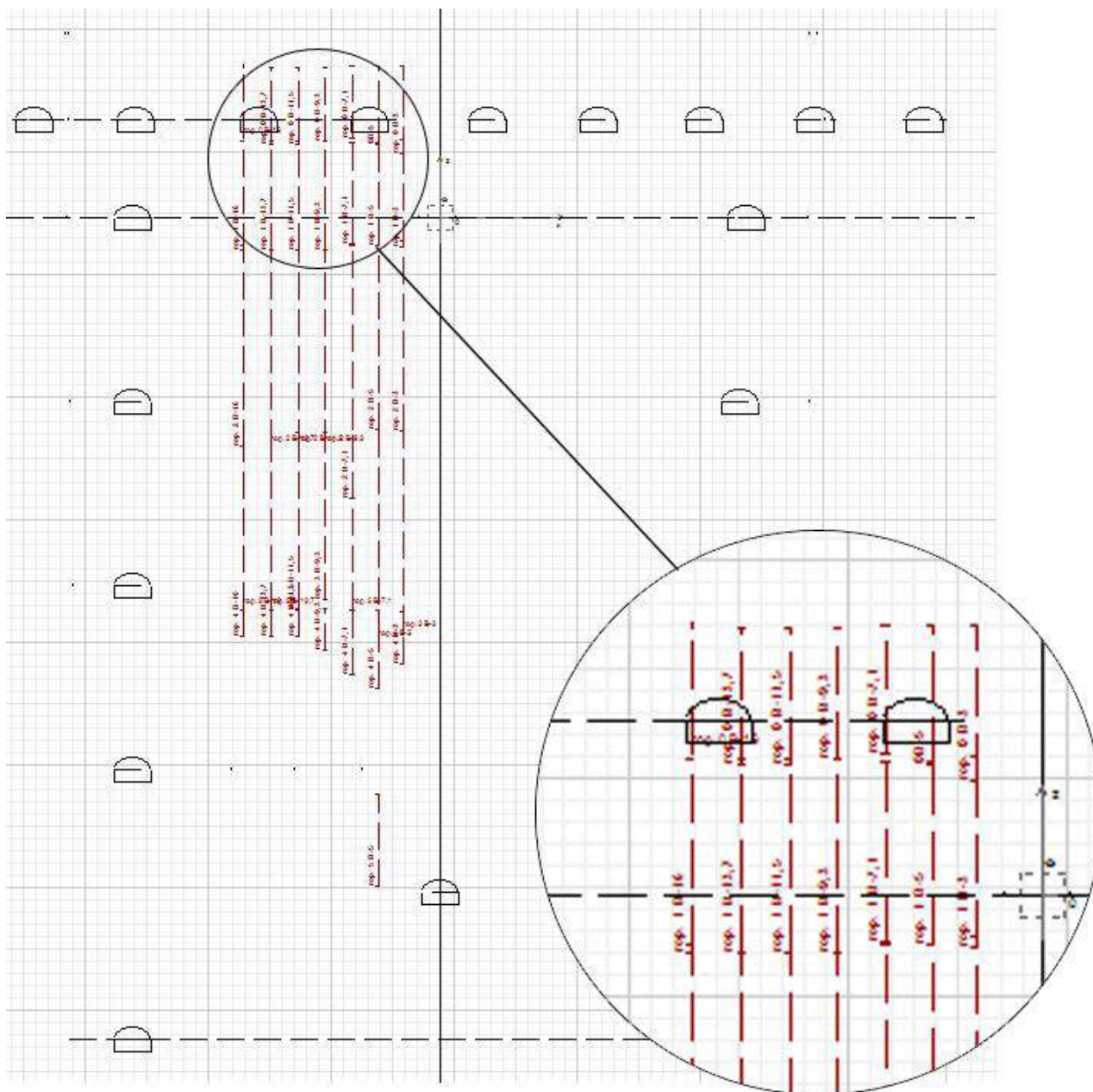


Рис. 4.9. Предлагаемый вариант усовершенствования параметров разрушения массива при 60 – 70% отработки камеры на основе проведенных исследований для горизонтов 1 – 5

Для получения конечных параметров разрушения ураносодержащего массива применим таковой расчет этих параметров.

Определение величины линии наименьшего сопротивления производится по «Временной методике расчета параметров буровзрывных работ при системе разработки подэтажными штреками (ортами)», утвержденной руководством головного управления от 13.06.1976 года.

Расчет ЛНС для варианта скважины $d_{скв} = 85$ мм.

$$W = K_{mp} \cdot \frac{90}{\sqrt{f}} \cdot \sqrt{\frac{L}{L_{эм} \cdot m}} \cdot d_{скв} = 0,95 \cdot \frac{90}{\sqrt{18}} \cdot \sqrt{\frac{0,85}{0,51 \cdot 2,17}} \cdot 8,5 = 1,5 \text{ м,}$$

где K_{mp} – коэффициент, учитывающий трещиноватость горного массива, $K_{mp} = 0,95$; f – крепость горных пород; $f = 18$; $L_{эм} = A_{эм} \cdot P = 0,85 \cdot 0,6 = 0,51$ – объемная концентрация энергии эталонного ВВ, Ккал/см³; $L = A_{ВВ} \cdot p = 0,995 \cdot 1,0 = 0,995$ – тоже для применяемого ВВ, Ккал/см³; h – максимальная высота подэтажа, $h = 15$ м; m – коэффициент сближения зарядов $m = 3,0 - k \cdot \frac{h}{B} \cdot d_{скв} = 3,0 - 0,13 \cdot \frac{15}{20} \cdot 8,5 = 2,17$, м; B – ширина камеры, $B = 20$ м; $d_{скв}$ – диаметр скважин 85 мм; k – коэффициент зависящий от h/b и других горнотехнических факторов, при $h/b = 1,0 \dots 1,3$ $k = 0,13$ при $h/b > 1,3$ $k = 0,1$; P – плотность заряжения кг/см³.

Расстояния между концами скважин определяется выражением:

$$a = m \cdot W = 2,17 \cdot 1,5 = 3,2 \text{ м.}$$

При изменении коэффициента сближения зарядов следует: $a \cdot W$ должно сохраняться постоянным (согласно методике расчета).

Учитывая горно-технические факторы (повышенная вязкость горных пород, слабая трещиноватость), а так же накопленный опыты по испытанию параметров буровзрывных работ на месторождении, ЛНС между веерами для $d_{скв} = 85$ мм составляет 2 метра.

Тогда из произведения $a \cdot W = 3,2 \cdot 1,5 = 4,8$ м, следует: $a = 2,4$ м, а $W = 2$ м, для диаметра скважин $d_{скв} = 85$ мм (учитывается, что обуревание камер производится станками НКР-100М и БУ-85).

