

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

На правах рукописи

ХОМЕНКО ОЛЕГ ЕВГЕНЬЕВИЧ

УДК 622.831.24.001

**ГЕОЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ
РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

05.15.02 – подземная разработка месторождений
полезных ископаемых

Диссертация на соискание научной степени
доктора технических наук

Научный консультант:
доктор технических наук, профессор
БОНДАРЕНКО В.И.

Днепропетровск – 2015

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
ГЛАВА 1. АНАЛИЗ ОБЪЕКТА, ПРЕДМЕТА И НАУЧНОЙ ПРОБЛЕМЫ, ПОСТАНОВКА ЦЕЛИ И ФОРМУЛИРОВАНИЕ ЗАДАЧ ИССЛЕДОВАНИЯ .12	
1.1. Систематизация видов проявления энергии пород на рудниках Украины	12
1.2. Анализ способов повышения устойчивости горных выработок	28
1.3. Классификация теорий горного давления вокруг подземных выработок	46
1.4. Проблематика исследования энергетических свойств горных пород	61
1.5. Постановка цели и формулирование задач исследования	68
ГЛАВА 2. ПРОМЫШЛЕННЫЕ, ЛАБОРАТОРНЫЕ И ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ЗОНАЛЬНОГО СТРУКТУРИРОВАНИЯ МАССИВА ВОКРУГ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК	
2.1. Обоснование и систематизация использования методов исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород	76
2.2. Выявление зонального разрушения массива натурными методами	82
2.3. Лабораторные исследования параметров зон на физических моделях	93
2.4. Моделирование зональной напряженности массива аналитическими методами	100
2.5. Выводы	106
ГЛАВА 3. РАЗРАБОТКА СИНЕРГЕТИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ИССЛЕДОВАНИЯ И МОДЕЛИРОВАНИЕ ФЕНОМЕНА ЗОНАЛЬНОГО КАПСУЛИРОВАНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК	
3.1. Разработка принципов и требований к синергетическим методам исследования ...	108
3.2. Моделирование состояния ненарушенного массива энтропийным методом	117
3.3. Исследование параметров капсулирования выработок энергетическим методом	129
3.4. Проверка достоверности и сходимости результатов исследования	153
3.5. Выводы	161

ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ДОБЫЧИ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭНЕРГИИ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ	163
4.1. Порядок разработки, оценки и внедрения технологических решений	163
4.2. Крепление и заложение подготовительных выработок в статических условиях капсулирования	171
4.3. Проведение очистных работ в динамических условиях капсулирования	196
4.4. Выводы	211
ГЛАВА 5. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЙ ДОБЫЧИ СОПУТСТВУЮЩЕГО СЫРЬЯ В ЭНЕРГЕТИЧЕСКИ НАРУШЕННЫХ ШАХТНЫХ ПОЛЯХ	213
5.1. Характеристика, влияние и способы управления техногенными нарушениями	213
5.2. Технология добычи джеспилитов на шахтах Криворожского бассейна	336
5.3. Технология добычи гранитов на шахтах Никополь-Марганецкого бассейна	242
5.4. Технологии добычи камнесамоцветного сырья в условиях техногенеза	246
5.5. Выводы	250
ГЛАВА 6. ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ И ОРГАНИЗАЦИЯ ВНЕДРЕНИЯ В ПРОИЗВОДСТВО ГЕОЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ РАЗРАБОТКИ	252
6.1. Методика оценки экономической эффективности технологических решений	252
6.2. Эффективность технологий добычи рудных полезных ископаемых	257
6.3. Эффективность технологий разработки сопутствующего сырья	268
6.4. Концепция подготовки персонала для внедрения разработанных технологий	279
6.5. Выводы	292
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	294
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	228
ПРИЛОЖЕНИЯ:	
А. ДОКУМЕНТЫ, ПОДТВЕРЖДАЮЩИЕ ПРАКТИЧЕСКУЮ ЦЕННОСТЬ	323
Б. ДОКУМЕНТЫ, ПОДТВЕРЖДАЮЩИЕ ВНЕДРЕНИЕ РЕЗУЛЬТАТОВ	328

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы. Глобализация мировой экономики ставит жесткие условия по сохранению энергии в системе производства и потребления, оптимизируя использование природных ресурсов планеты по принципам международной интеграции. В таких условиях прибыль государства определяется эффективностью и объемами добычи полезных ископаемых. Так разведанные запасы рудных месторождений ставят Украину на лидирующие позиции в мире, однако части в мировом объеме по добыче железных, урановых и марганцевых руд не превышают 6%. Существующий низкий уровень технологий разработки рудных месторождений существенно снижает конкурентоспособность отечественной горнодобывающей промышленности на внутренних и внешних рынках.

Разработкой технологий подземной добычи полезных ископаемых в напряженных породах активно занимались ученые из Украины, России, Германии, Австрии, Швейцарии, Франции, Англии, США, Канады, ЮАР и других стран мира. В подавляющем большинстве исследователи учитывали изменения напряженности массива по степени влияния на параметры крепей выработок и систем разработки. Прикладной формат большинства научных разработок, которые основывались на принципе противодействия возрастающей энергии горного давления, ставил целью только минимизировать затраты на добычу. Такой подход сделал невозможным раскрытие физической сущности явления зональной дезинтеграции горных пород, которое проявляется вокруг всех подземных выработок, что несколько приостановило развитие фундаментальных теорий о горном давлении. За несколько последних десятилетий это стало значительной преградой на пути создания новых гипотез, теорий или методов, которые бы описывали или моделировали зональное структурирование массива вокруг горных выработок.

За это время глубины разработки отечественных месторождений достигли отметки в 1500 м, что привело к значительному ухудшению геодинамических условий добычи. Упругая потенциальная энергия Украинского кристаллического щита начала проявляться не только в виде шелушений и заколообразований, а и в виде стреляний, горных ударов и землетрясений различной амплитуды. Это привело к потере горных

выработок и запасов полезных ископаемых, повреждению объектов на поверхности и в недрах и, к сожалению, к травмированию и гибели людей. Поэтому существенное повышение эффективности и объемов добычи рудного сырья невозможно без раскрытия сущности зонального структурирования массива вокруг выработок и описания процессов и закономерностей этого феноменального явления, обоснования принципов управления природными факторами и их использования в геоэнергетических технологиях разработки месторождений долгие годы оставалось нерешенной *научно-практической проблемой*.

Связь работы с научными программами, планами, темами. Диссертационная работа выполнена в соответствии с отраслевой программой «Уран Украины» Министерства энергетики и угольной промышленности Украины на 2006 – 2030 гг. по теме «Пересмотр государственной целевой экономической программы «Ядерное топливо Украины» (№ ГР 28331311000). Также диссертация связана с координационными планами Министерства образования и науки Украины по фундаментальному направлению «Горные науки» на 2000 – 2020 гг., с планами госбюджетных работ по темам «Научные основы геомеханики крепления слабых пород вокруг горных выработок» (№ ГР 0105U000500); «Научные принципы имитационного моделирования интегрированных систем технического планирования интенсификации горных работ» (№ ГР 0107U000383), «Научные основы управления пространственной системой «массив-крепь» с учетом граничного и запредельного состояний и унифицированных способов контроля газовых смесей» (№ ГР 0109U002815), «Фундаментальные основы добычи, обработки и оценки камнесамоцветного сырья Украины» (№ ГР 0111U002811), «Обоснование комплекса геотехнологических модулей с использованием природно-техногенного ресурса месторождений полезных ископаемых Украины» (№ ГР 0115U002300).

Цель и задачи исследования. *Целью работы* является создание геоэнергетических основ разработки рудных месторождений по обоснованию теоретико-методологических подоснов и экспериментально-теоретических исследований принципов, закономерностей и параметров использования геоэнергии.

Поставленная цель достигается путем решения следующих *задач исследования*:

1. Установить показатели зонального структурирования массива вокруг горных выработок с помощью промышленных, лабораторных и теоретических методов исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород.

2. Исследовать процессы влияния энтропии на обмен энергией и развитие деформаций при формировании энергетических потоков в элементарном объеме массива, ненарушенного выработками.

3. Исследовать влияние процессов и закономерностей формирования предохранительных капсул вокруг горных выработок и формы преобразования энергии в нарушенном массиве в работу деформирования горных пород.

4. Разработать геоэнергетические подходы к проектированию трасс подготовительных и нарезных выработок и обосновать параметры крепления в статических условиях формирования предохранительных капсул.

5. Обосновать технологические параметры проведения буровзрывных и очистных работ в условиях динамического деформирования массива в границах энергетических зон предохранительных капсул.

6. Разработать технологические схемы добычи сопутствующих полезных ископаемых в низкоэнергетических областях предохранительных капсул, сформированных в шахтных полях с нарушенным распределением энергии массива.

7. Оценить экономическую эффективность разработанных геоэнергетических технологий и реализовать промышленное внедрение в технические и организационные проекты разработки отечественных и зарубежных рудных месторождений.

Идея работы состоит в раскрытии физической сущности феномена зонального капсулирования горных выработок и использовании обоснованных геоэнергетических принципов в технологиях разработки рудных месторождений.

Объект исследования – процессы и закономерности формирования потоков энергии и развития деформаций в ненарушенном массиве горных пород.

Предмет исследования – закономерности и параметры формирования зональных капсул вокруг горных выработок при разработке рудных месторождений.

Методы исследования. Для решения поставленных задач использован системный подход, включающий анализ результатов научно-исследовательских и проектно-конструкторских работ по видам проявления энергии горного давления, способам повышения устойчивости выработок, теориям горного давления вокруг выработок и энергетическим процессам в горных породах, а также натурные, физические и аналитические эксперименты. Промышленные испытания выполнялись с помощью методов наблюдений и оценок, маркшейдерских съемок, разгрузки массива, деформации скважин и глубинных реперов; лабораторные – с помощью моделирования на эквивалентных, оптико-поляризационных и электропроводных материалах; теоретические опыты – с использованием метода конечных элементов, термодинамического, усовершенствованного энтропийного и разработанного энергетического методов.

Достоверность полученных результатов и выводов подтверждается применением апробированных методов исследования, удовлетворительной достоверностью результатов натуральных (84%), физических (89%) и аналитических (88%) экспериментов и сходимостью промышленных и лабораторных (94%), лабораторных и теоретических (98%) исследований.

Научная новизна полученных результатов.

1. Впервые:

- разработана энергетическая теория исследования параметров и закономерностей зонального капсулирования горных выработок: формы, размеров, количества и условий образования энергетических зон, и границ возможного разрушения массива;
- установлены степенные зависимости изменения размеров смежных энергетических зон, соотношение которых является константой от габаритов и формы, глубины заложения и физических свойств массива, вмещающего выработку.

2. Усовершенствована термодинамическая теорию состояния ненарушенного выработками массива горных пород благодаря учету процессов перераспределения энергетических потоков и обмена энтропией в элементарной системе минерального вещества и выделением в отдельный метод исследования – энтропийный;

3. Получила дальнейшее развитие синусоидально-затухающая зависимость автоволновых колебаний напряжений в нарушенном выработками массиве от градиентов

плотности, температуры, газо- и водонасыщенности горных пород.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Термодинамический баланс в горных породах Украинского кристаллического щита формируется уравниванием вертикальных и горизонтальных энергетических потоков, которые при увеличении глубины разработки повышают по степенной зависимости компоненты тензора напряжений, отклоняя их от гидростатических.

2. Подземная горная выработка вызывает синусоидально-затухающие колебания градиентов напряжения, плотности, температуры, газо- и водонасыщенности, капсулируясь системой кольцевых энергетических зон, количество которых возрастает полиномиально при увеличении глубины и снижении прочности пород.

3. Технологии вскрытия, подготовки и разработки рудных месторождений, которые основываются на использовании геоэнергетических принципах: содействия, устранения и перенесения, позволяют использовать по параболо-гиперболической зависимости до 86% энергии горного давления.

Научное значение работы состоит в систематизации картины явлений, процессов и закономерностей капсулирования массивом горных выработок с определением формы, размеров, количества энергетических зон, синусоидально-затухающих напряжений и кольцевых областей деформации за счет комплексного учета геоэнергетических факторов, позволяющих целенаправленно использовать энергию горного давления в технологиях разработки рудных месторождений.

Практическое значение работы:

1. Усовершенствована классификация методов исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород за счет введения группы синергетических методов исследования: энтропийного, термодинамического и энергетического.

2. Разработано программное обеспечение для энтропийного, термодинамического и энергетического методов исследования, а также для методики определения экономической эффективности разработанных технологий.

3. Обоснованы технологии вскрытия, подготовки и разработки запасов руд на отечественных и зарубежных месторождениях с использованием до 86% энергии горного давления с экономией ресурсов до 37%.

4. Систематизированы способы управления выработанным пространством шахт Криворожского железорудного бассейна при отработке залежей рудных и сопутствующих полезных ископаемых.

5. Разработана классификация месторождений Украины, содержащих камнесамоцветное сырье, на базе которой упорядочена классификация систем разработки по признаку в классе – энергетическое состояние массива на момент разработки.

6. Разработаны принципиально новые способы добычи полезных ископаемых, которые зарегистрированы в Украине как изобретения №№ 90544, 91709, 101217, 108639;

7. Использованы результаты исследований в учебном процессе путем издания учебника, 2-х справочных и 2-х учебных пособий, а также 10-ти учебно-методических рекомендаций.

Внедрение результатов исследований:

1. Технологии подготовительных работ:

– временное крепление плоскости забоя подготовительных выработок внедрено на шахте № 9-10 ПАО «Марганецкий ГОК» (г. Марганец, рекомендации от 29.05.13 г.);

– крепление подэтажных буровых ортов внедрено на шахте «Проходческая» ЧАО «Запорожский ЖРК» (г. Днепрорудный, рекомендации от 28.12.09 г.);

– места заложения подэтажных буровых штреков внедрены на шахтах «Родина», «Октябрьская», «Гвардейская» и «Им. Ленина» ПАО «Криворожский ЖРК» (г. Кривой Рог, рекомендации от 14.10.12 г.);

– формы поперечного сечения и трассы заложения этажных и подэтажных полевых штреков внедрены на шахте «Проходческая» ЧАО «Запорожский ЖРК» (г. Днепрорудный, рекомендации от 13.12.11 г.).

2. Технологии очистных работ:

– направления размещения эксплуатационных скважин внедрены на шахте «Смолинская» ГП «Восточный ГОК» (г. Смолино, рекомендации от 21.11.11 г.);

– скважинный способ разработки месторождений «Хараат» и «Хайрхан» внедрен в СП «Гурван-Сайхан» (г. Улан-Батор, Монголия, рекомендации от 12.08.13 г.);

– комбинированный способ разработки запасов на рудниках «Дорнод» и

«Гурванбулаг» внедрены в ГУЭК «Мон-Атом» (г. Улан-Батор, Монголия, рекомендации от 10.09.13 г. и 25.10.13 г., соответственно).

3. Экономические и образовательные программы:

– государственная целевая экономическая программа «Ядерное топливо Украины» реализована в ГК «Ядерное топливо» через Государственную экологическую академию последипломного образования и управления (г. Киев, договор от 02.01.14 г.)

– концепция подготовки специалистов для урано-топливного комплекса Монголии внедрена в ГУЭК «Мон-Атом» через Монгольский университет науки и технологий (г. Улан-Батор, концепция от 16.07.13 г.);

– учебные программы подготовки бакалавров и магистров по дисциплинам «Горные машины для разработки рудных месторождений», «Процессы при подземной разработке рудных месторождений», «Технология подземной разработке рудных месторождений» и «Проектирование рудных шахт» внедрены в Государственном ВУЗе «Национальный горный университет» (г. Днепропетровск, 2006 – 2015 гг.).

Личный вклад соискателя заключается в определении научной проблемы, постановке цели и формулировании задач исследования, разработке теорий, методов и методик исследования, проведении натуральных экспериментов, физического и аналитического моделирования, обработке и оценке полученных результатов, формулировании научных положений, апробации на научных конференциях, технических советах и специализированных сайтах в сети Интернет, а также внедрении технологических решений в технические и организационные проекты разработки отечественных и зарубежных рудных месторождений.

Личный вклад автора в работы, опубликованные в соавторстве, состоит в следующем: [1, 8 – 10, 13, 47, 49, 51, 53, 55, 127, 128, 134, 135, 141, 143, 175, 177, 192, 195, 197, 200, 201, 214, 217 – 220, 222, 224 – 226, 235, 236, 238, 242, 250, 251] – проведение исследований и оформление результатов; [133, 178, 192, 197, 199, 203, 204, 227 – 233] – постановка задач и анализ результатов исследований; [11, 32, 42, 56, 193, 216, 244 – 247, 249] – подготовка материалов.

Апробация работы. Материалы диссертационной работы докладывались и обсуждались на международных научно-практических конференциях: «Сталий розвиток гірничо-металургійної промисловості: досягнення, проблеми і перспективи розвитку» (Кривий Ріг, 2004 – 2009), «Проблеми аерології гірничодобувних підприємств» (Дніпропетровськ, 2004), «Впровадження галузевих стандартів – запорука якісної підготовки фахівців гірничо-металургійного профілю» (Кривий Ріг, 2005), «Форум гірників» (Дніпропетровськ, 2005 – 2012), «Школа підземної розробки» (Ялта – Бердянськ, 2007 – 2015), «Человек и космос» (Днепрпетровск, 2008), «Нүүрсний Монгол» (Улаанбаатар, 2011), «Геомеханічні аспекти та екологічні наслідки відпрацювання рудних покладів» (Кривий Ріг, 2012), «Кадрове забезпечення гірничо-металургійного комплексу України» (Дніпропетровськ, 2011), «The international Conference on industrial convergence technology» (Asan, Korea, 2014) и технических советах ГК «Ядерное топливо» (Киев, 2009 – 2014), ГУЭК «Мон-Атом» (Улан-Батор, Монголия, 2011 – 2013), ГП «Восточный ГОК» (Желтые Воды, 2005 – 2014), ПАО «Криворожский ЖРК» (Кривой Рог, 2004 – 2013), ЧАО «Запорожский ЖРК» (Днепрорудный, 2009 – 2015).

Публикации. По результатам выполненных исследований опубликовано 80 печатных работ, из них: 3 монографии, 36 статей в специализированных научных изданиях Украины и 12 зарубежных изданий, 7 работ входят в список наукометрической базы Scopus, 4 патента на изобретения, 26 статей и тезисов докладов в материалах международных и украинских конференций, 3 справочника (из них 2 опубликованы на рубежом). Без соавторов опубликовано 12 работ, из них: монография, 10 статей, патент.

Структура и объем работы. Диссертационная работа состоит из введения, 6-ти глав, выводов; содержит 50 рисунков, 47 таблиц, список использованных источников из 252 наименований на 25 страницах и 2 приложений на 16 страницах. Общий объем работы 338 страниц.

ГЛАВА 1

АНАЛИЗ ОБЪЕКТА, ПРЕДМЕТА И НАУЧНОЙ ПРОБЛЕМЫ, ФОРМУЛИРОВАНИЕ ЦЕЛИ И ПОСТАНОВКА ЗАДАЧ ИССЛЕДОВАНИЯ

1.1. Систематизация видов проявления энергии пород на рудниках Украины

1.1.1. Общие сведения о запасах и месторождениях железных руд

Украинский кристаллический щит относится к одной из главных железорудных провинций мира и имеет идентичное генетическое строение по всей площади. В его докембрийских породах выявлено только железа около 100 месторождений и перспективных рудопроявлений, а запасы 44 месторождений учтены в государственном балансе страны. К Украинскому щиту приурочены Криворожский железорудный бассейн (72% от разведанных запасов), Кременчугский, Белозерский и Приазовский железорудные районы (соответственно, 16, 10 и 2%). Добыча железных руд ведется в Криворожском бассейне, Кременчугском и Белозерском районах, условия разработки в которых подобны.

В государственном балансе полезных ископаемых Украины учтены запасы железных руд в размере 28491,2 млн т. Они сосредоточены в 52 месторождениях, из которых сегодня разрабатываются только 24. По самым оптимистическим оценкам, в Украине общие разведанные запасы железных руд составляют 32,5 млрд т. Из них на долю промышленных запасов приходится около 28 млрд т. Однако, по оценкам экспертов, объем реальных запасов составляет 16 млрд т. В 2001 г. украинские геологи уменьшили эту цифру до 12 млрд т [1]. По производству товарных железных руд (5% от мировых) Украина занимает 6-е место в мире, уступая первенство Китаю, Бразилии, Австралии, Индии, России и США. В настоящее время разрабатываются 25 месторождений: в Криворожском железорудном бассейне (Кривбассе) – 21, в Кременчугском и Белозерском районах – по 2. На начало третьего тысячелетия на них было добыто более 120 млн т железной руды. Ее добыча осуществлялась на 10 шахтах (около 25% всей добычи) и 10 карьерах.

1.1.2. Железорудные месторождения и предприятия Криворожского бассейна

В Украине насчитывается более 80 месторождений, из которых 70% от разведанных запасов и 80% от добываемых приходятся на Криворожский железорудный бассейн. Его геологическим продолжением на север является Кременчугский железорудный район. Вместе с рудными районами Запорожской, Кировоградской и Полтавской областей Криворожский бассейн составляет большую железорудную провинцию – Большой Кривой Рог [2, 3].

В горно-металлургический комплекс Украины (ГМКУ) входят 365 организаций разной формы собственности, среди которых 15 металлургических комбинатов и заводов, 12 коксохимических предприятий, 12 огнеупорных заводов, 26 предприятий горнорудной отрасли, 70 предприятий, работающих на цветную металлургию. ГМКУ производит около 30% от внутреннего валового продукта. В отрасли работает более 530 тыс. человек, что составляет 3,5% от трудоспособного населения Украины. 10% трудящихся в ГМК работают в смежных областях. Ежегодные поступления в бюджет страны от деятельности предприятий ГМКУ составляют около 10%. ГМКУ также обеспечивает до 50% от валютных поступлений в Украину. Предприятия Ассоциации «Укррудпром» производят около 70% железорудной продукции и около 80% флюсов и известняков в Украине [1].

В пределах Криворожского бассейна обнаружено около 300 рудных залежей с глубиной залегания до 3000 м и выходом некоторых из них на поверхность. Наряду с богатыми мартитовыми и гематитомартитовыми рудами, с содержанием железа 51 – 66% насчитываются значительные запасы бедных руд с содержанием железа 22 – 38% – железистых кварцитов, которым необходимо обогащение [4].

Основным источником проявления горного давления на шахтах Кривбасса являются увеличивающиеся потенциальные напряжения ненарушенного массива, перераспределения напряжений вокруг выработанных и очистных пространств, и обрушение вмещающих пород в подземных полостях. Это приводит к разрушению крепи подготовительных и нарезных выработок, увеличению потерь и разубоживанию руды, потере эксплуатационных скважин, выработок и запасов, что приводит к потерям до 15 млн грн в год или 0,6 – 0,8 грн на 1 т добычи.

Публичное акционерное общество «Криворожский железорудный комбинат»

Горнотехнические условия. В структуру комбината входят шахты «Родина», «Октябрьская», «Гвардейская» и «Им. Ленина» с проектными мощностями 2,5; 2,1; 4,5 и 2,1 млн т год, соответственно, которые разрабатывают южную, центральную и северную группы месторождений. Как правило, в каждом шахтном поле находится по несколько десятков рудных тел разнообразных форм залегания, которые с глубиной сливаются либо разобщаются. Преобладают столбообразные и пластообразные рудные тела. По минеральному составу богатые железные руды со средним содержанием железа 56,7%, фосфора 0,02% и серы 0,16%, разделяются на магнетитовые и гематит-мартитовые («синька»), гетит-дисперсно-мартитовые («краско-синька»), гетит-дисперсно-гематитовые («краска»). В основном преобладают мартитовые и гематит-мартитовые руды [4, 5].

Средний балансовый запас отрабатываемого этажа по шахтам составляет 12 – 12,5 млн т. Современный объем добычи руды по комбинату приближается к 5 млн т в год. Спецификой шахт комбината является наклонное падение рудных залежей, которые уходят на глубину под углом более 45°. В таких условиях, при отработке запасов эксплуатационного горизонта, одновременно производится вскрытие и подготовка запасов новых этажей. При этом каждый последующий горизонт расположен на 75 – 80 м ниже предыдущего. Происходит увеличение расстояния от стволов к рудным залежам и, как следствие, увеличиваются объемы горно-капитальных работ на 15 – 20% (табл. 1.1).

Геодинамические условия. Рудоподъемные и вспомогательные стволы шахты «Родина», рудничные дворы, а также значительная часть длины квершлагов сооружаются в амфиболитах с пределом прочности на сжатие 176 МПа, плотностью 2,88 т/м³, средним значением модуля Юнга $9,6 \times 10^4$ МПа. В забое ствола шахты «Родина» на отметке 1580 м породы сохраняют устойчивость, высвобождения энергии массива в форме стреляний и горных ударов нет. Квершлаг и выработки околоствольных дворов на шахте проводятся на горизонтах 1315, 1390 и 1465 м. В указанных выработках также не наблюдается подобных явлений, хотя на отдельных участках кровля обрушается на высоту 0,2 – 0,5 м. В районе очистных работ каких-либо признаков повышения удароопасности пород не отмечается. Проявления горного давления, вызывающие разрушение массива и крепи откаточных ортов и подэтажных доставочных выработок на

верхних горизонтах, в интервале глубин 700 – 1165 м, практически исчезли.

Единственной формой проявления горного давления на шахте «Октябрьская», свидетельствующей о возросшем напряженном состоянии массива, является шелушение породы на сопряжении ствола слепой шахты с выработками околоствольного двора горизонта 1490 м. Стреляние пород и горные удары на шахте «Гвардейская» так же не наблюдаются, а очистные работы производятся в штатных условиях. Начиная с горизонта 952 м резко возрос удельный вес этажно-камерной системы разработки, в то время как на вышележащих горизонтах преимущество имеет подэтажно-камерная система. Удельный вес этажно-камерной системы разработки на шахте «Им. Ленина» составляет 69%, подэтажно-камерной – 23%, подэтажного обрушения – 8%. При выполнении очистных, подготовительных и горно-капитальных работ проявлений горного давления в форме стреляния пород и горных ударов не наблюдалось.

Оценка удароопасности пород в полях шахт Кривбасса на глубинах до 2000 м определялась по значению коэффициента динамичности процесса деформирования массива с преобразованием потенциальной энергии в работу, представляющего собой отношение динамической нагрузки от объемной плотности энергии в ненарушенном массиве пород, к напряжению, вызванному статическим действием той же нагрузки, в результате разрушения единицы объема породы $K_w = W_\sigma / \sigma_{сж}$, где $W_\sigma = 0,0646 e^{0,0016\sigma_{сж}}$, кДж/м³ для шахт Кривбасса. В амфиболитах шахты «Родина» коэффициент динамичности изменяется с 0,37 на горизонте 1165 м и до 1,46 на горизонте 2065 м. Ниже горизонта 1690 м, где коэффициент динамичности становится больше единицы, на поверхности обнаженного выработками массива будет происходить шелушение пород и образование заколов. На горизонтах 1990 и 2065 м ожидается стреляние пород и горные микроудары. Коэффициент динамичности деформирования пород вблизи ствола шахты «Октябрьская» увеличивается с 0,33 на горизонте 1115 м до 1,08 на горизонте 2015 м, в связи с чем, кроме шелушения породы, на нижних горизонтах можно ожидать и другие формы проявления горного давления. Начиная с горизонта 1830 м, в поле шахты «Гвардейская» начнется интенсивное шелушение пород, на горизонте 1910 м активизируется заколообразование, а на горизонте 2060 м может иметь место стреляние пород. В районе ствола шахты «Октябрьская» исходный объем породы на глубине

2000 м уменьшается на 0,136% и на такую же величину увеличивается плотность с 2,65 до 2,6536 т/м³. Крепкие и весьма крепкие породы в поле шахты «Им. Ленина» уменьшают скорость накопления потенциальной энергии с глубиной. В результате коэффициент динамичности процесса деформирования пород на горизонте 1350 м составляет 0,23, а на горизонте 2025 м – 0,59. Естественно, проявлений горного давления в динамических формах в поле этой шахты наблюдаться не будет (табл. 1.4) [6].

Публичное акционерное общество «ЕВРАЗ Сухая Балка»

Горнотехнические условия. В структуру комбината входят добычные шахты «Юбилейная» с производственной мощностью 2,25 млн т агломерационной руды в год, а «Им. Фрунзе» – 1,05 млн т агломерационной руды в год с дробильными комплексами и сортировочно-обоганительными фабриками. Сегодня на предприятии трудится 4500 работников, которые обеспечивают производство свыше 3,0 млн т агломерационной руды в год со средним содержанием железа 58% [1].

Сырьевая база комбината представлена залежами богатых железных руд в основном мартитового, реже – гематитового состава. Запасы залежей разведаны до глубины 2060 м в поле шахты «Юбилейная» и до глубины 1500 м в поле шахты «Им. Фрунзе». Содержание железа в товарной руде варьируется в пределах 56 – 59%. Кроме богатых железных руд в шахтных полях имеются значительные запасы магнетитовых кварцитов, обеспеченность которыми составляет до 300 лет (табл. 1.1).

Геодинамические условия. До 90% всех горно-капитальных выработок на шахте «Юбилейная» проходится по амфиболитах. Шелушение, стреляние пород, горные удары в выработках не наблюдаются. При очистных работах горное давление в динамической форме не проявляется. В южном крыле шахтного поля при проведении полевых штреков и ортов-заездов на горизонтах 1020 и 1100 м вблизи залежи наблюдалось пучение почвы и вывалы пород в боках и кровле выработок. Каких-либо признаков возможного проявления горных ударов на шахте «Им. Фрунзе» не отмечается. Ожидается проявление горного давления в форме стреляний пород и горных ударов на шахте «Юбилейная», так как значение коэффициента динамичности на горизонте 2060 м превышает 1,14 (табл. 1.4) [6].

Публичное акционерное общество «АрселорМиттал Кривой Рог»

Горнотехнические условия. Шахтоуправление по подземной добыче руды, как структурное подразделение комбината, было образовано в апреле 2001 г. на базе отдельных производственных мощностей рудоуправления «Им. Кирова». После перехода контрольного пакета акций компании «MittalSteel Germany GmbH» отошло и шахтоуправление «Им. Артема». В состав шахтоуправления входят следующие подразделения: шахта «Им. Артема», шахта «Проходческая», карьер «Южный», дробильно-сортировочная фабрика, автотранспортный, энергетический и ремонтно-механический цеха. Численность сотрудников шахтоуправления составляет более 2,3 тыс человек. Объемы производства железной руды составили более 1600 тыс. т, в том числе: подземная добыча по шахте «Им. Артема» 13,3 млн т, из них: открытая добыча в карьере «Южный» составила 270 тыс. т. Запасы железорудного месторождения оцениваются в объеме 133 млн т. Производственные мощности предприятия рассчитаны на ежегодный выпуск более 6 млн. т проката, около 7 млн. т стали и более 7,8 млн т чугуна (табл. 1.1).

Геодинамические условия. При проведении горно-капитальных выработок на горизонте 1315 м шахты «Артем-1» наблюдались явления, подтверждающие высокий уровень напряжений в массиве. Примерно через 3 ч после взрыва забоя квершлага, окружающий выработку массив гранита начинал интенсивно разгружаться от напряжений. Это выражалось в частых тресках и отслоении пластинок породы размером 0,1×0,1 м и толщиной до 0,05 м. В кровле выработки происходило интенсивное образование заколов на глубину до 1,5 м, в результате которого квершлаг приобретал шатровую форму. Треск в массиве и отслоение пластинок породы полностью прекращались в течение 4 – 5 ч и больше не возобновлялось. На горизонте 1315 м была выявлена лишь одна такая зона. За пределами указанных зон в более трещиноватых гранитах подобных явлений не наблюдалось, а окружающий выработки массив сохранял свою прочность и устойчивость обнажений (табл. 1.4) [6].

Таблица 1.1 – Горнотехнические условия предприятий Кривбасса

Предприятие, параметр	ПАО «Криворожский ЖРК»				ПАО «ЕВРАЗ Сухая Балка»		ПАО «АМ Кривой Рог»	
	«Родина»	«Октябрьская»	«Гвардейская»	«Им. Ленина»	«Юбилейная»	«Им. Фрунзе»	«Им. Артема»	
Год сдачи в эксплуатацию	1973	1958	1967	1965	1980	1962	1963	
Глубина разведанных за- пасов, м	1465	2015	1990	1955	2060	1500	2000	
Объем разведанных за- пасов, млн. т	59,5	253,834	134,116	149,86	132,5	61,8	290,7	
Преобладающая форма залежей	пласто- образная	пласто-, гнездо-, столбо- образная	столбо-, пласто-об- разная	столбо- образная	столбо-, пласто-об- разная	пласто-, гнездо-, столбо-об- разная	пласто-об- разная	
Длина залежей, м	880	200–1450	100–250	60–300	400–600	60–600	1700	
Угол падения залежей, град	36–57	45–55	50–70	55–60	50–55	55–60	42–50	
Горизонтальная мощ- ность залежей, м	20–35	17–30	25–30	20–90	25–30	15–25	45–60	
Прочность пород вися- чего бока, МПа	100–140	100–140	100–130	160–180	140–160	90–130	100–140	
Прочность руд, МПа	70–80	50–60	80–160	50–70	60–80	60–120	60–80	
Прочность пород лежа- чего бока, МПа	170–180	100–140	70–90	120–200	120–140	70–90	100–140	
Глубина проведения главного ствола, м	1580	1524	1310	1441	1500	1285	1315	
Высота обрабатываемого этажа, м	75	80	80	75	80	75	85	
Горизонт про- ведения, м	очистных работ	1240, 1315	1190, 1265	1190, 1270	1275, 1350	1260	1135, 1210	955, 1040
	горно-капиталь- ных работ	1390, 1465	1340, 1415	1350, 1430	1425	1340	1285	1125, 1210
Система раз- работки, %	этажно-камерная	0	29	70	69	20	65	0
	подэтажно-камер- ная	50	71	0	23	65	35	0
	поэтажное обру- шение	51	0	30	8	15	0	100

1.1.3. Железорудные месторождения и предприятия Запорожского региона

Значительное место в горнорудной промышленности Украины занимает Белоозерский железорудный район, который включает Северо-Белоозерское, Южно-Белоозерское и Переверзевское месторождения железных руд. Эта группа месторождений расположена в южной части Васильевского и Веселовского районов Запорожской области. Южно-Белоозерское месторождение в железорудном районе занимает центральную часть, представляя собой полосу пород шириной 150 – 250 м субширотного простирания протяженностью 2,6 км. Почти 60% запасов месторождений составляют богатые руды, которые содержат более 60% железа и не требуют обогащения [7].

Запасы Белоозерского района разведаны до глубины 1000 м и составляют 720 млн т с содержанием железа 60 – 66%. Балансовые запасы богатых железных руд Южно-Белоозерского месторождения разведаны до глубины 1210 м и составляют 181,538 млн т. Переверзевское месторождение разведано до глубины 840 м. Его запасы составляют 403,0 млн т богатых железных руд и 225,86 млн т бедных руд – магнетитовых кварцитов. Северо-Белоозерское месторождение находится между Южно-Белоозерским месторождением и г. Днепрорудный, в 12 км от города, которое в настоящее время законсервировано.

Начиная с 2001 г. для комбината был разработан и внедрен новый вариант этажно-камерной системы разработки с твердеющей закладкой. Его особенностью является наличие у первичных камер высокого наклонного днища, которое примыкает к висячему боку залежи. Новая форма первичных очистных камер позволяет уменьшить количество доставочной техники в блоке на 20% и снизить объем проходки нарезных выработок на 16%. Формирование высокого наклонного днища способствует повышению горного давления в прилегающем массиве пород. Подготовительные и нарезные выработки, пройденные в прилегающем массиве, являются концентраторами напряжений. Это проявляется в виде вывалов, отслоений и обрушений руды. Отсутствие достаточного научного обоснования для способов крепления выработок и параметров отработки запасов больших камер, способствует снижению безопасности горных работ, перерасходу крепежных материалов и, как следствие, – повышению себестоимости добычи руды.

Частное акционерное общество «Запорожский железорудный комбинат»

Горнотехнические условия. В структуру комбината входят добычная шахта «Эксплуатационная» и шахта по проведению горных выработок «Проходческая». Проектная мощность комбината составляет 9 млн т. В будущем запланировано увеличение производственной мощности до 5 млн т в год. Центральная группа стволов («Грузовой № 1», «Грузовой № 2» и «Вспомогательный») пройдены до глубины 1070 м. Вентиляционные стволы «Южный» и «Северный» – 400 м, а «Дренажный-Вентиляционный» – 640 м. Очистные работы ведутся в этажах 301 – 340 м, 640 – 740, 740 – 840 и 840 – 940 м, горно-капитальные – 940 – 1040 м. Отработка запасов руды на комбинате производится с помощью этажно-камерной системы разработки с заполнением выработанного пространства твердеющими смесями. Высота отрабатываемого этажа – 100 м [7].

Горизонтальная мощность залежи «Главная» изменяется от 150 м на юге до 10 м – на севере. Угол падения залежи увеличивается с юга на север с 60 до 78°. Рудная площадь южного фланга на глубине 253 м равна 95 тыс. м², которая сокращается на 5 тыс. м² с погружением на каждые 100 м. Запасы руды в этаже 740 – 840 м уже составляют 30,1 млн т. Руды крепкие и кусковатые прочностью от 30 – 50 до 100 – 120 МПа. Лежащий бок месторождения представлен кварцито-серицитовыми сланцами, висячий – серицит-хлоритовыми сланцами и серпентинитами.

Геодинамические условия. Опыт эксплуатации месторождения и систематические исследования проявлений горного давления в интервале глубин 300 – 740 м позволяют констатировать, что естественное поле напряжений обусловлено гравитационными силами, характеризующимися вертикальной γH и боковой $0,3 - 0,5 \gamma H$ компонентами. Признаков и предвестников горных ударов не установлено. Основными формами проявления горного давления в подготовительных и очистных выработках являются сводообразование и вывалы, а также псевдопластические деформации приконтурного массива, способствующие усилению заколообразования и обрушения. На глубинах 740 – 940 м в очистных камерах интенсивно проявляется «выбочковывание», т.е. принятие камерами более устойчивых форм, которые стремятся к эллипсоидным (табл. 1.4).

1.1.4. Урановые месторождения и предприятия Кировоградского региона

В Украине известно несколько генетических типов урановых месторождений. В настоящий момент промышленное значение имеют только месторождения метасоматического типа – натрий-урановые и месторождения песчаникового типа – гидрогенные. Промышленные месторождения урана метасоматического типа сосредоточены в пределах Кировоградской металлогенической области, которая является составной частью провинции Украинского кристаллического щита, и концентрирует около 100 тыс. т урана. Все крупные месторождения являются бедными с содержанием урана 0,1% и ниже и пригодны только для подземного способа разработки. В настоящее время Государственное предприятие «Восточный ГОК» эксплуатирует четыре месторождения урановых руд: «Ватутинское», «Мичуринское», «Центральное» и «Новокозачинское» месторождения.

Из 100 тыс. т общих запасов 52 тыс. т по категории стоимости относятся к средней, остальные – к высокой. В Украине также имеется несколько очень мелких по масштабам и бедных по качеству месторождений, которые попадают под подземный способ разработки с общими запасами порядка 10 тыс. т. Большая их часть по себестоимости относится к средней 1-й категории. В структурном плане Кировоградская металлогеническая область приурочена к одноименному геоблоку, западной границей которого является Южно-Бугский разлом, а восточной – Криворожско-Кременчугский разлом. 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 [2, 8].

Кроме метасоматических месторождений в Украине известны 13 промышленных гидрогенных месторождений, пригодных для отработки технологией скважинного подземного выщелачивания. Это «Садовое», «Сафоновское», «Христофоровское», «Ново-Турьевское», «Хуторское», «Криничанское», «Елеповское», «Сурское», «Червоноярское», «Первозвановское», «Петромихайловское», «Ташлыкское», «Райское» месторождения. В настоящее время наиболее подготовлены к отработке «Садовое», «Сафоновское», «Ново-Гурьевское», «Сурское», «Червоноярское» месторождения.

Государственное предприятие

«Восточный горно-обогатительный комбинат»

Горнотехнические условия. Подразделения комбината расположены в трех областях: Днепропетровской, Кировоградской и Николаевской. Центральный офис находится в г. Желтые Воды Днепропетровской области. В состав комбината входят: шахты «Смолинская», «Ингульская» и «Новоконстантиновская», гидрометаллургический, сернокислотный и ремонтно-механический заводы, научно-производственный комплекс автоматики и машиностроения, центральная научно-исследовательская лаборатория и другие вспомогательные подразделения. Основные фонды составляют более 308 млн. грн при численности персонала порядка 8 тыс человек [9].

«Ватутинское» месторождение, расположенное в поселке Смолино Кировоградской области, эксплуатируется с 1973 г., а «Мичуринское» – на окраине г. Кировоград – с 1969 г. На «Ватутинском» по приблизительным оценкам, возможно добыть 15 – 30 тыс. т урана, на «Мичуринском» – не более 10 – 12 тыс. т урана. На расстоянии 5,5 км от ствола шахты «Мичуринская» находится шахта «Центральная» со значительными запасами урана. Так как вся инфраструктура добычи находится на Ингульском горнодобывающем комплексе, было принято решение, используя существующие квершлагги, добывать запасы шахты «Центральная» на прежнем уровне [2].

«Новоконстантиновское» месторождение по обеспеченности запасами урана является крупнейшим в Европе. Запасы месторождения оцениваются в 3 млн т руды (3 тыс. т урана) с производственной мощностью до 1,5 млн т в год руды (1,5 тыс. т урана). Общая протяженность оруденения по простиранию составляет 1,5 км, по падению – до 1,2 км. При ширине рудных зон от десятков метров до 0,25 км 1, 2 и 3 рудоносные зоны расположены в северо-западной части, вблизи Секущего разлома и в восточной части месторождения, запасы которых составляют 38,0; 25,6 и 36,4% балансовых запасов, соответственно. Рудные зоны состоят из пространственно-разобщенных рудных залежей, отличающихся друг от друга размерами, морфологией, качеством руд и другими параметрами. Всего на месторождении разведано 178 залежей (табл. 1.2).

Геодинамические условия. Анализ характера и форм проявлений горного давления, оценка уровня их угрозы была изучена при проходке ствола «Разведочный-Эксплуатационный № 6» шахты «Новоконстантиновская», которые проявлялись в виде растрескивания и отслаивания кусков породы от стенок на глубине 870 – 880 м. Рудовмещающие породы и рудные залежи месторождения, слагающие основной массив, весьма устойчивы. Разведочные выработки, пройденные в них, способны длительное время сохранять свою форму без заметных признаков деформации, за исключением появления трещин и небольших заколов. На Новоконстантиновском месторождении крупные массивы гнейсов отсутствуют, а встречаются в виде прослоев в гранитах. Физико-механические свойства горных пород на уже действующих шахтах «Ингульская» и «Смолинская» соответствуют горным породам Новоконстантиновского месторождения. Горные удары, стрельяние и выбросы пород на всех 3 шахтах за период их сооружения и эксплуатации не наблюдались (табл. 1.4).

Общество с ограниченной ответственностью «Восток-Руда»

Горнотехнические условия. Шахта «Новая» осуществляет добычу железных руд, включает перерабатывающий комплекс, компрессорная станция, ремонтно-механические мастерские, участок административно-бытового обслуживания, участок автохозяйства, ремонтно-строительный участок, участок охраны предприятия. С 1993 г. на базе запасов скандий-ванадиевых и железных руд Желтореченского месторождения было создано совместное предприятие «ВостГОК-Ашурст». В конце 1995 г. скандиевая программа была остановлена из-за отсутствия спроса на продукцию при постоянной добыче железных руд и выпуском концентрата. В настоящее время созданы условия для проведения горно-подготовительных работ по рудной залежи «Западный пласт» в этаже 405 – 685 м. Запасы железных руд месторождения, по состоянию на 2006 г. составляют: залежь «Основная» – 49,185 млн т; залежь «Западный пласт» – 411,464 млн т (табл. 1.2).