Итак, методика уточнения параметров разрушения напряженно-деформированного массива руды будет иметь такие уточняющие коэффициенты:

– линия наименьшего сопротивления зарядов с учетом напряженно-деформированного состояния массива:

$$W_{\sigma} = k_{\sigma}^w \cdot K_{mp} \cdot \frac{90}{\sqrt{f}} \cdot \sqrt{\frac{L}{L_{эм} \cdot m}} \cdot d_{скв},$$

где k_{σ}^w – коэффициент, учитывающий разупрочнение массива руды по результатам теоретических, лабораторных и промышленных исследований

$$k_{\sigma}^w = 0,815 \cdot \ln(l_k) - 1,7525;$$

– расстояние между концами скважин с учетом напряженно-деформированного состояния массива:

$$a_{\sigma} = k_{\sigma}^a \cdot W \cdot m,$$

где k_{σ}^a – коэффициент, учитывающий разупрочнение массива руды по результатам теоретических, лабораторных и промышленных исследований:

$$k_{\sigma}^a = 0,7756 \cdot \ln(l_k) - 1,6992.$$

В итоге уточненный график коэффициентов имеет вид (рис. 4.10)

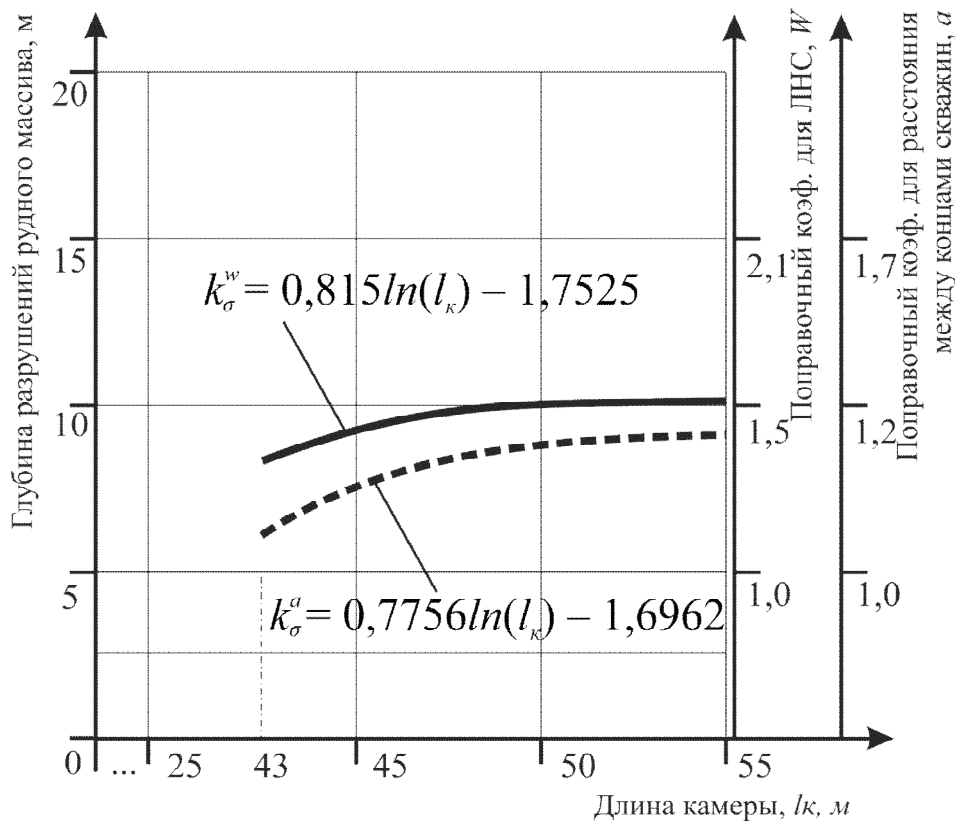


Рис. 4.10. Графическое определение области рационализации параметров разрушения массива руды в виде поправочных коэффициентов для W и a

4.4. Экономическая оценка принятых технологических решений

Экономическая оценка базового варианта технологии отбойки руды в очистной камере предусматривающая взрывание вееров глубоких скважин, которые расположены параллельно плоскости отрезной щели [133, 134].

1. Определяем затраты материалов на отбойку руды в очистной камере

$$Z_m = n_\delta \cdot C_\delta + n_{BB} \cdot C_{BB} + n_{ДШ} \cdot C_{ДШ} + H_{p.k.} \cdot \frac{A_{Oч}}{1000} \cdot C_k + H_{p.б.с.} \cdot \frac{A_{Oч}}{1000} \cdot C_{б.с.}, \text{ грн}, \quad (4.8)$$

где n_δ – расход детонаторов на отбойку руды в камере.

$$n_\delta = 2 \times N_{скв} \times N_{веер}, \text{ шт}, \quad (4.9)$$

где $N_{скв}$ – количество скважин в веере.

$$N_{скв} = \frac{Ш_k + B_{подэт}}{a}, \text{ шт}, \quad (4.10)$$

где $B_{подэт}$ – высота подэтажа, м; a – расстояние между концами скважин согласно рабочему проекту камеры, м; $N_{веер}$ – количество вееров в камере.

$$N_{веер} = \frac{D_k}{W} \times N_{подэт}, \text{ шт}, \quad (4.11)$$

где $N_{подэт}$ – количество подэтажей в камере.

$$L_{скв}^{камере} = l_{скв}^{веер} \times N_{веер}, \text{ м}; \quad (4.12)$$

$$l_{скв}^{веер} = \frac{2 \times Ш_k \times B_{подэт}}{a}; \quad (4.13)$$

$$n_{ДШ} = L_{скв}^{камере} \times 0,7, \text{ м}, \quad (4.14)$$

где 0,7 – поправочный коэффициент.

Найдем расход ВВ на отбойку руды в камере:

$$n_{ВВ} = L_{ВВ} \times n_{ВВ}^{скв}, \text{ кг}, \quad (4.15)$$

где $n_{ВВ}^{скв}$ – расход ВВ на один метр скважины, 9 кг/м.;

$$L_{ВВ} = L_{скв}^{камере} \times 0,66, \text{ м}, \quad (4.16)$$

где 0,66 – поправочный коэффициент; $Ц_д$ – себестоимость одного детонатора, грн.; $n_{ВВ}$ – расход ВВ на отбойку руды в камере, кг; $Ц_{ВВ}$ – себестоимость 1 кг ВВ, грн.; $n_{ДШ}$ – расход ДШ на отбойку руды в камере, м.; $Ц_{ДШ}$ – себестоимость 1 м ДШ, грн.; $H_{р.к.}$ – норма расхода буровых коронок на 1000 т руды; $H_{р.к.} = 0,02$ шт./1000 т; $Ц_k$ – себестоимость одной коронки, грн; $H_{р.б.с.}$ – норма расхода буровых штанг на 1000 т руды; $H_{р.б.с.} = 0,045$ шт./1000 т; $Ц_k$ – себестоимость одной буровой штанги, грн; $Ц_{б.с.}$ – цена буровой стали, грн; $A_{оч}$ – масса отбиваемой руды в камере, т:

$$A_{оч} = Ш_k \times Д_k \times B_k \times \gamma_p, \text{ т}, \quad (4.17)$$

где $Ш_k$ – ширина камеры, м; $Д_k$ – длина камеры, м; B_k – высота камеры, м; γ_p – плотность руды, т/м³.

2. Определяем расход сжатого воздуха на зарядание вееров машиной УТЗ-1 и обуривание камеры машиной НКР-100МПА

$$Q_{сж.в} = n_{ВВ} \times q_{возд}^{УТЗ-1} + t_{бур} \times q_{возд}^{НКР-100МПА}, \text{ м}^3, \quad (4.18)$$

где $q_{возд}^{УТЗ-1}$ – расход сжатого воздуха УТЗ-1 на зарядку 1 т ВВ, м³; $q_{возд}^{НКР-100МПА}$ – расход сжатого воздуха НКР-100МПА, м³/мес; $t_{бур}$ – время обуривания камеры НКР-100МПА, мес.

$$t_{бур} = \frac{N_{бур}^{скв}}{n_{смен} \times n_{суток}^{мес}}, \text{ мес}, \quad (4.19)$$

где $n_{смен}$ – количество смен в сутках, шт.; $n_{суток}^{мес}$ – количество суток в месяце, шт.

3. Определяем стоимость пневматической энергии, необходимой для отбойки руды в камере

$$З_э = Q_{сж.в} \cdot Ц_{сж.в}, \text{ грн}, \quad (4.20)$$

где $C_{сж.в}$ – стоимость 1 м³ сжатого воздуха, грн.

4. Определяем основную заработную плату бурильщика IV разряда на бурение эксплуатационных скважин:

$$З_{1о.3П} = N_{бур}^{скв} \times (T_{став} + П + Д + П_{прираб}), \text{ грн.} \quad (4.21)$$

где $N_{бур}^{скв}$ – необходимое количество смен для бурения скважин в камере, смена;

$$N_{бур}^{скв} = \frac{L_{скв}^{камере}}{H_{выр}^{бур}}, \text{ смена,} \quad (4.22)$$

где $H_{выр}^{бур}$ – сменная норма выработки по бурению скважин, м/смен; $T_{став}$ – тарифная ставка, грн/смену; $П$ – 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.

5. Определяем дополнительную заработную плату бурильщика [135]

$$З_{1д.3П} = 0,2 \times З_{о.3П}, \text{ грн.} \quad (4.23)$$

6. Определяем отчисления на социальное страхование:

$$З_{1соц.ст} = 0,375 \cdot (З_{о.3П} + З_{д.3П}), \text{ грн.} \quad (4.24)$$

7. Определяем основную зарплату двух взрывников IV разряда

$$З_{2о.3П} = N \cdot (T_{став} + П + Д + П_{прираб}), \text{ грн.} \quad (4.25)$$

$$N_{зар}^{скв} = \frac{n_{ВВ}}{H_{выр}^{зар}}, \text{ смена,} \quad (4.26)$$

где $N_{зар}^{скв}$ – необходимое количество смен для заряжания скважин в камере, смен; $H_{выр}^{зар}$ – сменная норма выработки по заряжанию скважин, кг/смен.

8. Определяем дополнительную заработную плату взрывников по формуле 4.23.

9. Определяем отчисления на социальное страхование по формуле 4.24.

10. Определяем суммарную основную заработную плату:

$$З_{о.3П} = З_{1о3П} + З_{2о3П}, \text{ грн.} \quad (4.27)$$

11. Определяем суммарную дополнительную заработную плату:

$$З_{д.3П} = З_{1д3П} + З_{2д3П}, \text{ грн.} \quad (4.28)$$

12. Определяем суммарные отчисления на социальное страхование:

$$З_{соц.ст} = З_{1соц.ст} + З_{2соц.ст}, \text{ грн.} \quad (4.29)$$

13. Определяем амортизационные отчисления по используемому оборудованию за время выполнения работ по бурению и заряжанию скважин:

$$A = \frac{0,15 \times C_{НКР-100МПА}}{12} \cdot t_{бур} + \frac{0,15 \times C_{УТЗ-1}}{12} \cdot t_{зар}, \text{ грн.} \quad (4.30)$$

где $C_{НКР-100МПА}$ – себестоимость НКР-100МПА, грн; $t_{бур}$ – время обуривания камеры, мес.; $C_{УТЗ-1}$ – себестоимость УТЗ-1, грн; $t_{зар}$ – время зарядки камеры, мес.

$$t_{зар} = \frac{N_{зар}^{скв}}{n_{смен} \times n_{суток}^{мес}}, \text{ мес.} \quad (4.31)$$

14. Определяем себестоимость отбойки запасов очистной камеры по формуле:

$$C = Z_m + Z_э + Z_{о.зп} + Z_{д.зп} + Z_{соц.ст} + A, \text{ грн,} \quad (4.32)$$

где Z_m – затраты на материалы, грн.; $Z_э$ – затраты энергии, грн.; $Z_{о.зп}$ – суммарные затраты на основную заработную плату, грн.; $Z_{д.зп}$ – суммарные затраты на дополнительную заработную плату, грн.; $Z_{соц.ст}$ – суммарные затраты на социальное страхование, грн.; A – амортизационные отчисления, грн;

15. Определяем себестоимость 1 т руды при отработке запасов камеры:

$$C_{1т} = \frac{C}{A_{оч}}, \text{ грн/т.} \quad (4.33)$$

Результаты расчетов сведены в табл. 4.3.

Экономическая эффективность от применения предлагаемых уточненных буровзрывных параметров при условии, что не будет изменяться применяемое горное оборудование и элементы системы разработки, составит 745 864,47 грн. Внедрение рационального способа отбойки с учетом влияния очистных камер в условиях ГП «ВостГОК» шахта «Смолинская» приведет к снижению себестоимости БВР до 25%.

Экономическая эффективность от применения предлагаемых уточненных буровзрывных параметров при условии, что в наличии будет оборудование, способное бурить скважины до 22 м, а так же изменяться элементы системы разработки (увеличение расстояния между буровыми горизонтами), но при этом останется неизменным количество буровых горизонтов, составит 519 530,65 грн. Внедрение рационального способа отбойки с учетом влияния очистных камер в условиях ГП «ВостГОК» шахты «Смолинская» с дополнительными рекомендациями приведет к снижению затрат на буровзрывные работы до 47,8%.

Таблица 4.3

Калькуляция себестоимости добычи руды из камеры
без учета постоянных затрат на предприятии по состоянию на 2011 г.

Наименование параметров	Базовый вариант	Предлагаемый вариант	Предлагаемый вариант	Относительное уменьшение затрат, %	Уменьшение затрат по доп. рекомендациям, %
	Параметры БВР по ГП «ВостГОК»	Параметры БВР по НГУ	Параметры БВР по НГУ с доп. рекомендациям		
Затраты материалов на очистную отбойку руды, грн.	445 323,94	333 665,16	232 400,94	25,07	47,81
Расход сжатого воздуха на зарядание вееров, м ³ /мес	2 346 068,57	1 758 165,60	1 224 726,36	25,06	47,80
Стоимость пневмоэнергии, необходимой для отбойки руды в камере, грн.	445 753,03	334 051,46	232 698,01	25,06	47,80
Затраты на основную зарплату, грн.	29 157,15	21 850,95	15 221,25	25,06	47,80
Затраты на дополнительную зарплату, грн.	5 831,43	4 370,19	3 044,25	25,06	47,80
Затраты на социальное страхование, грн.	13 120,72	9 832,93	6 849,56	25,06	47,80
Амортизационные отчисления, грн.	5 437,73	4 072,45	2 836,63	25,11	47,83
Себестоимость отбойки запасов очистной камеры, грн.	995 449,18	745 864,47	519 530,65	25,07	47,81
Себестоимость 1 т руды при отработке запасов камеры, грн.	4,97	3,73	2,60	25,07	47,81
Экономический эффект по очистной камере, грн.	995 449,18	745 864,47	519 530,65	25,07	47,81

Предлагаемые пути совершенствования очистных работ во вторичной камере повлекут за собой уменьшение затрат на бурение, зарядание, вторичное дробление и вследствие этого позволят снизить себестоимость добытой 1 т горной массы на 15 – 30%.

Полученные результаты эффективности рационального способа отбойки камерных запасов с учетом разгруженности массива представлены в работе [136].

4.5. Выводы

1. Установлены размеры и форма областей вероятных разрушений вокруг очистных камер. Выявлено, что разрушения в массиве зависят от места нахождения отбиваемых слоев в камере. Это позволило установить закономерности влияния очистного пространства на величину разрушений в массиве и как следствие – рационализировать параметры буровзрывных работ с учетом местоположения буровых горизонтов в камере. Установлено, что влияние очистного пространства при отработке 60 % запасов камеры достигает своих максимальных значений на буровых горизонтах 2, 3 и 4 относительно откаточного, а для горизонта 5 – после 80 % отработки запасов. Уравнение зависимости разрушений имеет вид: $U = al_k^3 - bl_k^2 + cl_k - d$, где коэффициенты a , b , c и d соответствуют буровым горизонтам. Результатом теоретических исследований является установление зависимости, описывающей разрушения массива с учетом размеров очистной камеры для отдельных буровых горизонтов.