Геодинамические условия. Анализ форм проявлений горного давления на шахте «Новая» показал полное соответствие условиям шахт ГП «ВостГОК». Горные удары, стрельяние и выбросы пород на шахте «Новая» не отмечались (табл. 1.4).

Таблица 1.2 – Горнотехнические условия урановых шахт Украины

Предприятие, параметр	ГП «ВостГОК»			ООО Восток- Руда»	
	«Ингульская»	«Смолинская»	«Новоконстанти- новская»	«Новая»	
Год сдачи в эксплуатацию	1967	1974	1988	1934	
Глубина разведанных запасов, м			1200		
Объем балансовых запасов, млн т	1,2	3,0	76,386	460, 649	
Преобладающая форма залежей	линзообразная, пластообразная	линзообразная	столбообразная, пластообразная	пластообразная	
Количество разведанных залежей, шт		17	178	2	
Длина рудных залежей (зоны оруденения), м		50 – 690	1500		
Угол падения залежей, град		60 – 70	82 – 90	60 – 70	
Горизонтальная мощность залежей (рудноносных зон), м		2 – 28	30 – 700		
Прочность пород висячего бока, МПа				140 – 160	
Прочность руд, МПа	140 – 160	120 – 180	160 – 180	160 – 180	
Прочность пород лежачего бока, МПа				180 – 200	
Глубина проведения главного ствола, м	1048	460	710	1105	
Высота обрабатываемого этажа, м	70	60, 90	60, 90	70	
Горизонт проведения, м	очистных работ	590, 680	460, 550	300	475, 545
	горно-капитальных работ	770, 950	640	500, 590	685
Система разработки, %	этажно-камерная	100	100	80	100
	слоевая	0	0	20	0

1.1.5. Марганцеворудные месторождения и предприятия Никопольского бассейна

Крупнейший в мире по запасам руды Никопольский марганцеворудный бассейн является сырьевой базой марганцевых ферросплавов для получения высококачественных сталей. По способам разработки марганцеворудного пласта бассейн условно разделен на две части: восточную, где сосредоточено более 40% запасов, разрабатываемую в основном подземным способом с помощью шахт ПАО «Марганецкий горно-обогатительный комбинат», и западную, разрабатываемую открытым способом с помощью карьеров ПАО «Орджоникидзевский горно-обогатительный комбинат».

В Украине кроме основного Никопольского бассейна, включающего Никопольский, Великотокмакский и Ингуло-Днепровский марганцевые районы, известны еще Побужский, Донецкий и Карпатский бассейны. Рудный пласт залегает на глубине 15 – 120 м со средней мощностью 2 м. Основные запасы составляют высококачественные руды, содержащие в среднем 27% марганца. Разведаны и эксплуатируются только месторождения Никопольского района. Уровень разведанности и освоенности Никопольского бассейна высокий [3].

Публичное акционерное общество

«Марганецкий горно-обогатительный комбинат»

Горнотехнические условия. Добыча сырой марганцевой руды в комбинате ведется 5 шахтами: №№ 3-5, 7, 8, 9-10, 14-15 – и 2 карьерами: Грушевским и Басанским. В восточной части марганцевого бассейна выделяется Грушевско-Басанский участок, на котором расположены шахтные поля шахт № 3-5 и № 7, и вновь построенных № 9-10 и 14-15. Обогащение добытой руды производится на Грушевской обогатительной фабрике с производственной мощностью по сырой руде 5,6 млн т, а по производству концентрата – 2,43 млн т. Основными видами деятельности комбината кроме подземной и открытой добычи, обогащения, является добыча бентонитового сырья, техногенных шламов и производство сернокислого марганца.

Пласт марганцевой руды залегает горизонтально с небольшим уклоном до 5° на юг и юго-запад. Мощность пласта колеблется от выклинивания на контурах участка до 4 м в центральной части, но на большей части площади равна 1,5 – 2,5 м. Рудный пласт повсеместно покрыт толщей осадочных пород, мощность которых достигает 60 – 110 м

в зависимости от рельефа поверхности. Непосредственная кровля пласта представлена зелеными глинами мощностью 0 – 14 м с полным отсутствием или заменой песками. Выше залегают мелкозернистые пески мощностью до 2,5 – 4 м, черные глины – до 18 – 20 м, пески – до 1,5 – 2,5 м, известняки до 5 м, красно-бурые глины – 28 – 30 м, лессовидные породы и современные аллювиальные отложения – 22 – 34 м. Подстилающие породы – это тонкозернистые пески и зеленовато-серые песчаные глины. Марганцевые руды представлены тремя видами: окисные, карбонатные и окисно-карбонатные. Окисные руды слагают северную часть рудной залежи и распространяются на юг полосами вдоль западной и восточной границ. Окисная руда постепенно переходит в окисно-карбонатную в направлении падения рудного пласта. Мощность залежи карбонатной руды составляет 0,7 – 3,5 м, а содержание марганца – 10 – 31,5%. Окисная руда состоит из плотных землистых минеральных образований мощностью 0,7 – 2,5 м. Содержание марганца в окисной руде 17 – 47% и в среднем составляет 30%. В верхней части пласта расположена окисно-кусковатая руда, в средней части она сменяется на окисно-карбонатную, а в нижней – на карбонатную. Мощность пласта достигает 2,5 м, а запасы составляют 25% от общих (табл. 1.3) [3].

Таблица 1.3 – Горнотехнические условия шахт ПАО «МГОК»

Шахта	№ 3-5	№ 7	№ 8	№ 9-10	№ 14-15
Год сдачи в эксплуатацию	1979	1972	1972	1976	2005
Проектная мощность, млн т/г.	1,4	0,3	0,3	2,2	2,2
Балансовые запасы, млн т		1,11	1,2		6,3
Угол падения залежи, град	0 – 5				
Вертикальная мощность залежи, м	0,7 – 2,5	0,9 – 2,5	1,8 – 2,7	1,5 – 2,4	
Прочность глин, МПа	21	23			
Прочность руд, МПа	20	26	10 – 20	21	20
Прочность песков, МПа	18	20	20	18	20
Глубина проведения главного ствола, м	100	80	90	100	
Глубина очистных работ, м	79 – 90	40 – 80	86 – 96	90 – 100	
Применяемая система разработки	столбовая с отработкой длинными очистными заходками				

Геодинамические условия. Сворачивание горных работ на всех шахтах привело к разрушению барьерных целиков, повышению обводненности забоев и размоканию почв выработок и, как следствие, к вывалам руды и глин, прорывам воды и пульпы. Другие виды геодинамических явлений на шахтах комбината не установлены (табл. 1.4).

В результате анализа горнотехнических условий разработки рудных месторождений Украины установлено, что мировые запасы железа (20%) выводят Украину на 1-е место в международном рейтинге обладателей рудных полезных ископаемых. Однако доли мирового объема добычи руды занимают более низкую позицию (5%) и определяют только шестое место, которое непосредственно связано с низким уровнем использования ресурсосберегающих технологий при подземной разработке железорудных месторождений Украины.

Одиннадцатое место в международном рейтинге обладателей уранового сырья (лидеры: Австралия, Казахстан, Россия, ЮАР, Канада, США и др.) обеспечил стране 200 тыс. т разведанных запасов урановых руд, что составляет 4% от мировых. При этом, в мировом объеме добычи урана страна занимает также 11-е место за счет доли запасов в 1% и со 100% применением подземного способа разработки. Также Украина находится на втором месте в международном рейтинге обладателей марганцевых руд (лидер ЮАР), которое обеспечено благодаря 2,5 млрд т разведанных запасов (42% мировых). Четвертая часть от объема добычи в мире гарантирует стране 8-е место, где 50% обеспечивается за счет подземной разработки. Горнорудные предприятия Украины обладают достаточными запасами руд, которые детально разведаны до глубины 2000 м (прогнозное до 3000 м), а существующий уровень горного оборудования позволяет их добыть. Однако с увеличением глубины горных работ геодинамические проявления горного давления на рудниках Украины, как объекта исследования, все чаще проявляется не в виде шелушения пород (до 900 м), заколообразования массива (1000 – 2000 м), а в виде стреляния пород (1600 и более м) и горных ударов (более 2100 м).

Остается открытым вопрос, о причине более интенсивного развития в гранитах проявлений горного давления в форме шелушения и заколообразования на глубинах 900 – 1100 м, в то время как в амфиболитах с такими же прочностными и упругими характеристиками подобных явлений не отмечается даже на глубинах 1400 – 1600 м (табл. 1.4). Следовательно, геодинамические проявления горного давления – стреляние пород и микроудары – на рудных шахтах Украины будут иметь место на глубинах более 1600 – 1700 м, к которым сегодня шахты Кривбасса приближаются с горно-капитальными работами, а эффективных технологий учета и использования этой энергии не существует.

Таблица 1.4 – Геодинамические условия рудных шахт Украины

Предприятие	Шахта	Глубина разработки, H , м	Коэф. динамичности, K_w	Вид проявления горного давления			
				граниты	амфиболиты		
Подготовительные, очистные и закладочные работы							
ПАО «МГОК»	№ 3/5, 7, 8, 9/10, 14/15	100	0,025	Конвергенция			
ГП «ВостГОК»	«Новоконстан-тиновская» «Смолинская» «Ингульская» «Новая»	200	0,05	Шелушение (0,4 – 63,0 Дж)			
ООО «Восток-Руда»		300	0,06				
		400	0,09				
		500	0,11				
ЧАО «ЗЖРК»		«Эксплуатационная»	700			0,19	
	«Проходческая»	800	0,23				
ПАО «АМ Кривой Рог»	«Им. Артема»	900	0,27			Заколо- образование (64,0 – 2·10 ² Дж)	
ПАО «ЕВРАЗ Сухая Балка»	«Им. Фрунзе»	1000	0,31				
	«Юбилейная»	1100	0,35				
ПАО «КЖРК»	«Октябрьская»	1200	0,42				
	«Гвардейская»	1300	0,49				
	«Им. Ленина» «Родина»	1400 1500	0,57 0,68				
Горно-капитальные работы							
ПАО «АМ Кривой Рог» ПАО «КЖРК» ПАО «ЕВРАЗ Сухая Балка»	«Им. Артема» «Родина» «Октябрьская» «Юбилейная» «Гвардейская» «Им. Ленина»	1600	0,83	Стреляние (2·10 ³ – 2·10 ⁶ Дж)	Заколо- образование (64,0 – 2·10 ² Дж)		
		1700	0,98				
		1800	1,15				
		1900	1,32				
		2000	1,49				
	2100	1,66	Слабые горные удары (6,3·10 ⁷ Дж)	Стреляние (2·10 ³ – 2·10 ⁶ Дж)			

1.2. Анализ способов повышения устойчивости горных выработок

1.2.1. Обзор научных учреждений Украины и ведущих исследователей в области горного давления

Разработкой, апробированием и внедрением в производство эффективных технологических схем и способов разработки рудного сырья в Украине занимается ряд научно-исследовательских, проектно-конструкторских и высших учебных заведений. Выполнение фундаментальных и прикладных научно-исследовательских работ в Украине осуществляет Институт геотехнической механики имени Н.С. Полякова Национальной академии наук Украины (г. Днепропетровск), Научно-исследовательский горнорудный институт Государственного ВУЗа «Криворожский национальный университет» и Государственное предприятие «Украинский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт промышленной технологии» Министерства энергетики и угольной промышленности Украины (г. Желтые Воды). Кроме указанных НИИ подобные работы выполняют Государственный ВУЗ «Криворожский национальный университет» и Государственный ВУЗ «Национальный горный университет» (г. Днепропетровск) Министерства образования и науки Украины.

Этим вопросам посвящены работы А.Ф. Булата, А.Н. Зорина, В.В. Виноградова, Т.А. Паламарчук в Институте геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины; М.М. Протодяконова, А.Н. Динника, А.В. Савостьянова, С.Г. Борисенко, А.И. Зильбермана, В.И. Бондаренко, П.И. Пономаренко, Г.А. Симановича, Л.Н. Ширина, В.И. Бузило, И.А. Ковалевской, В.Я. Кириченко, Ю.М. Халимендика – в Государственном ВУЗ «Национальный горный университет»; Г.М. Малахова, Ю.П. Капленко, В.Ф. Лавриненко, Б.Н. Андреева, Е.И. Логачева, В.А. Калиниченко – в Государственном ВУЗ «Криворожский национальный университет»; А.Г. Каткова, И.С. Зигера, В.С. Нигматуллина, В.П. Волощенко, В.В. Цариковского, Г.К. Хижняка, А.П. Григорьева, В.Д. Запорожца, В.И. Никонца – в Научно-исследовательском горнорудном институте Государственного ВУЗ «Криворожский национальный университет»; Ю.И. Кошика, В.И. Голика, В.И. Ляшенко – в Государственном предприятии «УкрНИПИИпромтехнологии» и многими другими.

1.2.2. Анализ отечественных разработок по способам повышения устойчивости горных выработок

Институт геотехнической механики имени Н.С. Полякова НАН Украины

ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины остается единственным в Украине академическим учреждением горного профиля, основным направлением деятельности которого является геомеханика и геотехника освоения и сохранения недр [11]. В начале 90-х гг. XX столетия ученые А.Н. Зорин, Ю.М. Халимендик, В.Г. Колесников, в результате обобщения результатов фундаментальных исследований и открытий в различных аспектах горной науки сделали вывод, что на больших глубинах в приконтурной области выработки образуются кольцеобразные чередующиеся зоны разрушенных, сильно нарушенных и раздробленных пород. Явление зональной дезинтеграции горных пород вокруг выработок установлено по результатам электро- и радиометрических замеров, ультразвуковым просвечиванием и визуальными наблюдениями, которые подтвердили наличие нескольких последовательно расположенных друг за другом зон, характеризующихся различным напряженно-деформированным состоянием. При относительной нагрузке, равной $(1,0 - 1,2)\gamma H/R_{сж}$, в глубине массива возникает одна зона сильно раздробленных пород, а при повышенной нагрузке до $(2,0 - 2,7)\gamma H/R_{сж}$ – две зоны. Параметры этих зон зависят от показателей прочности, хрупкости и строения пород, величины относительного поля напряжений [12]. Форма этих зон принята круглой без учета изменений разности между вертикальными и горизонтальными напряжениями на разных глубинах, что не позволяет определить их форму и другие параметры энергетического состояния [13].

В 2002 г. А.Ф. Булатом и В.В. Виноградовым в рамках программы «Анкер» проведены работы по исследованию опорного крепления анкерами высокой несущей способности с основами технологии проектирования, сооружения, приемки и мониторинга горных выработок. В результате установки системы анкеров с высокой несущей способностью по периметру выработки образуется опорно-анкерное перекрытие арочной формы, которое препятствует формированию приконтурной зоны самопроизвольного разрушения массива. Армированное анкерами перекрытие накрывают «искусственным высокопрочным монолитом» большую часть непосредственной кровли выработки, а используемый принцип поддержания это *противодействие* анкерной крепи разрушению массива [14].

В 2002 г. Т.А. Паламарчук разработала теоретические основы геофизического контроля и прогнозной диагностики состояния геомеханических систем с учетом их структурной неоднородности и синергетических процессов. На основе исследований геомеханических процессов в окрестности горных выработок обоснован механизм возникновения синергетических эффектов, которые происходят в результате воздействия горно-геологических и техногенных факторов как переход массива из одного квазистационарного равновесного состояния в другое. Геомеханические процессы, сопровождающие этот переход, носят волновой затухающий характер. Наиболее вероятное направление высвобождения внутренней энергии определялось с помощью фазового подхода, позволяющего по акустическим параметрам среды, ее плотности и изменению фазы упругих волн оценивать разность действующих в массиве компонент напряжений в соответствии с принципом *противодействия* [15].

В 2005 г. А.Ф. Булат и В.И. Дырда представили основы теории фракталов и ее приложение в геомеханике. При рассмотрении разных подходов к построению моделей разрушения, которые позволяют объяснить степенной закон распределения по размерам, мультифрактальность распределения трещин и других дефектов, получают качественно подобные результаты, отражающие связь фрактальности с автомодельностью. Установлено, что величина фрактальной размерности поверхности образующихся трещин служит критерием стадии разрушения. Она близка к трем при объемном образовании дефектов в начальной стадии разрушения и приближается к двум по мере образования микротрещин и окончательного разрушения твердого тела. Использование этой закономерности может служить основой для разработки диагностических критериев разрушения массива [16].

Начиная с 2004 г. Ю.М. Халимендиком выполнен значительный объем работ по исследованию состояния вмещающего массива пород и устойчивости горных выработок на примере шахт ПАО «ДТЭК». Одним из последних результатов был обоснован выбор параметров канатной анкерной крепи, в основу которого положен принцип своевременного закрепления вероятных зон нарушенных пород кровли к устойчивой части массива. Анализ вертикальных деформаций толщи породы из-за перемещающегося опорного давления указывает на наличие двух участков сжатий и растяжений. Максимальные деформации растяжения сосредоточены в интервале 1 – 2 м, сжатия –

в интервале 8 – 10 м. Точка смены знака деформаций по всем сериям наблюдений зафиксирована на высоте 7 м. Границу между зонами растяжения и сжатия можно принять за нейтральную ось и считать ее благоприятной для закрепления канатных анкеров. Для оценки влияния очистных работ установлена зависимость ширины зоны техногенных трещин L от глубины ведения горных работ H $L = 0,03H + 1,8$, м [17].

Государственное высшее учебное заведение

«Национальный горный университет»

Государственный ВУЗ «НГУ» Министерства образования и науки Украины выполняет научные исследования по приоритетным направлениям развития науки и техники в Украине [18]. С 1970 г. под руководством С.Г. Борисенко установлено, что способ поддержания налегающих пород не оказывает существенного влияния на напряженно-деформированное состояние потолочин. Авторы объясняют это *уравновешиванием* повышающих (давление массива сухой закладки) и понижающих (поддержание пород висячего бока) факторов влияния на уровень напряженности потолочин. Установлено также, что применение технологии с обрушением налегающей толщи пород вслед за очистными работами приводит к снижению тангенциальных напряжений в потолочинах и висячем боку очистных камер в 1,5 – 2,0 раза [18 – 21]. Полученные результаты отображают качественную картину процесса изменения напряженно-деформированного состояния, так как авторами приравнивались физико-механические свойства руд и вмещающих пород.

В 70-х гг. XX столетия исследователи А.И. Зильберман, Ю.Н. Бабец, В.И. Бондаренко, П.И. Пономаренко, Л.В. Новикова и другие выполняли комплексные исследования по совершенствованию технологии разработки марганцевых руд [22]. Интерес представляют результаты исследований, связанные с креплением сопряжений штреков с лавами механизированных комплексов типа ОКП. Ограничивающим фактором является величина раздвижки секций крепи комплекса ОКП, при которой форма зон неупругих деформаций, формирующихся вокруг штреков, изменяется от эллиптической до трапециевидной. Это позволило разработать и применить патроны постоянного сопротивления, которые способны *противодействовать* нагружению за счет истекания парафина через отверстия диаметром 180 – 250 кН [23].

В 1989 г. В.И. Бондаренко теоретически установил и экспериментально подтвердил закономерности процессов формирования закрепленных зон плавунных пород вокруг горных выработок при электрохимическом, физико-химическом термохимическом воздействии на них в зависимости от состава, состояния пород и технологических режимов закрепления. Установлены зависимости изменения размеров защитного слоя от прочностных свойств закрепленных пород, характеристики процесса электрохимического закрепления пород в управляемом режиме и зон сдвига пород надрудной толщи, которые *противодействуют* прорыву плавунна в подготовительную выработку [24, 25].

В 1991 г. П.И. Пономаренко создал теоретические основы заложения капитальных выработок относительно марганцеворудного пласта с учетом структурно-механической неоднородности, а именно путем моделирование совместного деформирования бетонного крепления и глинистой породы, которое приводит к снижению сжимающих радиальных и тангенциальных напряжений во внутреннем породном контуре в 2 – 2,5 раза. Это позволило определить рациональные места заложения и размеры крепи – породной оболочки. Разработан метод расчета по определению передовой выработки по отношению к основной с формированием вокруг последней зоны неупругих деформаций. Также обоснованы и разработаны конструкции штрековых крепей, отличающиеся различной несущей способностью и режимами нагружения вне и в зоне влияния очистных работ. Разработана методика определения плотности установки крепи усиления на основе новых способов проведения, охраны и крепления горных выработок, разгружающих контур выработки компенсационными полостями по принципу *противодействия* нагрузок на крепь [26].

В 1992 году Г.А. Симанович установил закономерности влияния регулируемой деформационно-силовой характеристики на параметры состояния массива в окрестности горной выработки, и на этой основе созданы методы управления режимами взаимодействия системы «массив – крепь» по принципу *противодействия*. Сама же система в определенных горно-геологических условиях характеризуется тем, что часть объема породного массива в зоне упругих деформаций выводится из

предельного равновесия достаточно малыми воздействиями и при потере устойчивости существенно изменяет величину и характер распределения нагрузки на крепь. В условиях устойчивого предельного состояния части объема пород в зоне неупругих деформаций образуется свод предельного равновесия, на размеры и форму которого оказывают значительное влияние величина и характер распределения реакции крепи по контуру выработки [27].

В 1994 г. Л.Н. Ширин на основе анализа трехмерного напряженного состояния массива горных пород очистной выработки и исследования совместного деформирования системы «взрываемый забой – механизированная пневматическая крепь – боковые породы» установил, что рациональные режимы взаимодействия крепи с нарушенными взрывом боковыми породами создают эластичные пневмосиловые модули, обеспечивающие щадящий контакт и сейсмозрывоустойчивость конструкции. Получена аналитическая зависимость радиуса зон разрушенных пород в призабойной части очистной выработки от глубины разработки, угла падения рудного тела, шага установки и отпора пневматической крепи, которые работают по принципу *противодействия* [28].

В 1997 г. В.И. Бузило, опираясь на исследованные размеры областей предельного напряженного состояния пород, предложил рациональную схему проведения выработки-станции метро между двух тоннелей, закрепленных анкерно-пневматическим креплением. Определены параметры *противодействия* пневматического крепления (0,01 – 0,3 МПа) и участки выработок наибольшей загруженности для условий станций Киевского и Санкт-Петербургского метрополитенов. Разработана конструкция и параметры установки анкерно-пневматического крепления кровли и забоя выработки в слабых породах и техническая документация для создания агрегата АМШ с пневматическим креплением и опалубкой для различных сооружений [29].

В 2004 г. И.А. Ковалевская установила закономерности влияния пространственной неоднородности геометрических, механических и силовых параметров подсистемы «упрочненные породы – крепь» на ее напряженно-деформированное состояние. Алгоритм оптимизации режимов взаимодействия системы «массив – упрочненные породы – крепь» учитывает пространственный характер периодических изменений ее

геометрических, механических и силовых параметров. Обоснованы параметры активного *противодействия* комбинированных крепей и твердеющих смесей, обеспечивающие их равнопрочность и максимально возможную пространственную адаптацию к характеру проявлений горного давления. Это снизило затраты на крепление и поддержание 1 м выработок на 30% и повысило безопасные условия труда [30].

В 2012 г. В.Я. Кириченко обосновал требования к параметрам рабочих характеристик арочных крепей, предельной несущей способности и ее рабочего сопротивления (*противодействия*), которое было повышено более чем в 2 раза. Необходимая конструктивная податливость определяется значениями допустимых смещений пород, обеспечивающих эксплуатационное состояние выработки. Установлено, что вслед за волнообразным изменением напряженного состояния пород в упругом режиме деформации на удалении порядка 0,5 длины лавы наблюдается явление образования перемещающихся нарушенных зон, сопровождающееся периодическим расщеплением и смыканием породной толщи на структурные блочно-слоистые элементы с выделением сжато-разуплотненных зон. С приближением к очистному забою протяженность этих зон снижается, а степень разрушения увеличивается. Устойчивость выработок достигается соответствующим усилением крепи за счет резервирования запаса прочности [31].

Государственное высшее учебное заведение
«Криворожский национальный университет»

Исследователи университета выполняют научные работы по актуальным направлениям развития экономики Украины: усовершенствование технологии добычи руд подземным и открытым способами и др. [32]. Начиная с середины 50-х гг. XX столетия вопросами установления целесообразной последовательности отработки залежей в шахтных полях занимались Г.М. Малахов, В.Ф. Лавриненко, И.А. Кучерявенко и др. Авторами производился учет влияния выработанного пространства при создании новых технологических схем отработки запасов железных руд Криворожского бассейна, сосредоточенных в сближенных залежах. Однако решение узких задач по совершенствованию технологии очистных работ не позволило установить закономерности формирования полей напряжений как вокруг очистных, так выработанных пространств шахты [33]. Применение камер-

ных систем разработки рекомендовано при отсутствии обрушений (*уравновешивании*) пород висячего бока до земной поверхности. При наличии обрушения отработку залежей параллельного простирания следует осуществлять системами подэтажного обрушения руды и налегающих пород. При мощности промежуточных толщ менее 35 м очистные работы рекомендовано вести системами подэтажного обрушения с опережением по залежи параллельного простирания, равным половине высоты этажа [34].

Следующим этапом совершенствования технологии отработки рудных запасов является установление рациональной последовательности отработки залежей по простиранию пород в пределах обрабатываемого этажа, раскрытой в работах Г.М. Малахова, Г.Т. Фаустова, П.А. Абашина, И.И. Золотарева, Н.И. Старикова и др. Анализ результатов исследований показал, что первоочередную отработку залежей основного простирания следует производить на участках под породными перемычками со стороны висячего бока. Являясь естественными целиками, они снижают уровень напряженности пород прилегающих камер путем *уравновешивания* нагрузки и способствуют увеличению их размеров. Также наиболее приемлемым, с точки зрения геомеханики, является проведение горных работ от центра шахтного поля к его флангам, а по падению месторождения – от висячего бока к лежащему [36 – 38].

Проведенные Ю.П. Капленко в 1970 – 80 гг. исследования по управлению напряженным состоянием горных пород и параметрами отбойки, раскрыли тесную взаимосвязь между динамическими напряжениями взрывной волны, и статическими, действующими в массиве на момент взрыва. Сопутствующее взрыву обрушение массива, выше линии расположения скважин, исследовалось при отбойке руды на шахте «Им. Кирова», которые показали снижение удельного расхода взрывчатых веществ до 70 г/т при отбойке массива руды горизонтальными слоями. Вертикальное расположение скважин на шахте «Октябрьская» также сопровождалось снижением сопротивления отрыву, которое происходило за счет *содействия* горного давления отбиваемым слоям руды [35].

Детальные исследования напряженно-деформированного состояния массива вмещающих пород и влияние его на конструктивные элементы камерных систем разработки с середины 70-х гг. XX столетия проводились В.Ф. Лавриненко и В.И. Лысак.

Изучено изменение параметров, характеризующих напряженность массива в зоне разгрузки, окружающей очистные камеры с увеличением глубины горных работ. Разработанная методика по определению параметров конструктивных элементов камерных систем разработки учитывает основные и дополнительные напряжения, возникающие в породах вокруг очистных камер, которые *уравновешиваются* в массиве руды междукамерных целиков и потолочин. Влияние очистного пространства рассматривалось как основное напряжение, создаваемое весом подработанных пород, а выработанного пространства – как дополнительное напряжение от веса обрушенных пород [36 – 38]. Результаты исследований позволяют определить эффективную глубину применения камерных систем разработки и рациональные параметры конструктивных элементов при отработке крутопадающих залежей.

В 2006 г. Б.Н. Андреев выполнил обоснование технологии и параметров взрывной отбойки при подземной добыче руд в условиях техногенеза недр. Определены технологические параметры отбойки слоев руды скважинными зарядами, соответствующие оптимальным значениям требуемого уровня их насыщения энергией взрыва. При этом установлено, что минимизация затрат энергии взрыва обеспечивается при их толщине, составляющей 35 – 38% глубины зоны разгрузки в приконтурном массиве очистной камеры. С учетом этого разработана методика расчета параметров буровзрывных работ, основанная на дискретизации энергетического поля взрыва и позволяющая устанавливать оптимальный уровень затрат энергии взрыва на отбойку каждого слоя руды. Используемый принцип *содействия* обеспечивает снижение расхода взрывчатого вещества и объемов глубокого бурения до 25% [39]. Автором изучался вопрос прикладного использования зон разгрузки и концентрации напряжений, формирующихся вокруг различных горных выработок (открытых, комбинированных, подземных) и разных техногенных образований (отвалы, карьеры, отстойники) без изучения физики формирования и параметров этих зон.

В 2006 г. Е.И. Логачев разработал технологию подземной отработки залежей сопутствующего минерального сырья в условиях сближенного залегания с железными рудами Криворожского бассейна. Доказано, что для обеспечения плановых потерь руды в блоке необходимо формировать дополнительные выпускные выработки, подсекающие плоскость лежачего бока и удаленные друг от друга по падению на 5 – 7 м

в зависимости от физико-механических свойств обрушенной руды, высоты столба сыпучей среды над ними и угла падения залежи. Разработаны конструкции систем разработки, позволяющие вести отработку залежей сопутствующего минерального сырья в условиях локализации смещения вышележащих горных пород в проектных границах зон сдвижения и обрушения, сформированных при извлечении запасов железных руд [40]. Автор изучал вопрос возможности отработки тальковых сланцев в разгруженных областях массива, примыкающих к очистным и выработанным пространствам без исследования параметров зон различного уровня напряженности и деформирования горных пород.

В 2008 г. В.А. Калиниченко разработал единый концептуальный подход, основанный на принципах обоснования параметров выпуска обрушенной руды на контакте с массивами пустых пород и твердеющей закладки. Установлено, что при куполообразной кровле «пионер-камер» лежащего бока область распространения и абсолютная величина растягивающих напряжений в потолочине уменьшается с увеличением кривизны купола и увеличением угла наклона плоскости потолочины. При формировании криволинейной боковой поверхности искусственного массива закладки наблюдается снижение величины растягивающих напряжений или их полное отсутствие по принципу *уравновешивания* напряжений с формой обнажения.

Технология выпуска отбитой руды на контакте с уплотненными взрывом пустыми породами и одновременным взрывным формированием бокового контакта «руда-порода» в форме, приближенной к форме образующей эллипсоид выпуска отбитой руды, обеспечивает улучшение качества добываемой руды на 0,9% [41]. Автором определены следственные причины, формирующие эллипсоидные фигуры фигур выпуска руды, потолочин и искусственных целиков, а первопричина этих форм, вызванная параметрами зонального структурирования массива вокруг камер, остается неисследованной.

Научно-исследовательский горнорудный институт Государственного высшего учебного заведения «Криворожский национальный университет»

Научно-исследовательский горнорудный институт Государственного ВУЗа «КНУ» с 1993 г. является главным по добыче всех видов горнорудного сырья в Украине [42]. Условия залегания рудных тел на глубине более 1000 м, характеризующиеся

уникальным разнообразием физико-механических свойств руд и вмещающих пород, обусловили проявление всех форм горного давления. Под руководством А.Г. Каткова в 1984 г. велись исследования в двух направлениях – применение новых видов крепи и совершенствование схем подготовки блоков. Ежегодно на шахтах юга Кривбасса выводилось из строя до 900 тыс. т подготовленных к отработке запасов. Для вовлечения их в очистные работы требовалось перекреплять 3,0 – 4,0 тыс. м или вновь проходить порядка 2,0 – 3,0 тыс. м подэтажных выработок. Развитие заколообразования во времени увеличило опасность травматизма. Возникла необходимость приближения крепей к забоям выработок на расстоянии менее 3 м после взрыва и порядка 1,0 – 1,5 м до взрыва. В свою очередь это привело к возрастанию динамических нагрузок взрыва на крепи и снижению сроков их службы [43].

Выполненный прогноз И.С. Зицером, Е.П. Чистяковым, В.Т. Бескровным и А.Д. Беланом в 1986 г. показал бесперспективность широкого применения рамных металлических податливых крепей. Альтернативой были предложены крепи упрочняющего типа анкерные, армирующие и вовлекающие в работу приконтурный массив, *противодействуя* его разрушению. Высокий уровень напряженного состояния ненарушенного массива на глубинах 1000 – 1500 м не исключает проявления смещений породного контура, закрепленного анкерной крепью, и развития заколообразования во времени. После затухания смещений в долгосрочных выработках наносился набрызг-бетон. При этом средние скорости проведения выработок на ЧАО «ЗЖРК» превышают 100 м в месяц с применением современного самоходного оборудования, отставание крепи от забоя достигает 10 м – установка анкеров, до 20 – 40 м – навеска сетки и набрызг-бетон [44]. При этом места заложения и виды крепления этажных и подэтажных выработок применялись без учета влияния очистного пространства камер, что приводит к их перекреплению и к проведения новых – обгонных выработок [45].

Начиная с первого этапа исследований и освоения технологии отработки Южно-Белозерского месторождения, которые были начаты еще в 60-е годы прошлого столетия В.К. Шендриком, когда параметры камер были увеличены с 15 до 30 м по ширине, с 40 до 100 – 140 м по высоте при 60 м длины. Сегодня отработка месторождения осуществляется сдвоенными этажами высотой более 100 м, что позволило снизить объем

работ по подготовке днищ камер в 2,5 раза и в 2 раза снизить количество ортов-заездов. С увеличением глубины работ до 940 м, начиная с 80-х годов прошлого столетия, исследования В.С. Нигматуллина были направлены на корректировку методов расчета параметров камер и размеров зон их влияния по принципу *уравновешивания* [46]. При этом учет зон влияния очистного пространства камер на параметры крепления подготовительных и нарезных выработок, а также буровзрывные работы в первичных и вторичных очистных камерах не производился [47].

Принятые по аналогии с традиционными технологиями отработки месторождений системами с обрушением налегающих пород методы экстраполяции зависимостей расчетных параметров с увеличением глубины работ на практике отработки Южно-Белозерского месторождения с закладкой выработанного пространства не подтвердились. В процессе формирования ее как горного массива выделяются стадии набора прочности и изменения деформационных характеристик. На основе шахтных исследований в 2000 – 2006 годах в методику расчета параметров зон неупругих деформаций и влияния камер были внесены дополнения, которые позволили принимать более устойчивые и *уравновешенные* геометрические параметры камер до горизонта 940 м. Благодаря разработкам В.П. Волощенко, В.К. Шендрика, А.Н. Малого, Е.П. Чистякова, В.М. Статкевича, Л.Г. Настобурко, Г.Д. Корнева технологии успешно достигли рентабельности порядка 30% [48]. Предложенная форма очистных камер, которые проектировались для вибровыпуска руды, не нашло применения ниже горизонта 840 м в связи с масштабным использованием самоходной погрузочной техники и проблемами, связанными с поддержанием нарезных выработок в высоких наклонных днищах [49].

Применительно к камерным системам разработки в начале 90-х годов прошлого столетия на основании лабораторных и промышленных исследований, проведенных В.В. Цариковским, В.В. Саковичем, П.И. Кишкиным, М.А. Коваленко, была установлена взаимосвязь радиуса кривизны и предельного пролета обнажения сводообразных потолочин по принципу *устранения*. Для повышения устойчивости наклонных и горизонтальных рудных обнажений разработаны сводообразные и шатровые формы потолочин, располагающихся горизонтально и наклонно [50]. Выбор рациональной

формы потолочины производится инженерно-техническими работниками шахт, опираясь на производственный опыт. Однако отсутствие критерия оптимальности для широкого спектра разработанных форм потолочин является основной причиной снижения устойчивости обнажений при наличии достаточного объема технологических схем ведения очистных работ [51].

Выполнены исследования Г.К. Хижняком, В.К. Плехановым, Н.М. Сенниковым по изысканию резервов сокращения объемов и стоимости горно-капитальных работ при вскрытии и разработке новых горизонтов шахт Кривбасса. Предложена технология отработки ранее законсервированных запасов руды в лежащем боку залежи «Пужмерки-Магнетитовая» на шахте «Им. Ленина». Продолжались работы по контролю за самообрушением налегающих пород, *уравновешиванием* устойчивости обнажений и локализацией выработанного пространства в увязке с горными работами на шахте «Им. Орджоникидзе» реализованные В.В. Цариковским, А.П. Григорьевым, Е.П. Яценко, В.В. Саковичем и В.Д. Запорожцем [52]. Выбор траекторий заложения и способов крепления подготовительных выработок, а также определение параметров конструктивных элементов камерных систем разработки осуществлялись без учета интенсивного влияния выработанного пространства шахт и способствовали снижению безопасности горных работ, повышению себестоимости добычи руды и снижению темпов отработки запасов в охранном целике на шахте «Им. Ленина» [53].

В 1992 – 1993 гг. исследователи А.П. Григорьев, Е.И. Яценко, Н.Г. Григорец, В.В. Цариковский и В.В. Сакович разработали технологию совместной добычи различных типов железных руд и нерудного сырья подземным способом, обеспечивающую снижение удельных затрат на вскрытие, подготовку и отработку запасов. В процессе решения поставленной задачи было установлено, что на шахте «Гвардейская» и шахтах РУ «Им. Кирова» резерв подъемных возможностей достигает 2 млн т/год. В этой связи с целью снижения удельных затрат на подготовку запасов горизонтов и реализацию указанных резервов было рекомендовано наряду с добычей богатых руд приступить к подготовке производств к добыче 4,0 – 4,3 млн т бедных железных руд

и амфиболитов на шахте «Гвардейская» и 6,5 – 7,0 млн т бедных железных руд и гранитов на шахтах РУ «Им. Кирова» [54]. Отсутствие учета трещиноватости в массиве не позволило внедрить данную технологию, что в свою очередь было учтено при создании технологии разработки джеспилитов, которые являются разновидностью железистых кварцитов [55].

В 1998 г. была выполнена работа применительно к горно-геологическим условиям шахты «Новая» совместного предприятия «ВостГОК-Ашурст» (ныне ООО «Восток-Руда», г. Желтые Воды), целью которой было разработать технологию подземной добычи железных руд с учетом опыта шахт Кривбасса. В процессе проведения исследований было выполнено геомеханическое (В.В. Цариковский, В.В. Сакович) и технологическое (А.П. Григорьев, Е.И. Яценко, С.Д. Мячин) обоснование крупномасштабной технологии добычи железистых кварцитов. Впервые для условий шахты «Новая» были рекомендованы очистные камеры высотой 200 м и объемом 280 – 300 тыс. м³, а также фронтально-бесцеликовая технология отработки запасов. Учитывая отсутствие опыта добычи руд крупномасштабными технологиями у инженерно-технических работников шахты, в работе предусмотрены меры контроля за состоянием выработанных пространств, В.Д. Запорожцем и А.Ф. Мигуль предложены способы их локализации. Ввиду снижения спроса на бедные железные руды разработанные технологические решения не нашли широкого применения на практике [56].

Для решения задачи повышения качества марганцевой руды в Украине была разработана и испытана на шахте № 8 бесцеликовая селективная технология отработки с оставлением породы в выработанном пространстве. Новая технология бесцеликовой отработки участков пласта мощностью 0,75 – 1,4 м полосами со складированием породы в выработанном пространстве предназначена для отработки запасов охранных целиков и под населенными пунктами. В.И. Никонцом, А.Н. Запольским, А.Н. Ивденко разработана металлическая инвентарная крепь, технология и средства бесшпурового возведения анкерной крепи в подготовительных выработках забивного типа и механизмы для ее возведения [57].

Государственное предприятие «Украинский научно-исследовательский
и проектно-изыскательский институт промышленной технологии»

Государственное предприятие «Украинский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт промышленной технологии» Министерства энергетики и угольной промышленности Украины (УкрНИПИИпромтехнологии, г. Желтые Воды) был создан для научного и проектно-изыскательского сопровождения объектов атомной промышленности [58]. Институт осуществляет деятельность по следующим направлениям: комплексные изыскания и проектирование объектов атомной промышленности, предприятий по добыче и переработке золота, редкоземельных металлов и других полезных ископаемых [9].

Практикой отработки урановых месторождений, локализованных в скальных массивах, авторами В.И. Голиком и В.И. Ляшенко в 1992 – 2004 гг. показано, что устойчивость массива обеспечивается при условии достаточной механической прочности нижнего ряда заклинивающихся структурных блоков, пригруженного массивом пород в пределах свода естественного равновесия. В последующем определено, что сохранение земной поверхности от разрушения обеспечивается *уравновешиванием* уровня напряжений в разнопрочных участках, взаимной увязкой выемки руды во времени, пространстве и степени ее подготовленности к добыче и на этой основе предложены новые природоохранные и ресурсосберегающие технологии и технические средства, которые дали положительные результаты при подземной разработке урановых месторождений России, Казахстана и Украины [59].

Авторами разработана шкала оценки состояния горных массивов по параметрам устойчивости обнажений и вероятности их деформаций в зависимости от изменения интенсивности акустической эмиссии при взрывном нагружении массива, его напряженно-деформированного состояния и уровня звукоактивности пород, которая позволяет провести оценку устойчивости обнажений отработанных камер при различных условиях их формирования и сроков образования пустот. Состояние устойчивости горных массивов, имеющих интенсивность акустической эмиссии, оценивается как стабильно устойчивое – до 9, устойчивое – 9 – 13; нестабильно устойчивое – 13 – 17; неустойчивое (критическое) – 17 – 32 и обрушение – более 32 имп./мин.

Установление зависимости между природными и технологическими факторами позволяет уточнить нормативы вскрытых, подготовленных и готовых к отработке запасов руд по геомеханическим процессам на основе математических и графоаналитических методов с достижением экономической эффективности за счет повышения оперативности и надежности управления горными работами. Для урановых месторождений Украины величина коэффициента опережения запасов руды, подготовленных и относительно готовых к отработке, находится в пределах 4,0 – 5,7 и зависит от порядка подготовки, нарезки и отработки рудных тел, состояния искусственных массивов и содержания полезного компонента в руде [60].

Для оценки напряженного состояния массива автором применялись комплексные методы исследования, включающие анализ с использованием основ теории упругости и пластичности, натурные наблюдения в шахтных условиях за влиянием пустот отработанных камер на устойчивость горного массива и обнажений в блоках, которые широко практикуются в Украине и за рубежом. Натурные наблюдения в шахтных условиях включали визуальную оценку состояния обнажений камер, замеры интенсивности акустической эмиссии, оценку напряженно-деформированного состояния горного массива по результатам сейсмоакустического мониторинга и профилирования, сейсмометрических замеров.

Обнаженные пролеты устойчивы, когда на один метр наблюдательной скважины приходится не более трех трещин, причем средний прирост суммарной мощности составляет не более 4 мм/м. При этом в кровле выработки бурят не менее трех скважин глубиной 3 – 12 м из расчета 100 м² обнажения на одну скважину. Для сильнотрещиноватых горных массивов приходится не менее 20 м² обнажения на 1 м скважины, средней трещиноватости – 30 м² и слабой трещиноватости – 50 м².

Функциональная взаимосвязь между величиной напряжений массива и количеством упругих импульсов разрушения в минуту, характеризующая его структурные и прочностные свойства, которые описываются степенной зависимостью вида $y = ax^b$, позволяет с вероятностью 0,8 контролировать устойчивые параметры обнажений, которые соответствуют значения в пределах 0 – 13, переходные – 13 – 17, неустойчивые – более 17 имп./мин [61].

Также установлены особенности проявления горного давления в скальных массивах сложного строения, обусловленные интенсивностью разрывных структур (акустическая жесткость от 0,11 до 0,18 МПа/с, коэффициент удароопасности – 0,98). Определены условия проявления остаточной несущей способности нарушенных пород и перевода геоматериалов в режим объемного сжатия (в зоне нарушенных пород коэффициент ослабления снижается до 0,04 – 0,15 с первоначальной величины 0,25 – 0,35). В таких условиях горизонтальные напряжения в массиве до 5 раз могут превышать вертикальные, что подтверждает интенсивную тектонику месторождений [62].

Устойчивость выработок в неоднородных скальных породах прочностью 50 – 150 МПа на глубинах до 600 м зависит от положения выработок относительно элементов структурной нарушенности и возможности создания надежных конструкций. Использование при погашении выработанного пространства несущих конструкций из отдельностей пород размерами более 0,2 м и механической прочностью более 50 МПа позволяет обнажать кровлю без обрушения при пролетах обнажений до 50 м [63, 64].

Помимо положения очистной выработки относительно доминирующей трещиноватости (кливажа) одним из факторов, которые влияют на устойчивость как конструктивных элементов, так и отбиваемых слоев руды, является напряженно-деформированное состояние. Детальные исследования с помощью теоретических, лабораторных и промышленных исследований выполнено Д.В. Мальцевым. Установлено, что с развитием очистных работ, от центра камер к их границам по простиранию залежи, линия наименьшего сопротивления зарядов изменяется по степенной зависимости и достигает своего экстремума у границ камеры, что позволяет уменьшить затраты на ведение очистных работ до 20%. С изменением глубины заложения буровых выработок и увеличением расстояния от геометрического центра очистных камер к их границам расстояние между эксплуатационными скважинами в веерах изменяется по логарифмической зависимости и достигает максимальных значений у центра камер. Учет этих закономерностей обеспечивает снижение затрат на буровзрывные работы до 15% [65].

1.2.3. Анализ принципов управления массивом, нарушенным выработками

В результате выполнения анализа отечественных разработок по способам поддержания выработок, как прикладной компоненты предмета исследования, установлено, что современные научные и, соответственно, производственные представления, на которых базируется большинство украинских технологий крепления и поддержания горных выработок, основываются на двух основных принципах (табл. 1.5). Первый – противодействие крепей разрушению вмещающего массива за счет изменения их видов, параметров установки и условий эксплуатации, с обеспечением при этом эффективного отпора крепежной системы (17 научных разработок – составляет 53%). Второй – уравнивание устойчивости массива с параметрами горных выработок путем изменения их размеров и/или формы, с достижением максимальной устойчивости контуров обнажений (13 разработок – 38%). Если принцип противодействия в основном используется для поддержания подготовительных выработок, то принцип уравнивания – для повышения устойчивости очистных камер. Оба принципа не позволяют использовать энергию горного давления, а только обеспечивают снижение затрат на крепление и поддержание за счет оптимизации технологических параметров.

Выполненный анализ позволил также выявить 2 новых принципа, позволяющих использовать энергию горного давления. Это принцип содействия, заложенный Ю.П. Капленко и Б.Н. Андреевым в технологиях отбойки слоев руды, которые находятся в областях интенсивного деформирования или зонах разгрузки напряжений, а также принцип устранения, используемый В.С. Нигматуллиным в порядке нахождения рациональных мест заложения подготовительных выработок относительно очистных камер. Под принципом содействия понимается использование энергии горного давления, которая за счет выполняемой работы по разупрочнению массива содействует технологии разрушения горных пород при производстве подготовительных и очистных работ, и приводит к экономии энергии взрыва во время отбойки. Под принципом устранения понимается нахождение места заложения подготовительных или очистных выработок относительно выработанного или очистного пространства с пониженным потенциалом горного давления, что приводит к снижению металлоемкости крепей и увеличению размеров очистных камер.

Таблица 1.5 – Анализ способов повышения устойчивости горных выработок

Учреждение	Исследователь	Год	Сущность	Принцип
ИГТМ НАН Украины	А.Н. Зорин	2001	Использование энергии горного давления для добычи полезных ископаемых	Противодействие
	В.В. Виноградов	2002	Формирование арочного опорно-анкерного перекрытия над выработкой	
	Т.А. Паламарчук	2002	Диагностика состояния вертикальных стволов по синергетическим процессам	
	А.Ф. Булат	2005	Диагностика состояния массива по фрактальной модели разрушения	
	Ю.М. Халимендик	2012	Установка замка канатного анкера на границе раздела зон растяжения-сжатия	
Государственный ВУЗ «НГУ»	С.Г. Борисенко	1965	Повышение устойчивости очистных камер путем изменения размеров и формы	Уравновешивание
	А.И. Зильберман	1978	Повышение сопротивления податливых крепей за счет парафинопатронов	Противодействие
	В.И. Бондаренко	1989	Формирование закрепленной зоны различными химическими методами	
	П.И. Пономаренко	1991	Проведение опережающей выработки и бетонное крепление основной	
	Г.А. Симанович	1992	Соответствие реакции крепи своду предельного равновесия выработки	
	Л.Н. Ширин	1994	Учет времени с момента разрушения пород на контуре очистной выработки	
	В.И. Бузило	1997	Крепление зон предельных напряжений анкерно-пневматическими крепями	
	И.А. Ковалевская	2004	Достижение равнопрочности для комбинированных крепей выработок	
	В.Я. Кириченко	2012	Повышение устойчивости крепи путем изменения формы, сечения, прочности	
Государственный ВУЗ «КНУ»	Г.М. Малахов	1956	Порядок подработки и надработки залежей в пределах шахтного поля	Уравновешивание
	Ю.П. Капленко	1980	Отбойка слоев руды в областях интенсивного деформирования массива	Содействие
	В.Ф. Лавриненко	1980	Повышение устойчивости выработок при оптимизации размеров и формы	Уравновешивание
	Б.Н. Андреев	2006	Отбойка слоев руды в зонах разгрузки выработок в условиях техногенеза	Содействие
	Е.И. Логачев	2006	Изменение формы очистных камер для повышения показателей извлечения	Уравновешивание
	В.А. Калиниченко	2008	Формирование опережающих камер с эллиптической формой контуров	
НИГРИ Государственного ВУЗа «КНУ»	А.Г. Катков	1984	Максимальное приближение арок податливых крепей к забою выработок	Противодействие
	И.С. Зицер	1986	Замена арочных крепей на облегченные комбинированные крепи выработок	
	В.С. Нигматуллин	1990	Изменение места заложения подготовительных выработок относительно камер	Устранение
	В.П. Волощенко	2000	Учет зон неупругих деформаций на увеличение размеров очистных камер	Уравновешивание
	В.В. Цариковский	1990	Сводообразная и шатровая формы горизонтальных и наклонных потолочин	
	Г.К. Хищняк	1994	Оставление межкамерных целиков при отработке законсервированных запасов	Противодействие
	А.П. Григорьев	1992	Пильное формирование выработок при сопутствующей добыче гранитов	
	В.Д. Запорожец	1998	Внедрение фронтально-бесцеликовой технологии ведения очистных работ	Уравновешивание
	В.И. Нииконец	2003	Бесцеликово-селективная технология с рамно-анкерным креплением выработок	Противодействие
Госпредприятие «НИПИИпром- технологии»	Ю.И. Кошик	1992	Устойчивость земной поверхности регулированием напряжений в недрах	Уравновешивание
	В.И. Голик	1998	Устойчивость обнажений камер в зависимости от трещиноватости массива	
	В.И. Ляшенко	2005	Устойчивость горных выработок по остаточной несущей способности пород	

1.3. Классификация теорий горного давления вокруг подземных выработок

1.3.1. Анализ первых гипотез о горном давлении

Горная наука выделилась в самостоятельную отрасль знаний в середине XVI века, посвятив начало своего существования изучению физических свойств пород и их классификации по различным технологическим признакам, первыми из которых стали добываемость и взрываемость [66]. Первые попытки обобщить и зафиксировать накопившийся опыт предпринял в 1556 году Г. Агрикола [67]. Как отмечает В.М. Косталевский [68], А.Г. Вернер в 1788 г. написал работу [69], посвященную вопросам горного дела, в которой он приводит новую шкалу крепости пород [70]. Классификация А.Г. Вернера широко распространена в горной практике. В 1878 г. австрийским ученым Ф. Ржихой классификация А.Г. Вернера была развита и усовершенствована [71]. По сравнению с предыдущей классификацией увеличено количество классов горных пород до семи. За 1882 – 1889 году Ф. Ржиха создал практически новую классификацию горных пород, в основу которой было положено количество энергии, требуемой для добывания 1 м³ руды. Для создания классификации Ф. Ржиха выполнил исследования по определению механической работы взрывчатых веществ [72].

В 1896 г. К. Должалек сгруппировал породы в 6 классов по количеству труда, затрачиваемого на добычу 1 м³ руды [73]. На основании производственного опыта П. Шалон получил коэффициенты относительной крепости пород по взрываемости [74]. Использование коэффициента крепости пород для расчета нагрузок на рудничную крепь впервые было предложено М.М. Протодьяконовым [75]. В 1886 г. были опубликованы данные по определению сопротивляемости пород раздавливающим усилиям [76]. Появляются публикации Тетмайера и Х. Коха о прочности горных пород и о соотношениях между пределами прочности пород при сжатии и сдвиге, изгибе и т.д. В 1910 г. М.М. Протодьяконов усовершенствовал классификацию Ф. Ржихи и обосновал числовое значение коэффициента крепости с учетом предела прочности породы при сжатии [77].

Явление сводообразования в кровле выработок во второй половине XIX века стало предметом серьезного научного изучения. Также предпринимались попытки обоснования гипотез о напряженном состоянии ненарушенного массива пород и изменении его с глубиной.

В 1867 г. П. Шульц установил качественную зависимость крепости породы от формы свода [78]. Было установлено, что в крепкой породе можно пройти настолько малую выработку, что она будет устойчивой без крепления и наоборот, всякую самую крепкую породу можно подработать на столь значительном протяжении, что она обрушится. Также среди ученых существовало устойчивое мнение, что давление не зависит от глубины, на которой пройдена выработка. Это мнение бытовало до тех пор, пока глубина горных работ на шахтах Верхней Силезии не достигла 300 м, а на рудниках Цвикау – 400 м от земной поверхности, где затраты на крепление и ремонт выработок, разрушенных горным давлением, возросли почти в 2 раза.

На Пшибрамских серебряно-свинцовых рудниках, угольных шахтах Силезии и Домброва при глубине разработки свыше 300 м появились случаи «стреляния» пород. Чаше и сильнее всего куски пород с большой силой и резким треском отрывались от массива в боках выработок, реже – в почве и еще реже в кровле. При глубине 300 м своды устойчивого равновесия в кровле образовывались сразу после проведения выработки. Высокое опорное давление на плоскость очистных забоев облегчало добычу угля, который благодаря эффекту отжима почти сам собою обрушался с незначительной сторонней помощью.

О наличии в породном массиве значительных напряжений, способных разрушить любую крепь, весьма четко и однозначно в 1894 г. заявил Г. Манцель [79]. Он считал, что рудничная крепь слишком слаба, чтобы выдержать давление, создаваемое весом налегающей толщи пород. Многовековые наблюдения в рудниках и шахтах нашли свое обобщение в первых гипотезах о горном давлении и теориях о напряженном состоянии массива, в которые внесли вклад исследователи всего мира.

1.3.2. Возникновение теоретических представлений о горном давлении

Первую научную гипотезу о силах, действующих в ненарушенном скальном массиве пород, обосновал в 1878 г. швейцарский геотектоник А. Гейм [80]. Давление пород по А. Гейму – это тяжесть толщи пород. Давление в нетронутых массивах действует по всем направлениям гидростатически и по абсолютной величине: $\sigma_z = \sigma_x = \sigma_y = \gamma H$, при $\tau_{\max} = 0$, где σ_z , σ_x , σ_y – соответственно, вертикальная и горизонтальные составляющие гидростатического давления; γ – усредненная объемная масса породы; H – глубина горных работ. Гипотеза А. Гейма о напряжениях в ненарушенном скальном массиве находит отражение в трудах С.Г. Авершина, Дж. Талобра, Л. Мюллера и др.

В 1899 г. немецкий инженер-маркшейдер В. Тромпетер высказал предположение о существовании вокруг горной выработки трех зон с различным уровнем напряженного состояния пород [81]. По В. Тромпетеру, непосредственно к выработке примыкает зона массива, разгруженная от естественных напряжений (зона пониженного давления), в пределах которой происходит обрушение пород. Напряжения в этой зоне значительно ниже имевшихся в массиве до проведения выработки. Вторая зона, обволакивающая первую, является зоной повышенного давления. Она воспринимает на себя давление всей вышележащей толщи пород и защищает выработку. Третья зона – зона упругого состояния пород, которая по уровню напряженного состояния соответствует ненарушенному массиву пород. Качественное объяснение В. Тромпетером закономерностей формирования напряженного состояния пород вокруг горной выработки было первым серьезным вкладом в последующее развитие теории горного давления. Зоне пониженного давления, охватываемой процессом сводообразования, было присвоено имя В. Тромпетера.

В конце XIX века появилось множество различных теорий, одной из первых в 1867 г. была опубликована теория П. Шульца, рассматривающая пласт породы в кровле выработки или очистного пространства как изгибающуюся балку [82]. Шульц находит допустимую длину обнажения слоя в кровле очистного пространства:

$2a = (2hK_e \gamma^{-1})^{0.5}$. Однако П. Шульц решает задачу лишь для отдельного упругого

слоя, то есть непосредственной кровли угольного пласта, хотя в природе имеется значительное количество залегающих один над другим и не связанных между собой слоев пород – ложная кровля, пласты-спутники и др.

Интересное аналитическое решение задачи об обрушении породы в кровле горизонтальной выработки предложено в 1879 г. В. Риттером [83]. Автор исходил из известного факта о том, что в породах кровли, имеющих некоторое сцепление между частицами, под влиянием собственного веса стремится оторваться и упасть в выработку сводообразный объем породы. Задача сводилась к определению уравнения кривой отрыва и давления на крепь. Пролет устойчивого обнажения плоской кровли по В. Риттеру составляет $2a = K\sqrt{48} \approx 7K$. Как видим, В. Риттер аналитически решил классическую задачу о сводообразовании над горной выработкой. Основной недостаток в решении В. Риттера заключается в коэффициенте K , имеющем размерность в метрах. Его физический смысл остался невыясненным и самим автором теории. Кроме того, решая задачу для связных пород, В. Риттер не учитывает структурное ослабление массива. Не отражено в теории и влияние глубины разработки на параметры процесса сводообразования [84].

В 1882 г. Ф. Энгессер выполнил лабораторные исследования сводообразования в сыпучих телах [85]. Он считал, что в таких телах самостоятельно образуется разгружающий давление свод. Но поскольку в действительности свод этот состоит из отдельных частиц, не связанных одна с другой, то сдвигание частиц вниз возможно, если только не воспрепятствовать ему специальными вертикальными силами. Обозначив угол трения сыпучего тела φ и плотность γ , Ф. Энгессер, исходя из теории Кулона, определяет пассивное горизонтальное давление τ , обусловленное вертикальным давлением $\tau = \sigma \tan^2 \frac{90^\circ + \varphi}{2}$ или $\sigma = \tau \tan^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2}$. Отметим, что Ф. Энгессером впервые установлено сводообразование в сыпучей массе при определенной высоте материала. Если толщина сыпучего материала недостаточна, то есть отношение высоты слоя к ширине выработки меньше 3 – 4, на крепь давит весь столб породы. При большем отношении высоты толщи пород к ширине выработки в ее кровле образуется разгружающий свод.

В 1885 г. появилась работа Н. Фейоля, не содержащая никакой математической теории, но заключающая в себе описание многочисленных лабораторных опытов и данных непосредственных наблюдений в шахтах, раскрывавших качественную картину происходящих явлений [86]. Автор исследует прогибания пластов пород кровли в очистное пространство и устанавливает закономерность этого процесса. Он впервые показал различие в расслоении и прогибе пластов пород, находящихся на различном удалении от кровли. Если глина при сжатии до 100 МПа непрерывно уменьшается в объеме, то сланец уже при давлении 10 МПа увеличивается в объеме на 28%, песчаник – на 36%, а уголь – на 30%. Дальнейший рост давления сопровождается уменьшением объема пород. На большом количестве моделей Н. Фейоль исследовал процесс обрушения вмещающих пород по мере отработки горизонтальных, наклонных и крутопадающих залежей.

Попытку определить высоту свода по прогибу слоистой кровли выработки предпринял в 1912 г. О. Коммерель [87]. В основу его теории положен факт образования над выработкой свода устойчивого равновесия, внутри которого порода трескивается и разбивается на куски. Для удобства расчетов О. Коммерель принимает вместо параболического эллиптический свод такой же ширины и высоты. Измеренный прогиб кровли l посередине выработки должен равняться линейному приращению высоты свода b , то есть $l = cb$ или $b = lc^{-1}$. Отсюда уравнение эллипсоида $a^{-2}x^2 + c^2l^{-2}y^2 = 1$. Площадь половины эллипса ACB , представляющая по О. Коммерелю площадь свода, равна $S = 0,5\pi ab$ и вес, равный давлению на крепь $P = 0,5\pi\gamma ab$. Теория О. Коммереля проста, однако пользоваться ею весьма затруднительно, так как надо иметь уже пройденную выработку и измеренное провисание кровли, что не позволяет применять ее при проектировании проходки и креплении выработок.

В 1908 – 1910 гг. А. Леон дал строгое математическое решение задачи о распределении напряжений вокруг выработки круглого сечения, пройденной в упругой горной породе [88]. Задача решена А. Леоном на основании общих уравнений равновесия. Для произвольно взятой в слое единичной толщины точки M радиальные σ_r , тангенциальные σ_t и касательные τ напряжений описаны уравнениями $\sigma_r = p(1 - \sin^2 \alpha)$, $\sigma_t = p \sin^2 \alpha$,

$\tau = p \sin \alpha \cos \alpha$. Теория А. Леона получила всеобщее признание и широко использовалась для расчета напряжений вокруг выработок круглой формы. Наличие отверстия вызывает увеличение напряжений вблизи его контура и последующее уменьшение их по мере удаления от выработки. В качестве действующего вертикального напряжения в расчетах принимают давление толщи пород γH . Из теории А. Леона следует, что образование горной выработки вызывает изменение напряжений в массиве по всему ее периметру, то есть в боках, почве и кровле.

Дальнейшему развитию теории горного давления способствовали выполненные в 1915 г. исследования Ф. Левинсон-Лесинга и А. Зайцева на оптико-поляризационных материалах характера распределения напряжений вокруг выработок разных форм [89]. Все формы отверстий вызывают, как и в теории А. Леона, значительные диагональные, скалывающие напряжения. Наибольшие напряжения возникают по бокам отверстий-выработок, то есть в плоскости, перпендикулярной к направлению действия большего нормального напряжения, наименьшие – в направлении действующего усилия. опыты свидетельствуют, что сравнительно небольшие напряжения возникают в боках выработок овальной, эллиптической и подковообразной форм, длинная ось которых ориентирована в направлении действующего усилия. Весьма большие напряжения возникают в боках выработки в том случае, когда форма отверстия вытянута в поперечном направлении к действующему усилию.

Опыты Ф. Левинсона-Лесинга и А. Зайцева наглядно проиллюстрировали зависимость уровня напряженного состояния пород от формы поперечного сечения выработок. Этот результат широко используется при проектировании туннелей и других ответственных подземных сооружений. Вполне строгая теория А. Леона, подтвержденная опытами Ф. Левинсона-Лесинга и А. Зайцева не продвинула вперед вопрос о давлении на крепь, так как она рассматривает лишь напряжения в самих породах [84]. Основным положением этой теории является то, что радиальное давление по периферии выработки равно нулю, то есть давления на крепь при этом нет. Однако повседневная горная практика свидетельствует, что крепь испытывает значительное давление.

С 1908 по 1912 гг. М.М. Протодяконовым была создана и проверена опытным путем теория давления пород на рудничную крепь [84]. По его мнению, крепь испытывает лишь давление пород, обрушившихся в пределах свода. Исходя из площади параболы и объемной массы породы, М.М. Протодяконов выводит формулу для расчета давления на крепь выработки $P = \frac{4}{3} \gamma a^2 f^{-1}$. Эти работы играют значительную роль в расчетах крепи для шахт глубиной до 150 – 200 м. На глубинах 500 – 700 м различие в рассчитанных по его формулам значениях высоты свода и непосредственно измеренных в шахтах становится весьма существенным. Кроме того, предложенные формулы пригодны лишь для одиночных выработок.

Значительным достижением в развитии теории горного давления явилась разработка в 1925 г. А.Н. Динником новой гипотезы о напряженном состоянии ненарушенного массива пород [90], в которой рассматривается условие равновесия единичного объема породы (кубика) с расположенными вертикально и горизонтально ребрами. Для вычисления сжимающих напряжений σ_1 и σ_2 определяли изменение длины ребра элементарного кубика в направлении оси OX . Гипотеза А.Н. Динника отличается от гипотезы А. Гейма тем, что горизонтальное напряжение не равно вертикальному и составляет лишь какую-то часть последнего. Теорией А.Н. Динника можно пользоваться лишь для определения напряжений в массиве пород до проведения в нем горной выработки.

Появление теории А.Н. Динника было вызвано острой практической необходимостью решения с достаточной степенью приближения сложных практических задач горного дела, связанных с разрушением крепи выработок и очистных забоев горным давлением, деформированием рудных целиков и обвалами массива в камерах, стрелянием пород и горными ударами на глубоких горизонтах шахт. Для решения таких задач требуется знание истинного уровня напряженного состояния переднего массива на различных глубинах и закономерностей физических процессов, протекающих в породах.

1.3.3. Обоснование физических процессов, протекающих вокруг горных выработок

С 1925 по 1938 гг. накапливались опытные данные о проявлениях горного давления при подземной добыче полезных ископаемых. Факторы, влияющие на проявление горного давления в лавах угольных шахт, были разделены на две группы: естественные и искусственные. На основе опытного изучения влияния указанных факторов разрабатывались практические рекомендации по управлению горным давлением [91]. Дальнейшее развитие теория сводообразования над очистным пространством угольного пласта получила в работе В.Д. Слесарева [92]. Его учение об эквивалентных пролетах содержит ошибочные утверждения о том, что для всякой выработки ограниченного контура в плане можно найти эквивалентную выработку бесконечно большой длины, кровля которой будет находиться в тех же условиях равновесия, что и у кровли данной камеры. Устойчивость пород кровли определяет не длина, а ширина выработки, как это уже было доказано В. Риттером, М.М. Протодяконовым и др.

В 1937 г. Дж. Спелдинг на основании непосредственных измерений деформаций в выработках рудника «Чемпион Риф» (Индия) описал эффект разгрузки начальных напряжений, которые угасают с удалением вглубь массива [93]. Нагрузка, от которой при этом освобождается порода, непосредственно прилегающая к выработке, передается на более удаленные участки массива, где и концентрируются напряжения. Суммарный эффект уменьшения первичного напряжения заключается в том, что выработка оказывается окруженной оболочкой повышенных напряжений. Между зоной концентрации напряжений и контуром выработки создается область пониженных напряжений, величина которых снижается до нуля на поверхности обнажения. Таким образом, Дж. Спелдинг дал качественно новую картину процесса разгрузки начальных напряжений вокруг горной выработки.

Начало аналитическим исследованиям характера распределения напряжений вокруг выработок было положено Р. Феннером в 1938 г. и А. Лабассом в 1946 – 1947 гг. Они создали стройную математическую теорию, отражающую процессы деформирования пород вблизи поверхностей обнажения [94]. Теория Р. Феннера доказывает и объясняет наличие вокруг полости в упругой среде зоны, свободной от напряжений, и зоны пониженных напряжений вокруг полости в пластичной среде.

А. Лабасс развил идеи Р. Феннера и также аргументировано доказал, что выработка окружена тремя зонами: пониженного давления (зона Тромпетера); повышенного давления; естественных напряжений, имевших место до проведения выработки [95]. Из посылок Р. Феннера и А. Лабасса следует, что действующие в массиве напряжения определялись ими по величинам деформаций растяжения и сдвига. К сторонникам «гипотез деформаций» можно отнести также и известных теоретиков К.В. Руппелайта и В.М. Либермана [96 – 99].

С 1944 по 1961 гг. было опубликовано множество работ о горных ударах при строительстве туннелей, добыче руды на свинцово-цинковых рудниках Блайберга и др. С.Г. Авершин [100], Р. Квапил [101, 102], Р.Г. Моррисон [103] и др. разработали теоретические основы горных ударов при подземной разработке месторождений. В 1955 г. С.Г. Авершин отмечал, что явления, связанные с напряженным состоянием горных пород, остаются малоизученными [100]. Среди этих явлений горные удары относятся к наименее исследованным, несмотря на полувековую историю их изучения. Р. Квапил считает, что горный удар – это освобождение породы от напряжения, сопровождающееся мгновенным переходом аккумулированной потенциальной энергии в работу за пределом упругости и прочности породы [104].

С.Г. Авершин исходил из того, что упругие силы, деформируя тело, совершают работу, которая равна сумме произведений этих сил на деформации, ими вызываемые [100]. Горные удары возникают в областях перенапряжения массива, попадающих в зоны опорного давления. Наибольшие напряжения до проведения выработки были направлены вертикально, а при ее появлении в массиве отклонились от вертикали. Вдоль средней горизонтальной линии отклонения напряжения в сторону выработки сменяются выравниванием его до вертикального направления, и затем траектории отклоняются от выработки и снова выравниваются до вертикали на расстоянии, равном высоте выработки. Аналогичный вывод следует из результатов аналитического решения задачи о распределении напряжений вокруг выработок [105], а также описанных Г. Шпаккелером опытов Якоби [106].

Качественно новое объяснение закономерностей физических процессов дал Р. Квапил [104]. Он исходит из положения, что все изменения, которые претерпевает

земная кора в результате ведения горных работ, подчиняются естественным законам. Состоянию участка земной коры соответствуют определенные условия распределения потенциальной энергии, которые характеризуются законом оптимального равновесия. Теоретическими исследованиями Р. Квапил доказал, что вблизи выработки существует зона эллиптической формы, которая характеризуется ослабленным количеством потенциальной энергии и является зоной пониженных напряжений. По мере удаления от контура выработки уровень потенциальной энергии в массиве возрастает и на определенном расстоянии достигает максимума. Далее вглубь массива уровень потенциальной энергии снижается до начального, тем самым объясняя сущность горного давления, причина которого связана с энергией, а его проявление с силами.

В 1967 г. Н. Хаст методом разгрузки впервые произвел весьма точные измерения упругих деформаций в массивах пород Скандинавии [107]. Автор выявил, что в массиве пород имеют место горизонтальные сжимающие напряжения, в несколько раз превышающие геостатические напряжения, то есть напряжения, обусловленные действием гравитационных сил. Это подтвердили измерения упругих деформаций в горнорудных районах мира: Горной Шории, Донбассе, Саянах, Казахстане, Кольском полуострове, Урале, Алтае, Курской магнитной аномалии, а также Норвегии, Шпицбергене, Ирландии, Канаде, Африке, Юго-Восточной Австралии, Исландии, Альпах, Португалии, Малайзии, США [108, 109].

Отсутствие должного научного объяснения экспериментально установленного факта превышения в несколько раз измеренных горизонтальных напряжений над рассчитанными, с учетом веса толщи налегающих пород (геостатическими), привело к мысли о существовании в земных недрах независимого поля тектонических напряжений. Полный тензор напряжений на глубине H от земной поверхности состоит из двух независимых составляющих: гравитационных и тектонических напряжений [110]. Введение в теорию горного давления тензора тектонических напряжений еще более усложнило раскрытие закономерностей, связанных с образованием поля напряжений в массиве пород до и после нарушения его равновесия горными работами.

С 1974 по 2010 гг. в научно-технической литературе публиковались работы А.В. Савостьянова, касающиеся теоретических основ управления состоянием массива горных пород [111]. Выполнив анализ основных механических свойств осадочных горных пород, и произведя физическое моделирование на эквивалентных и оптико-поляризационных материалах, автор получил закономерности сдвижения слоистого массива, которые были подтверждены производственными данными. Для моделирования сдвижения слоистых пород использовались законы сопротивления материалов, которые рассматривались в виде балок-полосок, лежащих на податливом основании.

Особенностями расчетов напряженно-деформированного состояния слоя породы при изгибе являлось то, что изменение нормальных напряжений как в зоне предельного состояния, так и от максимума до напряжений ненарушенного массива практически, подчинялось линейному закону. В результате анализа влияния природных, технологических и временных факторов на состояние массива горных пород установлено, что эпюры нагрузок, формирующиеся вокруг очистных и подготовительных выработок, состоят из нескольких зон опорного давления. То есть прослеживалась тенденция увеличения количества зон разгрузки-концентрации напряжений с возрастанием прочности пород и упругих деформаций [112].

В.Ф. Лавриненко, основываясь на фундаментальные законы физики, на протяжении 1975 – 1999 гг. разработал термодинамическую теорию, раскрывающую закономерности формирования напряженного состояния, физических свойств и температуры пород ненарушенного и нарушенного массива в изменяющихся с глубиной термобарических условиях земных недр [113]. Напряженное состояние пород ненарушенного массива формируется под действием гравитационного давления, обусловленного весом налегающей толщи пород и самопроизвольных процессов, связанных с перераспределением потенциальной энергии упругой деформации [114]. На рассматриваемой глубине H от земной поверхности исходный единичный объем породы (термодинамическая система), подвергаясь сжатию гравитационным давлением $\sigma_z = \gamma H$, изменяет параметры своего состояния [115].

В связи с уплотнением вещества объем, занимаемый системой на глубине H , равен $v_i = K_y^{-1}$, а плотность — $\gamma_i = \gamma_o K_y$. При этом $v_i < v_o$, а $\gamma_i > \gamma_o$. Следовательно, вертикальная компонента гравитационного давления пород на глубине M будет равна $\sigma_z = K_y' \gamma_o H$; здесь K_y' — среднее значение коэффициента уплотнения породы в рассматриваемом интервале глубин $H = 0$ и $H = H_i$. С учетом уплотнения породы коэффициент Пуассона при объемном напряженном состоянии $\mu = 0,5 - (K_y - 1) [6K_y (1 - K_y^{-0,33})]^{-1}$. Горизонтальные компоненты (реактивные) гравитационного давления в этом случае по абсолютной величине равны: $\sigma_x = \sigma_y = \mu(1 - \mu)^{-1} \sigma_z$ [116]. При $\mu < 0,5$; $\sigma_z > \sigma_x$, то есть внешние напряжения, действующие в различных частях термодинамической системы, неодинаковы. Сжатие системы — единичного объема породы, силами гравитации сопровождается объемной деформацией $\Delta v = (K_y - 1) K_y^{-1}$. Таким образом, породы, залегающие на разных глубинах, представляют собой деформированные (по сравнению с исходным состоянием) твердые тела [115]. Упругие потенциальные напряжения $\Delta \sigma_{x(y)} = \Delta \sigma_{y(y)}$, действующие в горизонтальной плоскости, по абсолютной величине больше чем $\Delta \sigma_{z(y)}$ [114].

Прикладные аспекты теории позволяют определять абсолютное значение радиальных и тангенциальных реальных напряжений по мере приближения к контуру выработки от границы зоны разгрузки напряжений. Принимая во внимание, что теория объясняет причины деформирования свода равновесия в кровле, пучения в почве и обвалы в боковых стенках, механизм возникновения полей реальных напряжений за пределами массива зоны разгрузки, примыкающей к выработке, остался вне поля исследования. Проблематика, выражающаяся в использовании энергии горного давления в процессе подготовки, нарезки, очистной выемки запасов блоков при взаимном влиянии более сложной сети выработок за пределами зоны разгрузки и наложения зон концентрации напряжений, является неизученной и не позволяет системно управлять технологиями добычи руды.

Используя классификационный признак «состояние исследуемого массива», проанализированные научные теории горного давления на подземные выработки были разделены на 3 основных класса: сил, деформаций и состояний массива. Теории

сил содержат группы гипотез состояния свода, балок и плит (табл. 1.6). Теории деформаций содержат группы гипотез разрушения, релаксации, ползучести нарушенного массива, а группу гипотез состояния – термодинамическую теорию. Соответственно, разработкой теорий сил занимались П. Шульц, А. Гейм, Дж. Талобр, В. Риттер, Ф. Энгессер, Н. Фейоль, Г. Манцель, В. Тромпетер, О. Коммерель. Приверженцами теорий деформаций являются А. Леон, М.М. Протодьяконов, Ф. Левинсон-Лессинг и А. Зайцев, А.Н. Динник, Дж. Спелдинг, Р. Феннер, А. Лабасс, В.Д. Слесарев, Р. Морисон, К.В. Руппенейт, С.Г. Авершин, Р. Квапил, Н. Хаст, А.В. Савостьянов. К исследователям состояний массива с термодинамической теорией относится В.Ф. Лавриненко (Украина), который показал принципы развития теоретических представлений от термодинамических к энтропийным и энергетическим. Однако других теорий, описывающих энергетическое состояние массива, до сих пор не разработано.

Анализ научных результатов и основных недостатков проклассифицированных теорий, как фундаментальной компоненты предмета исследования, показал, что зональное состояние массива было выявлено еще в 1899 году В. Тромпетером и далее описывались лишь отдельные процессы данного явления. Это привело к тому, что многие теории не согласуются между собой, а некоторые из них противоречат законам физики. Классификация показала, что результаты выполненных исследований не позволяют определить количество, форму, размеры зон разгрузки-концентрации напряжений и областей деформации массива и т.д. Ни одна из теорий, за исключением термодинамической (В.Ф. Лавриненко), не только не дает ясного ответа о начальном ненарушенном и нарушенном выработками напряженном состоянии массива, но даже не сформировала определенного подхода к нему. Об учете закономерностей энергетического обмена в примыкающем к выработке массиве с увеличением глубины разработки речь не идет в принципе. Это говорит о необходимости развития современных теоретических представлений с целью открытия физической сущности явления, описывающего зональное состояние массива, что позволило бы решить проблему использования энергии горного давления при креплении и поддержании горных выработок.

Таблица 1.6 – Классификация теорий горного давления на подземные выработки

Класс	Группа	Исследователь			Научный результат	Основной недостаток
		ФИО	Страна	Год		
I. Сил	1. Свода	П. Шульц	Германия	1867	Размеры и форма свода естественного равновесия	Достоверность расчетов до 400 м
		А. Гейм	Швейцария	1878	Уравнения равновесия упругих деформаций	Нет учета бокового распора пород
		Дж. Талобр	Франция		Картина зон разгрузки-концентрации напряжений	Отсутствие расчета параметров зон
		В. Риттер	Германия	1879	Уравнения давления на крепь выработки	Нет учета давления налегающих пород
		Ф. Энгессер		1882	Уравнения давления на крепь для сыпучей среды	Узкая область применения расчетов
		В. Тромпетер		1899	Модель зон пониженного и повышенного давлений	Нет описания физических процессов
		О. Коммерель	Австрия	1912	Параметры свода устойчивого равновесия	Расчет выполнен по натурным данным
	2. Балки	П. Шульц	Германия	1867	Допустимая длина обнажения кровли выработки	Расчет для непосредственной кровли
		Н. Фейоль	Франция	1885	Модель расслоения, прогибания, разрыхления	Отсутствие математического аппарата
		Г. Манцель	Германия	1894	Модель давления от налегающей толщи пород	
II. Деформаций	1. Разрушений	А. Леон	Австрия	1908	Модель расчета напряжений в массиве пород	Напряжения на контуре выработки = 0
		М.М. Протождяконов	Украина		Модель давления пород на крепь выработки	Достоверность расчетов до 200 м
		Ф. Левинсон-Лесинг	Россия	1915	Зависимости уровня напряженности массива от формы выработки	Давление на крепь выработки = 0
		А. Зайцев				
		А.Н. Динник	Украина	1925	Расчет напряжений в ненарушенном массиве пород	Не рассчитывается нагрузка на крепь
		Дж. Спелдинг	Россия	1937	Модель разгрузки начальных напряжений	Отсутствие расчетного аппарата
		Р. Феннер		1938	Деформации в зонах разгрузки-концентрации	Отсутствие описания физпроцессов
		В.Д. Слесарев		1948	Модель устойчивых эквивалентных пролетов	Устойчивость выработки по ее длине
		С.Г. Авершин	Киргизия	1955	Модель действия сил опорного давления	Нет математического аппарата
		Р. Квапил	Россия	1958	Модель зон разгрузки-концентрации напряжений	Отсутствие описания физпроцессов
		Н. Хаст	Англия	1967	Замеры упругих деформаций в массиве пород	Отсутствие научного обоснования
		А.В. Савостьянов	Украина	1974	Теория разрушения слоистого массива и формирования зон опорного давления	Эмпирические зависимости по данным натурных исследований
В.Ф. Лавриненко	1975	Теория формирования напряжений в ненарушенном и нарушенном массивах пород		Нет научного описания процессов в зонах концентрации напряжений		
III. Состояний	1. Термо-динамические	В.Ф. Лавриненко	Украина	1975	Теория формирования напряжений в ненарушенном и нарушенном массивах пород	Нет научного описания процессов в зонах концентрации напряжений

1.4. Проблематика исследования энергетических свойств горных пород

1.4.1. Анализ явления зональной дезинтеграции горных пород

Дальнейшее развитие теории горного давления выполнялось в направлении описания так называемого явления зональной дезинтеграции горных пород. Как считает большинство исследователей, работающих в этом направлении, зональная дезинтеграция массива горных пород вокруг подземных выработок – это физическое явление, которое активно проявляется вокруг пустот в земной коре, где гравитационная составляющая напряжений близка к пределу прочности пород на сжатие либо превышает его, что приводит к образованию кольцевых чередующихся зон разгруженных и разрушенных пород. Явление зональной дезинтеграции пород впервые было открыто в золоторудной шахте Южной Африки (1972) и далее – в СССР (1978), России (1992), Украине (2002, 2006) и т.д. [117 – 119]. Различные аспекты явления изучали исследователи из Украины, России, Казахстана, Польши, Франции, США, Канады, Японии, ЮАР, которые опубликовали несколько сотен научных трудов.

Парадоксальность явления зональной дезинтеграции горных пород вокруг подземных выработок, по мнению И.И. Кайдо, заключается в том, что оно противоречит представлениям классической механики горных пород о состоянии массивов, согласно которым невозможно движение фронта запредельного деформирования от контура выработки вглубь массива с образованием зон упругого, упругопластического и пластического состояний. Это инициировало появление гипотез, отвергающих физическую реальность данного явления на протяжении 20 лет с момента открытия. В 80-х гг. активно предлагались гипотезы и математические модели на основе механики сыпучих, сплошных и дискретных сред. Принципиальным недостатком исследований этого периода было абстрагирование от истинной структуры вещества и отсутствие учета протекающих физических процессов. Для устранения этих недостатков, начиная с 90-х годов, активно разрабатывались модели, учитывающие структуру массива методами мезомеханики; а также гипотезы, основанные на закономерностях периодического горного давления, автоволновых процессов, кластеризации вещества на макро- и наномасштабах, поверхностного натяжения жидкостей, образования фракталов, самосогласованного поля, градации «темной энергии» в «темной материи» и т.п. Безуспешные попытки

описания физики этого явления, как с использованием методов механики, так и новых методов горной науки, еще более повысили необходимость развития синергетических методов исследования, отвечающих современным представлениям о взаимодействии материи и энергии в природе.

Противоречивость данного явления связана с многообразием форм проявления. Анализ производственной информации по рудным месторождениям Украины показывает, что в упругих прочных породах (граниты, амфиболиты, кварциты) на глубинах свыше 1200 м (Кривбасс) интенсивно формируются зоны разнонапряженных пород, которые сопровождаются образованием кольцевидных областей повышенной трещиноватости. В упругопластичных породах (мартитовые, гетитовые руды) на глубинах свыше 900 м (Кривбасс) кольцевидные зоны пониженных напряжений разделяются интенсивно смятыми рудами. В пластичных породах (марганцевые руды, глины, суглинки) на глубинах до 350 м (Никополь-Марганецкий бассейн) активно развиваются процессы зональной конвергенции и дивергенции.

При сравнении условий проявления зональной дезинтеграции горных пород с геодинамическими данными, полученными на шахтах Украины (раздел 1.1), становится очевидным, что это явление не имеет связи с пределом прочности пород на сжатие и, соответственно, с коэффициентом динамичности. Можно даже сказать, что формирование кольцевых зон вокруг выработок – это защитная реакция массива на образование полости, а все геодинамические процессы – это как раз разрушение зонально-энергетической системы, защищающей горную выработку. По нашему мнению, систему защитных зон вокруг выработки целесообразно было бы назвать предохранительной капсулой, а сам феномен – зонального капсулирования подземной выработки.

По причине нераскрытия сущности данного явления сегодня оно признано исследовательской общественностью одной из сложнейших научных проблем, не поддающееся описанию на базе современных представлений физики. Это одно из первых физических явлений, для описания которого требуются философское осмысление и разработка энергетической теории с привлечением аппарата синергетики, квантовой механики, проверки сходимости результатов моделирования на мега-, макро- и микро-структурных уровнях материальных тел и окружающих их физических полей.

1.4.2. Формирование синергетического мышления у исследователей

Впервые термин «синергетика» был введен в 1868 г. английским физиологом Ч. Шеррингтоном, а в 1978 году Г. Хакен применяет термин «синергетика» для определения совместного действия атомов, молекул и более сложных структур. Синергетика им позиционируется как новая дисциплина, возникшая на стыке физики, химии, математики, термодинамики, биологии, социологии, философии, астрономии и других фундаментальных и прикладных наук [120]. В 1983 г. Г. Хакен закладывает основы иерархии неустойчивости в самоорганизующихся системах [121]. В дальнейшем теория синергетики подхватывается широким кругом исследователей всего мира. С начала 1990 г. резко возрастает интерес к теории синергетики, что объясняется высокой степенью ее универсальности, возможностью применения в любой области науки и объяснения многих, ранее не поддающихся анализу, явлений и процессов. Иными словами, человечество оказалось на пороге нового системного диалога с природой [122].

И. Пригожин считает, что некоторые части Вселенной действительно могут действовать как механизмы. Таковы замкнутые системы, но они, в лучшем смысле, составляют лишь малую долю физической Вселенной. Большинство же систем, представляющих для нас интерес, открытые – они обмениваются энергией и веществом с окружающей средой. Это означает, что любая попытка описать их в рамках механической модели заведомо обречена на провал. Кроме того, открытый характер подавляющего большинства систем наводит на мысль о том, что в реальности повсеместно господствуют порядок, стабильность и равновесие: главную роль в окружающем нас мире играют неустойчивость и неравновесность [123].

На протяжении XIX века в центре внимания исследователей находилось конечное состояние эволюции. Термодинамика этого времени была равновесной. На неравновесные процессы исследователи смотрели как на второстепенные детали, возмущения, мелкие несущественные подробности, не заслуживающие специального изучения. В настоящее время ситуация полностью изменилась. Ныне известно, что вдали от равновесия могут спонтанно возникать новые типы структур. В сильно

неравновесных условиях может совершенствоваться переход от беспорядка, теплового хаоса к порядку и наоборот. Могут возникать новые динамические состояния материи, отражающие взаимодействие данной системы с окружающей и влияющей на нее средой. Если не учитывать эти обстоятельства, то мы как бы недооцениваем окружающий нас мир, вследствие чего рано или поздно приходим к тупиковым ситуациям [123].