2. Исследована качественная картина деформаций с помощью метода моделирования на базе эквивалентных материалов, распространяющихся по всей мощности залежи, что говорит о возможности оптимального выбора расстояния между концами скважин. При установлении зависимости между ЛНС и расстоянием между концами скважин a был определен поправочный коэффициент для показателя сближения зарядов, который коррелируется в пределах 30 % от базовой ЛНС для конкретных горизонтов и отдельных вееров скважи. Он имеет вид: $a = (1,0 - 1,3) \cdot W \cdot m'$.

3. С помощью натуральных исследований процесса отбойки руды за период отработки запасов исследуемых очистных камер установлено, что изменение гранулометрического состава горной массы, выпускаемой из блоков, изменение затрат ВВ и средств инициирования на вторичное дробление зависит от напряженного состояния массива. Результаты промышленных исследований влияния очистного пространства на затраты вторичного дробления и выход негабарита показали, что они интенсивно снижаются при 60 – 75 % отработки камерного запаса и затухают при достижении камерами проектных размеров. Результатом промышленных исследований является полученная степенная зависимость, описывающая изменение затрат на вторичное дробление с учетом от размеров очистного пространства камер, которая имеют вид $A_m = -al_k^3 + bl_k^2 - cl_k + d$.

4. Выполнен экономический расчет целесообразности разработанных технологических решений по сравнению с базовым вариантом. Определены закономерности распространения деформаций или разрушений в массиве. Обоснованы рациональные параметры БВР и установлена экономическая эффективность внедрения технологических решений по рационализации буровзрывных работ в условиях действующей шахты ГП «ВостГОК».

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Монография является законченной научно-исследовательской работой, в которой решена актуальная научно-практическая задача обоснования рациональных параметров буровзрывных работ – добычи урановых руд подземным способом в условиях урановых шахт Украины.

Основные результаты исследований состоят в следующем:

1. Выполнен анализ запасов урановой руды, тенденций развития технологий и потребления уранового сырья в Украине. Исследования показали, что современный объем его добычи на шахтах ГП «ВостГОК», постоянно растет и обеспечивает 30% от необходимого для страны.

2. В результате выполненного анализа применения БВР можно утверждать, что веерное расположение скважин при производстве очистных работ на шахтах Украины используется широко по сравнению с другими способами отбойки рудных полезных ископаемых. Обоснована необходимость определения параметров разрушения массива для урановых руд, залегающих в альбититах, прочностью 120 – 180 МПа с неявным разделением массива руды и породы.

3. Проведен анализ методов исследования напряженно-деформированного состояния горных пород. Для теоретического исследования выбран термодинамический метод. Для лабораторных исследований выбран метод моделирования на эквивалентных материалах. Для промышленного исследования выбран метод с использованием маркшейдерских съемок.

4. Для установления влияния очистного пространства камер на формирование зон напряженно-деформированного состояния и определения параметров разрушения массива с учетом места заложения буровых горизонтов и степени отработки запасов камеры научно обоснован термодинамический метод моделирования и этапы его выполнения.

5. Обоснован метод моделирования на эквивалентных материалах для изучения процессов деформирования массива, вмещающего очистную камеру. Согласно основным положениям теорий подобия определены физико-механические характеристики основных материалов и этапы выполнения моделирования.

6. Выбран метод маркшейдерских съемок в качестве косвенного метода определения напряженно-деформированного состояния массива. Доказана его адекватность для проверки сходимости с теоретическими и лабораторными исследованиями. Определены основные исследовательские этапы метода.

7. В массиве, вмещающем очистное пространство, определены действующие радиальные напряжения (с учетом очистных работ), которые зависят от места нахождения отбиваемых слоев по высоте камеры, по буровым горизонтам. Это позволило выявить закономерности влияния размеров очистного пространства на НДС массива, которые описываются степенной зависимостью.

8. На базе метода моделирования на эквивалентных материалах показано влияние очистного пространства на деформирование массива модели в виде степенной зависимости.

9. Методом маркшейдерской съемки косвенно определен уровень напряженно-деформированного состояния отбиваемых слоев руды. Результаты про-

мышленных исследований влияния очистного пространства на затраты вторичного дробления и выход негабарита показали, что затраты интенсивно снижаются при 60–75% отработки запасов камеры и продолжают менее интенсивно снижаться до момента достижения проектных размеров очистной камеры. Результатом промышленных исследований является степенная зависимость, описывающая изменение затрат на вторичное дробление в зависимости от ширины очистного пространства камеры.

10. Установлены размеры и форма областей вероятных разрушений вокруг очистных камер. Выявлено, что разрушения в массиве зависят от места нахождения отбиваемых слоев в камере. Это позволило установить закономерности влияния очистного пространства на величину разрушений в массиве и как следствие – рационализировать параметры буровзрывных работ с учетом местоположения буровых горизонтов относительно камеры. Установлено, что влияние очистного пространства при отработке 60% запасов камеры достигает своих максимальных значений на 2, 3 и 4 буровых горизонтах относительно откаточного, а для горизонта 5 после 80% отработки запасов. Уравнение зависимости разрушений имеет вид: $U = al_k^3 - bl_k^2 + cl_k - d$, где коэффициенты a , b , c и d соответствуют буровым горизонтам. Результатом теоретических исследований является установление зависимости, описывающей разрушения массива в зависимости от размеров очистной камеры для отдельных буровых горизонтов.

11. Исследована качественная картина деформаций на базе метода моделирования на эквивалентных материалах, распространяющихся по всей мощности залежи, что говорит о возможности оптимального выбора расстояния между концами скважин. При установлении зависимости между ЛНС и расстоянием между концами скважин a был определен поправочный коэффициент для показателя сближения зарядов, который коррелируется в пределах 30% от базовой ЛНС для конкретных горизонтов и отдельных вееров скважи и имеет вид $a = (1,0 - 1,3) \cdot W \cdot m'$.

12. С помощью натуральных исследований процесса отбойки руды за период отработки запасов исследуемых очистных камер установлено, что изменение гранулометрического состава горной массы, выпускаемой из камер, изменение затрат ВВ и средств инициирования на вторичное дробление зависят от напряженного состояния массива. Результаты промышленных исследований влияния очистного пространства на затраты вторичного дробления и выход негабарита показали, что они интенсивно снижаются при 60–75% отработки камерного запаса и затухают при достижении камерами проектных размеров. Результатом промышленных исследований является полученная кубическая зависимость, описывающая изменение затрат на вторичное дробление в зависимости от размеров очистного пространства камер, которая имеет вид: $A_m = -al_k^3 + bl_k^2 - cl_k + d$.

13. Выполнен экономический расчет целесообразности разработанных технологических решений по сравнению с базовым вариантом. Определены закономерности распространения деформаций или разрушений в массиве. Обоснованы рациональные параметры БВР и установлена экономическая эффективность внедрения технологических решений по рационализации буровзрывных работ в условиях действующей шахты ГП «ВостГОК».