Анализ западного типа рациональности мышления показывает, что в течение последних 2,5 тыс. лет в рамках европейской культуры человеческий разум (мышление) трансформировался дважды. В античную эпоху сформировался «созерцающий разум», в новое время он сменился «директивным разумом». Со второй половины XX века происходит радикальная смена типов рациональности в мышлении. Буквально на наших глазах формируется «синергетический разум». В табл. 1.7 представлена история формирования синергетического мышления у исследователей, где фоном выделен методический подход, реализуемый в диссертационной работе.

Таблица 1.7 – История формирования синергетического мышления у исследователей

Эпоха (период)	Тип мышления исследователей	Уровень методологического поиска	Реализуемый методологический подход	Вид исследуемых систем
Античная (VIII век до н.э.)	Интуитивный	Созерцающий	Прагматический	Явные
Новое время (середина XVII века)	Одноуровневый	Директивный	Детерминированный	Равновесные
Современная (конец XX века)	Многоуровневый	Синергетический	Эволюционирующий	Неравновесные

Наиболее этот процесс ощутим в области методологии, где тот или иной тип мышления предстает как бы в рафинированном виде. Научный аппарат синергетики оказался весьма гибким и удобным для описания многих проблем, стоящих перед фундаментальными и прикладными науками. Синергетика разрушает многие при-

вычные представления и поражает необычными подходами и моделями, которые раскрывают принципы и закономерности протекания процессов нелинейного и самоорганизующегося роста. С использованием синергетических методов исследования (термодинамических, энтропийных и энергетических) открывается возможность адекватного описания горных ударов, внезапных выбросов газа, прорывов воды и других процессов перехода вещества на новые энергетические уровни.

Так, например, применительно к исследованию явления зонального капсулирования горных выработок можно выделить два основных вида движения: дезинтеграцию (дифференциацию, дивергенцию) и интеграцию (слияние, конвергенцию). Дифференциация – это отделение частей от целого. Возможны два способа дифференциации: путем изменения качества определенной области массива и создания поверхности раздела. Для исследуемого явления капсулирования присущи обе формы дифференциации. Интеграция – это слияние отдельных зон в общую капсулу. Это говорит о том, что официально принятый для описания феномена термин – зональная дезинтеграция массива является однобоким и не раскрывает природы явления как в своем названии, так и в разработанных гипотезах и предлагаемых методах исследования.

1.4.3. Реализация синергетических принципов в исследовании

Логика развития научного познания предполагает движение исследований от интерпретации систем как жестко детерминированных, замкнутых геомеханических структур к их описанию в качестве открытых, многоуровневых, эволюционирующих от равновесного состояния к другому. Первоначально научный анализ осваивает равновесные процессы, протекающие в веществе, поэтому, каким бы разнообразием не обладали методологические подходы исследователей, анализ ведется на одном и том же уровне. Реализуемый при этом тип мышления можно было бы, по аналогии с естествознанием, назвать «классическим». Попытки вырваться за пределы равновесных представлений характеризуют новый уровень методологического поиска, а тип мышления исследователя приобретает новый статус – «неклассический». Способность анализировать сильно неравновесные состояния материи свидетельствует о том, что исследователь поднимается на уровень «постнеклассической» науки. Развертывание постклассического естествознания связано

с вовлечением в сферу научного анализа неравновесных областей исследуемых систем, чем и является массив горных пород в процессе проведения выработки.

Для полного раскрытия процесса перехода минерального вещества в новое агрегатное состояние необходим принципиально новый исследовательский инструментарий, способный выявить не только общее, но и уникальное, неповторимое, ибо в перенапряженном состоянии любой из факторов может оказаться определяющим и, следовательно, традиционное деление факторов на существенные и несущественные становится неприемлемым. А случайности, которые тщательно изгонялись из научных теорий и считались побочными и не имеющими принципиального значения факторами, начинают играть основополагающую роль [124].

Синергетические методы исследования, являясь по своей сути системными, разрушают многие привычные представления и поражают необычными идеями. Налицо тенденция наступления нового периода, несколько напоминающего возникновение нового научного подхода в древней Греции или его возрождения во времена Галилея. Во-первых, синергетика открывает новые принципы суперпозиций, например, «сборку» многослойного массива горных пород из отдельных пластов. Объединение слоев не сводится к их простому сложению: имеет место перекрытие областей локализации структур с дефектом энергии. Целое уже не равно сумме частей. Во-вторых, синергетика дает знание о том, как надлежащим образом оперировать со сложными системами, одной из которых является зонально структурированный массив пород, и как эффективно управлять энергетическими потоками в предохранительных капсулах, формирующихся вокруг горных выработок.

Оказывается, главное – не внешняя сила *противодействия* разрушению массива, а правильная точечная конфигурация воздействия на самоорганизующуюся зональную структуру, формирующуюся вокруг подземной полости. Малые, но правильно организованные – резонансные воздействия на сложные системы чрезвычайно эффективны. Это свойство сложной организации структур было выявлено еще тысячелетия назад родоначальником даосизма Лао-Цзы и выражено в вечно озадачивающей нас форме: «Слабое побеждает сильное, мягкое побеждает твердое, тихое побеждает громкое и т.д.» В-третьих, синергетика раскрывает закономерности и условия

протекания быстрых, лавинообразных процессов и процессов нелинейного, самоорганизующегося роста, какими являются горные удары, внезапные выбросы газа и прорыва воды [124].

Идеи синергетики еще практически не осмыслены представителями технического знания и весьма редко используются для анализа исследуемых объектов. Вместе с тем, они содержат мощный эвристический потенциал, овладение которым могло бы удержать исследователей от ошибок при создании новых технологий разработки месторождений полезных ископаемых и эффективного управления состоянием массива горных пород. Так, например, геомеханика изучает закономерности простейшей формы движения относительного перемещения тел в пространстве со временем, которые в значительной степени зависят от начальных условий. Термодинамика рассматривает явления, обусловленные совокупным действием огромного количества непрерывно движущихся молекул или других частиц, из которых состоят окружающие нас тела и замкнутые системы. Благодаря очень большому количеству частиц беспорядочное движение приобретает новые качества: макроскопические свойства систем из массы частиц в обычных условиях не зависят от начального положения этих частиц, в то время как механическое состояние системы в значительной степени зависит от начальных условий. Синергетика же оперирует макроскопическими свойствами открытых систем, находящихся в уравновешенном, слабо уравновешенном и неуравновешенном состояниях. Следует подчеркнуть, что в уравновешенном состоянии система нуждается в меньшем объеме энергии и веществе, нежели в неустойчивом состоянии. В неустойчивых системах сильно развиты возбуждения и возмущения, которые в дальнейшей жизни систем играют решающую роль [125].

Согласно синергетической теории, когда на систему, например массив пород, вмещающий горную выработку, находящуюся в крайне неравновесном состоянии, действуют угрожающие ее структуре напряжения и деформации, наступает критический момент – система достигает точки перехода. В этой точке очень сложно предсказать, в какое состояние перейдет система. После выбора одного из многих возможных путей развития, например, формирование дополнительной зоны термодинамического баланса, вновь вступают силы детерминизма. Одной из наиболее интересных

особенностей динамического состояния вещества, отражающих взаимодействие данной системы с окружающей средой, является их согласованность. Система ведет себя как единое целое и как если бы она была вместилищем далекодействующих сил. Несмотря на то, что силы молекулярного взаимодействия являются короткодействующими, то есть действуют на расстоянии порядка 10^{-8} см, система структурируется так, как если бы каждая молекула была «информирована» о состоянии системы в целом.

Так, например, на микроуровне под действием электрических полей формируются не только известные кристаллические и аморфные вещества, но также новые формы самоорганизации – фуллереноподобные наноболочки и многое др. Структуры в неравновесном перенапряженном состоянии становятся очень чувствительными как к внутренним (устойчивость крепи, вибрация механизмов, взрывные работы), так и к внешним (изменение напряженности и температуры, газо- и водонасыщенности массива) всевозможным возбудителям. Условно можно сказать, что в состоянии равновесия массив «слеп», тогда как в сильно неравновесных состояниях он обретает способность различать слабые гравитационные, электромагнитные и электрические поля, и учитывать их в своем состоянии [126].

Сильно неравновесные системы могут быть названы организованными, так как усиление микроскопического возмущения, пришедшего в «нужный момент», приводит к выбору единственного пути из ряда возможных вариантов. В этих системах процессы самоорганизации соответствуют тонкому взаимодействию между случайностью и необходимостью, возмущениями и детерминистическими законами. Таким образом, вблизи точки перехода (бифуркации) в новое состояние устойчивости основную роль играют мелкие случайные возмущения из внутреннего (горная выработка) или внешнего (массив горных пород) уровня системы. Все рассматриваемые модели перехода через дезинтеграцию-интеграцию к новому энергетическому состоянию открывают перед исследователем неустойчивую структуру, в которой малые причины порождают большие следствия. Пользуясь методом дедукции, можно увидеть, что по синергетической модели развивается все что нас окружает. Исключением являются те процессы, к которым человек приложил свою энергию, пытаясь стабилизировать и уравновесить среду своего обитания [123].

Эффект зонального капсулирования горной выработки относится к классу явлений, происходящих в массивах в критическом состоянии – переходном процессе от равновесного к неравновесному состоянию. Основной причиной формирования неравновесного состояния является насыщение системы энергией. В некоторой критической ее части энергонасыщенность вещества инициирует формирование новых структур. Явление зонального капсулирования выработки породами реализуется при условии достижения механических напряжений, превышающих предел прочности.

«Классическое» научное мировоззрение утверждает, что повышенная энергонасыщенность порождает хаос – твердое тело плавится или сублимирует и становится жидкостью или газом, жидкость испаряется, молекулы распадаются на атомы, атомы теряют электроны и т.д. «Неклассическое» – энергонасыщенность порождает способность вещества к спонтанному повышению собственной степени упорядоченности и созданию правильных форм самоорганизации собственной структуры. Самоорганизация горных пород вокруг подземных выработок всегда протекает по неклассическому сценарию в зависимости от физических свойств горных пород, и под действием гравитации реализуются разнообразные структурные преобразования – формирование зон концентрации-разрядки напряжений, образование системы трещин, отрывов, сдвигов и смятия, развитие зон мелкодисперсных разрушений, разупрочнений, разгрузки, имеющих конкретные размеры, количество, форму и другие энергетические параметры состояния.

Эволюция состояния открытой системы частиц, формирующих горную породу в гравитационном поле Земли, не происходит по классическим законам физики, химии, геологии или механики. Эта эволюция полностью подчинена и управляется законами синергетики, которая исключает частные и одноуровневые модели в формировании фундаментальных и прикладных законов. Поэтому любая предлагаемая теория процессов в массиве земных недр, описывающая вещественные тела и связанные с ними физические поля, должна учитывать единственное синергетическое свойство вещества – возрастание энтропии, являющееся следствием влияния внешнего мира, в котором системы развиваются по законам термодинамики [128].

1.5. Постановка цели и формулирование задач исследования

1.5.1. Обоснование направления исследований

Научное обоснование постановки цели позволило сформулировать в диссертационной работе предмет и объект исследования, оценить уровень изученности научной проблемы и сформулировать задачи исследования, преодолеть проблемные ситуации и достичь правильного принятия стратегических и тактических решений в ходе выполнения и внедрения результатов исследований. В связи с этим, первым этап диссертации является выполнение анализа исходных данных, которые проведены в первой главе, где выполнена систематизация видов проявления энергии пород на рудниках Украины, анализ способов повышения устойчивости горных выработок, классификация теорий о горном давлении вокруг выработок и проблематика исследования энергетических процессов в горных породах.

Для оценки объекта исследования выполнен анализ геодинамических условий разработки рудных месторождений Украины, позволивший систематизировать виды проявления энергии пород и показать высокую обеспеченность массива Украинского кристаллического щита упругой потенциальной энергией, которая с увеличением глубины горных работ все чаще проявляется не только в виде шелушений и образования заколов, а и в виде стреляний, горных ударов и землетрясений различной амплитуды.

Для оценки прикладной компоненты предмета исследования выполнен анализ отечественных разработок по способам поддержания горных выработок, которые в 53% случаев базируются на принципе противодействия крепей возрастающей энергии массива. В подавляющем большинстве ученые учитывали изменения напряженности массива по степени влияния на параметры крепей выработок и систем разработки лишь для минимизации затрат.

Для анализа фундаментальной компоненты предмета исследования составлена классификация теорий горного давления на подземные выработки, которая показала, что зональная напряженность пород была выявлена еще в 1899 г. В. Тромпетером и далее описывались лишь отдельные процессы данного явления. Это привело

к тому, что многие теории не согласуются между собой, а некоторые из них противоречат законам физики. Отсутствие системности в исследованиях не позволило авторам установить размеры, форму, количество зон и образуемых в них областей деформаций, и главное, открыть физическую сущность явления, что позволило бы решить проблему использования энергии массива при креплении и поддержании горных выработок.

Для оценки уровня выявленной научной проблемы выполнен анализ явления зональной дезинтеграции горных пород, которое впервые было открыто в 1972 г. на шахте ЮАР и затем СССР, Украине, России, Казахстане, Японии, США и других странах мира. Открытие дало понимание о формировании вокруг выработок самоорганизующихся структур. Первые гипотезы отвергали физическую реальность открытия, а с 90 гг. активно использовались новые методы в горной науке, которые также не описывали механизмы образования зон. В результате чего явление было признано одной из сложнейших проблем современной науки, что подтверждает мировой уровень научной проблемы. Используя синергетический методологический поиск уже на стадии анализа проблемы нам удалось открыть физическую сущность исследуемого явления – это зональное капсулирование выработки системой кольцевых энергетических зон.

1.5.2. Цель и задачи исследований

Поскольку цель является главным системообразующим фактором в выполнении диссертационной работы, то при решении каждой проблемы необходимо осуществлять процедуру постановки системы подцелей. Многовариантное представление цели обеспечивает получение системного эффекта и позволяет осуществлять видение основных целевых траекторий и формировать обоснованные решения задач, что коренным образом повышает надежность достижения цели. Системный анализ объекта и предмета исследования, а также научной проблемы позволил поставить цель и сформулировать задачи диссертационной работы.

Цель и задачи исследования. *Целью работы* является создание геоэнергетических основ разработки рудных месторождений по обоснованию теоретико-методологических подоснов и экспериментально-теоретических исследований принципов, закономерностей и параметров использования геоэнергии.

Поставленная цель достигается путем решения следующих *задач исследования*:

1. Установить показатели зонального структурирования массива вокруг горных выработок с помощью промышленных, лабораторных и теоретических методов исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород.

2. Исследовать процессы влияния энтропии на обмен энергией и развитие деформаций при формировании энергетических потоков в элементарном объеме массива, ненарушенного выработками.

3. Исследовать влияние процессов и закономерностей формирования предохранительных капсул вокруг горных выработок и формы преобразования энергии в нарушенном массиве в работу деформирования горных пород.

4. Разработать геоэнергетические подходы к проектированию трасс подготовительных и нарезных выработок и обосновать параметры крепления в статических условиях формирования предохранительных капсул.

5. Обосновать технологические параметры проведения буровзрывных и очистных работ в условиях динамического деформирования массива в границах энергетических зон предохранительных капсул.

6. Разработать технологические схемы добычи сопутствующих полезных ископаемых в низкоэнергетических областях предохранительных капсул, сформированных в шахтных полях с нарушенным распределением энергии массива.

7. Оценить экономическую эффективность разработанных геоэнергетических технологий и реализовать промышленное внедрение в технические и организационные проекты разработки отечественных и зарубежных рудных месторождений.

1.5.3. Построение логической схемы общей методики исследования

Для решения поставленных задач было выделено 10 взаимосвязанных блоков, формирующих логическую схему общей методики исследования, которая принята в диссертационной работе. Основные 7 блоков соответствуют поставленным задачам, а остальные 3 относятся к вспомогательным работам, связанных с подготовкой исходных данных, проверкой достоверности и сходимости полученных результатов, и анализом количества используемой энергии в разработанных технологических решениях (рис. 1.1).

Блок № 1 – анализ предмета и объекта исследования, а также научной проблемы.

Блоки № 2 – 8 соответствуют семи задачам, сформулированным в диссертационной работе.

Блок № 9 – анализ сходимости результатов, полученных при помощи доступных промышленных, лабораторных и теоретических методов исследования, а также новых методов теоретического моделирования, созданных в работе.

Блок № 10 – анализ используемого объема энергии горного давления в разработанных технологических решениях добычи рудных и сопутствующих полезных ископаемых.

Идея работы состоит в раскрытии физической сущности феномена зонального капсулирования горных выработок и использовании обоснованных геоэнергетических принципов в технологиях разработки рудных месторождений.

Объект исследования – процессы и закономерности формирования потоков энергии и развития деформаций в ненарушенном массиве горных пород.

Предмет исследования – закономерности и параметры формирования зональных капсул вокруг горных выработок при разработке рудных месторождений.

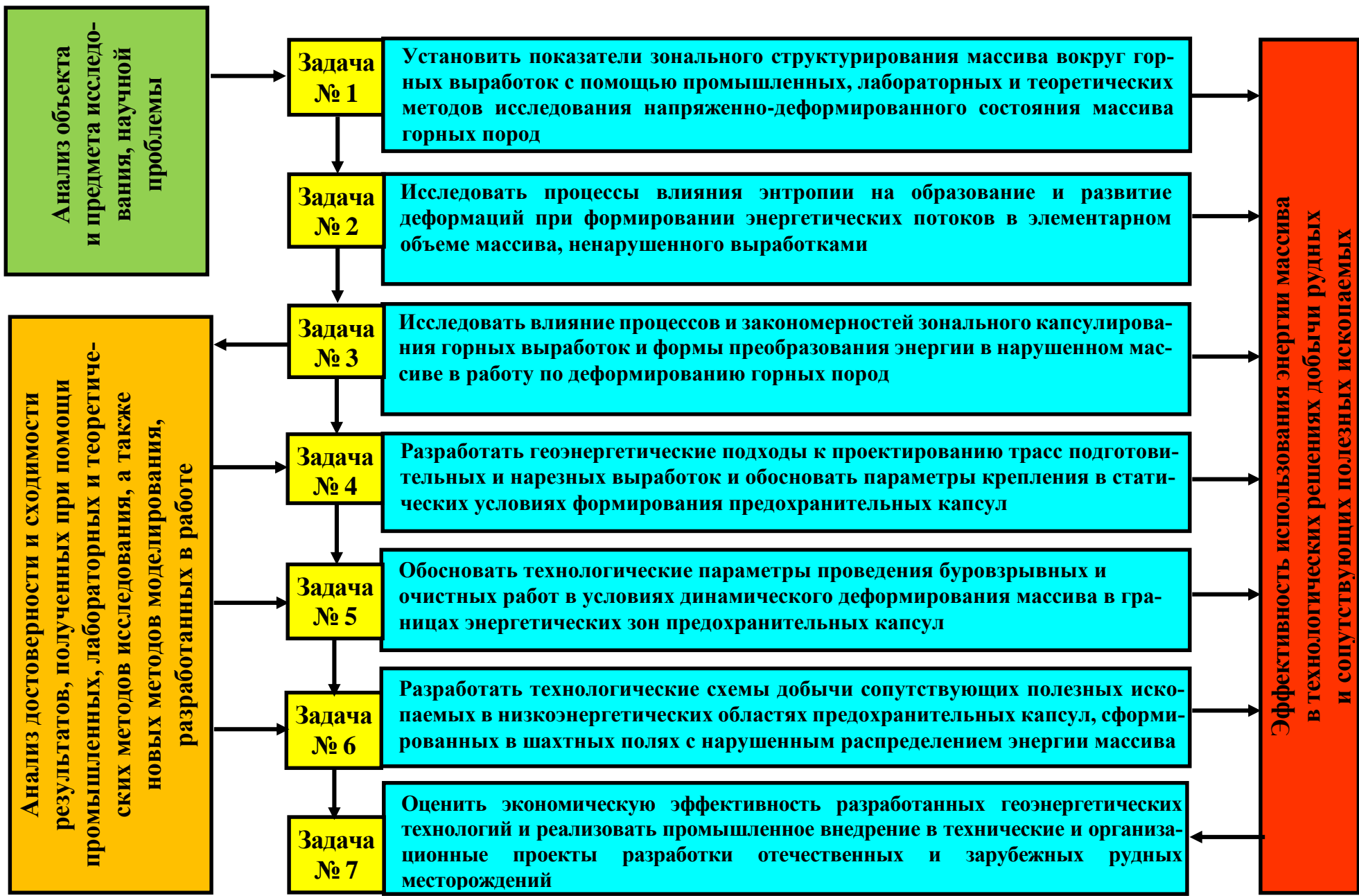


Рисунок 1.1 – Логическая схема общей методики исследования

ГЛАВА 2

ПРОМЫШЛЕННЫЕ, ЛАБОРАТОРНЫЕ И ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ЗОНАЛЬНОГО СТРУКТУРИРОВАНИЯ МАССИВА ВОКРУГ ГРНЫХ ВЫРАБОТОК

2.1. Обоснование и систематизация использования методов исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород

2.1.1. Современные представления о прочности горных пород

Широко используемые в современной науке методы оценки напряженности массива и элементов систем разработки в подавляющем большинстве случаев осуществляются различными методами механики горных пород. Наиболее широко используемые – это теории упругости, пластичности, ползучести. Основное преимущество этих методов заключается в том, что они дают реальную основу для понимания геомеханических процессов, вызываемых образованием обнажения. Задавая координаты всех материальных точек твердого тела при расчетах методами механики сплошной среды, они тем самым вносят дополнительные данные в характеристику его термодинамического состояния. При соответствующих внешних условиях в состоянии тела важным является не расположение точек относительно некоторой фиксированной системы координат, а их взаимное расположение независимо от ориентации и положения твердого тела в пространстве [129].

В развитии физических представлений о прочности, кроме учета атомного строения тел, основной частью является учет влияния теплового движения атомов в твердом теле на процесс его разрушения. Положение о тепловом движении атомов – неотъемлемая часть атомно-кинетической теории прочности. Наличие теплового движения атомов существенно изменяет механическую задачу. В этом случае с внешней силой взаимодействует уже не статическая система связанных атомов, а система частиц, каждая из которых находится в колебательном движении, в результате которого изменяются локальные напряжения межатомных связей в соответствии с атомно-кинетической теорией прочности.

Принудительная деформация элементарной частицы вещества приводит к фазовым изменениям спектральных компонент, породивших эту частицу. При этом для деформации частиц не требуется бесконечно большой энергии, так как здесь работает усилительный принцип, т.е. малыми сигналами априори удастся управлять на любом расстоянии большими и даже бесконечно большими потоками энергии, так как для изменения фазовых соотношений компонент требуется преодолеть только инерцию или массу частиц.

Самая грубая оценка показывает, что уже средние тепловые колебания атомов в твердом теле, идущие с частотой $10^{12} - 10^{13} \text{ с}^{-1}$ и средней кинетической энергией $\frac{1}{2} KT$ на каждую степень свободы (K – постоянная Больцмана; T – абсолютная температура), вызывают в межатомных связях рывки-нагрузки, сила которых сравнима с прочностью связей на разрыв. Это говорит о неадекватности принятых допущений, что горные породы являются упругими, сплошными телами, которые соответствуют связанной сыпучей среде и не дают приемлемых для практической деятельности результатов по определению точных параметров конструктивных элементов систем разработки в конкретных горно-геологических условиях того или иного месторождения с увеличением глубины разработки. Помимо этого, невозможно точно определить начальное напряженное состояние ненарушенного массива пород, оказывающее решающее влияние на величины и направление действия фактических напряжений вокруг образованных горных выработок.

2.1.2. Усовершенствование классификации методов исследования состояния горных пород

Разработка месторождений в разнообразных условиях залегания, разных свойствах руд и пород характеризуется растрескиванием, расслаиванием, заколообразованием, обрушением, удароопасностью и другими формами проявления энергии горного давления. Анализ горнотехнических и геодинамических условий разработки рудных месторождений Украины показал, что динамические проявления горного давления указывают на высокую обеспеченность упругой потенциальной энергией горных пород отечественных рудных месторождений. Процессы накопления

напряжений в массиве и разрушения горных пород, возникающие в процессе обработки месторождений, изучаются разнообразными методами. В основу большинства применяемых методов исследований положен принцип зависимостей свойств горных пород и их напряженного состояния под воздействием естественных и искусственных энергетических полей, возникающих в массиве горных пород.

Несмотря на многообразие применяемых методов и средств диагностики, и контроля напряженно-деформированного состояния массива, их можно по функциональному назначению объединить в три класса: натурные (промышленные), физические (лабораторные) и аналитические (теоретические). В свою очередь классы подразделяются на группы (визуальные, маркшейдерские, механические, геофизические и др.) и далее на виды. Используя признак «способ представления массива» была усовершенствована существующая классификация в виде табл. 2.1, в которой фоном выделены классы, группы и виды методов исследования, которые использовались в диссертационной работе.

Совершенный уровень исследования физических свойств горных пород должен характеризоваться синергетическими методами (теориями), которые сегодня включают в себя только термодинамические, а энергетические и энтропийные виды пока не существуют. Синергетические методы могут исследовать процессы энергетического обмена в минеральной среде и закономерные преобразования одних видов энергии в другие, изучение свойств взаимодействующих открытых систем путем анализа условий и количественных соотношений, возникающих с превращением энергии.

Основными преимуществами синергетических методов является высокая степень универсальности, позволяющая описать механизмы возникновения энергетических полей в земной коре, сущность процессов теплообмена, преобразования потенциальной энергии упругой деформации в работу, процессов перераспределения и возникновения напряжений в окружающем выработку массиве, накопления нарушений и характер разрушения массива. Эти факты говорят о необходимости разработки энергетического и энтропийного методов исследования [13].

Таблица 2.1 – Усовершенствованная классификация методов исследования напряженно-деформированного состояния горных пород

Класс	Группа	Вид
I. Натурные (промышленные)	Визуальные	Наблюдения и оценки
	Маркшейдерские	Маркшейдерские съемки
	Механические	Разгрузки массива
		Компенсационной нагрузки
		Разности давлений
		Упругих включений
		Деформации скважин
		Глубинных реперов
	Геофизические	Акустические
		Ультразвуковые
		Радиометрические
		Электрометрические
		Геомагнитные
II. Физические (лабораторные)	Исследования свойств пород	Плотностные
		Механические
	Эквивалентные материалы	Моделирования на прессах
		Центробежного моделирования
	Оптико-поляризационные	Моделирования на прессах
		Центробежного моделирования
		Объемной фотоупругости
	Электродинамических аналогий	Электрических сеток
Электропроводных материалов		
III. Аналитические (теоретические)	Механики горных пород	Сплошной среды
		Упругости
		Пластичности
		Ползучести
		Граничных разностей
		Граничных элементов
		Конечных элементов
	Синергетические	Энтропийные
		Термодинамические
		Энергетические

2.1.3. Определение физических свойств горных пород в условиях залегания

Термодинамика рассматривает явления, обусловленные совокупным действием огромного количества непрерывно движущихся частиц, из которых состоят твердые тела. Благодаря очень большому количеству частиц беспорядочное движение приобретает новые качества: макроскопические свойства систем из большого количества частиц в обычных условиях не зависят от начального положения этих частиц, в то время как механическое состояние системы в значительной степени зависит от начальных условий. Представляют интерес и те физические характеристики, которые могут быть корреляционно взаимосвязаны с плотностными и механическими свойствами, полученными геофизическими и другими методами исследований.

Для решения задач, сформулированных в работе, определялись физические свойства горных пород в условиях их естественного залегания на заданной глубине для соответствия условиям подобия в физических и теоретических моделях. Термодинамическая теория (В.Ф. Лавриненко) позволяет достаточно точно определить следующие характеристики ненарушенного массива горных пород с учетом коэффициента уплотнения минерального вещества K_y ; объемную массу породы $\gamma_y = K_y \gamma_o$; коэффициент Пуассона $\mu = 0,5 - (K_y - 1)(6K_y)^{-1}(1 - K_y^{-0,33})^{-1}$; модуль Юнга (модуль продольной упругости) $E_o = \sigma_z((1 - K_y)^{-0,33})^{-1}$; модуль объемной упругости $K_o = \sigma_z \Delta V^{-1}$; коэффициент сжимаемости $\beta = K_o^{-1}$; модуль сдвига $G = 3K_o(1 - 2\mu)[2(\mu + 1)]^{-1}$; скорость продольной упругой волны $V_p = [3K_o(1 - \mu)\gamma_y^{-1}(1 + \mu)^{-1}]^{0,5}$; скорость поперечной упругой волны $V_s = [1,5K_o(1 - 2\mu)\gamma_y^{-1}(1 + 2\mu)^{-1}]^{0,5}$; относительную объемную деформацию $\Delta V = (K_y - 1)K_y^{-1}$; относительную линейную деформацию $\varepsilon = 1 - K_y^{-0,33}$; температуру массива пород $T_m = \Delta V \omega^{-1}$; магнитную восприимчивость $\nu = CT^{-1}$, где C – температура Кюри и др.

Определение физических свойств горных пород в условиях естественного залегания производили до глубин 3000 м по данным геологического строения исследуемого участков шахтных полей. Так, например, результаты моделирования ненарушенного массива для расчетного вертикального профиля, расположенного на 92-

й маркшейдерской оси в точке ее пересечения с линией среднего простирания +1214 м на глубине 1200 м шахты «Им. Ленина» ПАО «КЖРК» показали, что объемная масса руды возросла на $0,79 \text{ МН/м}^3$, а вмещающих пород – на $0,22 \text{ МН/м}^3$. В условиях объемного сжатия прочность руды увеличилась с 70 до 120,8 МПа, а пород – с 180 до 350 МПа. Соответственно, возросли и абсолютные значения модуля Юнга с $0,843 \cdot 10^5$ до $1,63 \cdot 10^5$ для пород и с $0,324 \cdot 10^5$ до $0,593 \cdot 10^5$ МПа для руд.

Для формирования массива исходных данных (граничных значений данных) при моделировании поведения горных пород использовались следующие показатели: глубина горных работ $H = 0 - 3000$ м, предел прочности пород на одноосное сжатие для гранитов, амфиболитов $\sigma_{сж} = 37 - 380$ МПа; базальтов $\sigma_{сж} = 30 - 500$ МПа; модуль Юнга породы E_0 , МПа; модули упругости для глинистых сланцев, галитов, гнейсов $1 - 3 \cdot 10^3$ МПа, базальтов, диабазов, дунитов $1 - 3 \cdot 10^5$ МПа; коэффициенты поперечных деформаций для сланцев, гнейсов $\nu = 0,01 - 0,08$; дунитов, амфиболитов $\nu = 0,4 - 0,46$; скорости продольных упругих волн в осадочных породах $1,5 - 4,5$ км/с, плотных известняках $6 - 7$ км/с; коэффициент поглощения энергии упругих колебаний в породах средней крепости и трещиноватости $\nu = 0,15 - 0,17$, крепких и монолитных $\nu = 0,1 - 0,12$.

Точность подготовки исходных данных подтверждается сравнением расчетных значений с измеренными в геологоразведочных скважинах значениями температуры пород Криворожского бассейна на глубинах 1400 – 2700 м, расхождение которых не превышает 7 – 9%. Различие измеренных методом разгрузки и рассчитанных значений упругих деформаций горных пород на глубинах до 1200 м в полях шахт «Октябрьская» и «Им. Ленина» ПАО «КЖРК» – 3 – 5%. Рассчитанная и экспериментально установленная плотности пород под давлением до $1,5 \cdot 10^3$ МПа различаются между собой в среднем на 1,32%, а плотность минералов – на 2,15%. Значения относительной объемной деформации минералов при давлении до $4 \cdot 10^3$ МПа были сопоставлены с экспериментальными данными для условий высокого давления, и расхождение не превысило 7,9 – 10,6%, а измеренная и рассчитанная скорости распространения продольных упругих волн в породном массиве, не нарушенном горными работами, различались на 6 – 8% [129].

2.2. Выявление зонального разрушения массива натурными методами

2.2.2. Определение состояния массива визуальными и маркшейдерскими методами

Исследование напряженности горных пород основывается на определении абсолютных значений напряжений и ограничивается качественной оценкой их уровня и изменения во времени. Для натурных исследований напряженного состояния массива применяются три основных вида методов. Первые базируются на измерении деформаций и, при необходимости, расчете по ним напряжений по формулам теории упругости. Это *методы визуальные, маркшейдерские, разгрузки, компенсационной нагрузки, измерения деформаций скважин и глубинных реперов*. Вторые основываются на измерении давления в устанавливаемых на объекте приборах и определении по ним напряжений с помощью расчетов или на основании тарировки. Это методы *разности давлений и упругих включений*. Третьи определяют ряд физических характеристик массива горных пород геофизическими методами и расчетом по ним напряжений с помощью различных корреляционных зависимостей. Это *акустический, ультразвуковой, радиометрический, электрометрический и геомагнитный методы* [130 – 132]. Место выполнения исследования, используемые методы и объем опытов, замеров и собранных данных представлено в табл. 2.2.

Методы визуального наблюдения использовались при изучении участков разрушений на контуре выработок, которые предопределялись напряжениями, действующими в массиве пород. Это позволило по данным наблюдений в выработках, примыкающим к очистным камерам приближенно оценить величины и направления действия главных напряжений, а также изменчивость поля напряжений в пределах изучаемого участка очистных работ. Данными методами были решены следующие задачи: оценена структура развивающихся деформаций в массиве горных пород, ориентировочно определены величины и направление действия главных напряжений, проведено качественное сравнение степени напряженности на разных глубинах проведения выработок [133].

Таблица 2.2 – Виды, места и объемы выполненных натуральных исследований

Метод	Шахта	Горизонт, м	Вид выработок	Место замера	Объем и вид обследованных выработок
Наблюдения и оценки	«Проходческая»	665	Подготовительные	Кровля, бока	20 буровых ортов
		690			
		715			
	«Им. Ленина»	1050			6 полевых штреков
	«Смолинская»	507			10 буровых штреков
522					
Маркшейдерские съемки	«Эксплуатационная»	640, 665, 690, 715, 470, 775, 810	Очистные	Висячий бок	17 очистных камер
				Лежачий бок	
				Днище	
Разгрузка массива	«Эксплуатационная»	740		Висячий и лежачий бока	7 очистных камер
		840			
Деформация скважин	«Им. Ленина»	975	Лежачий бок	добычной блок (3 пары сближенных скважин)	
		1008			
Глубинные репера	«Проходческая»	300	Висячий бок	3 откаточных горизонта (8 глубинных реперов)	
		640			Лежачий бок

Визуальную оценку напряжений, которые действовали в примыкающих к очистным камерам подготовительно-нарезных выработок, выполняли в условиях отработки запасов руд на горизонтах 665, 690 и 715 м шахты «Эксплуатационная» ЧАО «ЗЖРК» [47], горизонтах 1008 и 1050 м шахты «Им. Ленина» ПАО «КЖРК» [134], горизонтах 507 и 522 м шахты «Смолинская» ГП «ВостГОК» [135] следующим образом. Первоначально проводили визуальные обследования всех доступных выработок, примыкающих к очистным камерам, с целью выявления закономерностей формирования областей интенсивного разрушения руд и пород. Обследованию подлежали закрепленные с помощью анкеров, набрызг-бетона и комбинированных крепей, а также

незакрепленные горизонтальные подготовительные и нарезные выработки. Отмеченные места разрушений наносили на планы горных работ, а сами выработки фотографировали для более детального анализа. Затем данные классифицировали с учетом интенсивности разрушений и положения участков разрушений относительно контура выработок.

Анализ состояния 20 буровых ортов на горизонтах 665, 690 и 715 м шахты «Эксплуатационная» позволил установить, что после завершения очистных работ в камерах основными видами проявления разрушений являются растрескивание и обрушение руды с креплением в кровле и боках выработок. На горизонте 690 м по длине буровых ортов проявление происходит на расстоянии 4 – 16 м от камер в сторону пород висячего бока, а на горизонте 715 м – на расстоянии 18 – 44 м. В ортах горизонта 665 м негативные проявления происходили на расстоянии до 20 м от камер в сторону пород лежачего бока (рис. 2.1).

Так, например, были зафиксированы обрушившиеся с анкеров куски руды в левом боку бурового орта 10с горизонта 690 м со стороны висячего бока в 15 – 18 м от очистной камеры 1/10с. Обрушение закрепленного рудного массива развивается со стороны камеры. Размеры отслоившихся кусков руды достигали 1 м. У левого бока орта, а также по кровле, наблюдаются незначительные трещины размерами 0,005 – 0,01 м. Расстояние между трещинами составляло 0,5 – 1,5 м. Все анкера деформированы. Крепление буровых ортов на всем их протяжении не производили в связи с тем, что срок службы этих выработок составляет менее 18 месяцев, за исключением мест с повышенной трещиноватостью, где и устанавливались анкера (рис. 2.3, а, д).

Для кровли нарезных выработок горизонта 715 м максимальная глубина области разрушения достигала 1,7 м. В этих местах выработок интенсивно проявлялось отслоение кусков руды вплоть до формирования свода естественного равновесия. Со стороны правого бока выработок величина области разрушения достигала 1,35 м и проявлялась в виде призм сползания. На всех трех подэтажах 665, 690 и 715 м величина области разрушения U от расстояния до очистных камер L изменялась по степенным зависимостям (рис. 2.1).

Для кровли буровых выработок горизонта 665 м, пройденных со стороны лежачего бока, разрушение массива пород описывалось зависимостью, м

$$U = -0,0001 L^2 - 0,0036 L + 1,48, \text{ при } R^2 = 0,98,$$

где R^2 – корреляция значений по методу наименьших квадратов.

Для кровли буровых выработок горизонта 690 м, пройденных с висячего бока, м

$$U = -0,0005 L^3 + 0,01 L^2 - 0,05 L + 1,71, \text{ при } R^2 = 0,95.$$

Для кровли буровых выработок горизонта 715 м, пройденных с висячего бока, м

$$U = -0,0001 L^3 + 0,003 L^2 - 0,023 L + 1,46, \text{ при } R^2 = 0,91.$$

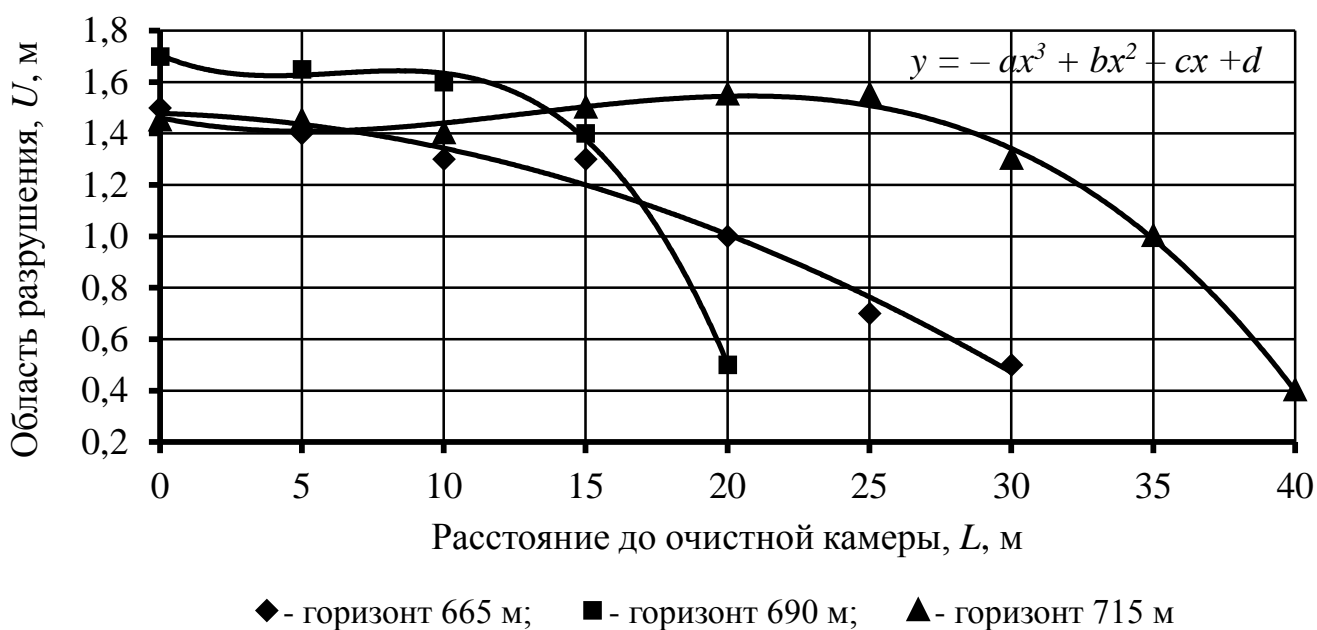


Рисунок 2.1 – Изменение глубины разрушения контура буровых ортов в зависимости от расстояния до очистных камер

На шахте «Им. Ленина» состояние массива исследовали по примыкающим к камерам этажных и подэтажных подготовительных выработкам. Глубина заложения штреков и ортов составляла $H = 900 - 1200$ м, средняя прочность пород висячего бока 170 МПа и лежачего бока залежей 80 МПа. Из рис. 2.2 видно, что при прочности пород более 140 – 160 МПа разрушение контура выработки практически отсутствуют. В связи с этим была получена зависимость глубины разрушения контура выработки при изменении прочности пород $\sigma_{сж}$, глубины заложения выработки H и удаленности от очистной камеры L

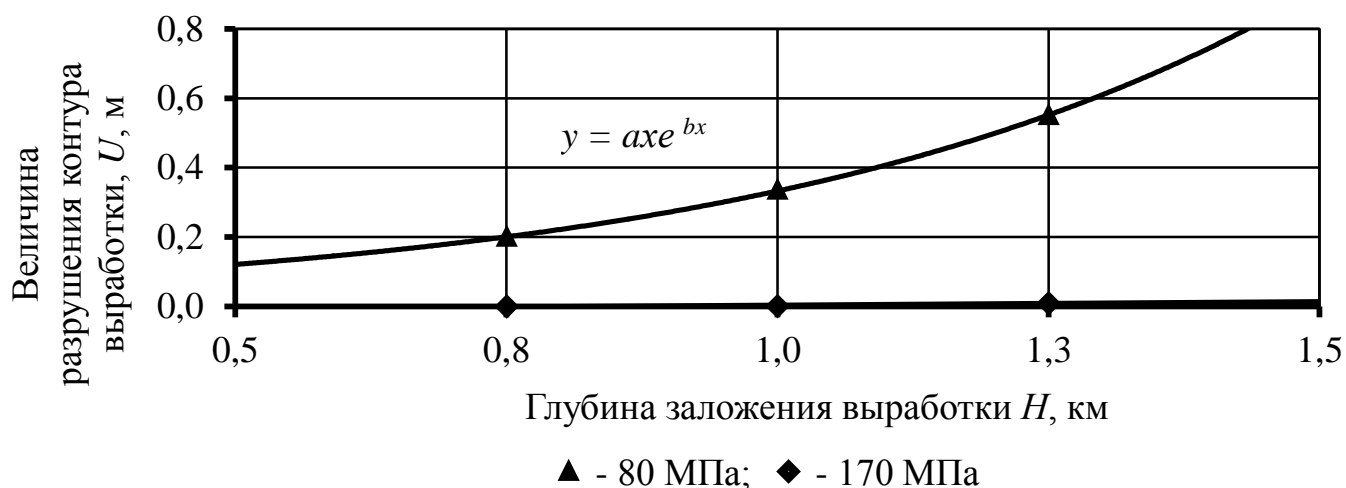


Рисунок 2.2 – Изменение глубины разрушения контура подготовительных выработок

Полученная зависимость имеет вид, м

$$U = 1,9 - \sigma_{сж} 0,137e^{-0,0013H/L}, \text{ при } R^2 = 0,88.$$

Подобные исследования выполнялись и на шахте «Смолинская», где были обследованы 10 буровых штреков в 5 добычных блоках: №№ 554-3, 504-6, 554-2с, 504-3,4, 554-1. Для массива руды, вмещающего очистные камеры, результирующая эмпирическая зависимость величин разрушения в боках камер по простиранию залежи, имеют вид, м

$$U = 0,0003L_{\kappa}^3 - 0,06L_{\kappa}^2 + 3,65L_{\kappa} - 39,14, \text{ при } R^2 = 0,99.$$

Методы маркшейдерских измерений закономерностей деформирования и разрушения массива пород, возникающие в результате проведения горных выработок, проводились на 7 подэтажных и этажных горизонтах шахты «Эксплуатационная» и включали измерения относительной конвергенции контуров обрушений пород в очистных камерах после завершения добычных работ. При выполнении замеров величин разрушений использовалось геометрическое нивелирование и маркшейдерские инструменты – тахеометр и лазерная рулетка. Нивелирные хода прокладывались от реперов, расположенных в нарезных выработках, которые примыкали к очистным камерам [133]. В результате обследования 17 камер было установлено, что после окончания ведения очистных работ основными видами проявления горного давления являются растрескивание и обрушение руды, породы и массива закладки в висячем и лежащем боках и наклонном днище камер (см. рис. 2.1 и 2.3, б, е).