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Чернова А.П. Добыча и переработка урановых руд в Украине / А.П. Чернова, М.И. Бабак, Ю.И. Кошик, О.К. Авдеев [и др.]. – К.: АДЕФ-Украина, 2001. – 238 с.
2. Недельский А.Г. Обоснование оптимальных параметров буровзрывных работ и качество дробления при скважинной отбойке руд / А.Г. Недельский, Ю.А. Савельев, А.Х. Дудченко, А.И. Курашов // Науковий вісник НГУ. – 2004. – № 4. – С. 22 – 24.
3. Ефремов Э.И. Взрывное разрушение выбросоопасных пород в глубоких шахтах / Э.И. Ефремов, В.Н. Харитонов, И.А. Семенук. – М.: Недра, 1979. – 253 с.
4. Клочков В.Ф. Физико-технические основы взрывного разрушения напряженных пород при проведении подземных выработок: автореф. дис. ... д-ра техн. наук: 05.15.11 / В.Ф. Клочков; [Ленинградский горный институт]. – Л., 1984. – 36 с.
5. Корнеев Г.П. Влияние условий взрывания на эффективность разрушения горных пород / Корнеев Г.П., Кривошта В.П., Подозерский Д.С. [и др.]. – Л.: Наука, 1979. – 120 с.
6. Миндели Э.О. К исследованию разрушения статически напряженных сред действием взрыва / Э.О. Миндели // Взрывное дело № 67/24. – М., 1969. – С. 12 – 18.
7. Фугзан М.М. Изучение действия взрыва в предварительно напряженной среде / М.М. Фугзан // Физико-технические исследования разработки и обогащения руд. – М.: Изд-во ИФЗ АН СССР, 1973. – С. 29 – 39.
8. Ковтун И.Н. Внедрение и исследование рациональных параметров взрывной отбойки горной массы / И.Н. Ковтун, П.И. Федоренко. – К.: Знание, 1979. – 36 с.
9. Ханукаев А.Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом / А.Н. Ханукаев. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 200 с.
10. Левин Б.В. Влияние горного давления на эффективность короткозамедленного взрывания в лавах / Б.В. Левин // Взрывное дело № 59/16. – М., 1966. – С. 197 – 202.
11. Капленко Ю.П. Пути повышения эффективности взрывной отбойки руды при камерных системах разработки / Ю.П. Капленко // Metallургическая промышленность. – 1975. – № 2. – С. 36 – 37.
12. Семешин В.З. Подземная разработка железорудных месторождений / В.З. Семешин, Е.О. Прилипенко, А.С. Колодезнев. – К.: Техника, 1981. – 159 с.
13. Капленко Ю.П. Влияние напряженно-деформированного состояния массива на эффективность отбойки руды при очистной выемке / Ю.П. Капленко // Разработка рудных месторождений. – К.: Техніка. – 1977. – Вып. 24. – С. 23 – 26.
14. Лескин И.Д. Влияние напряженного состояния взрываемого горного массива на эффективность подземной массовой отбойки / И.Д. Лескин // Разработка и обогащение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1978. – С. 67 – 71.

15. Машуков В.И. Совершенствование БВР с учетом горного давления / В.И. Машуков, В.А. Еременко, В.С. Лелько // Горный журнал. – 1982. – № 10. – С. 32 – 34.
16. Койлов В.Г. Разрушение напряженных твердых сред взрывом / В.Г. Койлов, И.А. Семенюк, Л.Ф. Черныгина [и др.]. – К.: Наукова думка, 1975. – 52 с.
17. Родзевилло В.М. Использование напряженного состояния массива при отбойке крепких руд / В.М. Родзевилло, И.Т. Требухов, А.И. Котельников [и др.] // Горный журнал. – 1983. – № 1. – С. 47 – 48.
18. Марков Г.А. Эффективность использования энергии взрыва в условиях изменения напряженного состояния массива / Г.А. Марков, М.М. Фугзан, Д.С. Подозерский // Регулирование действия взрыва при массовой отбойке. – Апатиты, 1977. – С. 3 – 7.
19. Воронков А.А. БВР в условиях высокой напряженности пород / А.А. Воронков, Д.С. Подозерский, М.М. Фугзан // Технология разработки рудных месторождений и проблемы освоения больших глубин. – Л.: Наука, 1980. – С. 72 – 88.
20. Ривкин И.Д. Деформированное состояние массива и энергоемкость отбойки / И.Д. Ривкин, М.И. Семенко, В.В. Сакович // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – М., 1975. – № 5. – С. 83 – 88.
21. Лебедев Т.О. Упругие свойства горных пород при высоких давлениях / Т.О. Лебедев, Д.В. Корниец, В.И. Шаповал. – К.: Наукова думка, 1972. – 183 с.
22. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах / В.Н. Мосинец. – М.: Недра, 1976. – 271 с.
23. Клочков В.Ф. Влияние скорости динамического нагружения горного массива на эффективность его разрушения / В.Ф. Клочков // Разработка рудных месторождений. – К.: Техніка. – 1978. – Вып. 27. – С. 22 – 25.
24. Ханукаев А.Н. Снижение напряженности горного массива с помощью взрывов / А.Н. Ханукаев, Н.Ф. Кусов, В.И. Пшеничный [и др.]. – М.: Наука, 1979. – 120 с.
25. Авдеев Г.Ф. Критерий роста радиальных трещин при взрывном разрушении напряженных массивов / Г.Ф. Авдеев, Э.А. Нимский // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – М., 1985. – № 4. – С. 36 – 40.
26. Авдеев Г.Ф. Отбойка крупноблочных руд в условиях повышенного напряженного состояния / Г.Ф. Авдеев, О.В. Славиковский, А.А. Смирнов [и др.] // Горный журнал. – 1986. – № 5. – С. 31 – 33.
27. Капленко Ю.П. Закономерности распространения волн в напряженном массиве горных пород // Разработка рудных месторождений. – К.: Техніка. – 1980. – Вып. 30. – С. 47 – 51.
28. Вагаев А.В. Оценка влияния глубины разработки на удельный расход ВВ при подземной разработке месторождений полезных ископаемых / А.В. Вагаев // Горный журнал. – 1978. – № 6. – С. 63 – 64.
29. Миндели Э.О. Взрывные работы на глубоких горизонтах шахт / Э.О. Миндели, Л.А. Вайштейн, П.А. Демчук. – Донецк: Донбасс, 1971. – 96 с.