Детальный анализ проектных и фактических размеров очистных камер, отработанных на горизонтах 740 и 840 м, данные по которым представлены в табл. 2.3, позволили выявить линейные зависимости, описывающей максимальные величины разрушений U при изменении глубины заложения камер H_k .

Таблица 2.3 – Исследуемые размеры очистных камер на буровых подэтажах главных откаточных горизонтов 740 и 840 м вкрест простирания залежи

№ камеры	горизонт 640 м		горизонт 665 м		горизонт 690 м		горизонт 715 м	
	проект	факт	проект	факт	проект	факт	проект	факт
1/9с	20	22	18	21	25	27	37	39
1/9ю	35	43	46	49	39	43	21	27
2/13ю	30	39	36	38	47	50	40	48
2/1с	40	45	54	55	56	57	40	47
1/3с	14	18	28	32	42	49	26	39
1/10с	26	42	20	31	20	21	26	27
1/3ю	35	38	45	50	45	47	26	29
1/8с	23	28	22	27	22	27	25	33
1/7ю	30	40	46	54	41	49	22	26
1/1ю	52	55	59	60	45	49	25	30
1/5ю	24	32	31	39	38	40	21	25
1/5с	42	44	42	43	33	35	29	32
№ камеры	горизонт 715 м		горизонт 740 м		горизонт 775 м		горизонт 810 м	
	проект	факт	проект	факт	проект	факт	проект	факт
2/5ю	13	34	32	42	38	38	25	25
2/3ю	9	31	25	42	38	38	24	31
2/7ю	28	54	26	45	28	34	20	25
2/1ю	25	32	28	34	40	40	29	35
2/3с	11	13	25	25	42	43	27	27

Для массива, окружающего первичные очистные камеры, эмпирические зависимости величины разрушения в висячем боку камер, имеет вид, м

$$U = 0,07H_k - 45, \text{ при } R^2 = 0,99;$$

– величина разрушений в лежащем боку камер

$$U = 0,0175H_k - 11,03, \text{ при } R^2 = 0,99;$$

– величина разрушений в днище камер

$$U = 0,0125H_k - 4,83, \text{ при } R^2 = 0,99.$$

2.2.3. Исследование состояния массива механическими методами

Метод разгрузки основан на использовании характеристик упругого восстановления формы элемента породы при искусственном отделении его от массива [136]. Для определения напряжений на поверхности горных выработок использовался *метод частичной разгрузки*, который в отличие от основного метода разгрузки не обладает низкой надежностью определения напряжений, от которых в значительной степени зависит обоснованность принятых значений модуля упругости и коэффициента Пуассона [137]. Порядок выполнения работ состоял в том, что на площадке поверхности выработки исследовали поведения массива по состоянию эксплуатационных скважин, пробуренных в нормальном направлении к площадке (рис. 2.3, в, ж). В результате бурения скважин изменялось напряженное состояние массива руды в непосредственной близости от скважин и при измерении деформации горных пород, представлялась возможность приближенно определить значения действовавших напряжений до бурения скважин из буровых подэтажных выработок на горизонтах 740 и 840 м ЧАО «ЗЖРК» [133].

Анализ результатов состояния эксплуатационных скважин по 9 очистным камерам (6 шт. на горизонте 740 м и 3 шт. – на 840 м) показал, что на расстоянии 10 м от каждого взрываемого веера возникают относительные деформации массива в пределах 0,1 – 0,3 мм/м, на расстоянии 60 м – менее 0,01 мм/м. Вокруг зон интенсивного влияния взрыва область расслоения масса достигала 0,3 – 1,5 м от контура, а общее влияние очистных работ проявлялось на 15 – 20 м. Зависимость, описывающая глубину влияния очистных камер на состояние вмещающего массива, имеет вид, м

$$U = 0,0175H_k - 11,03, \text{ при } R^2 = 0,97.$$

Метод компенсационной нагрузки основан на восстановлении упругой деформации частично разгруженного массива при повторном его нагружении с помощью различных устройств. Существенными недостатками метода, которые ограничили его применение в работе, является большая трудоемкость и невозможность применения в глубине массива. Кроме того, он не может использоваться, когда при образовании щели возникают и неупругие деформации. *Метод разности давлений* основан на создании внутри массива горных пород специальным гидравлическим баллоном, помещенным в скважине, принудительного давления определенной величины,

которое принимается за начальное. Метод разности давлений в работе не использовался из-за трудоемкости и дороговизны оборудования [138]. *Метод упругих включений* основан на установке в исследуемом объекте (породе, крепи) фотоупругих датчиков с помощью специального клея и оценке напряжений в нем путем изучения напряженного состояния самого датчика. Данный метод не нашел своего применения в работе по причине его недостатков, оказывающих влияние на технические возможности исследований [139].

Метод деформации скважин используется для оценки напряженного состояния горных пород основан на изменении диаметра скважин при загрузке и разгрузке участка исследуемого массива горных пород при его подработке, сопоставляемых с аналогичными радиальными деформациями и длиной скважин. Применение метода было ограничено высокими затратами, связанными с бурением значительного количества исследовательских скважин [140].

Разновидностью метода деформации скважин является метод *каротажа скважин*. Этот метод позволяет устанавливать не только раскрытие трещин, но и места нарушения целостности пород по длине скважин. Для изучения процесса разрушения обследованию и периодическому осмотру подлежат конструктивные элементы блока (целики, кровли, обнажения камер). Для оценки относительных напряжений, действующих в массиве пород, выбуривали параллельно-сближенные скважины в породах лежачего бока блока 150 – 159 залежи «8 П» в этаже 1050 – 975 м шахты «Им. Ленина» ПАО «КЖРК», где метод деформации скважин использовался без применения деформометров (рис. 2.3, г, з). Контроль состояния пород лежачего бока в очистной камере производился путем каротажа параллельных скважин. Оперативный контроль исключил ошибочное разбуривание и обрушение пород при взрывании приконтурных эксплуатационных скважинах [141]. Параллельные сближенные скважины были пробурены из бурового подэтажного штрека 154 МО горизонта 1040 м, буровых ортов 160 МО горизонтов 1008 и 975 м. Расслоения и обрушения пород лежачего бока, в которых были пробурены каротажные скважины на расстоянии 5 – 8 м от обнажения, не наблюдались.

Полученная зависимость глубины разрушения контура лежачего бока в очистной камере имеет вид, м

$$U = (-0,0067\sigma_{сж} + 1) / (0,9H_k)^{-1} \text{ при } R^2 = 0,93.$$

Расположение *глубинных реперов* производилось по длине скважин, которые устанавливали совместно с детальным изучением геологического строения горных пород. Относительные смещения массива пород на разных расстояниях от выработок измеряли с помощью глубинных реперов, оборудованных проволочной связью с точками замера. В одной скважине закладывали по несколько реперов. Смещения определялись относительно глубинных реперов, которые закладывали вне зоны влияния горной выработки относительно репера в выработке. Метод был использован на ЧАО «ЗЖРК» для контроля смещения вмещающих пород месторождения, а также массива руды в интервале горизонтов 480 – 640 м с помощью 8 глубинных реперов. Анализ измерений и данных по станциям глубинных реперов показал, что на глубинах 300 – 600 м и более закладка предотвращает полное сдвигание вмещающих пород, особенно висячего бока. Установлено, что конвергенция смежных камер до закладки в период твердения смесей составляет 0,3 – 0,4 м, которая складывается главным образом из расслоения приконтурного массива, а конвергенция до полного твердения смесей превысила 1 м. Прочность закладки от 2 до 6 МПа и потенциальных напряжений в массиве 8,8 – 21,8 МПа исключают возможность восприятия массивом закладки развивающегося горного давления, м

– для пород висячего бока залежи $U = 1,111e^{-0,1453L}$, при $R^2 = 0,96$;

– для пород лежачего бока залежи $U = 8,53e^{-0,062L}$, при $R^2 = 0,94$.

С помощью группы геофизических методов исследования может быть зарегистрирован рост акустических сигналов, обусловленных формированием самоорганизующихся структур зонального капсулирования выработок. Анализ преимуществ и недостатков *акустического, ультразвукового, радиометрического, электрометрического и геомагнитного методов* показал невозможность их применения в диссертационной работе по причине технической недоступности и ограниченной возможности. Даже при прогнозируемых положительных результатах исследований с помощью данных методов отсутствует физическая возможность доступа к их специализированному оборудованию [142].

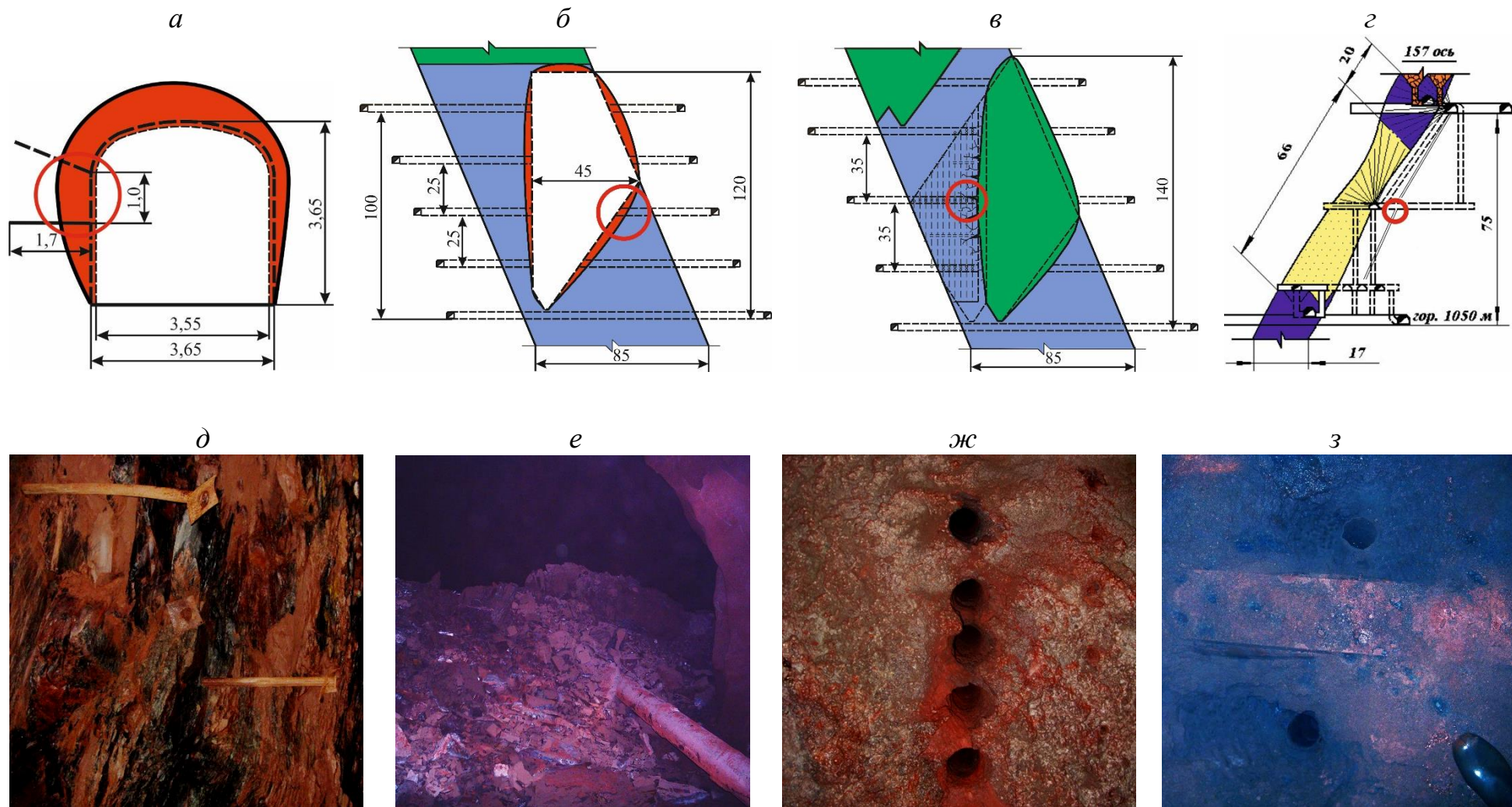


Рисунок 2.3 – Схемы выполнения исследований (*a – z*) и внешний вид объектов (*д – з*) натуральных исследований глубины разрушения массива горных пород с использованием визуальных методов (*a, д*), методов маркшейдерских измерений (*б, е*), частичной разгрузки массива (*в, ж*) и деформации скважин (*з, з*); где красные круги на схемах (*a – z*) – места фотофиксации объектов (*д – з*), данные по которым сведены в табл. 2.4

Таблица 2.4 – Результаты промышленных исследований
глубины разрушения массива

Метод исследования	Интервал исследуемых глубин, м	Габариты обследуемых выработок, $h \times d$ и $h_k \times l_{np}$, м	Диапазон глубины разрушения массива, U , м	Относительная глубина разрушения, $(U+0,5h)/0,5h$
Наблюдения и оценки	522 – 1050	3,0×3,5	0,4 – 1,7	1,26 – 2,13
Маркшейдерские съемки	640 – 840	35,0×120,0	1,0 – 26,0	1,06 – 2,48
Разгрузка массива	740 – 840	35,0×130,0	0,3 – 20,0	1,02 – 2,14
Деформация скважин	975 – 1050	70,0×60,0	1,0 – 4,0	1,03 – 1,11
Глубинные репера	300 – 640	35,0×120,0	0,3 – 1,0	0,10 – 1,06

Натурные исследования поведения массива горных пород вокруг выработок позволили определить устойчивое отношение глубины разрушения массива от габаритных размеров выработок, которые находились в интервале 0,05 – 1,24 диаметра выработки. Форма этих областей для подготовительных и очистных выработок стремилась к эллипсоидной – максимально устойчивой форме горной выработки. Установлено, что изменение величин деформации массива по контуру очистных камер реализуется по степенным зависимостям, а в примыкающих к ним подготовительных выработках – по экспоненциальным.

Возможность инструментальной регистрации и визуального наблюдения явления зонального капсулирования горных выработок открывается при проникновении в область массива измерительными скважинами, например, при разрушении на контуре скважины появились трещины зонального разрушения. Однако, инструментальные методы не позволяют зарегистрировать скачок тангенциальных и радиальных напряжений, обусловленный формированием зонального капсулирования выработок. При этом на исследуемых глубинах 507 – 1050 м средние значения напряжений оставались в доверительном интервале разброса экспериментальных значений. Если в результате перераспределения напряжений максимальные их значения достигали или превышали величину γH , то были локализованы в некоторых областях массива и не вызывали внимания для проведения дальнейших исследований.

2.3. Физические исследования параметров зон на лабораторных моделях

2.3.1. Физическое моделирование зональности на эквивалентных материалах

Метод эквивалентных материалов применялся для моделирования проведения подготовительных и очистных выработок при проявлении зонального капсулирования массива (рис. 2.2, а, б). Подбор эквивалентного материала производили путем определения предела прочности на сжатие, модуля упругости и коэффициента Пуассона по цилиндрическим образцам с помощью цифрового прессы КС-200/EUR компании «Тесноtest» (г. Модена, Италия), установленного в лаборатории кафедры строительства, геомеханики и геотехники. Состав эквивалентного материала подбирался по основным физическим свойствам с целью воспроизводства свойств горных пород Криворожского и других рудных месторождений Украины. Свойства эквивалентного материала регулировали соотношением кварцевого песка, молотого гранита, чугуновой стружки, измельченной слюды и парафина. Нагружение моделей производили на стенде для плоского моделирования горного давления, установленном в лаборатории кафедры строительства, геомеханики и геотехники. Количество испытаний для каждого варианта составляло 3. Фактически с учетом отладки процесса моделирования и количества продублированных вариантов было испытано более 30 моделей [143].

При моделировании осуществляли измерения абсолютных смещений отдельных точек и степени деформаций элементов модели. Разность начального и результирующего замеров по шкале давала величину абсолютного смещения точек модели методом фотофиксации, при котором на поверхность модели наносят мерную сетку и систематически фотографируют. Далее с помощью двух цифровых фотоснимков высокого разрешения определяли смещения отдельных точек модели относительно других, то есть деформацию участка модели [144, 145]. К моделированию принималась площадь поперечного сечения подготовительной выработки $S_{np} = 10,5 \text{ м}^2$ ($h_g = 3 \text{ м}$, $d_g = 3,5 \text{ м}$), размеры очистной камеры ($h_k = 60 \text{ м}$ и $l_{np} = 40 \text{ м}$, глубина заложения выработок $H = 1000 \text{ м}$, прочность вмещающих руд 80 МПа.

Результаты физического моделирования на эквивалентных материалах показали возможность визуализации зональной напряженности массива, эллипсоидную форму зон, их центрирование относительно выработок, симметричную форму зон в горизонтальной и вертикальной плоскостях и др. Возможности метода позволяли получить лишь качественную картину зональности в массиве, что подтверждалось растянутостью эллипсоидной формы зон в вертикальной и сжатостью в горизонтальной плоскостях при неизменной нагрузке и составе эквивалентного материала, а также значительно различающихся размерах и форме зон для подготовительных и очистных выработок и др. Также метод дает возможность выявить только по одной зоне, формирующейся вокруг выработок (рис. 2.4, а, б).

Отношение вертикальных и горизонтальных полуосей к полуразмерам выработок для зоны № 1 составляет для подготовительной выработки $a_n/0,5h = 1,71$ и $b_n/0,5b = 1,88$, а для очистной – 1,71 и 1,51, соответственно. Сходимость относительных размеров зон находится в пределах 88 – 100% (табл. 2.6). Помимо этого, метод дает хорошие результаты при моделировании возможных областей разрушения массива. При моделировании подготовительной выработки относительные разрушения массива в боках и кровле $((U + 0,5h)/0,5h)$ составили 1,5, а для очистной камеры – 1,14. Анализ сходимости полученных результатов выполнен в 3 главе.

Центробежное моделирование, так же, как и метод эквивалентных материалов, применяют для изучения вопросов, связанных с проявлением горного давления и, в частности, для исследования устойчивости подземных выработок. По причине отсутствия возможности выполнения исследований на центрифуге, метод в работе не использовался.

2.3.2. Физическое моделирование зональности на оптико-поляризационных материалах

Оптико-поляризационный метод или метод фотоупругости применялся при изучении распределения напряжений вокруг горных выработок. Исследование моделей производили на стенде для оптико-поляризационного моделирования, который установлен в лаборатории кафедры строительства, геомеханики и геотехники. Мо-

дели изготавливались из полимеров на основе эпоксидной смолы типа ЭПД. Отверждение смолы проводили с помощью малеинового ангидрида (отвердителя), который использовали в количестве 20 – 40% от веса смолы. Для приготовления моделей смолу и ангидрид нагревали, соответственно до 70 – 80 и 50 °С, а затем тщательно смешивали и заливали в специальные формы, также подогретые до 60 – 70 °С. После этого формы переносили в термостаты для полимеризации при температуре 120 – 130 °С далее модели отжигали для снятия остаточных напряжений при максимальной температуре на 5 – 10 °С выше максимальной температуры полимеризации [146].

Определение модуля упругости и коэффициента Пуассона материала производили в результате измерения деформаций при помощи механического тензометра на образцах в виде растягиваемой полосы. Изменение модуля упругости (в 1 – 2 раза) достигалось при добавлении в первоначальную смесь дибутилфталата [147]. После изготовления плоские модели устанавливали на пути лучей поляризованного света и на экране анализатора наблюдали поля распределения цветов, соответствующие касательным напряжениям. При увеличении нагрузки картина распределения цветов на экране изменялась до определенных значений в зависимости от угла сдвига фаз. Процесс повторяли несколько раз с целью получения картины цветных полос первого, второго, третьего и четвертого порядков. При этом порядок полос прямо пропорционален увеличению касательных напряжений. Характер распределения цветов и их изменение под нагрузкой фиксировались с указанием цветов и порядка полос.

Определение места положения отдельных зон выполнялось по анализу изменения напряженности массива. Как показал анализ явления зональной дезинтеграции горных пород, водоразделом зон является значение напряженности массива, соответствующее величине γH . На рис. 2.4 (в, г) выделены зоны где это условие для зон № 2 выполняется полностью, а для зон № 1 только частично, в отдельных точках (20 – 24 шт.) и сегментах (2 – 4 шт.) эллипсов. Невысокая точность моделирования зон влияет на достоверность и сходимость полученных результатов, по которым сделаны выводы о возможностях оптико-поляризационного метода по моделированию зональной напряженности массива горных пород.

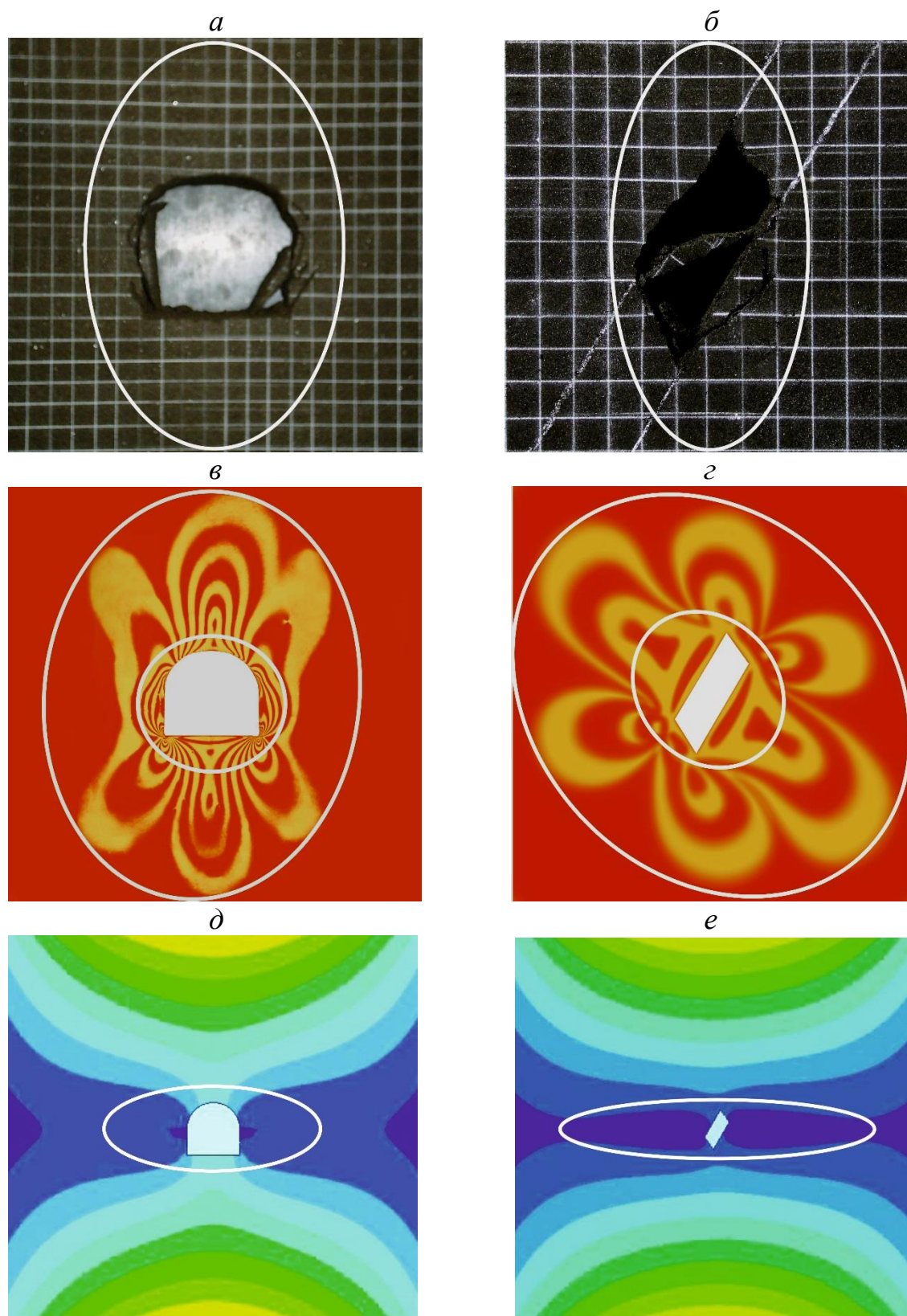


Рисунок 2.4 – Результаты выявления энергетических зон при моделировании подготовительных (*а, в, д*) и очистных (*б, г, е*) выработок на эквивалентных (*а, б*), оптико-поляризационных (*в, г*) и электропроводных (*д, е*) материалах: эллиптические линии вокруг выработок – границы зоны, где напряжения приближаются к γH

Результаты физического моделирования на оптико-поляризационных материалах также показали возможность визуализации зональной напряженности массива и подтвердили результаты, полученные на эквивалентных материалах. Используемый метод позволил увидеть уже второй порядок зон, но при этом сама картина зональной напряженности более удалена от истинной. Это проявляется в невыдержанности напряженности по площади зон, что позволяет выполнить оконтуривание однородно-напряженного массива сугубо условно. Эллипсоиды имели несимметричную форму в горизонтальных и вертикальных плоскостях и было нарушено их центрирование относительно выработок.

Более точные результаты метод показывает при моделировании областей концентрации напряжений, в отличие от областей разряджения, при помощи которых и выявляется истинная зональность в массиве. Отношения вертикальных и горизонтальных полуосей в зоне № 1 составляет для подготовительной выработки $a_n/0,5h = 1,43$ и $b_n/0,5b = 1,56$, в зоне № 2 соответственно – 4,71 и 3,28, а для очистной в зоне № 1 $a_n/0,5h = 1,33$ и $b_n/0,5b = 1,71$ и в зоне № 2 соответственно – 3,12 и 4,57 (табл. 2.5). Сходимость относительных размеров при моделировании составляет для зоны № 1 – 91 – 93%, а для зоны № – 2 – 66 – 72% (табл. 2.6).

Метод *объемной фотоупругости* также применяют для исследования статической работы подземных сооружений путем изучения напряжений на объемных моделях, основанных на методе «замораживания» напряжений (деформаций) и методе рассеянного света. Метод не нашел применения в работе по причинам использования поляризационных установок со специальным оптическим оборудованием, промышленное изготовление которых до настоящего времени не налажено [20].

2.3.3. Физическое моделирование методом электродинамических аналогий

Метод электродинамических аналогий применялся для изучения стационарных физических процессов, которые описываются уравнениями эллиптического вида. Этот метод основан на математической аналогии между стационарным движением электрического тока в проводящей среде и стационарным распространением тепла в твердых телах, диффузией газа и жидкости и др. В качестве электропроводящей

среды применялась электропроводная бумага шириной 0,5 м, которая позволяет использовать для питания модели постоянный ток, а также обеспечивает низкую контактную разность потенциалов между бумагой и металлическими шинами, легко поддается механической обработке при изготовлении в ней моделей горных выработок [147, 148].

Изготовлению модели предшествовало определение геометрических форм исследуемой области и задание краевых условий на ее границах. Затем выбирался геометрический масштаб моделирования и производилось графическое нанесение контуров выработок на лист электропроводной бумаги. После этого бумагу обрезали вдоль границ моделируемой области. Задание граничных условий на модели осуществлялось в соответствии с теорией подобия. После изготовления модели производили ее подключение к установке ЭГДА, в результате чего на шины модели подавали разность потенциалов, условно принимаемую равной единице или 100%. Методика проведения экспериментов сводится к определению геометрических мест точек с одинаковыми значениями приведенного электрического потенциала путем описанных выше измерений. Соединяя указанные точки плавными кривыми, получаем эквипотенциальные линии, которые являются аналогами соответствующих напряжений в природе, а затем оконтурившем границы выявленных зон в массиве модели (см. рис. 2.4, в, г)

Результаты физического моделирования с помощью метода электродинамических аналогий показали возможность визуализации зональной напряженности массива только условно. Метод позволил выявить зоны первого порядка – № 1, картина формирования которых практически не соответствует истинной по причине нарушения условия γH на границе зон. Это говорит только о качественной стороне выявленной зональности в массиве по причине несоответствия напряжений по площади зон и на их границе.

Отношение вертикальных и горизонтальных полуосей в зоне № 1 составляет для подготовительной выработки $a_n/0,5h = 1,69$ и для очистной – $a_n/0,5h = 1,66$. Хотя эллипсоиды обладают симметричной формой и центрированием с выработками, их

размеры в горизонтальной плоскости являются сильно завышенными как для подготовительной $b_n/0,5b = 3,25$, так и для очистной $b_n/0,5b = 13,0$ выработок. Достоверность относительных размеров зоны № 1 при моделировании вертикальных полуосей составляет 98%, а горизонтальных – 66% и меньше (табл. 2.5).

Таблица 2.5 – Результаты замеров энергетических зон при физическом моделировании состояния массива вокруг выработок

Метод	Вид выработки	Полуось энергетической зоны, $a_n/0,5h$ и $b_n/0,5b$					
		верт.	гор.	верт.	гор.	верт.	гор.
		зона № 1		зона № 2		зона № 3	
Эквивалентные материалы	Подготов.	1,71	1,88	∞	∞	-	-
	Очистная	1,71	1,51	∞	∞	-	-
Оптико-поляризационные материалы	Подготов.	1,43	1,56	3,28	4,71	∞	∞
	Очистная	1,33	1,71	3,12	4,57	∞	∞
Электропроводные материалы	Подготов.	1,69	3,25	∞	∞	-	-
	Очистная	1,66	13,00	∞	∞	-	-

Основным предназначением метода электропроводных материалов является получение результатов при моделировании распространения тепла, диффузии газа и жидкости, которые являются второстепенными факторами интенсивности напряжений в массиве. Поэтому можно предположить, что исследование как первичных, так вторичных факторов интенсивности напряжений будет сопровождаться значительными погрешностями. Это было подтверждено результатами, полученными при моделировании зональности в массиве при помощи метода электропроводных материалов.

Метод электрических сеток решает краевые задачи, описываемые уравнениями эллиптического и параболического типов, значительно быстрее и проще, чем при использовании приближенного аналитического метода, на электрических моделирующих машинах, специально созданных для этой цели. По причине громоздкости и неисправности стенда, находящегося в нашем распоряжении, использование метода в работе было ограничено [147].

2.4. Моделирование напряженности энергетических зон теоретическими методами

2.4.1. Моделирование зональности численными методами исследования

В соответствии с усовершенствованной классификацией (см. табл. 2.1) к теоретическим (аналитическим) методам исследования отнесены математические методы *механики горных пород*, которые основаны на положениях теории сплошной среды, теории упругости, пластичности и ползучести. Наиболее широко используемая группа математических методов – это аналитические *методы теории упругости*. Основное их преимущество заключается в том, что они дают реальную основу для понимания только геомеханических процессов, вызываемых образованием выработки. Основной недостаток – высокая степень идеализации горных пород до однородного изотропного или анизотропного массива с простейшей геометрией подземной конструкции, вследствие чего утрачиваются некоторые существенные особенности конкретных породных массивов. С целью приближения модельных представлений к реальным условиям в механике горных пород используют аналитические *методы теории пластичности* и *теории ползучести*. Это позволяет достичь определенных результатов, однако практический выход сильно затруднен вследствие чрезвычайной идеализации строения рудопородного массива и определения граничных условий [149 – 151].

Помимо указанного, результаты моделирования с помощью методов механики оцениваются по критерию прочности, выбор которого производят из множества теорий феноменологической прочности. Попытки комплексного учета количественных и качественных характеристик массива приводили к созданию новых программных модулей для решения задач в упруго-пластичной и объемной постановках, что влекло применение сверхмощных компьютеров. Невзирая на все усовершенствования, существующие численные методы и дополняющие их критерии прочности не позволяют точно определить границы зон разряжения и концентрации напряжений вокруг горных выработок, что ставит под сомнение достоверность полученных результатов в целом.

Метод конечных разностей – первый из численных методов, который является классическим приближением метода теории упругости, при котором искомые значения перемещений определяются в узловых точках, а производные – разностными соотношениями. Главным недостатком метода, препятствующим его использованию в работе, является чрезвычайная сложность применения для анализа напряженно-деформированного состояния неоднородных сред и индивидуальный подход к каждой задаче механики деформируемого твердого тела [152]. *Метод граничных элементов* базируется на теории потенциала и теории интегральных сингулярных уравнений, в которых основой численной реализации является переход от функциональных интегральных соотношений к их алгебраическим аналогам. С помощью метода возможно решение задач механики горных пород в плоской и объемной постановке. Однако в настоящее время практическое приложение метода практически отсутствует из-за недостаточной разработки алгоритмов и программного обеспечения [153]. *Метод конечных элементов* относится к вариационным методам и представляет собой обобщение метода Релея-Ритца-Галеркина. Сущность метода состоит в том, что искомую непрерывную величину аппроксимируют кусочным набором простейших функций, заданных над ограниченными конечными элементами, т.е. породный массив представляется в виде набора относительно больших конечных элементов, как правило, связанных между собой в отдельных узлах [154 – 156]. Метод конечных элементов, получивший сегодня широкое распространение, изначально разрабатывался для определения прочности конструкций (жилые здания, промышленные сооружения, детали машин) с заданными свойствами материала (металл, бетон, железобетон). Моделирование напряженности горных пород является диаметрально противоположной задачей, в которой отсутствует достоверная информация об их свойствах, точных размерах выработок при непрерывном протекании процессов деформирования массива.

Попытки оценки прочностного состояния массива, в котором важным вопросом является выбор критерия, по которому производится сравнение действующих в нем напряжений с предельно-допустимыми. Имеется в виду различные теории феноменологической прочности: теория наибольших нормальных напряжений (критерий У.Д. Ренкина), теория наибольших касательных напряжений, критерий Ш. Кулона –

А. Навье, критерий О. Мора (как сам по себе, так и с учетом усовершенствованиями Р. Гриффитса, Э. Хозкома, Г.Н. Кузнецова); интегральная оценка устойчивости пород Н.С. Булычева и Н.Н. Фотиевой; критерий А. Гриффитса – У. Брейса; оценка интегральных характеристик массива, не зависящих от его локальных качеств (гидравлический радиус В.Д. Слесарева) и др. Адекватность выбора и применения критерия прочности ставит под сомнение результаты моделирования. Моделирование состояния массива вокруг подготовительных и очистных выработок выполнялось с помощью программного продукта «Plaxis».

При исследовании состояния массива с помощью метода конечных элементов на контуре выработок получали стремящиеся к нулю нормальные и максимальные касательные напряжения (рис. 2.5, а, б). С удалением вглубь от обнажения массива радиальные напряжения увеличивались, а тангенциальные уменьшались (рис. 2.6, а), что приводило к формированию зон, которые можно выделить лишь условно. Отношение вертикальных и горизонтальных полуосей в зоне № 1 составляет для подготовительной выработки 1,75 и 1,50; в зоне № 2 – 5,20 и 4,0; в зоне № 3 – 32,57 и 20,0 соответственно, а для очистной – в зоне № 1 – 1,30 и 3,25. Сходимость относительных размеров при моделировании зоны № 1 составляет 85,71%, зоны № 2 – 76,92% и зоны – № 3 – 84,21% (табл. 2.6).

Термодинамический метод основывается на том, что исследуемый массив горных пород рассматривается как термодинамическая система. Ее состояние определяется всеми физическими величинами, характеризующими макроскопические свойства (плотность, внутреннюю энергию, намагниченность и т.д.). Термодинамический метод, базируясь на фундаментальных законах физики, позволяет довольно точно установить оптимальные размеры и форму устойчивого обнажения массива на любой заданной глубине в конкретных горно-геологических условиях залегания рудных тел [115]. В общем случае задача сводится к последовательному определению потенциальных напряжений в ненарушенном массиве, физических свойств пород в условиях их залегания, напряженного состояния пород вокруг выработок [157].

Как правило, оценку напряженности горных пород производят по основным областям концентрации напряжений в их массиве, окружающем подготовительные выработки или очистные камеры. Для подготовительных выработок основные области концентрации напряжений – это кровля, почва и бока выработки, а для очистных камер – породы висячего и лежачего боков, потолочина и днище. Далее исследуют величины напряжений с учетом изменения исследуемых параметров: глубина горных работ (глубина заложения выработок), физические свойства горных пород (прочность, устойчивость, разрушаемость), технологические параметры выработок (размеры, форма, конструктивное исполнение). Затем исследуются области возможного разрушения при моделировании глубины горных работ и физико-механические свойства с целью усовершенствования технологических параметров выработок. В методе уже заложен критерий прочности по определению областей деформирования, путем сравнения реальных напряжений с предельно-допустимыми на растяжение и сдвиг (рис. 2.5, в, г).

Термодинамический метод имеет ряд преимуществ перед численными методами по причине его создания специально для моделирования параметров разработки рудных месторождений. Он позволяет производить расчет начального напряженного состояния массива, физических свойств горных пород на заданной глубине, а не принимать среднестатистические значения. Метод показывает, что реально существующие радиальные и тангенциальные напряжения по мере приближения к поверхности обнажения массива выработкой увеличиваются, и на ее контуре приобретают максимальные значения (рис. 2.6, б). Также отсутствует необходимость анализа, выбора и применения дополнительных критериев сравнения действующих напряжений с предельно-допустимыми, что не приводит к искажению результатов моделирования. Главным недостатком метода является отсутствие возможности определения количественных и качественных показателей состояния массива за пределами зон разгрузки (разряжения) напряжений. Исследование состояния массива в зонах концентрации напряжений, процессов перераспределения нагрузки от толщи подработанных пород, процессов уравновешивания энергии и развития зонального деформирования этим методом не представляется возможным (табл. 2.6).

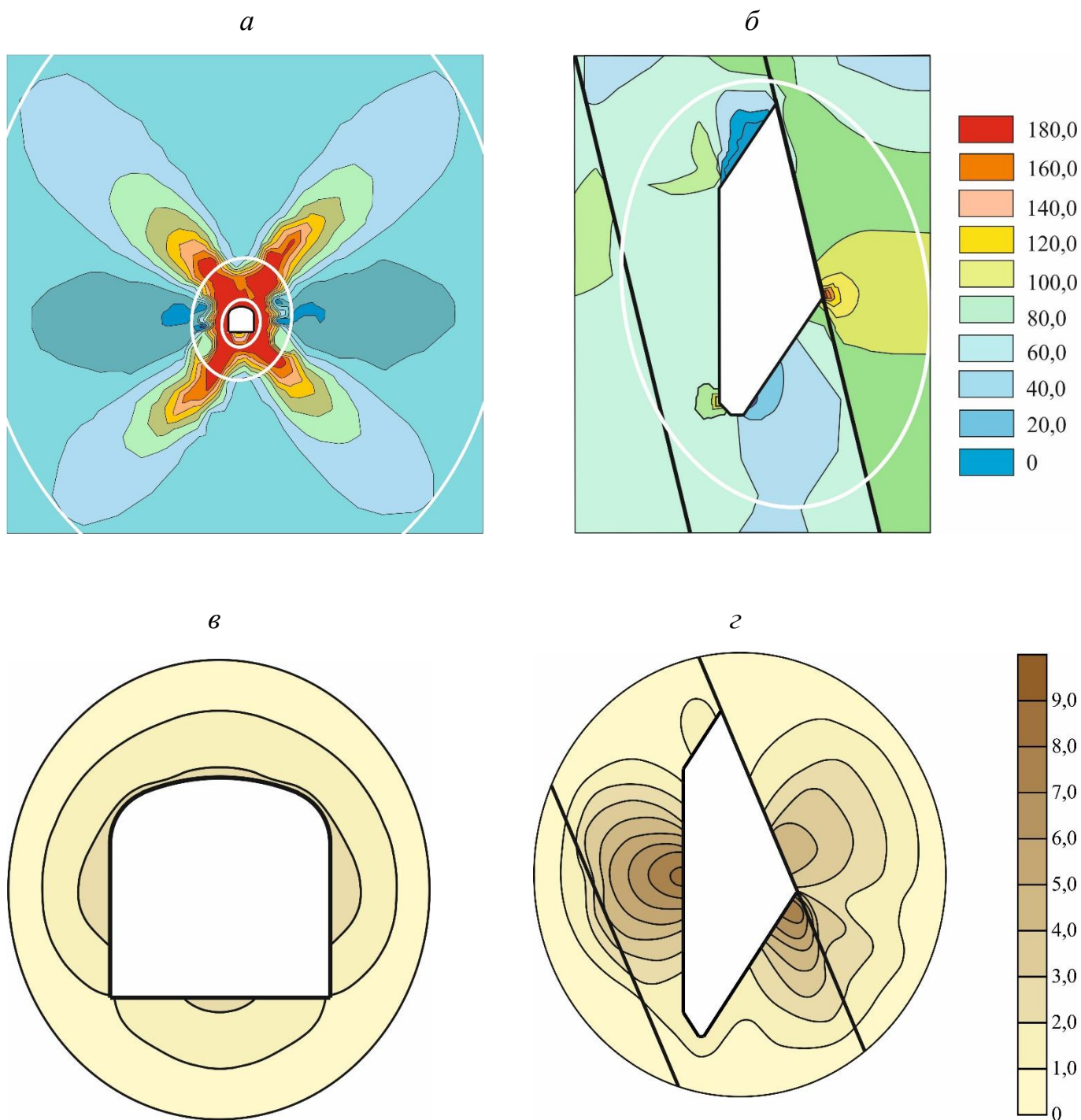


Рисунок 2.5 – Развитие напряженно-деформированного состояния и формирование зон разгрузки и концентрации напряжений вокруг подготовительной выработки (*a*, *в*) и очистной камеры (*б*, *г*) на глубине 1000 м ЧАО «ЗЖРК», смоделированных методом конечных элементов (*a*, *б*; kH/m^2) и термодинамическим методом (*в*, *г*; МПа)

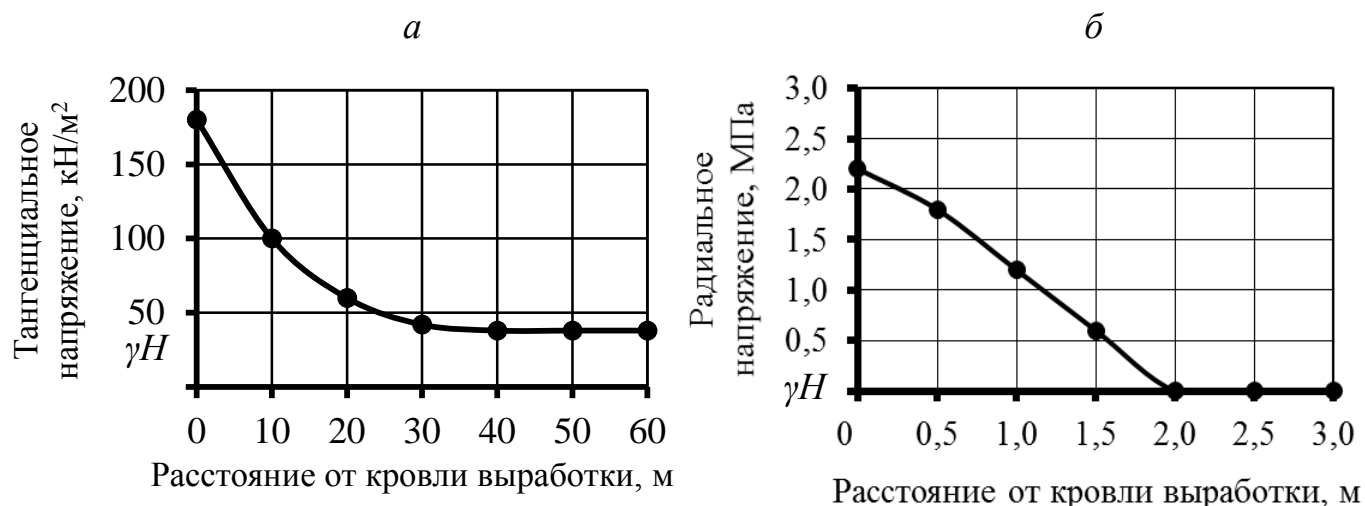


Рисунок 2.6 – Характер изменения напряженности массива при моделировании состояния вмещающего массива методом конечных элементов (а) и термодинамическим методом (б) при проведении подготовительной выработки на глубине 1000 м

Таблица 2.6 – Размеры энергетических зон по результатам теоретического моделирования состояния массива вокруг выработок

Метод	Вид выработки	Полуось энергетической зоны, $a_n/0,5h$ и $b_n/0,5b$					
		верт.	гор.	верт.	гор.	верт.	гор.
		зона № 1		зона № 2		зона № 3	
Конечных элементов	Подготов.	1,75	1,50	5,20	4,00	23,75	20,00
	Очистная	1,30	3,25	∞	∞	∞	∞
Термодинамический	Подготов.	2,05	1,90	-	-	-	-
	Очистная	1,78	3,45	-	-	-	-

Отношение вертикальных и горизонтальных полуосей в зоне № 1 составляет для подготовительной выработки 2,05 и 1,90, а для очистной – 1,78 и 3,45 (табл. 2.6). Сходимость относительных размеров при моделировании для зоны № 1 – 92,68%. Относительная глубина разрушения массива ($(U_n+0,5h)/0,5h$) в зоне разгрузки при моделировании термодинамическим методом для подготовительных и очистных выработок находится в пределах 0,01 и 35,0 (табл. 3.6).

2.5. Выводы

1. Анализ методик по определению прочности горных пород в натуральных, физических и аналитических методах позволил усовершенствовать существующую классификацию методов исследования за счет введения синергетической группы, которая включает энтропийные, термодинамические и энергетические методы, позволяющие исследовать процессы энергетического обмена в горной породе и закономерные преобразования одних видов энергии в другие. Применяя термодинамическую теорию В.Ф. Лавриненко, были определены физические свойства горных пород в условиях их естественного залегания, которые были использованы в качестве исходных данных при моделировании процессов капсулирования горных выработок энтропийным, термодинамическим и энергетическим методами исследования.

2. Исследование процессов зонального разрушения массива выполнялось с помощью натуральных экспериментов, которые проводились на четырех шахтах с использованием методов наблюдений и замеров, маркшейдерских съемок, разгрузки массива, деформации скважин и глубинных реперов показало, что изменение глубины разрушения контуров очистных камер реализуется в основном по степенным зависимостям, а примыкающих к ним подготовительным выработкам в большей степени – по экспоненциальным. По 36-ти подготовительным выработкам и 25-ти очистным камерам, расположенным в интервале глубин 507 – 1008 м, было установлено эллипсоидную форму областей деформации массива.

3. Физические исследования параметров энергетических зон на лабораторных стендах из эквивалентных материалов показали возможность визуализации зональной напряженности массива, эллипсоидную форму зон, их центрирование относительно выработок и симметричную форму в горизонтальной и вертикальной плоскостях. Отношение полуосей зон к полуразмерам подготовительной выработки для зоны № 1 составили 1,71 и 1,88, а для очистной – 1,71 и 1,51 соответственно, а относительные разрушения в боках и кровле выработки составили 1,5 и очистной камеры – 1,14. Результаты физического исследования на оптико-поляризационных материалах позволили смоделировать уже второй порядок зон, в которых эллипсоиды имели несимметричную форму и не центрировались с выработками. Отношение вертикальных и горизонтальных полуосей в

зоне № 1 составили для подготовительной выработки 1,43 и 1,56; в зоне № 2 соответственно – 4,71 и 3,28, а для очистной в зоне № 1 – 1,33 и 1,71 и в зоне № 2 – 3,12 и 4,57. Результаты физического моделирования с помощью метода электродинамических аналогий позволили исследовать только приконтурные зоны, в которых при симметричной форме эллипсоидов и центрировании с выработками. Отношение вертикальных и горизонтальных полуосей в зоне № 1 составляет для подготовительной выработки 1,69 и для очистной – 1,66. При этом размеры зоны в горизонтальной плоскости были сильно завышенными как для подготовительной (3,25), так и для очистной (13,0) выработок.

4. Моделирование напряженности массива в энергетических зонах аналитическими методами, основным из которых является метод конечных элементов показал, что на контуре выработок радиальные напряжения приближаются к нулю, а тангенциальные – имеют максимальные значения, которые без адекватного критерия прочности далее не могут быть исследованы. Выявленное отношение вертикальных и горизонтальных полуосей в зоне № 1 составляет для подготовительной выработки 1,75 и 1,50; в зоне № 2 – 5,20 и 4,0; в зоне № 3 – 23,75 и 20,0 соответственно, а для очистной в зоне № 1 – 1,30 и 3,25. Термодинамический метод показал, что по мере приближения к обнажению массива выработкой радиальные и тангенциальные напряжения увеличиваются, а на ее контуре приобретают максимальные значения. Отношение вертикальных и горизонтальных полуосей зоны № 1 составляет для подготовительной выработки 2,05 и 1,90, а для очистной – 1,78 и 3,45. Главным недостатком метода является отсутствие возможности определения состояния массива за пределами зоны № 1 (зоны разгрузки напряжений).

5. Выполненные исследования явления зонального структурирования массива вокруг горных выработок с помощью широко применяемых промышленных, лабораторных и теоретических методов исследования не позволили установить точное количество, размеры и форму энергетических зон, выявить синусоидально затухающие напряжения и кольцевые области деформации. Это говорит о научной проблеме, ранее не имевшей методов решения и соответствующей уровню докторской диссертации. Усовершенствование существующего энтропийного метода как части термодинамической теории и создание нового – энергетического – позволит исследовать указанные процессы и закономерности, формирующие и управляющие зональным капсулированием горных выработок.

ГЛАВА 3

РАЗРАБОТКА СИНЕРГЕТИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ИССЛЕДОВАНИЯ И МОДЕЛИРОВАНИЕ ФЕНОМЕНА ЗОНАЛЬНОГО КАПСУЛИРОВАНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

3.1. Разработка принципов и требований к синергетическим методам исследования

3.1.1. Формулирование принципов взаимодействия материи и энергии в природе

Успешное усовершенствование энтропийного и создание нового – энергетического методов моделирования, с помощью которых будет описан феномен зонального капсулирования горных выработок, как основной элемент актуальной научной проблемы, которая на сегодня не имеет методов решения, возможно реализовать опираясь на фундаментальные принципы взаимодействия материи и энергии в природе. Это позволит составить более системную картину и, соответственно, модель исследуемого феномена и создать предпосылки для описания других непознанных проявлений окружающего мира, связанных с явлением зонального капсулирования материальных объектов физическим полями [158].

Двигаясь от обратного, можно отметить, что принцип дуализма определяет, что вся субстанция мироздания, существующая во Вселенной, представляет собой совместное взаимодействие материи через энергию и пространства через информацию, для материи управляющей субстанцией через энергетические поля на более высоких уровнях взаимодействия. Все процессы энергоинформационного взаимодействия материи протекают в физических условиях времени и пространства, так что энергия проявляет себя во времени, а информация – в пространстве. Независимость информации от времени определяет закон сохранения информации, а независимость энергии от пространства – закон сохранения энергии. Совместное существование обоих законов определяет независимость пространства и времени как физических условий существования материи. Совместное проявление энергии и информации ведет к дуа-

лизму существования форм самой материи: вещество – поле, а энергоинформационное взаимодействие – к дуализму сил, которое определяется как дуализм статических и динамических сил. Взаимодействие же материи и энергии в вещественных формах пространства реализуется через следующие фундаментальные принципы взаимодействия, которым подчиняются явления окружающего мира:

1. Принцип сохранения. Материальный мир состоит из двух пространств материально-энергетического и информационно-временного. Человечество на Земле развивалось под влиянием материально-энергетического пространства. Наличие информационно-временного пространства позволяет энергии переходить из одного пространства в другое, а также позволяет тому же человечеству развиваться на основе законов информационно-временного пространства (табл. 3.1).

2. Принцип обратимости утверждает, что какие бы процессы в природе ни протекали, явления их всегда обратимы. Так электрический ток создает в проводниках магнитное поле, а изменение магнитного поля способно породить ток. Известные необратимые явления и эффекты не говорят об ограниченности принципа обратимости. Если эти эффекты раскрыть глубже, то можно обнаружить, что они основаны на более простых, но обратимых эффектах (табл. 3.1).

3. Принцип энтропийности. Атомы пространства, сталкиваясь друг с другом, стремятся к рассеиванию. Поэтому самопроизвольное рассеивание заложено во всех явлениях вещества. Так, нагретое тело остывает, так разряжается аккумулятор или конденсатор, а постоянные магниты постепенно размагничиваются. Волны от предмета, брошенного в жидкость, убывают не только по амплитуде, но и по частоте. Точно такое же уменьшение частоты происходит у световых колебаний, которые возникли при резких тормозных явлениях электронов (табл. 3.1).

4. Принцип самофокусировки показывает, что протекающие в природе процессы склонны к рассеиванию и имеют тенденцию к концентрации, к которой относится и гравитация. Принцип самофокусировки наглядно проявляется в волновом процессе. От предмета, брошенного в жидкость, возникает всплеск и распространение по поверхности концентрической волны. Амплитуда волны убывает по мере уда-

ления от центра и одновременно происходит увеличение периода, уменьшение амплитуды и частоты колебаний. Если рассеивающая волна встречает на своем пути кольцевую отражающую преграду, то волна направляется к центру. По мере приближения к центру ее период уменьшается, а амплитуда увеличивается. Колебательное движение концентрируется, если возмущающие силы направлены к центру. Такая фокусировка возможна, если колеблющиеся среды имеют шароподобные неоднородности, то реакция имеет максимальное значение в центре шара (табл. 3.1).

5. Принцип хаоса и порядка показывает обратимость причинно-следственных взаимосвязей на уровне вещества и энергии в пространстве. Если верно предположение, что элементарная частица является волновой частицей, т.е. волновым стоячим сгустком энергии, получившемся в результате сложения спектра бесконечно протяженных частот, то движение произвольной частицы также нельзя считать хаотическим. Групповое движение частиц, казавшееся хаотическим, образует волновые колебания пространства. Хаоса в природе не существует, а есть только наше незнание общего порядка, т.е. хаос всегда приводит к новому уровню упорядоченности и гармонии (табл. 3.1).

6. Принцип симметрии. Если атомы пространства существуют реально и они представляются в виде идеальных шаров, т.е. пульсирующих шаровидных сгустков, то неоспоримым фактом природы будет ее симметричность как по форме, так и по функциональным процессам. Симметричность твердых веществ подтверждена их кристаллической структурой, которая убеждает, что кристаллы всякого простого и сложного вещества симметричны. Главное их свойство заключается в хиральной симметрии входной и выходной реакции. Хиральная симметрия – основополагающая в миропонимании органической и неорганической природы (табл. 3.1).

7. Принцип растрово-интегральных превращений. Если сумма синусоидальных оптических волн разных частот образует изображение, то сумма изображений приведет к получению одного и того же изображения, только большего масштаба. Любая материальная частица получается в результате интерференции спектра частот. Следовательно, любые материальные тела, в том числе и Вселенная, являются интегральным изображением своих же подсистем. Зная о том, что атомы имеют кристаллическую структуру, можно с достаточной определенностью утверждать, что и планетные

образования представляются в кристаллическом виде. Другими словами, звезды размещаются в узлах гигантских кристаллических решеток. С другой стороны, если Вселенная является интегральным образом, то более мелкие тела, например атом водорода, следует считать растровым элементом (табл. 3.1).

8. *Принцип дальнего действия.* Элементарная частица вещества теоретически образуется в виде стоячей волны, за счет суммирования трехмерного спектра частот. Если рассматривать энергию суммируемого спектра, то она окажется также бесконечной. Если спектр частот будет размещен в пространстве, то одиночный импульс в заданном пространстве все равно может быть получен. В заданном пространстве может быть сформирован не только импульс электрический, звуковой, а и импульс давления. Энергия любой частицы относительно малая и всегда конечная. В то же время энергия всех спектральных компонент равна бесконечности, так как протяженность любой компоненты также равна бесконечности. Это и есть основа дальнего действия, описывающая взаимосвязь материи и энергии в природе (табл. 3.1).

9. *Принцип суперпозиции* констатирует, что энергетическая суммарная деятельность вещества равна сумме слагающих ее компонент, т.е. сложение гармонических колебаний обеспечивает сохранение формы, а сумма синусоидальных колебаний одной и той же частоты всегда даст синусоидальное колебание той же частоты. Принцип суперпозиции охватывает все законы сохранения энергии, все законы преобразования веществ и их концентрации. Этот принцип позволяет идентифицировать все феномены, явления и законы природы в целочисленной математике в адекватности с элементами природы, представленными идеальными атомами пространства. Поэтому всякие процессы, протекающие в природе, можно всегда описать математически. При этом ни законы, ни явления, ни эффекты, ни свойства природы в математических зависимостях не учитываются, так как они проявляются вне времени и пространства. Другими словами, все закономерности размещаются в нулевых пространственных и временных координатах. А для определения частных закономерностей можно пользоваться математикой. Все, что имеется в теории чисел, можно найти и в явлениях природы и, наоборот, поведение вещества и энергии можно описать математически (табл. 3.1).

Таблица 3.1 – Использование принципов взаимодействия материи и энергии при моделировании параметров энтропийным и энергетическим методами

Принцип	Схема	Моделируемый параметр	Результат
1. Сохранения		Величины внешних напряжений в ненарушенном массиве пород Украинского кристаллического щита	Рис. 3.1, пункт 2.3
2. Обратимости		Величины главных потенциальных напряжений в ненарушенном массиве пород Криворожского бассейна	Рис. 3.1, пункт 2.4
3. Энтропийности		Период и амплитуда изменения напряжения, температуры, плотности, намагниченности и др.	Рис. 3.1, пункт 4.5
4. Самофокусировки		Количество энергетических зон, входящих в предохранительную капсулу	Рис. 3.1, пункт 4.4
5. Хаоса и порядка		Форма и размеры областей разрушения массива в энергетических зонах капсулы	Рис. 3.1, пункт 4.3
6. Симметрии		Форма энергетических зон, входящих в предохранительную капсулу	Рис. 3.1, пункт 4.2
7. Растрово-интегральных превращений		Условия перераспределения упругой энергии между зонами предохранительной капсулы	Рис. 3.1, пункт 4.3
8. Дальнодействия		Размеры энергетических зон, формирующих предохранительную капсулу	Рис. 3.1, пункт 4.2
9. Суперпозиций		Математические зависимости изменения моделируемых параметров	Математический аппарат энтропийного и энергетического методов

3.1.2. Картина формирования вокруг выработки предохранительной капсулы

Проведение подземных горных выработок приводит к образованию областей интенсивного деформирования пород и способствует перераспределению упругой потенциальной энергии в прилегающем массиве (принцип сохранения). Процесс перераспределения механических напряжений, изменения температуры и плотной, а также других факторов энергетической интенсивности является волновым процессом затухающих автоколебаний, который формирует в массиве кольцевые энергетические зоны (принцип обратимости). Кинетическая энергия расширяющейся горной породы у контура выработки является источником энергии этих колебаний. Скорость затухания колебаний обусловлена большой массой области упругих деформаций и ничтожно малой величиной самих деформаций, благодаря чему потери на рассеивание энергии на тепло и трение ничтожно малы (принцип энтропийности).

По теории распространения упругих волн в изотропных средах вторичные волны, которые распространяются в обратном направлении, полностью гасятся встречными волнами (принцип симметрии). В таких условиях область внутри предохранительной капсулы можно считать свободной от волн. Однако, в большей мере, горная порода – это неоднородная среда, и упругие волны в ней рассеиваются на неоднородностях и возвращаются назад (принцип самофокусировки). Отраженная волна, интерферируя с исходной, меняет распределение энергии при рассеивании (принцип дальнего действия). На расстоянии длины полуволны, т.е. в центре энергетических зон, выделяется максимум энергии, т.к. фазы основной и отраженной волн совпадают (принцип растрово-интегральных превращений). В итоге горная порода на расстоянии длины полуволны уплотняется, а значит на ней проходящая волна отражается и поглощается сильнее, еще больше уплотняя массив в отдельных зонах (принцип хаоса и порядка). Возникает процесс с положительной обратной связью – резонансное поглощение волн ведет к уплотнению массива в центре зон, что приводит к формированию кольцевых областей деформации массива, которые при снятии нагрузки формируют собственные энергетические зоны (принцип обратимости).

Результатом такого уплотнения является самоорганизующаяся вокруг выработки предохранительная капсула, которая по устойчивости эквивалентна напряжению ненарушенного массива горных пород. Другими словами, массив пород в условиях нарушения первоначального напряженного состояния выполняет капсулирование (предохранение, изолирование, защита) горных выработок, изменяя интенсивность всех физических характеристик, формирующих состояние вмещающего массива в конкретных горно-геологических условиях. Рассматривая массив горных пород как термодинамическую систему, его состояние определяется совокупностью значений термодинамических параметров, т.е. всех физических величин, характеризующих макроскопические свойства системы – напряженность, плотность, температуру, газо- и водонасыщенность, намагниченность (принцип суперпозиций).

3.1.3. Требования к энтропийному и энергетическому методам моделирования

Наиболее общий метод подхода к исследованию материальных тел и окружающих их полей – это создание феноменологической макроскопической теории, основанной на полученных опытным путем закономерностях и гипотезах. Макроскопическая теория – это эффективное средство решения сложных практических задач, а полученные с их помощью сведения соответствуют опытным данным [138]. Для создания аналитической модели, адекватно описывающей явление зонального капсулирования горных выработок, как одного из непознанных феноменов физического мира, возможно при использовании синергетических методов исследования: энтропийных, термодинамических, энергетических. Термодинамический метод, созданный В.Ф. Лавриненко, апробирован и широко применяется в моделировании. *Энтропийный метод* – это одно из перспективных направлений исследований различных систем, который должен основываться на анализе изменений энтропии параметров и динамики энергетических процессов, порождаемых изменением состояния открытых систем. В этом методе моделирование систем должно осуществляться с помощью отображения множества его варьируемых значений в неслучайную функцию комплексного энтропийного потенциала. Вариации значений параметра моделируются как в пространстве, так и во времени. В качестве базового значения необходимо выбирать математическое ожидание

параметра, диапазон его изменения, предельное или какое-либо номинальное значение. При таком определении величина энтропийного потенциала является обобщенной и унифицированной, на базе закона равномерной плотности энергии, характеристикой состояния неопределенности исследуемого параметра с любым другим законом распределения [159]. Основы энтропийного метода заложил В.Ф. Лавриненко в рамках термодинамической теории. Для создания энтропийного метода нужна часть термодинамической теории требует доработки и расширения для ее использования в качестве обособленного метода исследования (рис. 3.1).

Далее на базе энтропийного метода, который определяет параметры ненарушенного массива и термодинамического метода, который моделирует состояние массива в приконтурной зоне (зоне разгрузки), был разработан еще один – синергетический метод, которым является энергетический метод. Он позволяет моделировать состояние массива в энергетических зонах, которые формируют предохранительную капсулу, и описывать взаимодействие механической, термодинамической и других видов энергий. Механическая энергия раскрывает нам совокупность гравитационных и электромагнитных взаимодействий на уровнях макротел и проявляется при деформации, метаморфизме и деструкции вещественных геоэнергетических систем. Термодинамическая энергия является внутренней тепловой энергией атомно-молекулярных взаимодействий в твердых, жидких и газовых вещественных системах и характеризует движение атомов и молекул на физико-химических уровнях организации минералов, горных пород, геологических формаций и других геоэнергетических систем. Метод раскрывает понятие о естественных телах – геологических системах, которые не совпадают с понятием о термодинамических системах, поскольку первые представляют собой организованные системы, а вторые – бесструктурную статистическую совокупность (множество) однородных микрообъектов. Логическая схема реализации синергетических методов исследования представлена на рис. 3.1, где выполнена визуализация объекта и предмета исследования, показана взаимосвязь энтропийного, термодинамического и энергетического методов, а также отмечены их возможности по моделированию зонального капсулирования выработок.

		Объект исследования	
Ненарушенный массив		Термодинамическая теория (В.Ф. Лавриненко)	Энтропийный метод (В.Ф. Лавриненко)
		1.1. Модель протекания физических процессов в недрах Земли 1.2. Потенциальные напряжения в ненарушенном массиве земных недр 1.3. Физические свойства пород в условиях залегания	2.1. Модель термодинамического равновесия в системе 2.2. Картина обратимых деформаций от напряжений (О.Е. Хоменко) 2.3. Картина обмена энтропией в элементарной системе 2.4. Модель перераспределения энергетических потоков
		Предмет исследования	
Нарушенный массив	Предохранительная капсула выработки		Энергетический метод (О.Е. Хоменко)
		Термодинамический метод (В.Ф. Лавриненко)	4.1. Принципы взаимодействия материи и энергии 4.2. Форма и размеры зон термодинамического баланса 4.3. Условия перехода зон в состояние дисбаланса энергии
			Термодинамический метод (В.Ф. Лавриненко)
			3.1. Форма и размеры зон разгрузки напряжений 3.2. Потенциальные напряжения в зонах разгрузки 3.3. Реальные напряжения в зонах разгрузки; 3.4. Области разрушения массива в зонах разгрузки 4.4. Количество энергетических зон, входящих в предохранительную капсулу выработки 4.5. Учет второстепенных факторов напряженности массива (температура, плотность, газо-и водонасыщенность, намагниченность, радиоактивность)

Рисунок 3.1 – Логическая схема реализации энтропийного, термодинамического и энергетического методов исследования, где фоном выделены результаты исследований автора

3.2. Моделирование состояния ненарушенного массива энтропийным методом

3.2.2. Формирование модели перераспределения энергии в ненарушенном массиве

В истории науки второй закон термодинамики сыграл выдающуюся роль, далеко выходящую за рамки явлений, для объяснения сущности которых он был предназначен. Этот факт подтверждается работами Л. Больцмана в области кинетической теории, квантовой теорией М. Планка и теорией спонтанной эмиссии А. Эйнштейна, в основе которых лежит второй закон термодинамики.

Термодинамическое равновесие по И. Пригожину можно охарактеризовать минимумом свободной энергии, которое обычно записываемой в виде

$$F = E - TS,$$

где E – внутренняя энергия системы; T – абсолютная температура; S – энтропия [160].

Чтобы описать термодинамику сложных структур, соответствующих минеральному веществу, необходимо показать, что неравновесие может быть причиной последующего равновесия – порядка. Появление существенно новых теоретических представлений при рассмотрении микромира элементарных частиц или мегамира космического масштаба не вызывает удивления уже с начала прошлого века. В ходе наших работ, с учетом законов термодинамики, приходим к новым теоретическим построениям и для явлений, наблюдаемых на масштабе мегауровня. Данная возможность открывается благодаря возможности формулировки теоретических методов, с применением которых время описывается реальным смыслом, связанным с необратимостью или даже с «историей» процесса, а не является просто геометрическим параметром, характеризующим движение.

Обратимые процессы принципиально отличаются от необратимых, и это различие – суть второго закона термодинамики [161]. Именно это различие с приводит к введению понятия энтропии S в формулировке второго закона термодинамики $dS \geq 0$: энтропия изолированной системы при любых проходящих в ней процессах не может убывать, так как однозначно определяет условия установления механического и термического равновесия в рассматриваемой системе. Классическая формулировка этого закона, данная еще Р. Клаузиусом, относилась к изолированным средам, т.е. к систе-

мам, не обменивающимся с внешней средой ни энергией, ни веществом. В такой формулировке второй закон термодинамики лишь устанавливает существование функции S , монотонно возрастающей и достигающей максимума, когда система достигает термодинамического баланса

$$\frac{dS}{dT} \geq 0.$$

Это уравнение может распространяться на системы, обменивающиеся с внешней средой энергией и веществом. В этом случае изменение энтропии dS следует рассматривать как сумму двух слагаемых: первое из них, $d_e S$, учитывает перенос из окружающей ее энтропии через границы системы, и второе, $d_i S$, – это количество энтропии, производимое внутри системы, для краткости называемое просто производством энтропии. Согласно второму закону, производство энтропии внутри системы – всегда величина положительная, либо равная нулю $d_i S \geq 0$, а для необратимых процессов $d_i S > 0$. Изменение общей энтропии dS состоит из потока энтропии $d_e S$, возникающего за счет взаимодействия системы с внешней средой, и производства энтропии $d_i S$, вызываемого изменениями внутри системы (рис. 3.2, а) [162]

$$dS = d_e S + d_i S.$$

Согласно второму закону, неодинаковые значения какого-либо из факторов интенсивности (напряжение, температура, плотность, намагниченность и др.) в различных частях системы обуславливают возникновение необратимого самопроизвольного термодинамического процесса, приводящего к их выравниванию и установлению соответствующего механического, термического, плотностного и других видов равновесия. Движущей силой процесса является разность составляющих компонент энергии: напряжения, температуры, объемной плотности или других факторов интенсивности, которые не зависят от массы системы [115, 163 – 167]. Направления протекания этих процессов обусловлены направлениями действия внешней энтропии $d_e S$ на открытую систему, представленную минеральным веществом земной коры, которые действуют в вертикальной плоскости (рис. 3.2, б).

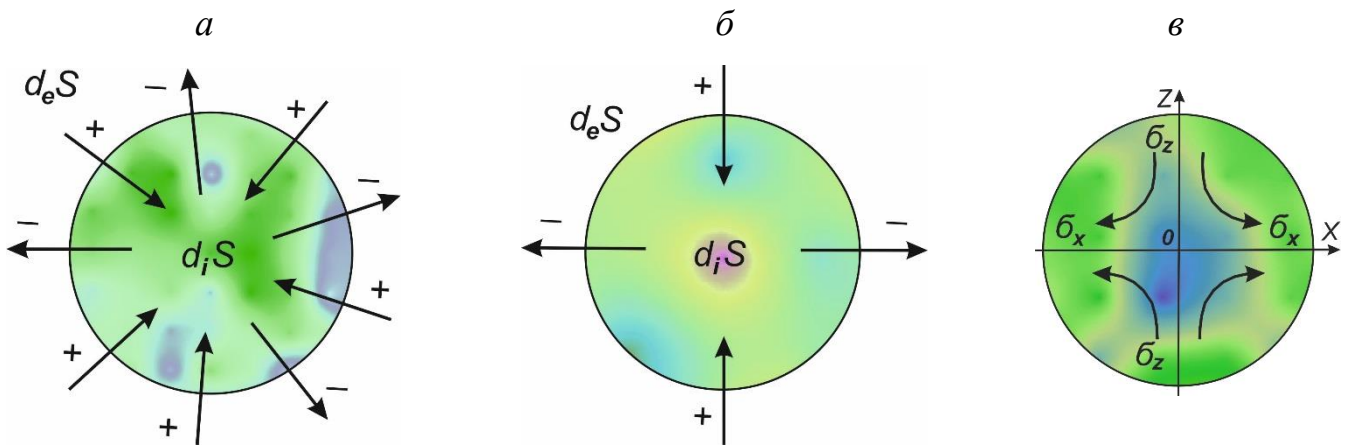


Рисунок 3.2 – Обмен энтропией между системой и внешней средой (а), установление самопроизвольного термодинамического баланса (б) и протекание процесса перераспределения потенциальной энергии внутри термодинамической системы (в)

Неравенство объемной плотности потенциальной энергии в термодинамической системе является причиной самопроизвольного процесса, обеспечивающего ее перераспределение и установление в массиве термодинамического баланса. Отличительной особенностью любого необратимого процесса является возрастание энтропии – функции состояния, характеризующей направление протекания самопроизвольных процессов в термодинамической системе, не обменивающейся массой с внешней средой. В соответствии с законом возрастания энтропии при достижении состояния равновесия энтропия системы становится максимальной.

Для окружности внешних напряжений изменение энтропии от действия внешних сил будет удовлетворять условию

$$d_e S = S_{e(x)} - S_{e(z)} > 0.$$

При этом энтропия в вертикальной и горизонтальной плоскостях имеет вид (см. рис. 3.2, в)

$$S_{e(z)} = \frac{\delta W_\sigma}{\sigma_z}; \quad S_{e(x)} = \frac{\delta W_\sigma}{\sigma_x},$$

где δW_σ – бесконечное малое количество энергии.

Поток потенциальной энергии может переходить только из области действия напряжения σ_z , где объемная плотность энергии выше, в область действия напряжения σ_x , где объемная плотность энергии ниже. В обратном направлении течение самопроизвольного процесса невозможно, так как это противоречит второму закону термодинамики ($d_e S$ не может быть < 0). То есть основным внешним источником энергии является сила гравитации, которая направлена по нормали к центру Земли и описывается законом всемирного тяготения. Отличительной особенностью гравитационного поля является то, что на помещенную в него материальную систему действует сила тяготения, прямо пропорциональная массе этой системы [168]. В соответствии с первым законом термодинамики, законом сохранения энергии, площадь эллипса с неравномерной объемной плотностью потенциальной энергии $S_{эл} = \pi ab$, (где $a = \sigma_z$ и $b = \sigma_x$), равной площади круга $S_{кр} = \pi R_e^2$, в пределах которого энергия распределена равномерно. Радиус круга равен величине напряжения, удовлетворяющему условию баланса в системе

$$R_e = \sigma_z \lambda^{0.5}.$$

Приращения вертикального и горизонтального напряжений составляют (табл. 3.2)

$$\Delta\sigma_z = \sigma_z - R_e = \sigma_z (1 - \lambda^{0.5});$$

$$\Delta\sigma_x = R_e - \sigma_x = \sigma_z (\lambda^{0.5} - 1).$$

Соотношение $\frac{\Delta\sigma_z}{\Delta\sigma_x} > 1$, при $0 \leq \lambda \leq 1$ (табл. 3.2).

Сумма приращений внешних напряжений имеет вид

$$\Delta\sigma_z + \Delta\sigma_x = \sigma_z + \sigma_x.$$

Это говорит о том, что в системе перераспределяется только часть потенциальной энергии, создаваемая за счет разности внешних напряжений (рис. 3.3)

$$\Delta W_\sigma = 0,5 E^{-1} (\sigma_z^2 - \sigma_x^2).$$

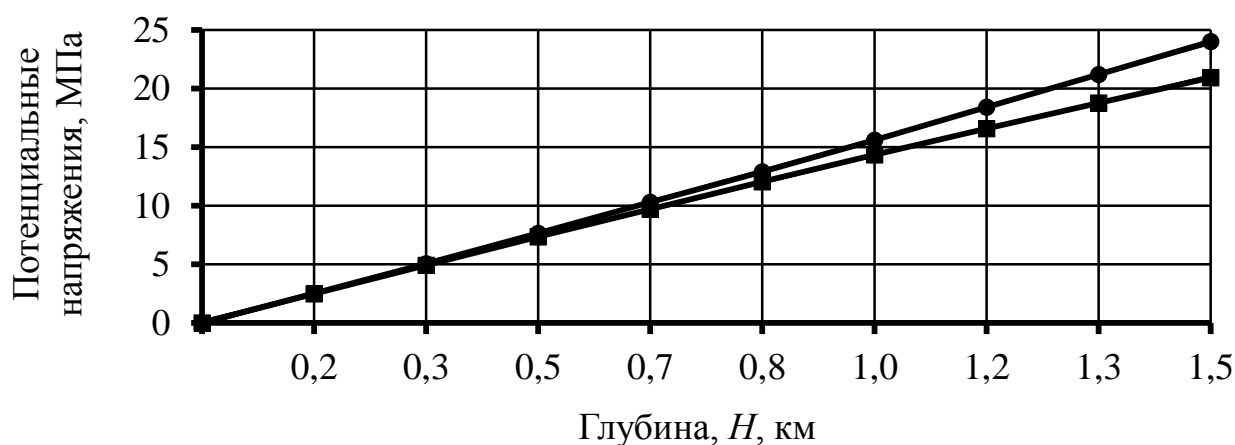
Распространение энтропии в открытой системе, обменивающейся с внешней средой энергией и веществом, может протекать в любых произвольных направлениях. Обмен энтропией в системе, представленной минеральной средой в виде горных пород, протекает во взаимно перпендикулярных направлениях, соответствующих вертикальным и

горизонтальным энергетическим потокам, действующим в горных породах Приднепровского геоблока прочностью до 140 МПа на глубинах до 1500 м (табл. 3.2).

Таблица 3.2 – Компоненты перераспределения энергии в минеральной среде, соответствующей физическим свойствам Приднепровского геоблока

Вертикальное давление, σ_z , МПа	Коэффициент формы эллипса напряжений, $a/b=\lambda$	Радиус круга внутренних напряжений, R_e , м	Внешние напряжения, МПа	
			горизонтальные $\Delta\sigma_x = \Delta\sigma_y$	вертикальные $\Delta\sigma_z$
0	1,00	0	0	0
10,0	0,97	5,07	5,07	4,93
20,0	0,94	10,28	10,28	9,72
30,0	0,91	15,64	15,64	14,36
40,0	0,88	21,20	21,20	18,20
50,0	0,85	24,04	24,04	20,96

Установление самопроизвольного энергетического баланса приводит к перераспределению энтропии внутри элементарной термодинамической системы, представленной массивом горных пород. Так при вертикальном давлении 50 МПа на глубине 1500 м в массиве перераспределяется только часть потенциальной энергии, создаваемой за счет разности внешних напряжений, объем которой составляет для горизонтальных напряжений 50, а вертикальных – 45%, в соответствии с квадратичными зависимостями рис. 3.3.



Напряжения: ● – горизонтальные, $\Delta\sigma_x = \Delta\sigma_y$; ■ – вертикальные, $\Delta\sigma_z$

Рисунок 3.3 – Зависимости перераспределения потенциальной энергии между внешними напряжениями в массиве пород Приднепровского геоблока

3.2.3. Перераспределение потенциальной энергии в термодинамической системе

Термодинамические потенциалы поддерживают извне значения температуры и объема любой открытой системы. В таких условиях система эволюционирует к состоянию баланса, характеризуемому наличием термодинамического потенциала. Состояние баланса является целью преобразования для неравновесных состояний систем, что верно было замечено еще М. Планком.

Для расширения области применимости термодинамики настолько, чтобы ее можно было использовать и при анализе неравновесных процессов, нам нужна точная формула, позволяющая вычислять производство энтропии. Прогресс в этом направлении был достигнут, когда было принято допущение, согласно которому и вне равновесия системы S зависит только от тех же переменных, от которых она зависит, когда система находится в состоянии баланса – допущение о существовании интегрированного баланса [169]. Приняв это допущение, получаем выражение для P – производства энтропии системой в единицу времени

$$P = \frac{d_i S}{dt} = \sum_p J_p X_p \geq 0, \quad (3.1)$$

где J_p – скорости различных протекающих в рассматриваемой системе необратимых процессов (энтропии, тепловых потоков, химических реакций), а X_p – соответствующие обобщенные силы (градиенты напряжения, температуры, химического и геостатического потенциалов). Уравнение (3.1) – это основное выражение термодинамики необратимых процессов макроскопических систем.

Когда система находится в состоянии термодинамического баланса, для всех протекающих в ней обратимых процессов $J_p = 0$ и $X_p = 0$. Поэтому вполне естественно допустить, что вблизи состояния баланса имеют место линейные однородные соотношения между потоками энергии и вызывающими их силами (напряжениями).

Взаимодействие с внешней средой вызывает изменения внутри системы (рис. 3.4, б). Внешние напряжения взаимодействуют с внутренними, удерживающими смежные частицы в узлах кристаллической решетки на соответствующих равновесных расстояниях. Внутренние напряжения для любого твердого тела, находящегося в свободном состоянии и равны пределу упругости σ_{yn} [114, 170].

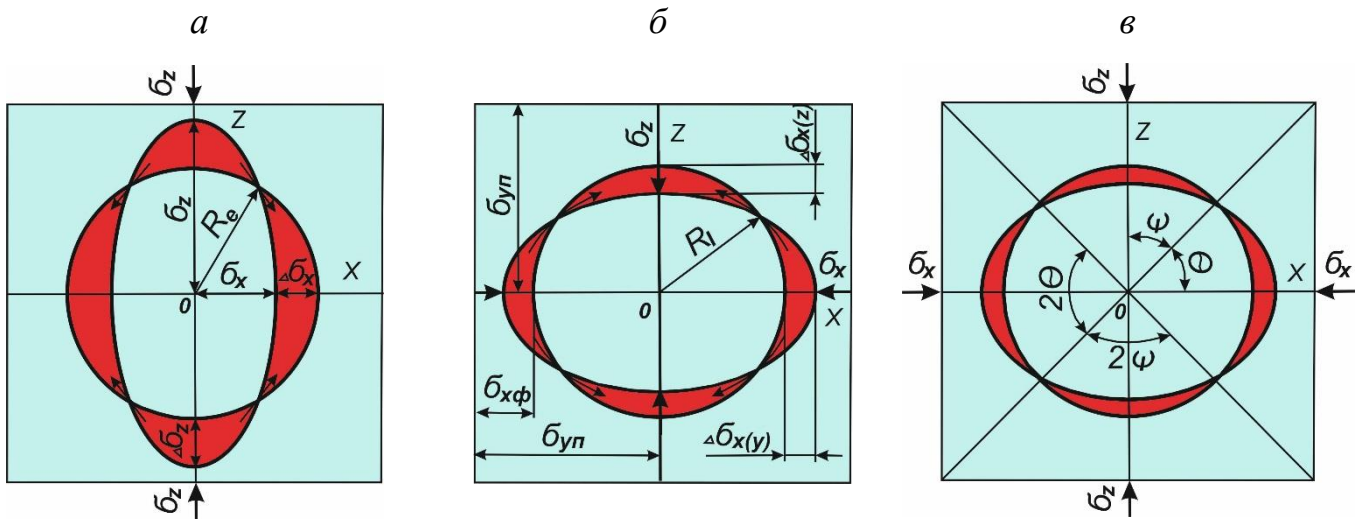


Рисунок 3.4 – Перераспределение потенциальной энергии в термодинамической системе (а), формирование в ней упругих потенциальных напряжений (б) и углов действия главных нормальных напряжений внутри элементарного объема породы (в)

При внешнем силовом воздействии на элементарный объем породы возникает положительная разность внутренних остаточных напряжений в горизонтальной и вертикальной плоскостях

$$(\sigma_{yn} - \sigma_x) > (\sigma_{yn} - \sigma_z); (\sigma_{yn} - \sigma_x) - (\sigma_{yn} - \sigma_z) > 0.$$

Объемная плотность потенциальной энергии от действия остаточных внутренних напряжений в двух частях системы неодинакова $\frac{W_{\sigma_z}}{W_{\sigma_x}} < 1$:

$$W_{\sigma_z} = 0,5(\sigma_{yn} - \sigma_{yz})^2 E^{-1}; W_{\sigma_x} = 0,5(\sigma_{yn} - \sigma_x)^2 E^{-1}.$$

Изменения энтропии внутри системы при протекании самопроизвольного необратимого процесса, приводящего к выравниванию напряжений и равномерному распределению потенциальной энергии $dS_i = S_{2(i)} - S_{1(i)}$, описывается формулой

$$dS_i = \delta W_{\sigma} [(\sigma_{yn} - \sigma_z)^{-1} - (\sigma_{yn} - \sigma_x)^{-1}] > 0.$$

Внутри системы возникает потоки энергии из областей с более высокой плотностью в области более низкой, т.е. из горизонтальной плоскости в вертикальную. Если коэффициент остаточной упругости обозначить

$$\lambda_{yn.o} = (\sigma_{yn} - \sigma_z)(\sigma_{yn} - \sigma_x)^{-1},$$

то коэффициент, характеризующий степень изменения пластических свойств системы, будет равен

$$\lambda_n = 1 - \lambda_{yn.o}.$$

Радиус круга внутренних напряжений, соответствующий механическому балансу системы и имеет вид (см. рис. 3.4, б), м

$$R_i = (\sigma_{yn} - \sigma_x) \lambda_{yn.o}^{0,5}.$$

При внутреннем напряжении R_i образование энтропии обращается в 0, а энтропия системы достигает максимального значения.

Приращения напряжений внутри системы соответствуют (табл. 3.3), МПа

$$\Delta\sigma_{z(y)} = R_i - (\sigma_{yn} - \sigma_x); \Delta\sigma_{x(y)} = (\sigma_{yn} - \sigma_x) - R_i.$$

Сумма приращений будет иметь вид, МПа

$$\Delta\sigma_{z(y)} + \Delta\sigma_{x(y)} = \sigma_z - \sigma_x,$$

а отношение вертикальных к горизонтальным напряжениям будет меньше 1

$$\frac{\Delta\sigma_{z(y)}}{\Delta\sigma_{x(y)}} < 1,$$

$$\text{при } 0 < \lambda_{yn.o} < 1.$$

Фактические внешние напряжения, действующие на термодинамическую систему, равны по абсолютному значению $\sigma_{z\phi} = \sigma_{x\phi}$ (табл. 3.3), МПа

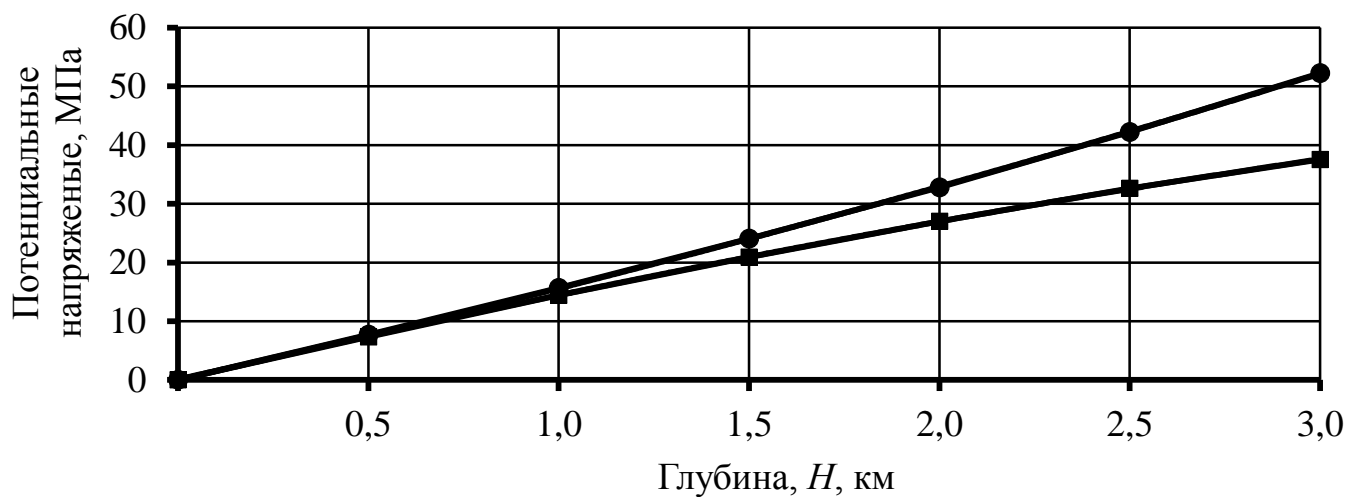
$$\sigma_{z\phi} = \sigma_z - \Delta\sigma_{z(y)}; \sigma_{x\phi} = \sigma_x + \Delta\sigma_{x(y)}.$$

Связанные с деформациями упругие напряжения являются потенциальными, поскольку работа, которую они могут выполнить, зависит от величины обратимой деформации, возникающей при частичном или полном снятии внешней нагрузки. В результате приращений потенциальной энергии в горных породах Украинского кристаллического щита только ее часть участвует в процессах деформирования ΔW_σ . Возрастание вертикального давления до 91 МПа на глубине до 3000 м приводит к перераспределению потенциальной энергии в массиве, которая составляет для вертикальных упругих потенциальных напряжений 57% и горизонтальных – 95% (табл. 3.3).