30. Ключков В.Ф. Влияние напряженного состояния горного массива на величину удельного расхода ВВ при проходке выработок / В.Ф. Ключков // Разработка рудных месторождений. – К.: Техніка. – 1977. – Вып. 24. – С. 21 – 23.
31. Ключков В.Ф. Методика определения удельного расхода ВВ при проведении выработок на глубоких горизонтах / В.Ф. Ключков // Разработка рудных месторождений. – К.: Техніка. – 1983. – Вып. 36. – С. 44 – 47.
32. Трубецкой К.Н. Крупномасштабная взрывная отбойка на подземных рудниках / К.Н. Трубецкой, С.Д. Викторов, В.М. Закалинский // Горный журнал. – 2005. – № 4. – С. 43 – 47.
33. Еременко А.А. Крупномасштабные взрывы на удароопасных месторождениях / А.А. Еременко, В.А. Еременко, П.А. Филиппов [и др.] // Горный журнал. – 2002. – № 1. – С. 57 – 64.
34. Еременко А.А. Технология отбойки горного массива вертикальными концентрированными зарядами при массовом обрушении руд / А.А. Еременко, И.В. Машуков, В.Н. Никитин // Физические проблемы разрушения горных пород. – Новосибирск: Наука. – 2003. – С. 126 – 138.
35. Хоменко О.Е. Влияние пространственного ориентирования выработанного пространства на напряженность вмещающего массива / О.Е. Хоменко // Науковий вісник НГУ – 2002. – № 5. – С. 24 – 28.
36. Хоменко О.Е. К обоснованию рациональной технологии буровзрывных работ в условиях шахт ГП «ВостГОК» / О.Е. Хоменко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ – 2005. – № 10. – С. 3 – 6.
37. Хоменко О.Е. Крепление подготовительных выработок вблизи выработанного пространства железорудной шахты / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 3. – С. 5 – 7.
38. Бондаренко В.И. Технология крепления подготовительных выработок в условиях Южно-Белозерского железорудного месторождения / В.И. Бондаренко, О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 8. – С. 3 – 6.
39. Хоменко О.Е. Усовершенствованный способ подготовки очистных блоков для шахт Южно-Белозерского месторождения железных руд / О.Е. Хоменко // Науковий вісник НГУ. – 2007. – № 6. – С. 27 – 32.
40. Хоменко О.Е. Усовершенствование технологии добычи железных руд из охранных целиков / О.Е. Хоменко. – Днепропетровск, 2007. – 99 с.
41. Мутамбо В.П. Керування напруженим станом порід і параметрами їх відбійки вертикальними воронками на прикладі рудника Луаньшя (Замбія): автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.02 / В.П. Мутамбо. – Кривой Рог, 1999. – 18 с.
42. Малахов Г.М. Вскрытие и разработка рудных месторождений на больших глубинах / Г.М. Малахов, А.П. Черноус. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 300 с.
43. Малахов Г.М. Горное давление на рудниках Криворожского бассейна / Г.М. Малахов, В.Ф. Лавриненко // Горный журнал. – 1956. – № 6. – С. 14 – 17.
44. Малахов Г.М. Рациональный порядок очистной выемки для рудников Криворожского бассейна / Г.М. Малахов, В.Ф. Лавриненко, И.А. Кучерявенко // Горный журнал. – 1961. – № 3. – С. 19 – 24.

45. Андреев Д.Н. Научное обоснование технологий та параметров взрывной отбойки при подземном выделу руд в умовах техногенезу недр: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.02 / Д.Н. Андреев. – Кривий Ріг, 1999. – 18 с.
46. Корнеев Г.П. Влияние условий взрыва на эффективность разрушения горных пород / Г.П. Корнеев, В.П. Кривошта, Д.С. Подозерский [и др.]. – Л.: Наука, 1979. – 120 с.
47. Котельников В.М. Использование напряженного состояния массива при отбойке крепких руд / В.М. Котельников, И.Т. Родзевилло, А.И. Требухов [и др.]. // Горный журнал. – 1983. – № 1. – С. 47 – 48.
48. Машуков В.И. Совершенствование БВР с учетом горного давления / В.И. Машуков, В.А. Еременко, В.С. Лелько // Горный журнал. – 1982. – № 10. – С. 32 – 34.
49. Цариковский В.В. Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбаса / В.В. Цариковский, В.В. Сакович, А.В. Недзетский. – Кривой Рог: НИГРИ, 1987. – 75 с.
50. Попов С.О. Автоматизированная система определения оптимальных параметров буровзрывных работ при проектировании технологических схем отработки добычных блоков / С.О. Попов, Г.Т. Фаустов, П.А. Погорецкий // Научно-технический сборник. – Кривой Рог: НИГРИ, 2004. – № 85. – 200 с.
51. Малый А.Н. Изучение напряженно-деформированного состояния горного массива и устойчивости конструктивных элементов при камерной выемке с закладкой / А.Н. Малый, Е.П. Чистяков, С.В. Кулиш, В.И. Мошинский, Л.А. Русаненко // Сборник научных трудов. – Кривой Рог: НИГРИ, 2000. – 230 с.
52. Бондаренко В.И. Компьютерное моделирование напряженно-деформированного состояния пород вокруг пластовой выработки. Книга 1. Допредельная стадия деформирования системы «порода-крепь» / В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович, В.В. Фомичев. – Днепропетровск: ГНПП «Системные технологии», 2006.
53. Бондаренко В.И. Методология компьютерного моделирования проблемы устойчивости подземных выработок / В.И. Бондаренко, Ю.Б. Грядущий, А.И. Коваль, А.В. Вивчаренко // *Materialy Szkoly Eksploatacji Podzemnej* – 2010. – Krakow: Wydawnictwo IGSMiE PAN. – P. 1131 – 1138.
54. Черненко В.А. Совершенствование технологий отбойки руды глубокими скважинами на базе анализа отечественных изобретений / В.А. Черненко, С.И. Ляш, В.З. Семешин, Л.А. Штанько // Сб. науч. тр. Проблемы разработки руд черных металлов. – Кривой Рог: НИГРИ, 1991. – С. 4 – 7.
55. Лазаревич Л.М. О волне давления, возникающей после массовых взрывов / Л.М. Лазаревич, В.Д. Демин, Т.И. Лазаревич, В.А. Ваганова, В.К. Клишко // Сб. науч. тр. Проблемы разработки руд черных металлов. – Кривой Рог: НИГРИ, 1991. – С. 7 – 14.
56. Зорин А.Н. Разрушение горных пород путем воздействия статических и динамических полей напряжений / А.Н. Зорин // Сб. науч. тр. Совершенствование горно-рудного производства. – Кривой Рог: НИГРИ, 1990. – С. 87 – 91.

57. Яценко Е.И. Промышленные испытания нового способа отбойки массива скважинными зарядами / Е.И. Яценко, А.П. Григорьев, Е.Д. Прилипенко, Н.Г. Григорец, Ю.Ю. Кривенко // Сб. науч. тр. Разработка руд черных металлов. – Кривой Рог: НИГРИ, 1989. – С. 32 – 34.
58. Плеханов В.К. Инструктивные указания по повторной подземной разработке месторождений Криворожского бассейна / В.К. Плеханов, А.Н. Афанасьев, В.Р. Безух [и др.]. – Кривой Рог: НИГРИ, 1984. – 37 с.
59. Левин Б.В. Влияние горного давления на эффективность короткозамедленного взрывания в лавах / Б.В. Левин // Взрывное дело № 59/16. – М. – 1966. – С. 197 – 202.
60. Капленко Ю.П. Пути повышения эффективности взрывной отбойки руды при камерных системах разработки / Ю.П. Капленко // Metallurgical industry. – 1975. – № 2. – С. 36 – 37.
61. Семешин В.З. Подземная разработка железорудных месторождений / В.З. Семешин, Е.О. Прилипенко, А.С. Колодезнев. – К.: Техніка, 1981. – 159 с.
62. Капленко Ю.П. Влияние напряженно-деформированного состояния массива на эффективность отбойки руды при очистной выемке / Ю.П. Капленко // Разработка рудных месторождений. – К.: Техніка. – 1977. – Вып. 24. – С. 23 – 26.
63. Лескин И.Д. Влияние напряженного состояния взрываемого горного массива на эффективность подземной массовой отбойки / И.Д. Лескин // Разработка и обогащение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1978. – С. 67 – 71.
64. Капленко Ю.П. Методические указания по расчету параметров буровзрывных работ / Ю.П. Капленко. – Кривой Рог: Криворожский горнорудный институт, 1982. – 45 с.
65. Капленко Ю.П. Эффективность очистной выемки на железорудных шахтах / Ю.П. Капленко, А.А. Шершнева. – К.: Техніка. – 85 с.
66. Глушко В.Т. Проявление горного давления в глубоких шахтах / В.Т. Глушко. – К.: Наукова думка, 1971. – 199 с.
67. Жуков В.В. Напряженно-деформированное состояние слоистого массива / В.В. Жуков. – Л.: Наука, 1973. – 132 с.
68. Стренг Г. Теория метода конечных элементов / Г. Стренг, Дж. Фикс. – М.: Мир, 1977. – 349 с.
69. Сьярле Ф. Метод конечных элементов для эллиптических задач / Ф. Сьярле. – М.: Мир, 1980. – 512 с.
70. Амосин Б.З. Метод конечных элементов при решении задач горной механики / Б.З. Амосин, А.Б. Фадеев. – М.: Недра, 1975. – 144 с.
71. Зенкевич О. Метод конечных элементов в теории сооружений и механике сплошных сред / О. Зенкевич. – М.: Недра, 1974. – 240 с.
72. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике / О. Зенкевич. – М.: Мир, 1975. – 539 с.
73. Зенкевич О. Конечные элементы и аппроксимация / О. Зенкевич, К. Морган [Пер. с англ.]. – М.: Мир, 1986. – 318 с., ил.
74. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов / Л. Сегерлинд. – М.: Мир, 1979. – 392 с.