Таблица 3.3 – Компоненты потенциальных напряжений
в ненарушенном массиве горных пород Украинского кристаллического щита

Глубина, H , м	Давление, σ_z , МПа	Фактические внешние напряжения, МПа		Радиус круга внутренних напряжений, R_i , м	Упругие потенциаль- ные напряжения, МПа	
		верти- кальные, $\sigma_{z\phi}$, МПа	горизон- тальные, $\sigma_{x\phi}$, МПа		горизон- тальные, $\Delta\sigma_{x(y)}=\Delta\sigma_{y(y)}$	верти- кальные, $\Delta\sigma_{z(y)}$
500	15,0	7,72	15,0	7,72	7,72	7,35
1000	30,0	15,64	30,0	15,64	15,64	14,33
1500	45,0	24,08	45,0	24,08	24,08	20,92
2000	60,0	32,80	60,0	32,80	32,80	27,02
2500	76,0	42,24	76,0	42,24	42,24	32,64
3000	91,0	52,25	91,0	52,25	52,25	37,53

Полученные квадратичные зависимости потенциальных напряжений, действующих в ненарушенном массиве горных пород Украинского кристаллического щита, представлены на рис. 3.5.



Напряжения: ● – горизонтальные, $\Delta\sigma_{x(y)}=\Delta\sigma_{y(y)}$; ■ – вертикальные, $\Delta\sigma_{z(y)}$

Рисунок 3.5 – Зависимости изменения потенциальных напряжений,
действующих в ненарушенном массиве горных пород
Украинского кристаллического щита

3.2.4. Уравновешивание обратимых деформаций в термодинамической системе

Возникновение положительной разности остаточных напряжений в двух взаимно перпендикулярных частях системы ведет к приращению энтропии внутри системы и способствует протеканию равномерного распределения потенциальной энергии в системе. В таких условиях выполняется закон сохранения массы $m = \rho_0 V_0 = \rho_i V_i = const$: масса изолированной системы тел не изменяется при любых происходящих в ней процессах, где ρ_0 и ρ_i – исходная и измененная плотности, V_0 и V_i – исходный и измененный объемы тела. Применительно к минеральной среде горных пород возможно определить значение изотермического коэффициента уплотнения вещества на искомой глубине $K_y = V_0 V_i^{-1} = \rho_i \rho_0^{-1}$. Основой для определения напряженно-деформированного состояния массива и объемной плотности потенциальной энергии в нем является закон Гука: $\sigma = \varepsilon \cdot E$ или $\sigma = \Delta V \cdot K$, описывающий взаимосвязь между напряжением σ и деформацией (ε – линейной, ΔV – объемной).

В соответствии с теорией Дюамеля-Неймана в ненарушенном массиве пород при наличии температурного поля происходит упругопластическое деформирование пород [171]. Общая линейная деформация ε_o ребра кубика, в котором заключена термодинамическая система, состоит из упругой ε_{yn} и неупругой (пластической) ε_n составляющих, т.е. $\varepsilon_o = \varepsilon_{yn} + \varepsilon_n$. При этом упругие деформации определяются как

$$\varepsilon_o = 1 - K_y^{-0,33};$$

$$\varepsilon_{z(y)} = \Delta \sigma_{z(y)} E^{-1};$$

$$\varepsilon_{x(y)} = \varepsilon_{y(y)} = \Delta \sigma_{x(y)} E^{-1}.$$

Пластические деформации $\varepsilon_{z(n)} = \varepsilon_o - \varepsilon_{z(y)}$; $\varepsilon_{x(n)} = \varepsilon_{y(n)} = \varepsilon_o - \varepsilon_{x(y)}$ обусловлены повышением температуры горной породы в процессе деформирования термодинамической системы, что происходит с увеличением глубины. Вертикальная составляющая упругих деформаций, рассчитанная термодинамическим методом, по абсолютной величине меньше горизонтальной. Это подтверждено экспериментально более чем 30 тыс. непосредственных измерений методом разгрузки в различных частях земного шара [107, 172, 173 и др.].

Угол θ между главным нормальным напряжением и горизонтальной плоскостью и угол ψ – то же, но с вертикальной плоскостью показывают направление действия максимальных нормальных и минимальных касательных напряжений для ненарушенного массива горных пород. С приложением вертикальных и горизонтальных нагрузок к элементарному объему породы главные нормальные напряжения разделяют его область на взаимно перпендикулярные подобласти, углы которых в месте соприкосновения вершин определяются значениями 2θ (см. рис. 3.4, в).

Угол θ , образованный между нормальным напряжением и горизонтальной плоскостью, будет равен, град

$$\theta = \frac{\pi}{2} - \psi, \quad (3.2)$$

где ψ – угол между главным нормальным напряжением и вертикальной плоскостью, град

$$\psi = \operatorname{arctg} \lambda_{y.n.o}. \quad (3.3)$$

Угол ψ , образован между главным нормальным напряжением, действующим в массиве горных пород, и вертикальной плоскостью. Значение $\operatorname{tg}\psi$ является отношением вертикальных нагрузок $\Delta\sigma_{z(y)}$ к горизонтальным $\Delta\sigma_{x(y)}$ и позволяет определить главные напряжения, действующие в ненарушенном массиве горных пород (табл. 3.4). Обозначим

$$\operatorname{tg}\psi = \Delta\sigma_{z(y)} \Delta\sigma_{x(y)}^{-1} = \lambda,$$

тогда главные потенциальные напряжения будут иметь вид (табл. 3.3), МПа

$$\sigma_{1(y)} = \Delta\sigma_{x(y)}(1 + 0,5F);$$

$$\sigma_{2(y)} = \Delta\sigma_{x(y)}(\lambda_k - 0,5F);$$

$$\tau_{\max} = 0,5(\sigma_{1(y)} - \sigma_{2(y)}),$$

где

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

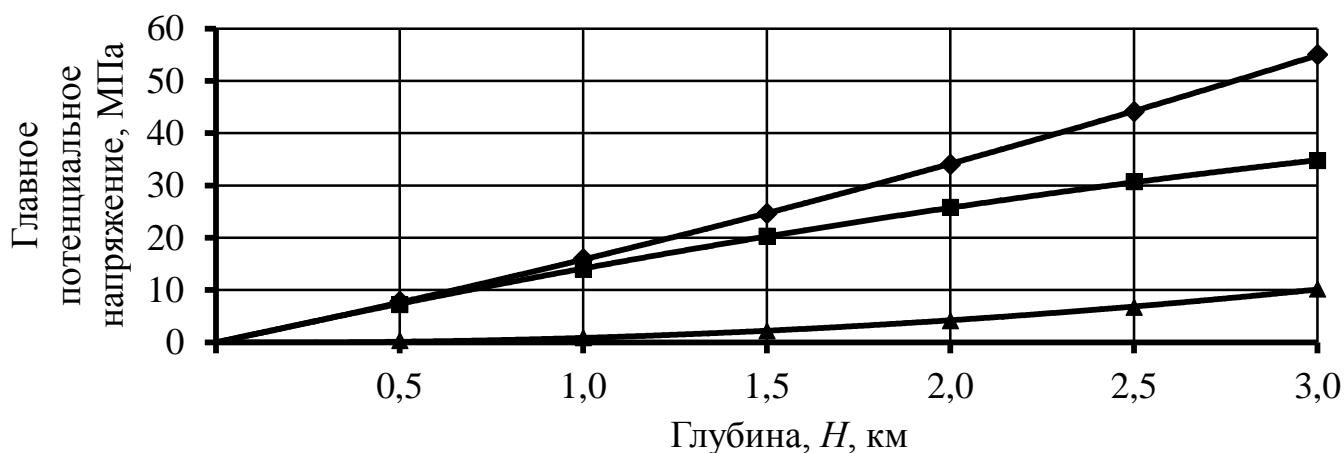
Связанные с деформациями упругие напряжения $\Delta\sigma_{z(y)}$, $\Delta\sigma_{x(y)}$ и $\Delta\sigma_{y(y)}$ являются потенциальными, поскольку работа, которую они могут выполнить, зависит только от величины обратимой деформации, возникающей при частичном или полном снятии внешней нагрузки [129, 174].

Таблица 3.4 – Компоненты главных потенциальных напряжений

в ненарушенном массиве горных пород Криворожского бассейна

Глубина, H , м	Давление, σ_z , МПа	Угол между $\sigma_{1(y)}$ и горизонтальной плоскостью, ψ , град	Кoeffи- циент, F	Главные напряжения в ненарушенном массиве, МПа		
				$\sigma_{1(y)}$, МПа	$\sigma_{2(y)}$, МПа	τ_{max} , МПа
0	0	45,00	0	0	0	0
500	15,03	43,36	0,02	7,82	7,21	0,34
1000	30,12	41,41	0,03	15,95	14,01	0,92
1500	45,36	39,05	0,05	24,65	20,30	2,20
2000	60,66	34,44	0,08	34,03	25,82	4,13
2500	76,01	29,77	0,11	44,12	30,71	6,72
3000	91,39	24,61	0,14	55,02	34,73	10,24

Полученные квадратичные зависимости главных напряжений, действующих в ненарушенном массиве горных пород Криворожского бассейна, представлены на рис. 3.6.



Напряжение: \blacklozenge – нормальное, $\sigma_{1(y)}$; \blacksquare – нормальное, $\sigma_{2(y)}$; \blacktriangle – касательное, τ_{max}

Рисунок 3.6 – Зависимости изменения главных потенциальных напряжений, действующих в ненарушенном массиве горных пород Криворожского бассейна

Значения упругих потенциальных напряжений в ненарушенном массиве $\sigma_{1(y)}$, $\sigma_{2(y)}$ и τ_{max} которые выполняют работу по деформированию пород при нарушении начального равновесного состояния, используются для моделирования полей напряжений вокруг выработок, камер и выработанных пространств, а также в расчетах параметров конструктивных элементов систем разработки.

3.3. Исследование параметров капсулирования выработок энергетическим методом

3.3.1. Определение размеров и формы энергетических зон в капсуле

Формирование горной выработки является причиной нарушения энергетического баланса ненарушенного массива, что обуславливает возникновение и протекание в нем самоорганизующихся термодинамических процессов путем преобразования потенциальной энергии в работу деформации пород. В результате этих процессов в пределах вмещающего массива появляются энергетические поля, формирующие обособленные энергетические зоны. Градиент объемной плотности потенциальной энергии в контуре выработки и окружающем ее массиве предопределяет интенсивность протекания процесса деформирования минерального вещества в виде шелушения, отслоения, обрушения, стреляния или горных ударов. Градиент температур рудничной атмосферы в выработке и породах, окружающих ее, определяет уровень фактических термических напряжений на поверхности обнажения и т.д. [37].

В результате нарушения механического и, как следствие, энергетического равновесия ненарушенного массива выработку обволакивают несколько зон, в которых протекают процессы преобразования потенциальной энергии в работу деформирования пород и перехода теплоты от нагретого массива к рудничной атмосфере и др. Энергетические зоны характеризуется более высокими параметрами интенсивности: напряжения, температуры, плотности, намагниченности по сравнению с нетронутым массивом. В зависимости от условий проведения выработки (физические свойства пород, глубина заложения, форма сечения, габаритные размеры, виды крепления), будут варьироваться размеры и форма энергетических зон.

Расчетные значения коэффициента формы энергетических зон λ для руд и пород прочностью 40 – 180 МПа, которые определяются согласно расчетных напряжений как отношение вертикального потенциального напряжения к горизонтальному, представлены в виде множественных степенных зависимостей на рис. 3.7

$$\lambda = \Delta\sigma_{z(y)} / \Delta\sigma_{x(y)}. \quad (3.4)$$

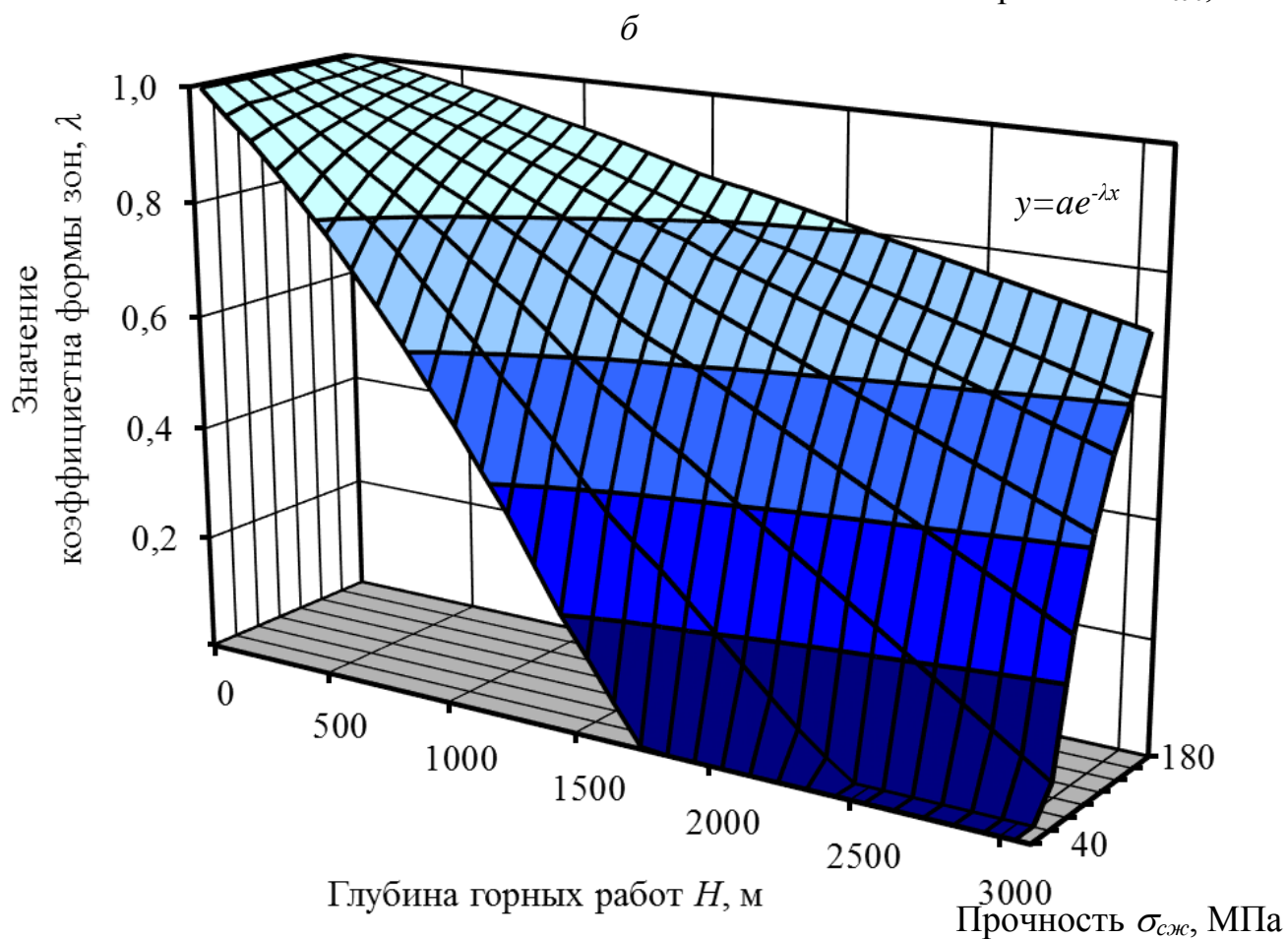
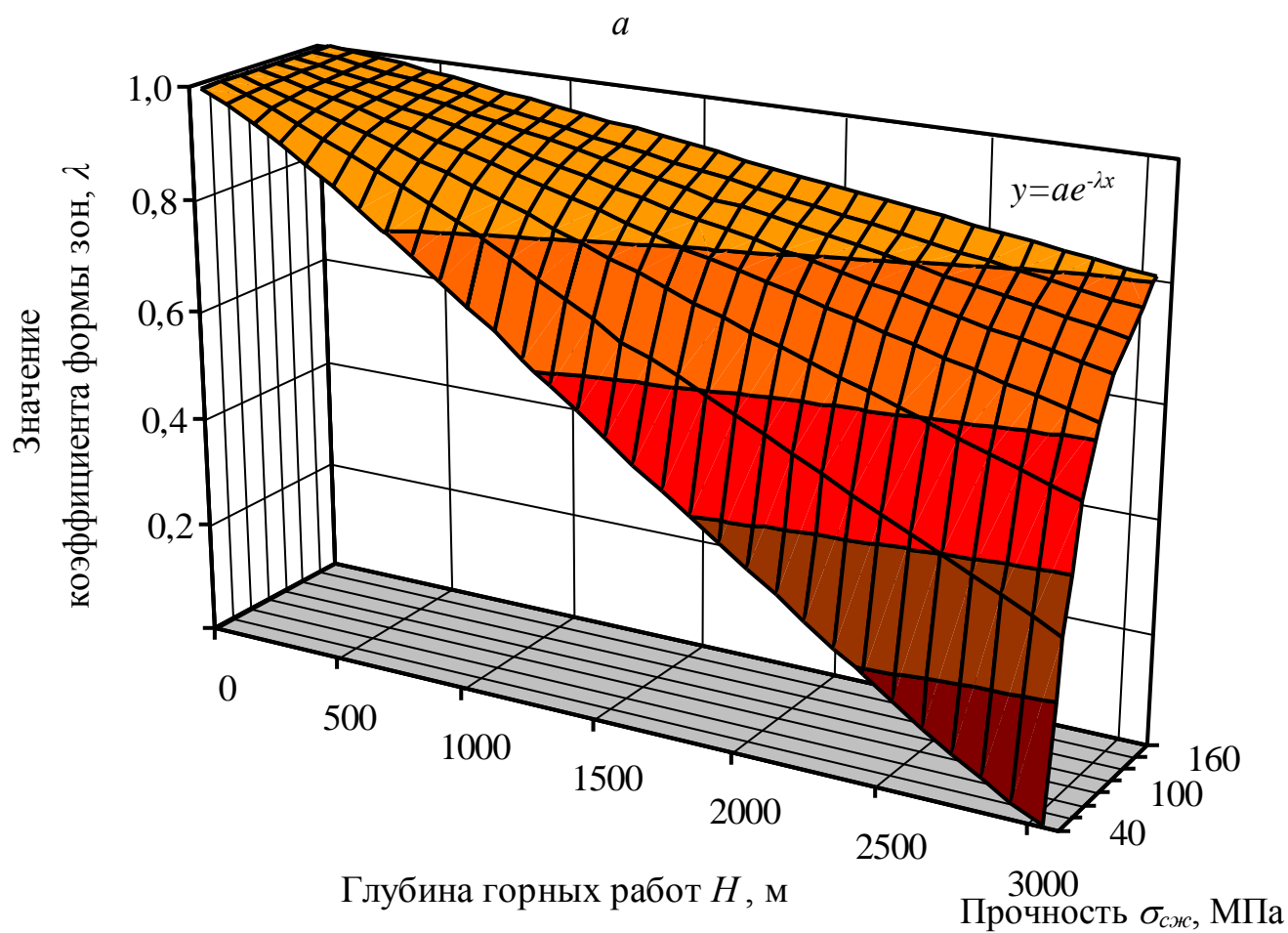


Рисунок 3.7 – Значения λ для различной прочности пород (а) и руд (б) Кривбасса

С использованием коэффициента λ размеры вертикальной a и горизонтальной b полуосей приконтурной к выработке зоны определяются как, м

$$a = 0,5(d\lambda^{-1} + h); b = a\lambda; c = b, \quad (3.5)$$

где d – ширина и h – высота подготовительной выработки, м [167].

Формирование энергетического состояния ненарушенного массива, определяемое по отношению вертикального потенциального напряжения к горизонтальному, позволили рассчитать изменения значений коэффициента формы энергетических зон λ для пород и руд прочностью от 40 до 180 МПа на глубинах до 3000 м. Установлены множественные степенные зависимости изменения λ от единицы до нуля при снижении прочности горных пород и увеличении глубины горных работ.

У поверхности земли коэффициент формы зон λ равен единице, а с глубиной его значение уменьшается до нуля. Значение нуля показывает переход упругого состояния массива вокруг выработки в пластичное. С использованием коэффициента λ легко определить параметры энергетических зон, которые образуются вокруг различных горных выработок, пройденных на любой глубине в породах с различными физическими свойствами. Форма энергетических зон зависит от прочности горных пород и величины действующих в массиве упругих напряжений.

При известных значениях коэффициента λ для руд и пород, слагающих массивы висячего и лежащего боков месторождений, можно определить ожидаемые нагрузки на крепь подготовительных и горно-капитальных выработок, устойчивую форму их поперечного сечения, допустимые по устойчивости обнажений массива в очистных камерах, основные и дополнительные нагрузки на конструктивные элементы камерных систем разработки (междукамерные и междуэтажные целики, потолочины, днища блоков), параметры деформирования пород вокруг выработанного пространства залежей и многое др.

3.3.2. Моделирование процессов, формирующих энергетические зоны в капсуле

Для синергетического описания самоорганизующихся явлений протекания термодинамических процессов хорошо подходят категории «конвергенция» и «дивергенция», которые выступают в материальном пространстве как фазы центростремительной самоорганизации открытых систем. В ходе дивергенции целостный массив горных пород подразделяется на подзоны дезинтеграции, а конвергенции – подзоны интеграции. Конвергенция реализует свойство массива восстанавливать свою целостность и противодействовать формированию в нем трещин, пор и горных выработок. При малых размерах геологических и технологических нарушений массива конвергенция способна «залечивать» трещины, разломы, полости, образуя 1 – 2 энергетические зоны. При ведении горных работ на глубинах свыше 800 м во вмещающих породах прочностью менее 80 МПа и размерами выработок от единиц до сотен метров активно развиваются процессы дивергенции, формирующие за пределами приконтурной зоны интенсивной конвергенции (зоны разгрузки напряжений) зоны дивергенции (зоны концентрации напряжений).

Согласно первому закону термодинамики, снижение количества потенциальной энергии в зоне разряжения равно приращению такого же количества энергии в зонах концентрации. Разряжения и концентрация напряжений описываются категориями «конвергенция» (выделены фоном) и «дивергенция» (рис. 3.8). Уравновешивание процессов конвергенции и дивергенции, активно развивающееся вокруг горных выработок, формирует зоны термодинамического баланса упругой энергии. Определяющими техническими параметрами этих зон являются параметры приконтурной к выработке зоны, которая, в свою очередь, зависит от параметров самой выработки, то есть размеров, формы, прочности пород, глубины заложения, значения которых являются решающими факторами для формирования дальнейшего развития процессов зонального капсулирования горной выработки. Внутри каждой из зон термодинамического баланса активно развиваются процессы дивергенции и конвергенции, которые концентрируют потенциальную энергию массива и уравновешивают термодинамические параметры нарушенного выработкой массива. Состояние горных пород в этих зонах характеризуется более высокими градиентами интенсивности напряжения, температуры,

плотности, намагниченности по сравнению с нетронутым массивом. Условия, описывающие состояние массива в энергетических зонах, отражены в расчетной схеме и результатах моделирования, которые представлены далее (рис. 3.9 – 3.14).

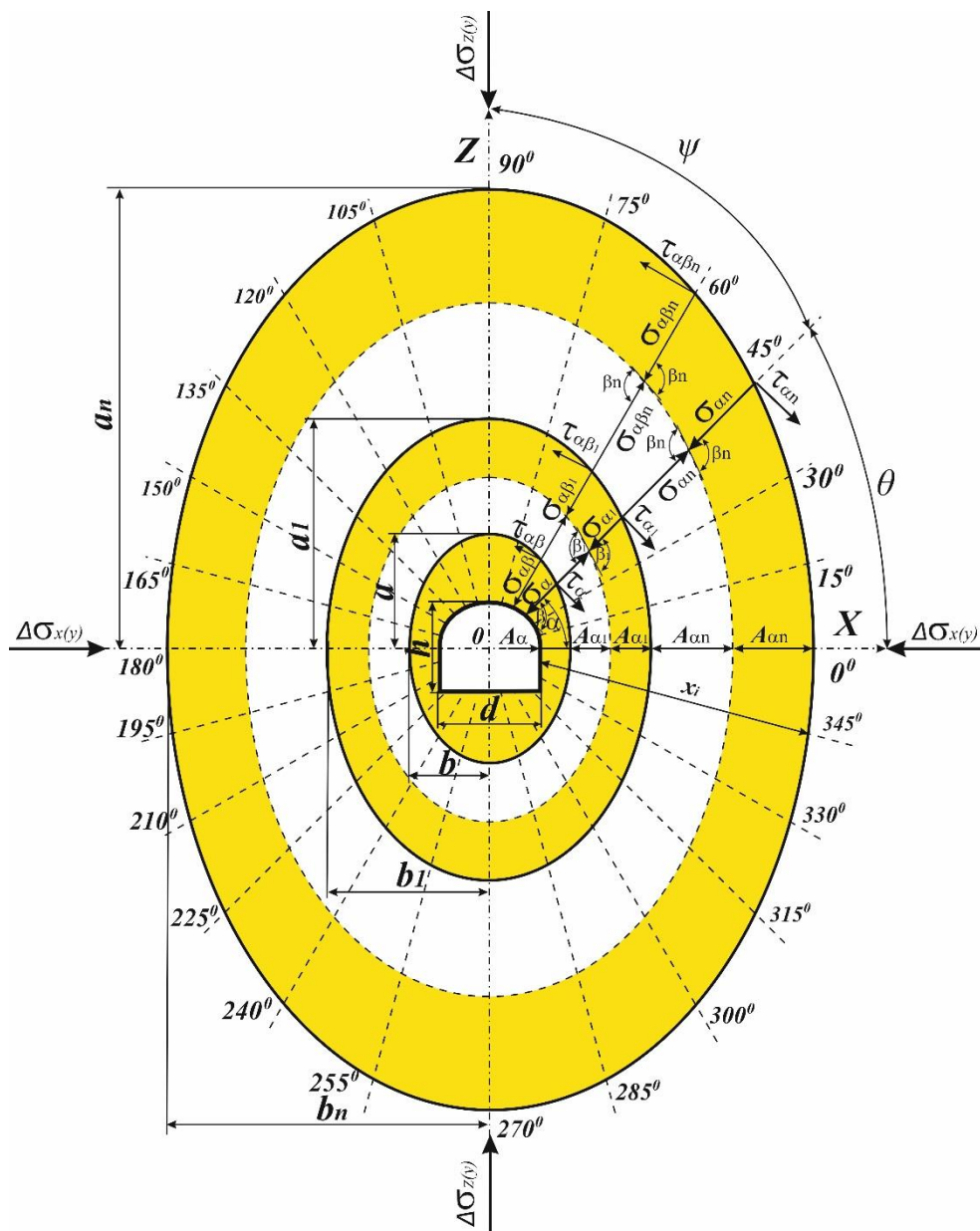


Рисунок 3.8 – Расчетная схема моделирования энергетических процессов при зональном капсулировании массивом подготовительной выработки

На рис. 3.8 приняты следующие условные обозначения: h – высота подготовительной выработки (h_k – вертикальный пролет очистной камеры), м; d – ширина подготовительной выработки (l_{np} – горизонтальный пролет очистной камеры), м;

O – центр выработки, начало системы координат XYZ ; a – вертикальная полуось приконтурной к выработке энергетической зоны, которая направлена вдоль оси OZ , м; a_1, a_n – вертикальные полуоси энергетических зон, которые направлены вдоль оси OZ , м; b – горизонтальная полуось приконтурной к выработке энергетической зоны, которая направлена вдоль оси OX , м; b_1, b_n – горизонтальные полуоси энергетических зон, направленные вдоль оси OX , м; $\Delta\sigma_{z(y)}$ и $\Delta\sigma_{x(y)}$ – вертикальные и горизонтальные потенциальные напряжения ненарушенного массива пород, МПа; σ_α и τ_α – радиальные и тангенциальные напряжения ненарушенного массива пород, МПа; $\sigma_{\alpha\beta}$ и $\tau_{\alpha\beta}$ – радиальные и тангенциальные остаточные потенциальные напряжения, МПа; α – угол между расчетной площадкой и осью OX , град; β – угол между направлением действия напряжений (σ_α и τ_α , $\sigma_{\alpha\beta}$ и $\tau_{\alpha\beta}$) и касательной в точке пересечения расчетной площадки с контуром выработки или границей энергетической зоны, град; x_i – текущая координата положения точки на расчетной площадке, м; $A_\alpha, A_{\alpha 1}, A_{\alpha n}$ – расстояния вдоль площадок от границы приконтурной энергетической зоны до контура выработки или границы следующей энергетической зоны, м; θ – угол между главным нормальным напряжением и горизонтальной плоскостью, град; ψ – угол между главным нормальным напряжением и вертикальной плоскостью, град.

Определение параметров состояния горных пород вокруг горной выработки при ее капсулировании энергетическими зонами производится по отношению вертикального $\Delta\sigma_{z(y)}$ и горизонтального $\Delta\sigma_{x(y)}$ потенциальных напряжений, которые определяют коэффициент формы по формуле (3.4) для глубины расположения точки O – начала системы координат ZXY . Массив горных пород, который формирует вокруг подготовительной выработки систему энергетических зон, представляет собой эллиптический цилиндр, а для очистных камер и замкнутых выработанных пространств – эллипсоид вращения.

Размеры вертикальной и горизонтальной полуосей энергетических зон определяются по системам взаимосвязанных уравнений, в которых размеры приконтурной энергетической зоны a , b и c являются базовыми, м

$$\left\{ \begin{array}{l} a_1 = 0,5 (b\lambda^{-1} + a) \\ a_2 = 0,5 (2b\lambda^{-1} + 2a) \\ a_3 = 0,5 (3b_2\lambda^{-1} + 3a) \\ \dots\dots\dots \\ a_n = 0,5 (n - 1b\lambda^{-1} + n - 1a) \end{array} \right. ; \left\{ \begin{array}{l} b_1 = a\lambda \\ b_2 = 2a\lambda \\ b_3 = 3a\lambda \\ \dots\dots\dots \\ b_{n-1} = n - 1a\lambda \end{array} \right. ; \left\{ \begin{array}{l} c_1 = b_1 \\ c_2 = b_2 \\ c_3 = b_3 \\ \dots\dots\dots \\ c_n = b_{n-1} \end{array} \right. ,$$

где $a_1, a_2, a_3, a_n; b_1, b_2, b_3, b_n$ и c_1, c_2, c_3, c_n – размеры вертикальных и горизонтальных полюсей энергетических зон, формирующиеся во вмещающем массиве, для каждой n -й зоны увеличиваются на величину значений a, b и c , соответственно.

Начальные потенциальные напряжения сжатия от границы приконтурной и последующих энергетических зон к поверхности обнажения массива выработкой действуют вдоль расчетных площадок, составляющих с напряжением $\Delta\sigma_{x(y)}$ углы $0 < \alpha < 360^\circ$. В результате высвобождения внутренней энергии массива возрастают радиальные σ_p и тангенциальные τ_p напряжения ненарушенного массива для всех расчетных площадок, составленными с направлениями напряжений $\Delta\sigma_{z(y)}$ углы α , МПа

$$\sigma_\alpha = \sigma_{\alpha 1} = \sigma_{\alpha 2} = \sigma_{\alpha 3} = \sigma_{\alpha n} = \Delta\sigma_{x(y)} \cos^2 \alpha + \Delta\sigma_{z(y)} \sin^2 \alpha;$$

$$\tau_\alpha = \tau_{\alpha 1} = \tau_{\alpha 2} = \tau_{\alpha 3} = \tau_{\alpha n} = 0,5(\Delta\sigma_{x(y)} - \Delta\sigma_{z(y)}) \sin 2\alpha .$$

Значения остаточных потенциальных напряжений в окружающем выработку массиве, сохранившихся после преобразования части потенциальной энергии, МПа

$$\left\{ \begin{array}{l} \sigma_{\alpha\beta} = (\sigma_\alpha \sin^2 \beta + \tau_\alpha \cos^2 \beta) \exp(-\nu x) \\ \sigma_{\alpha\beta 1} = (\sigma_\alpha \sin^2 \beta + \tau_\alpha \cos^2 \beta) \exp(-\nu x_1) \\ \sigma_{\alpha\beta 2} = (\sigma_\alpha \sin^2 \beta + \tau_\alpha \cos^2 \beta) \exp(-\nu x_2) \\ \sigma_{\alpha\beta 3} = (\sigma_\alpha \sin^2 \beta + \tau_\alpha \cos^2 \beta) \exp(-\nu x_3) \\ \dots\dots\dots \\ \sigma_{\alpha\beta n} = (\sigma_\alpha \sin^2 \beta + \tau_\alpha \cos^2 \beta) \exp(-\nu x_n) \end{array} \right\} ,$$

$$\left\{ \begin{array}{l} \tau_{\alpha\beta} = (\sigma_\alpha \cos^2 \beta + \tau_\alpha \sin^2 \beta) \exp(-\nu x) \\ \tau_{\alpha\beta 1} = (\sigma_\alpha \cos^2 \beta + \tau_\alpha \sin^2 \beta) \exp(-\nu x_1) \\ \tau_{\alpha\beta 2} = (\sigma_\alpha \cos^2 \beta + \tau_\alpha \sin^2 \beta) \exp(-\nu x_2) \\ \tau_{\alpha\beta 3} = (\sigma_\alpha \cos^2 \beta + \tau_\alpha \sin^2 \beta) \exp(-\nu x_3) \\ \dots\dots\dots \\ \tau_{\alpha\beta n} = (\sigma_\alpha \cos^2 \beta + \tau_\alpha \sin^2 \beta) \exp(-\nu x_n) \end{array} \right\} ,$$

где x – текущая координата положения расчетной точки на площадке под углом α ($0 \leq x \leq A_x$), которая возрастает от границы приконтурной зоны к поверхности обнажения массива выработкой, а в остальных энергетических зонах – от границ к их центрам. Приращение x принимается произвольным, но одинаковым для всех расчетных площадок в каждой зоне; ν – коэффициент поглощения упругих колебаний, для горных пород $\nu = 0,1 - 0,26$.

Далее с помощью программного продукта типа «Surfer» или графических редакторов «Corel DPAW», «Auto CAD», «Компас», «Adobe Photochop» строят поперечное сечение выработки, контуры энергетических зон с полуосями a, a_1, a_2, a_n и b, b_1, b_2, b_n , согласно расчетной схемы, представленной на рис. 3.8. Из центра выработки проводят лучи плоскостей, которые соответствуют углам $a \leq \alpha \leq 2\pi$ с направлением напряжения $\Delta\sigma_{x(y)}$ через 15° . Вдоль каждой из них от границы последней энергетической зоны до контура выработки и последующей зоны измеряют расстояния A_α и вносят в электронные таблицы «Microsoft Excel» или программный продукт типа «Surfer». Одновременно для каждой расчетной площадки определяют значения углов β , которые откладывают в точках пересечения касательных линий и контура выработки или границы энергетической зоны. По результатам расчетов строят поля остаточных потенциальных радиальных $\sigma_{\alpha\beta}$ и тангенциальных $\tau_{\alpha\beta}$ напряжений, сохранившихся после преобразования части потенциальной энергии в пределах энергетических зон.

С целью определения параметров влияния выработок на состояние вмещающего массива автор провел расчет для условий проведения одиночной подготовительной выработки. Исходными данными принята площадь поперечного сечения подготовительной выработки $S_{np}=10,5 \text{ м}^2$ ($h = 3 \text{ м}$, $d = 3,5 \text{ м}$), глубина заложения $H = 1200 \text{ м}$, прочность мармитовых руд 80 МПа . Размеры полуосей приконтурной и последующих энергетических зон, формирующихся вокруг смоделированной выработки, имеют значения: $a = 3,98 \text{ м}$, $a_1 = 7,96 \text{ м}$, $a_2 = 11,93 \text{ м}$, $a_3 = 15,92 \text{ м}$ и $b = 2,81 \text{ м}$, $b_1 = 5,62 \text{ м}$, $b_2 = 8,43 \text{ м}$, $b_3 = 11,2 \text{ м}$ (рис. 3.8). Относительные вертикальные размеры энергетических зон: $a_n/0,5h = 2,65; 5,30; 10,60; 21,20$ и $42,40$, которые необходимы для проверки сходимости результатов (табл. 3.6).

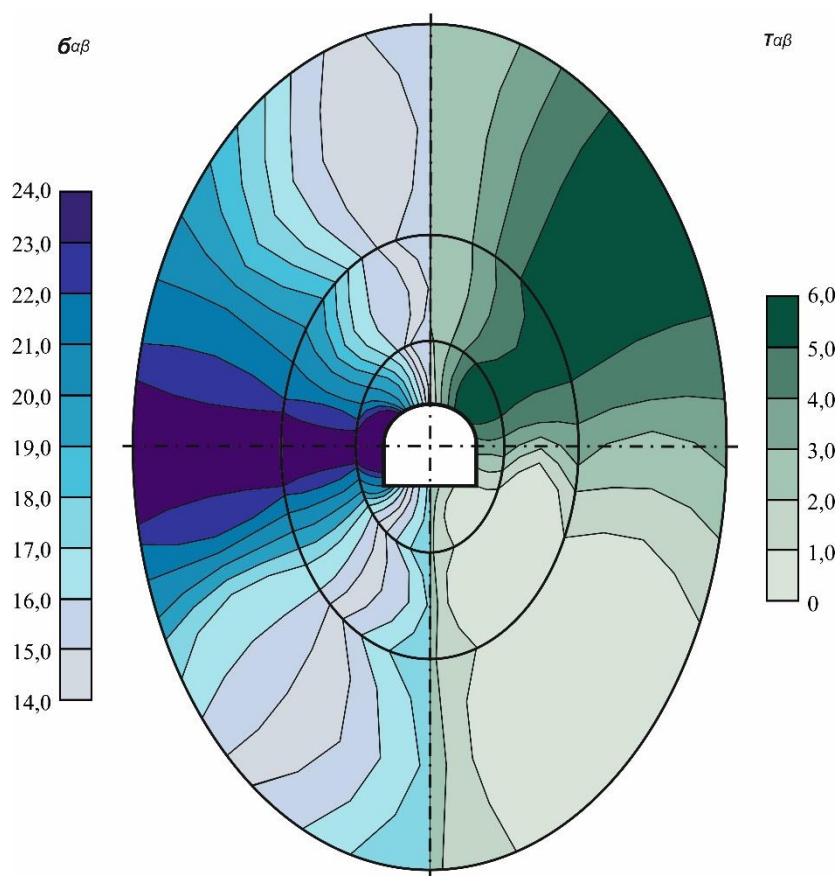


Рисунок 3.9 – Поля радиальных $\sigma_{\alpha\beta}$ и тангенциальных $\tau_{\alpha\beta}$ напряжений, сохранившихся после преобразования части потенциальной энергии в работу в пределах всех энергетических зон, МПа

В результате моделирования установлено, что размеры всех последующих энергетических зон относительно приконтурной зоны или каждой последующей зоны относительно предыдущей имеют фиксированное значение для любой горной выработки независимо от ее формы, глубины заложения, физических свойств массива. Для проверки выявленной закономерности автором был выполнен расчет условий заложения подготовительных и очистных выработок на глубинах от 0 до 3000 м при изменении моделируемой прочности руд и пород от 40 до 200 МПа, результаты которых подтвердили степенные верификационные зависимости экспоненциального вида ($a_i = e^{0,7n/2}$), м

$$a = a_2 - a_1 = a_3 - a_2 = a_{n+1} - a_n; \quad (3.6)$$

$$b = b_2 - b_1 = b_3 - b_2 = b_{n+1} - b_n; \quad (3.7)$$

$$c = c_2 - c_1 = c_3 - c_2 = c_{n+1} - c_n. \quad (3.8)$$

Поля радиальных $\sigma_{\alpha\beta}$ и тангенциальных $\tau_{\alpha\beta}$ напряжений, сохранившихся после преобразования части потенциальной энергии в работу в пределах энергетических зон, отображают максимально-возможный уровень перераспределения потенциальной упругой энергии в ненарушенном массиве. Значения радиальных напряжений $\sigma_{\alpha\beta}$ в сравнении с тангенциальными $\tau_{\alpha\beta}$ в 4 раза выше. Радиальные $\sigma_{\alpha\beta}$ напряжения достигают своего максимума в горизонтальной плоскости, а тангенциальные $\tau_{\alpha\beta}$ – под углами действия главных напряжений, т.е. 45° к горизонту.

Моделирование условий проведения подготовительных и очистных выработок в породах и рудах прочностью 40 – 200 МПа на глубинах до 3000 м позволили выявить степенные (показательные) верификационные зависимости, отображающие размеры энергетических зон. Установлено, что размеры этих зон как полуосей эллипсоида a , b и c , имеют фиксированные размеры для любой горной выработки с замкнутым контуром, независимо от ее формы, глубины заложения, физических свойств массива и определяются по размерам приконтурной зоны или каждой последующей энергетической зоны относительно предыдущей.

Анализ величин остаточных потенциальных напряжений в окружающем выработку массиве, которые сохраняются после преобразования части потенциальной энергии, показал активное развитие в радиальном направлении автоволновых колебаний, эпицентром которых является приконтурная к выработке зона. В каждой последующей энергетической зоне прослеживается снижение амплитуды напряжений и увеличение периода волны при разности в 20 раз между значениями радиальных $\sigma_{\alpha\beta}$ и тангенциальных $\tau_{\alpha\beta}$ напряжениями [175].