75. Кузнецов С.В. Методология расчета горного давления / С.В. Кузнецов, В.Н. Одинцов [и др.]. – М.: Наука, 1981. – 103 с.
76. Ержанов Ж.С. Метод конечных элементов в задачах механики горных пород / Ж.С. Ержанов, Т.Д. Каримбаев. – Алма-Ата: Наука, 1975.
77. Бреббия К. Применение метода граничных элементов в технике / К. Бреббия, В. Уонерс. – М.: Мир, 1982. – 247 с.
78. Партон В.З. Интегральные уравнения теории упругости / В.З. Партон, П.И. Пермен. – М.: Наука, 1977. – 312 с.
79. Якимчук Д.К. Применение метода граничных интегральных уравнений для решения пространственных задач статики теории упругости / Д.К. Якимчук, А.Л. Квинта. – К.: Ин-т проблем прочности АН УССР, 1979. – 65 с.
80. Лавриненко В.Ф. Напряженное состояние и физические свойства пород в зонах разгрузки вокруг горных выработок / В.Ф. Лавриненко, В.И. Лысак // Изв. вузов. Горный журнал. – М.: Недра, 1980. – № 10. – С. 29 – 32.
81. Лавриненко В.Ф. Перспективы применения камерных систем разработки на больших глубинах / В.Ф. Лавриненко, В.И. Лысак // Разработка рудных месторождений. – 1978. – Вып. 26. – С. 50 – 55.
82. Лавриненко В.Ф. Перераспределение начальных напряжений вокруг горных выработок по мере углубления / В.Ф. Лавриненко, В.И. Лысак // Разработка рудных месторождений. – К.: Техніка. – Вып. 28. – С. 52 – 58.
83. Лавриненко В.Ф. Физические процессы в массиве пород при нарушении равновесия / В.Ф. Лавриненко, В.И. Лысак // Изв. вузов. Горный журнал. – М.: Недра, 1993. – № 1. – С. 1 – 6.
84. Кузнецов Г.Н. Изучение проявления горного давления на моделях / Г.Н. Кузнецов, М.Н. Бунько, А.А. Филлипов [и др.]. – М.: Углетехиздат, 1959. – 283 с.
85. Кузнецов Г.Н. Моделирование проявления горного давления / Г.Н. Кузнецов, М.Н. Будько. – Л.: Недра, 1968.
86. Моделирование проявления горного давления / Г.Н. Кузнецов, М.Н. Будько, Ю.И. Васильев [и др.]. – М.: Недра, 1968.
87. Кузнецов Г.Н. Методы и средства решения задач горной геомеханики / Г.Н. Кузнецов, К.А. Ардашев, И.А. Филатов [и др.]. – М.: Недра, 1987. – 248 с.
88. Глушихин Ф.П. Моделирование в геомеханике / Ф.П. Глушихин, Г.Н. Кузнецов, М.Ф. Шклярский [и др.]. – М.: Недра, 1991. – 240 с.
89. Баклашов И.В. Геомеханика. Т. 2. Геомеханические процессы: учебник / И.В. Баклашов, Б.А. Картозия, А.Н. Шашенко, В.Н. Борисов. – М.: Изд-во МГУ, 2004. – 249 с.
90. Шашенко О.М. Механіка гірських порід: навч. посібник / О.М. Шашенко. – Дніпропетровськ: НГАУ України, 2002. – 302 с.
91. Насонов И.Д. Моделирование горных процессов / И.Д. Насонов. – М.: Изд-во «Недра». – 1969. – 204 с.
92. Насонов И.Д. Моделирование физических процессов в горном деле / И.Д. Насонов, В.И. Ресин. – М.: Изд-во академии горных наук, 1999. – 343 с.
93. Глушихин Ф.П. Моделирование в геомеханике / Ф.П. Глушихин, Г.Н. Кузнецов [и др.]. – М.: Недра, 1991.

94. Борисенко С.Г. Расчет на прочность элементов блоков при разработке рудных месторождений / С.Г. Борисенко, Е.Н. Комской. – К.: Техніка, 1970. – 79 с.
95. Хаилова-Малькова Р.И. Методика исследования напряжений поляризационно-оптическим методом / Р.И. Хаилова-Малькова. – М.: Наука, 1970. – 116 с.
96. Ардашев К.А. Методы и приборы для исследования проявлений горного давления: справочник / К.А. Ардашев, В.И. Ахматов, Г.А. Катков. – М.: Недра, 1981. – 128 с.
97. Катков Г.А. Исследования горного давления с применением фотоупругих элементов / Г.А. Катков. – М., Наука, 1976.
98. Глушко В.Т. Геофизический контроль в угольных шахтах / В.Т. Глушко, В.С. Ямщиков, А.А. Яланский. – К.: Наукова думка, 1978.
99. Ямщиков В.С. Ультразвуковые и звуковые методы исследования горных пород / В.С. Ямщиков. – М., 1964.
100. Тарасов Б.Г. Геоэлектрический контроль состояния массивов / Б.Г. Тарасов, В.В. Дырдин, В.В. Иванов. – М.: Недра, 1983. – 216 с.
101. Чепурной В.И. Исследование состояния горного массива с помощью ультразвукового анализа / В.И. Чепурной, В.А. Кривогубенко, А.И. Бойков // Сб. науч. тр. Проблемы горнодобывающей промышленности металлургического комплекса Украины. – Кривой Рог: НИГРИ. – 1994. – С. 54 – 55.
102. Агрикола Г. О горном давлении и металлургии / Г. Агрикола. – М.: Изд-во АН СССР, 1962 – С. 114 – 116.
103. Лавриненко В.Ф. Процессы подземных горных работ: методические указания Раздел «Горное давление»/ В.Ф. Лавриненко. – Кривой Рог: КГРИ, 1988. – 39 с.
104. Авершин С.Г. Горные удары / С.Г. Авершин. – М.: Углетехиздат. – 1955. – 235 с.
105. Квапил Р. Новые взгляды на вопросы теории давления горных пород и горных ударов / Р. Квапил // Горное давление. – М.: Изд-во лит. по горному делу. – 1961. – С. 275 – 297
106. Винокур Б.Ш. Предотвращение горных ударов на шахтах СУБРа / Б.Ш. Винокур // Безопасность труда в промышленности. – 1978. – № 7. – С. 39 – 41.
107. Тучаников И.А. Оценка напряженного состояния пород по результатам измерений на больших глубинах / И.А. Тучаников, Р.В. Медведев, Д.М. Губерман [и др.] // Напряженно-деформированное состояние и устойчивость скальных склонов и бортов карьеров. – Фрунзе: ИЛИМ, 1979. – С. 33 – 41.
108. Science News. 1976 – v. 109 – № 17. – 267 p.
109. Зезанов И.А. Сверхглубокое бурение / И.А. Зезанов. – М.: Наука, 1981. – 160 с.
110. Лавриненко В.Ф. Физические процессы, формирующие напряженное состояние массивов пород / В.Ф. Лавриненко // Изв. вузов. Горный журнал. – М.: Недра, 1978. – № 10. – С. 50 – 54.
111. Habberest M.K. Jheory of scale models as applied to the geologic structures // Bull. Geol. Soc. Amer. – 1937. – № 10.

112. Исследование плотности торных пород Центрального Казахстана при высоких давлениях // Физика земли. – 1970. – № 1.
113. Николин В.Н., Лысиков Б.А. Влияние глубины залегания пород Донбасса на их физико-механические свойства // Уголь. – 1964. – № 12. – С. 26 – 29.
114. Черненко А.Р. Геомеханическое обеспечение отработки залежей Кривбасса на глубоких горизонтах / А.Р. Черненко, В.П. Волощенко [и др.]. // Проблемы горного давления на больших глубинах при ведении подземных и открытых работ. – Кривой Рог.: НИГРИ. – 1990. – С. 6 – 8.
115. Лавриненко В.Ф. Метод определения начального напряженного состояния массивов скальных горных пород / В.Ф. Лавриненко, В.И. Лысак // Разработка рудных месторождений. – К.: Техніка. – 1977. – Вып. 24. – С. 16 – 20.
116. Лавриненко В.Ф. Условия равновесия напряжений в нетронутом массиве / В.Ф. Лавриненко // Изв. Вузов. Горный журнал. – 1982. – № 6. – С. 17 – 22.
117. Лавриненко В.Ф. Расчет устойчивой формы выработок для глубоких горизонтов железорудных шахт / В.Ф. Лавриненко, В.И. Лысак // Респ. межвед. науч.-техн. сб.: Разработка рудных месторождений. – К.: Техніка, 1981. – Вып. 32. – С. 13 – 18.
118. Динник А.Н. О давлении горных пород и расчет крепи круглой шахты / А.Н. Динник; в кн.: Статьи по горному делу. – М.: Углетехиздат, 1957. – С. 9 – 21.
119. Троценко В.Н. Труды Дальневосточного политехнического института / В.Н. Троценко. – 1985. – Вып. 1.
120. Лавриненко В.Ф. Труды КГРИ. – 1962. – Вып. 12.
121. Крупенников Г.А. Аналитические исследования в механике горных пород / Г.А. Крупенников, И.А. Филатов [и др.]. // Проблемы механики горных пород. – Новосибирск: Наука, 1971. – С. 128 – 137.
122. Кузнецов М.Н. Изучение проявлений горного давления на моделях / М.Н. Кузнецов, М.Н. Будько, А.А. Филипова [и др.]. – М.: Углетехиздат, 1959. – 239 с.
123. Корнієнко В.І. Логічні алгоритми обробки бінарних зображень в оптичному гранулометрі дроблених матеріалів / В.І. Корнієнко // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 11. – С. 89 – 90.
124. Средства передачи и обработки измерительной информации: учеб. пособие. – М.: Изд-во МГГУ, 1999. – 267 с.
125. Грузман И.С. Цифровая обработка изображений в информационных системах: учеб. пособие / И.С. Грузман, В.С. Киричук [и др.]. – Новосибирск: Изд-во НГТУ, 2002. – 352 с.
126. Капленко Ю.П. Методические указания по расчету параметров буровзрывных работ / Ю.П. Капленко. – Кривой Рог: КГРИ, 1982. – 45 с.
127. Воротеляк Г.А. Инструктивно-методические указания по выбору рациональных параметров буровзрывных работ при подземной очистной выемке / Г.А. Воротеляк [и др.]. – Кривой Рог: НИГРИ, 1977. – 54 с.

128. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. 2-е изд. перераб и доп. – М.: Недра, 1977. – 223 с.
129. Мартынов В.К. Проектирование и расчёт систем разработки рудных месторождений / В.К. Мартынов. – К.: – Донецк: Вища школа – Главное изд-во, 1987. – 216 с.
130. Баклашов И.В. Деформирование и разрушение породных массивов / И.В. Баклашов. – М.: Недра. – 1988. – 271 с.
131. Галаев Н.З. Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений / Н.З. Галаев. – М.: Недра. – 1990. – 176 с.
132. Хоменко О.Е., Мальцев Д.В. Ресурсосберегающая технология буровзрывных работ в условиях Ватутинского урановорудного месторождения / О.Е. Хоменко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ. – 2007. – № 1. – С. 13 – 16.
133. Сопко В. Бухгалтерський облік у підприємстві: навч. посібник. – 3-е вид. – К.: КНЕУ, 2000. – 578 с.
134. Грабова Н.М. Теорія бухгалтерського обліку: навч. Посібник. – 6-е вид. / за ред. М.В. Кужельного. – К.: А.С.К., 2002. – 266 с. – (Економіка. Фінанси. Право).
135. Ткаченко С. Основи бухгалтерського обліку / С. Ткаченко. – К., 1996. – 311 с.
136. Мальцев Д.В. Усовершенствование технологии очистных работ во вторичных камерах в условиях Южно-Белозерского месторождения / Д.В. Мальцев, М.Н. Кононенко // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 4. – С. 32 – 35.

СОДЕРЖАНИЕ

РАЗДЕЛ 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ.....	4
1.1. Геотехнологические условия разработки урановых месторождений Украины	4
1.2. Анализ существующих способов производства БВР.....	9
1.3. Анализ методов исследования напряженно-деформированного состояния горных пород.....	23
1.4. Цель и задачи исследования.....	28
1.5. Выводы	32
РАЗДЕЛ 2 ВЫБОР МЕТОДОВ ИССЛЕДОВАНИЯ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА	33
2.1. Методы исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород	33
2.2. Методика теоретического моделирования термодинамическим методом	34
2.3. Методика физического моделирования на эквивалентных материалах	57
2.4. Методика натурных исследований с помощью маркшейдерских съемок	63
2.5. Выводы	68
РАЗДЕЛ 3 ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА БЛОКОВ НА ВМЕЩАЮЩИЙ МАССИВ	69
3.1. Оценка влияния формы очистного пространства на массив руды на основе теоретического моделирования	69
3.2. Лабораторные и промышленные исследования влияния очистного пространства камеры на параметры буровзрывных работ	78
РАЗДЕЛ 4 АНАЛИЗ УСТОЙЧИВОСТИ МАССИВА В ОКРЕСТНОСТИ ОЧИСТНЫХ КАМЕР	89
4.1. Численный анализ разрушения окружающего массива руд в пределах очистного пространства камеры на основе термодинамического метода моделирования	89
4.2. Экспериментальные исследования влияния очистного пространства камеры на параметры разрушения массива	92
4.3. Обоснование рациональных параметров буровзрывных работ	94
4.4. Экономическая оценка принятых технологических решений	103
4.5. Выводы	108
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	109
СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ	111

Наукове видання

Мальцев Дмитро Валерійович
Хоменко Олег Євгенович

Технологія підземного видобутку уранових
руд буропідривним способом

Монографія
(російською мовою)

Видано в авторській редакції

Підписано до друку 31.10.2013 р. Формат 30×42/4
Папір офсет. Ризографія. Ум. друк. арк. 6,5
Обл.-вид. арк. 6,5. Тираж 300 пр. Зам. №

Підготовлено до друку та видруковано
у Державному ВНЗ «Національний гірничий університет»
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842
від 11.06.2004 р.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19