3.3.3. Исследование параметров зон термодинамического баланса энергии

За счет интенсивного развития процессов растяжения на границах энергетических зон формируются области с минимальным потенциалом энергии массива, соответствующие значениям $K_y \gamma H$. По центру зон формируются области с повышенным энергетическим потенциалом за счет развития процессов сжатия массива. Эти процессы протекают во взаимно противоположных радиальных направлениях и реализуются под воздействием процессов конвергенции и дивергенции, формируя картину реальных напряжений

в массиве. В первом случае их векторы разносторонне направлены, а во втором – встречные. Взаимное развитие процессов конвергенции и дивергенции приводит к уравниванию упругой энергии во всех зонах и достижению термодинамического баланса энергии. Значения реальных радиальных σ_p и тангенциальных τ_p напряжений, которые действуют в массиве вокруг горных выработок в результате преобразования потенциальной энергии, определяются как разница между потенциальными напряжениями, характерными для ненарушенного массива, и остаточными потенциальными напряжениями в точках с координатой x_i вдоль каждой расчетной площадки, соответственно, МПа

$$\left\{ \begin{array}{l} \sigma_p = \sigma_\alpha - \sigma_{\alpha\beta} \\ \sigma_{p1} = \sigma_{\alpha1} - \sigma_{\alpha\beta1} \\ \sigma_{p2} = \sigma_{\alpha2} - \sigma_{\alpha\beta2} \\ \sigma_{p3} = \sigma_{\alpha3} - \sigma_{\alpha\beta3} \\ \dots\dots\dots \\ \sigma_{pn} = \sigma_{\alpha n} - \sigma_{\alpha\beta n} \end{array} \right\}, \left\{ \begin{array}{l} \tau_p = \tau_\alpha - \tau_{\alpha\beta} \\ \tau_{p1} = \tau_{\alpha1} - \tau_{\alpha\beta1} \\ \tau_{p2} = \tau_{\alpha2} - \tau_{\alpha\beta2} \\ \tau_{p3} = \tau_{\alpha3} - \tau_{\alpha\beta3} \\ \dots\dots\dots \\ \tau_{pn} = \tau_{\alpha n} - \tau_{\alpha\beta n} \end{array} \right\}.$$

По значениям σ_p и τ_p устанавливают величины упругих радиальных ε_σ и тангенциальных ε_τ деформаций породы в пределах зон термодинамического баланса, м

$$\left\{ \begin{array}{l} \varepsilon_\sigma = \sigma_p / E \\ \varepsilon_{\sigma1} = \sigma_{p1} / E \\ \varepsilon_{\sigma2} = \sigma_{p2} / E \\ \varepsilon_{\sigma3} = \sigma_{p3} / E \\ \dots\dots\dots \\ \varepsilon_{\sigma n} = \sigma_{pn} / E \end{array} \right\}, \left\{ \begin{array}{l} \varepsilon_\tau = \tau_p / E \\ \varepsilon_{\tau1} = \tau_{p1} / E \\ \varepsilon_{\tau2} = \tau_{p2} / E \\ \varepsilon_{\tau3} = \tau_{p3} / E \\ \dots\dots\dots \\ \varepsilon_{\tau n} = \tau_{pn} / E \end{array} \right\},$$

где ε_σ – деформация растяжения, ε_τ – деформация сжатия.

Суммарные значения механических (σ_p и τ_p), температурных (σ_t и τ_t) напряжений, а также при необходимости других факторов энергетической интенсивности – плотности, газо- и водонасыщенности, намагниченности и радиоактивности (σ_i и τ_i) определяются на всех расчетных площадках и заданных точках x_i , соответственно, МПа

$$\left\{ \begin{array}{l} \sigma_{pt} = \sigma_p + \sigma_t + \sigma_i \\ \sigma_{pt1} = \sigma_{p1} + \sigma_{t1} + \sigma_{i1} \\ \sigma_{pt2} = \sigma_{p2} + \sigma_{t2} + \sigma_{i2} \\ \sigma_{pt3} = \sigma_{p3} + \sigma_{t3} + \sigma_{i3} \\ \dots\dots\dots \\ \sigma_{ptm} = \sigma_{pn} + \sigma_{tm} + \sigma_{im} \end{array} \right\}, \left\{ \begin{array}{l} \tau_{pt} = \tau_p + \sigma_t + \sigma_i \\ \tau_{pt1} = \tau_{p1} + \sigma_{t1} + \sigma_{i1} \\ \tau_{pt2} = \tau_{p2} + \sigma_{t2} + \sigma_{i2} \\ \tau_{pt3} = \tau_{p3} + \sigma_{t3} + \sigma_{i3} \\ \dots\dots\dots \\ \tau_{ptm} = \tau_{pn} + \sigma_{tm} + \sigma_{im} \end{array} \right\}.$$

По результатам расчетов описанной выше методики автором построены поля напряжений σ_{pt} и τ_{pt} в пределах зон термодинамического баланса энергии (рис. 3.10)

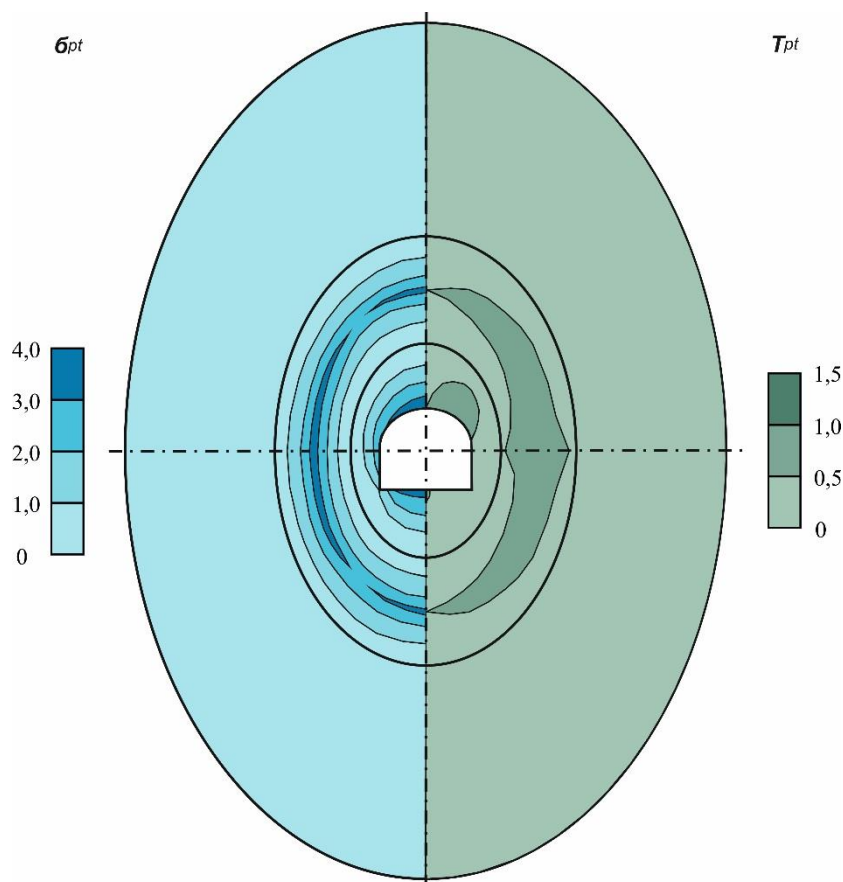


Рисунок 3.10 – Поля радиальных σ_{pt} и тангенциальных τ_{pt} суммарных напряжений в массиве зон термодинамического баланса энергии, МПа

Механические напряжения от давления подработанной толщи пород для подготовительных выработок составляют 1,5 – 5,0% от σ_{pt} , а для очистных и выработанных пространств больших размеров стремятся к пределу прочности пород. Поля суммарных радиальных σ_{pt} и тангенциальных τ_{pt} напряжений в пределах зон термодинамического баланса отображают реальный уровень преобразования потенциальной энергии вокруг горной выработки. Значения радиальных напряжений σ_{pt} в сравнении с тангенциальными τ_{pt} до 4 раз выше. Радиальные σ_{pt} напряжения достигают своего максимума в вертикальной и горизонтальной плоскостях, которые соответствуют основным энергетическим потокам, формирующимся при перераспределении механических напряжений. В

приконтурной зоне главные напряжения σ_{pt} действуют в вертикальной плоскости, т.е. в кровле и почве выработки. Тангенциальные напряжения τ_{pt} действуют по всей площади зон, достигая максимума в горизонтальной плоскости, а минимума в вертикальной. В приконтурной зоне главные напряжения τ_{pt} действуют под углами 45° к горизонту (см. рис. 3.10).

Суммарные реальные радиальные σ_p и тангенциальные τ_p напряжения развиваются в зонах термодинамического баланса в тангенциальном направлении, формируя эллиптические энергетические области. Радиальные σ_{pt} напряжения достигают своего максимума в вертикальной и горизонтальной плоскостях, которые соответствуют основным энергетическим потокам перераспределения напряжений.

Универсальность предложенного подхода по определению суммарных значений как механических (σ_p и τ_p) и температурных (σ_t и τ_t) напряжений, так и при необходимости других факторов различной интенсивности – плотности, водо- и газонасыщенности, намагниченности или радиоактивности (σ_t и τ_t) повышает точность моделирования и позволяет учитывать разные факторы и эффективно прогнозировать лавинообразные процессы самоорганизующегося роста – горные удары, внезапные прорывы воды и пульпы, выбросы газа.

3.3.4. Исследование параметров зон термодинамического дисбаланса энергии

Количество зон термодинамического баланса зависит от прочностных свойств пород и глубины горных работ, которые влияют на уровень изменения напряжений, температуры, плотности и других факторов интенсивности. При достижении предела прочности пород на сдвиг или растяжение в массиве зон термодинамического баланса она перестает воспринимать полную нагрузку от объемного сжатия вмещающих пород и переходит в состояние термодинамического дисбаланса энергии. По этой причине вокруг потерявшей жесткость зоны термодинамического дисбаланса энергии массив формирует новую зону баланса, но уже с увеличенными размерами. Как правило, деформирование массива происходит в областях, где реальные напряжения, действующие в массиве зоны термодинамического дисбаланса, превышают предельно допустимые на растяжение или сдвиг.

Разницу между действующими и предельными напряжениями отображает коэффициент запаса прочности n . Деформирование массива определяли по пределам прочности породы на растяжение σ_{pg} и сдвиг τ_g , МПа

$$\sigma_{pg} = \sigma_{pg1} = \sigma_{pg2} = \sigma_{pg3} = \sigma_{pgn} = 0,13K_{co} \sigma_{сж} ;$$

$$\tau_g = \tau_{g1} = \tau_{g2} = \tau_{g3} = \tau_{gn} = 0,15K_{co} \sigma_{сж} ,$$

где K_{co} – коэффициент структурного ослабления массива, зависящий от степени трещиноватости горных пород (0,2 – 0,33 по В.В. Ржевскому).

Для выявления областей деформирования массива необходимо на всех расчетных площадках определить местоположение точек, в которых $n_p, n_\tau = 1$. Полученные точки показывают границы неустойчивых областей массива вокруг подготовительных выработок, очистных камер или выработанных пространств, а также внутри всех зон термодинамического дисбаланса энергии (рис. 3.11). Деформирование пород в очередной зоне термодинамического дисбаланса приводит к формированию и перенесению нагрузки на новую зону термодинамического баланса и т.д. То есть для определения количества энергетических зон необходим мониторинг всех точек на расчетных площадках зон термодинамического баланса и дисбаланса по условию противодействия массива растяжению и сдвигу, которые при выполнении условий $n_p, n_\tau \leq 1$ способствуют формированию очередной зоны, раз

$$\left\{ \begin{array}{l} n_p = \frac{\sigma_{pg}}{\sigma_{pt}} \leq 1 \\ n_{p1} = \frac{\sigma_{pg}}{\sigma_{pt1}} \leq 1 \\ n_{p2} = \frac{\sigma_{pg}}{\sigma_{pt2}} \leq 1 \\ n_{p3} = \frac{\sigma_{pg}}{\sigma_{pt3}} \leq 1 \\ \dots\dots\dots \\ n_{pn} = \frac{\sigma_{pg}}{\sigma_{ptn}} \leq 1 \end{array} \right. ; \left\{ \begin{array}{l} n_\tau = \frac{\tau_g}{\tau_{pt}} \leq 1 \\ n_{\tau1} = \frac{\tau_g}{\tau_{pt1}} \leq 1 \\ n_{\tau2} = \frac{\tau_g}{\tau_{pt2}} \leq 1 \\ n_{\tau3} = \frac{\tau_g}{\tau_{pt3}} \leq 1 \\ \dots\dots\dots \\ n_m = \frac{\tau_g}{\tau_{ptm}} \leq 1 \end{array} \right. .$$

Общее количество энергетических зон принимается как большее из двух значений, шт.

$$N_1 = N_p + 1; N_2 = N_\tau + 1,$$

где N_p и N_τ – порядковые номера зон, в которых не выполняется условие прочности на растяжение n_{pn} и сдвиг n_{m} , соответственно.

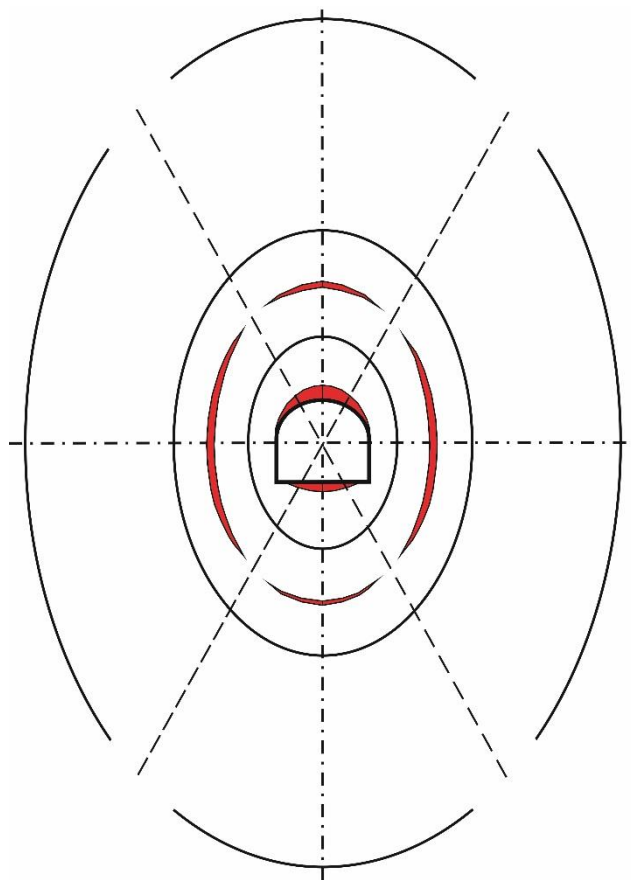


Рисунок 3.11 – Формирование кольцевых областей деформирования массива в зонах термодинамического дисбаланса энергии

Из рис. 3.11 видно, что переход массива в состояние дисбаланса упругой энергии (области, выделенные фоном) реализуется в зонах, приближенных к выработке. Если в приконтурной зоне разрушение вызывается расширением массива в сторону обнажения, то в последующих зонах – за счет развития процессов радиального расширения и сжатия горной породы в направлении центра зон, где происходит интенсивное деформирование с образованием замыкающихся концентрических областей. Формирование областей деформации массива приводит к потере жесткости зоны в целом, что провоцирует образование очередной зоны термодинамического баланса, имеющей увеличенную жесткость и несущую способность.

В приконтурной зоне нет возможности достижения кольцевой жесткости по причине ее односторонности за счет наличия самой выработки. Это приводит к термодинамическому дисбалансу энергии, проявлениями которого являются вывали с кровли, боков и поднятие почвы выработки, изменение температуры пород, выделение газов и воды и др.

Перераспределение напряжений вокруг выработки прекращается после достижения прочности, при которой несущая способность вновь образованной зоны будет достаточной для изоляции внутри себя всех зон дисбаланса энергии и самой выработки от их влияния на вмещающий массив пород. Процесс перераспределения энергии останавливается, и образуется устойчивая, изолированная система, состоящая из зон термодинамического дисбаланса и баланса энергии, которая называется предохранительной (изолирующей) капсулой выработки.

Значения напряжений в замыкающей зоне термодинамического баланса определяются как разница между максимальными напряжениями, действующими в последней зоне термодинамического дисбаланса, и пределом прочности пород на растяжение и сдвиг. Количество упругой энергии, переносимой во вновь образованные зоны соответствует соотношению

$$\sigma_{pn} = \sigma_{pg} - \sigma_{pm} > 0; \quad (3.9)$$

$$\tau_m = \tau_g - \tau_{pm} > 0. \quad (3.10)$$

По формулам (3.9 – 3.10) определяют разницу напряжений, которое при потере части жесткости в одной из зон переносится в следующую, сохраняя при этом общий баланс жесткости предохранительной капсулы. Графическая интерпретация процессов формирования энергетических зон в пределах капсулы представлена на рис. 3.12, из которого видно, что величина напряжений, которые превышают предел прочности горной породы, переносится на следующую зону, размеры и, соответственно, запас прочности (жесткости) которой в 2 раза превышают зону термодинамического дисбаланса энергии. Фоном выделены области, в которых проявляется разрушение горных пород. Причем в приконтурной зоне эта область в 2 раза больше чем в первой зоне термодинамического дисбаланса энергии, при величине максимальных напряжений большей, чем во всех последующих зонах баланса

энергии. Относительная глубина разрушения массива $((U_n + 0,5h)/0,5h)$ в приконтурной и первой зоне термодинамического дисбаланса энергии составляет 1,69 и 3,38 (табл. 3.6).

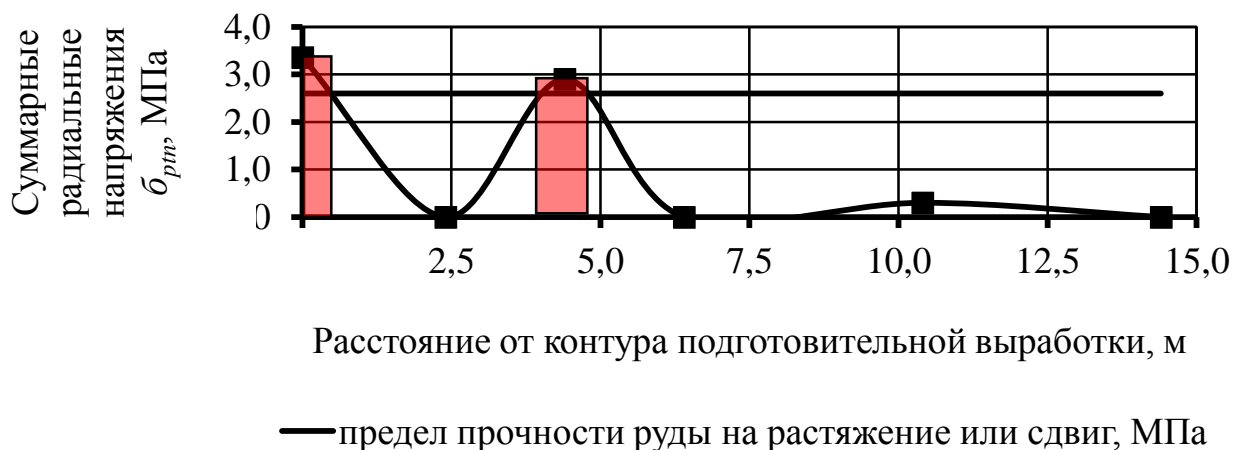


Рисунок 3.12 – Графическая интерпретация принципа формирования энергетических зон: места, выделенные фоном – области деформации массива руды

В соответствии с предложенным механизмом формирования энергетических зон, то есть зон термодинамического баланса и дисбаланса энергии, научную ценность представляют обнаруженные автором закономерности условий образования предохранительных капсул в условиях проведения подготовительных выработок на шахтах Криворожского бассейна. Вместе с рудными районами Запорожской, Кировоградской и Полтавской областей Кривбасс составляет большую железорудную провинцию – Большой Кривой Рог. Благодаря этому результаты моделирования применимы для большинства рудных шахт Украины, а выявленные зависимости позволяют прогнозировать поведение пород при проведении подготовительных выработок на глубинах до 3000 м. Оценить условия перехода вмещающего массива горных пород на новые энергетические уровни при изолировании полости выработок возможно по количеству энергетических зон, которые формируются в пределах предохранительных капсул (табл. 3.5).

Таблица 3.5 – Условия формирования энергетических зон
 вокруг подготовительных выработок на рудниках Украины

<i>H</i> , м	Прочность пород на сжатие $\sigma_{сж}$, МПа									<i>N</i> , шт.
	200	180	160	140	120	100	80	60	40	
400	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
500	1	1	1	1	1	1	1	1	2	2
600	1	1	1	1	1	1	1	1	3	3
700	1	1	1	1	1	1	1	1	3	
800	1	1	1	1	1	1	1	2	3	
900	1	1	1	1	1	1	1	3	3	
1000	1	1	1	1	1	1	1	3	3	
1100	1	1	1	1	1	1	2	3	3	
1200	1	1	1	1	1	1	3	3	4	
1300	1	1	1	1	1	1	3	3	4	
1400	1	1	1	1	1	2	3	3	4	
1500	1	1	1	1	1	3	3	3	4	
1600	1	1	1	1	2	3	3	3	4	
1700	1	1	1	1	2	3	3	3	4	
1800	1	1	1	1	3	3	3	4	4	
1900	1	1	1	2	3	3	3	4	4	
2000	1	1	1	2	3	3	3	4	4	
2100	1	1	2	3	3	3	3	4	4	
2200	1	1	2	3	3	3	3	4	4	
2300	1	1	3	3	3	3	3	4	4	
2400	1	2	3	3	3	3	4	4	4	
2500	1	2	3	3	3	3	4	4	4	
2600	1	3	3	3	3	3	4	4	4	
2700	2	3	3	3	3	3	4	4	4	
2800	2	3	3	3	3	3	4	4	4	
2900	3	3	3	3	3	3	4	4	4	
3000	3	3	3	3	3	4	4	4	4	

Глубина заложения подготовительной выработки

Количество энергетических зон в предохранительной капсуле

Интенсивность формирования зон термодинамического баланса и переход их в состояние дисбаланса позволяет определить объем массива, вовлекаемого в предохранительную капсулу, которую массив формирует вокруг выработки, препятствуя разрушению значительного объема горных пород. Полученные данные позволяют оценить интенсивность перехода зон термодинамического баланса энергии в состояние дисбаланса, определить энергетическое состояние каждой из этих зон и рассчитать их количество в предохранительной капсуле.

Условия перехода к очередному энергетическому уровню капсулирования выработки, то есть формированию очередной зоны термодинамического баланса энергии, описываются множественными полиномиальными зависимостями четвертого порядка, которые представлены на рис. 3.13.

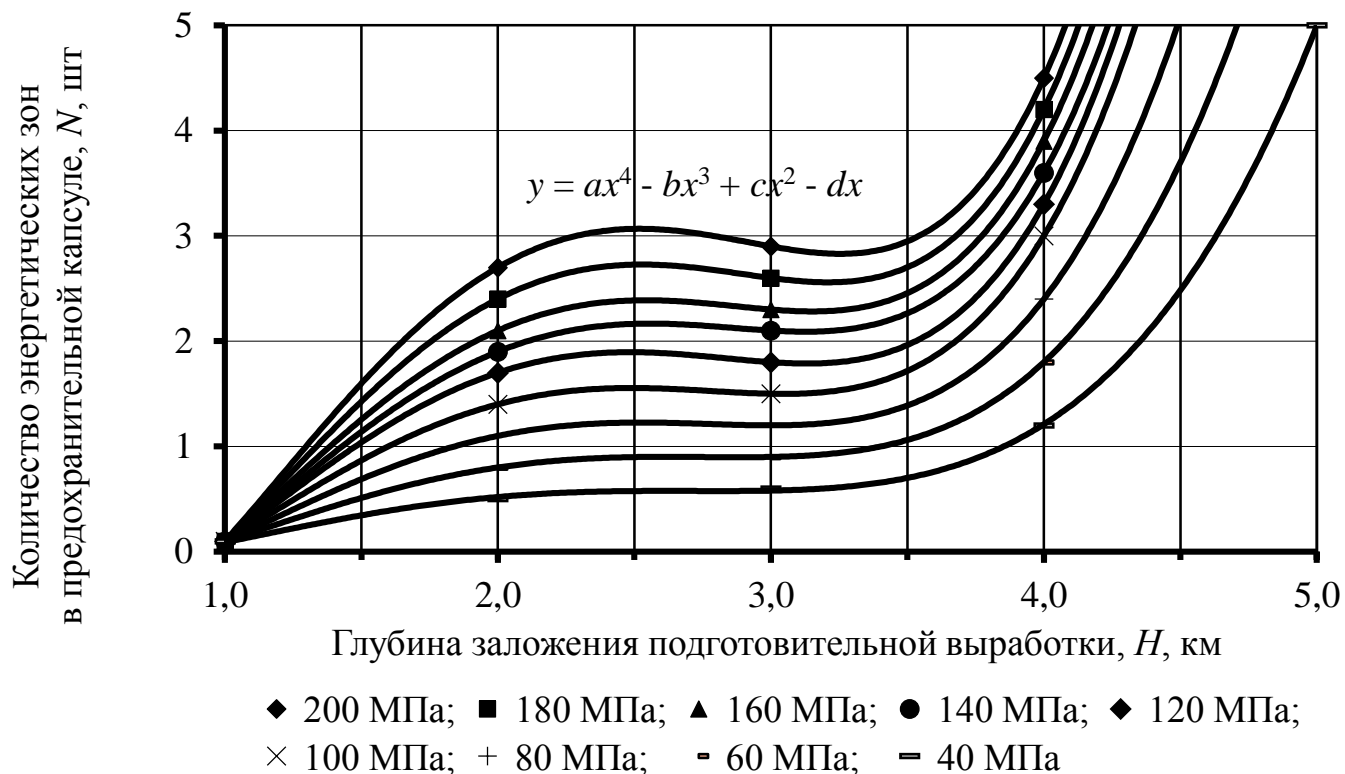


Рисунок 3.13 – Зависимости формирования энергетических зон вокруг подготовительной выработки при различной прочности вмещающего массива

Установленные полиномиальные зависимости четвертой степени вида $N = aH^4 - bH^3 + cH^2 - dH$, для пределов прочности пород $\sigma_{сжс} = 40 - 200$ МПа та глубины разработки до 5000 м, полученные при корреляции значений $R^2 = 0,98 - 1,0$, позволяют определить количество энергетических зон в капсуле N , на глубине H .

Общее уравнение количества энергетических зон в капсуле имеет вид, шт.

$$N = \sigma_{сжс} H (0,0018 \sigma_{сжс} H^4 - 0,0116 \sigma_{сжс}^{1,05} H^3 + 0,0246 \sigma_{сжс}^{1,094} H - 0,0107 \sigma_{сжс}^{1,16}), \text{ при } R^2 = 0,91.$$

Используя полученную зависимость и уравнения (3.5 – 3.8) возможно определить размеры предохранительных капсул, сформированных вокруг подготовительных выработок. Выявленные механизмы и установленные закономерности исследуемого феномена позволяют использовать их при разработке технологических решений [175].

3.3.5. Интенсивность второстепенных факторов напряженности массива

Пределом течения термодинамических процессов является выравнивание факторов интенсивности и установление термодинамического баланса в предохранительной капсуле. При этом основными энергетическими полями, формирующимися в массиве вокруг горных выработок, являются механические напряжения пород и связанные с ними деформации массива в зонах термодинамического дисбаланса упругой энергии. Другие факторы интенсивности являются производными от напряженности и в меньшей мере влияют на общее энергетическое состояние вмещающего массива. Действуя во взаимном балансе, все факторы в каждой из зон термодинамического баланса и дисбаланса энергии формируют поля результирующих механических напряжений. Направления действия факторов интенсивности могут как совпадать – в случае напряженности и плотности, так и быть разнонаправленными – в случае напряженности и температуры. В общем случае определение суммарных механических напряжений выполняем по полученным формулам, в которых факторы суммируются или вычитаются в зависимости от их знака, отображающего направление действия напряжений – к выработке «+», от нее «-».

Температура. Основным источником выделения теплоты и разогрева массива – процесс деформирования пород силами гравитации. Физические свойства пород (плотность, модули упругости, коэффициент теплового расширения) и внешнее давление (глубина) определяют величину относительной деформации минерального вещества и количество генерируемой при этом теплоты. Разность температур в ненарушенном массиве и на поверхности выработки является движущей силой самопроизвольного процесса перехода тепла из глубины массива к выработке. При этом в массиве возникает поле термических напряжений, вызывающих его сжатие и растяжение. Чем больше перепад температур в системе «массив – рудничная атмосфера», тем большая работа термическими напряжениями может быть совершена по деформированию пород. Изменение начальной температуры горных пород происходит за счет их упругого расширения и сжатия на всех расчетных площадках, расположенных под углом α , для заданных значений текущей координаты x , град

$$\left\{ \begin{array}{l} \Delta T = 0,5(\varepsilon_{\sigma} + \varepsilon_{\tau}) / \alpha_p \\ \Delta T_1 = 0,5(\varepsilon_{\sigma_1} + \varepsilon_{\tau_1}) / \alpha_p \\ \Delta T_2 = 0,5(\varepsilon_{\sigma_2} + \varepsilon_{\tau_2}) / \alpha_p \\ \Delta T_3 = 0,5(\varepsilon_{\sigma_3} + \varepsilon_{\tau_3}) / \alpha_p \\ \dots\dots\dots \\ \Delta T_n = 0,5(\varepsilon_{\sigma_n} + \varepsilon_{\tau_n}) / \alpha_p \end{array} \right.$$

где α_p – коэффициент линейного теплового расширения пород.

Температурные напряжения в точках с заданными значениями текущей координаты x вдоль каждой расчетной площадки имеют вид, МПа

$$\left\{ \begin{array}{l} \sigma_{\tau} = \alpha_p E \Delta T \\ \sigma_{\tau_1} = \alpha_p E \Delta T_1 \\ \sigma_{\tau_2} = \alpha_p E \Delta T_2 \\ \sigma_{\tau_3} = \alpha_p E \Delta T_3 \\ \dots\dots\dots \\ \sigma_{\tau_n} = \alpha_p E \Delta T_n \end{array} \right.$$

По данным измерений геолого-разведывательной экспедиции «Кривбассгеология» в геологоразведочных скважинах, пробуренных в породах висячего бока по простиранию месторождения, на участке между шахтами «Родина» и «Им. Ленина» ПАО «КЖРК» температура пород на глубинах 1378 – 1400 м изменяется в пределах 21,6 – 27,6 °С, а на глубинах 2010 – 2644 м – 29,1 – 37 °С. В мраморированных доломитах висячего бока шахты «Октябрьская» температура массива на глубине 2050 м составляет 36,4 °С [114]. Данные непосредственных измерений в шахтах и глубоких скважинах не подтверждают прямолинейную зависимость температуры пород от глубины их залегания. Тепло, выделяющееся в результате сжатия минерального вещества, в соответствии с законами термодинамики распределяется на два потока. Первый расходуется на совершение работы по расширению деформируемого объема, при котором абсолютная величина термических напряжений зависит от степени сжатия вещества, что и определяет количество выделившегося тепла, степень теплоизоляции термодинамической системы и энтропию. Второй поток расходуется на изменение внутренней энергии и повышение температуры пород, обеспечивая условие теплового баланса системы «выработка – массив» [113].

Плотность. 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 и упругие характеристики и др., т.е. свойства минерального вещества приходят в соответствие с внешними силами и полями (термическим, электромагнитным и др.), взаимодействующими с породой. Фактическое абсолютное значение коэффициента уплотнения породы на глубине H_i , выраженное через объемную деформацию ΔV , описывается уравнением $K_y = (1 - \Delta V)^1$. При известном K_y вертикальная компонента напряжения $\sigma_z = K_y \gamma_o H_i$.

Объемная плотность потенциальной энергии от действия механических напряжений определяется для всех расчетных площадок в энергетических зонах, позволяя получить объемную картину изменения плотности в капсуле (см. рис. 3.8), т/м³

$$\left\{ \begin{array}{l} W_{\sigma_z} = 0,5\sigma_z^2 E_0^{-1} \\ W_{\sigma_{z1}} = 0,5\sigma_{z1}^2 E_0^{-1} \\ W_{\sigma_{z2}} = 0,5\sigma_{z2}^2 E_0^{-1} \\ W_{\sigma_{z3}} = 0,5\sigma_{z3}^2 E_0^{-1}, \\ \dots\dots\dots \\ W_{\sigma_{zn}} = 0,5\sigma_{zn}^2 E_0^{-1} \end{array} \right.$$

где E_0 – модуль Юнга (модуль продольной упругости).

По результатам обработки производственной информации при работе шахт Криворожского железорудного бассейна установлено, что на каждые 500 м углубления в недра плотность вещества под действием сил гравитации возрастает на 0,05 т/м³, прочность пород – на 12,5 – 14,5 МПа, модуль Юнга – на 2,5 МПа [114]. Это свидетельствует о том, что, несмотря на повышение уровня напряженного состояния массива пород, горнотехнические условия разработки месторождений Кривбасса с глубиной не будут значительно ухудшаться, так как плотность и, соответственно, прочность и упругость пород возрастают.

Газо- и водонасыщенность. В фундаментальной механике сплошных сред при изучении течений жидкостей и газов в пористой среде широко применяется дифференциальная форма закона Дарси, который получен экспериментально и выражает зависимость

скорости фильтрации от градиента напора, $\vec{u} = -\frac{K}{\eta} \nabla(\rho g z + P)$, м³/ч, где P – внешнее давление; ρ – плотность жидкости (газа); η – динамическая вязкость жидкости (газа); g – ускорение свободного падения; z – вертикальная координата. Система уравнений баланса сил для закона Дарси при условии отсутствия сжимаемости жидкости или газа $-\nabla P - \frac{\eta}{K} \vec{u} + \rho \vec{f} = 0$; $div \vec{u} = 0$, где \vec{f} – поле механических напряжений; $K = \eta k / \rho g$ – коэффициент проницаемости показывает способность пористой среды к пропусканию жидкости или газа [176]. Последовательное построение полей механических, термических, упругих напряжений, а также газо- и водонасыщенности позволило выяснить степень влияния каждого из действующих факторов интенсивности на формирование свойств вещества, входящего в объем предохранительной капсулы. Пределом перераспределения всех процессов является выравнивание факторов интенсивности и установление в пределах предохранительной капсулы механического, теплового, гидро-газового, электростатического, магнитного балансов (рис. 3.14).

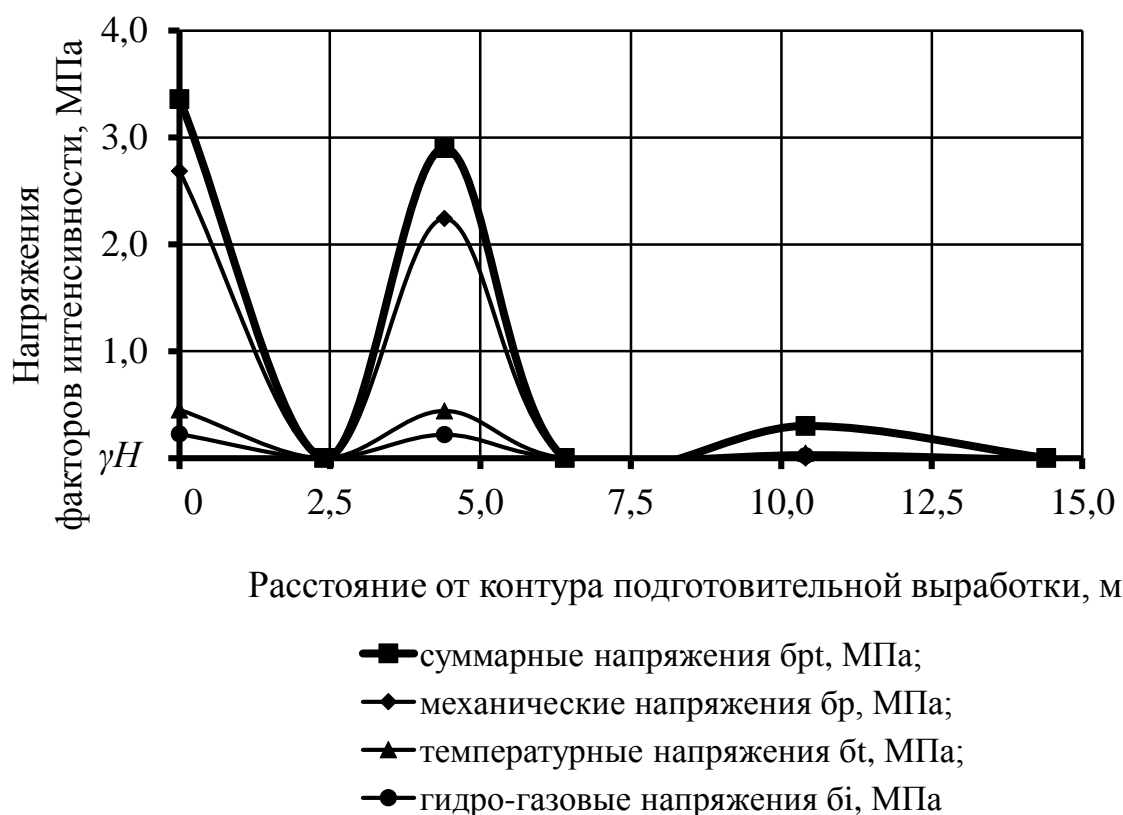


Рисунок 3.14 – Распределение факторов различной интенсивности в пределах предохранительной капсулы выработки

Распределение факторов различной интенсивности на поверхности исследуемой подготовительной выработки по отношению к суммарным напряжениям $\sigma_{pt} = 3,36$ МПа (100%), которые на 23,7% превышают предел прочности руды на сжатие (2,6 МПа), ранжируется в следующем порядке: механические напряжения $\sigma_p = 2,68$ МПа, что составляет порядка 80% от общих; температурные напряжения $\sigma_t = 0,45$ МПа (порядка 15%), гидро-газовые напряжения $\sigma_n = 0,22$ МПа – (около 5%) для исследуемого интервала прочности горных пород и глубины горных работ [177, 178].

Так, например, измеренная в обгонном квершлага околоствольного двора слепого ствола «Вспомогательная» на горизонте 1200 м шахты «Им. Ленина» ПАО «КЖРК» температура окружающих пород составила 24 °С, а температура рудничной атмосферы 16,8 °С. Перепад температуры вдоль горизонтальной оси на расстояниях 0,5; 1,0; 1,5 и 1,6 м от границы приконтурной зоны термодинамического баланса энергии составляет, соответственно, 2,25; 4,5; 6,75; 7,2 °С. Температурные напряжения в этих точках равны 0,94; 1,88; 2,82; 3,01 МПа. На контуре исследуемой выработки температурные напряжения составляют 47,2% от предельно допустимых.

Суммарные механические и температурные напряжения вдоль горизонтальной оси квершлага составляют: на контуре выработки 4,97 МПа или 77,9% от предела прочности; на удалении 1 м от стенки квершлага – 3,4 МПа или 53,3%. Вдоль вертикальной оси суммарные напряжения на контуре выработки равны 5,46 МПа (85,6%), а на расстоянии 1 м от кровли – 4,11 МПа (64,4%). Факторы газо- и гидронасыщенности не учитывались по причине отсутствия их проявлений на данном участке месторождения. Как видно, рассчитанные значения фактических напряжений в кровле и боках выработки меньше предельных. Многолетние наблюдения за состоянием выработки, пройденной без крепления показали, что разрушение пород по контуру квершлага шириной 4,5 м и высотой 3,2 м не происходит до сегодняшнего дня.

3.4. Проверка достоверности и сходимости результатов исследования

3.4.1. Анализ достоверности результатов при проведении исследований

Выполненные промышленные, лабораторные и теоретические исследования с помощью широко известных и вновь разработанных методов моделирования имеют различную достоверность и сходимость результатов, что обуславливает необходимость проверки точности полученных основных технических параметров. Имеется ввиду глубина разрушения массива вокруг выработок, количество образуемых энергетических зон в капсуле и размеры этих зон. Так результаты натурных исследований, выполненные на трех шахтах с помощью 6 методов позволили выявить 12 закономерностей разрушения массива горных пород вокруг подготовительных и очистных выработок. Достоверность значений в полученных уравнениях колебалась от 88,0 до 99,0%, при среднем значении в 95,83%, что говорит о достаточно высокой точности обработки промышленных данных. Сами же данные показывают высокую достоверность изменения граничных значений относительной глубины разрушения массива, которые находятся на уровне 81,22 – 86,7% без учета результатов по глубинным реперам, которые показывают не глубину деформации массива, а величину его перемещения (табл. 2.4). Достоверность результатов по всему спектру полученных величин глубины разрушения массива находится на уровне 96,0%. В процессе исследований размеров областей разрушения массива не удалось выявить количество и размеры энергетических зон, формирующихся вокруг выработок.

Результаты физического моделирования показали следующую общую достоверность: для эквивалентных – 94,0%, оптико-поляризационных – 92,0% и электропроводных материалов – 98,0%. При всех указанных недостатках и погрешностях, присущих применяемым методам, удалось получить результаты, имеющие высокую сходимость как для разных методов моделирования, так для отдельных видов. Достоверность относительных размеров энергетических зон, полученных с помощью эквивалентных и оптико-поляризационных материалов составляет 77,5%, оптико-поляризационных и электропроводных материалов – 86,0%, электропроводных и эквивалентных – 96,0%. Исключением являются относительные величины горизонтальных

размеров зоны № 1, полученные на электропроводных материалах, значения которых превышают вертикальные в 4 раза. Без учета этих негативных значений разброс данных, полученных в лабораторных условиях, варьируется в пределах от 82,0 до 100%, при среднем значении достоверности 91,0%.

Результаты теоретического моделирования показали среднюю достоверность для метода конечных элементов 60,22% и термодинамического метода 70,95%. Достоверность относительных размеров энергетических зон, полученных с помощью метода конечных элементов и термодинамического метода, составляет 65,58%. Низкий уровень достоверности результатов для достаточно высокого по точности термодинамического метода обусловлен повышением погрешности расчета с увеличением разницы в геометрических размерах выработки по вертикали и горизонтали. Это касается в большей степени высоких очистных камер (ЧАО «ЗЖРК») и выработанных пространств большой протяженности (ПАО «КЖРК»), что требует уточнения расчетных схем моделирования и доработки метода исследования. Также в учет не принимались значения энергетической зоны № 3 для подготовительной выработки при моделировании методом конечных элементов. Влияние подготовительной выработки на вмещающий массив на глубине 1000 м на 22 – 33 радиуса выработки является явно ошибочным. Без учета этих негативных значений разброс данных, полученных при помощи теоретического моделирования, варьируется в пределах от 46,15 до 86,83%, при среднем значении 66,5%.

Результаты анализа показали, что с помощью промышленных и некоторых теоретических методов исследования удалось определить пределы размеров, форму и количества областей разрушения примыкающего к выработке массива. При теоретическом и физическом моделировании детально исследованы размеры и количество энергетических зон, а также уровень напряженности массива в зонах. Определение в относительных величинах исследуемых параметров позволило свести их в табл. 3.6, в которой показана средняя достоверность полученных значений. Также из таблицы видны возможности каждого из видов и методов исследования по моделированию или выявлению параметров, границы разброса значений и достоверность полученных результатов, а также определена сходимость для видов исследования.

Таблица 3.6 – Достоверность и сходимость полученных результатов

Вид исследования	Метод исследования	Относительная глубина разрушения массива, $U_n+0,5h/0,5h$	Кол-во энергетических зон в массиве, N_n , шт.	Относительный размер энергетических зон, $a_n/0,5h$	Достоверность параметра, %		
Промышленные	Наблюдения и оценки	1,26 – 2,13	-	-	92,94		
	Маркшейдерские съемки	1,06 – 2,48	-	-	92,06		
	Разгрузка массива	1,02 – 2,14	-	-	82,47		
	Деформация скважин	1,03 – 1,11	-	-	68,27		
	Глубинные репера	0,10 – 1,06	-	-	-		
Средняя по промышленным исследованиям					83,93		
Лабораторные	Эквивалентные материалы	1,14 – 1,50	1	1,71	94,00		
	Оптико-поляризационные материалы	-	1	1,43	92,00		
		-	2	4,71			
Электропроводные материалы	-	1	1,69	82,00			
Средняя по лабораторным исследованиям					89,33		
Теоретические	Конечные элементы	-	1	1,75	85,71		
			2	5,20	76,92		
			3	23,00	84,21		
	Термодинамический	0,01 – 35,00	1	2,05	92,68		
	Энергетический			1,69	1	2,65	99,00
				3,38	2	5,30	
				-	3	10,60	
				-	4	21,20	
				-	5	42,40	
	Средняя по теоретическим исследованиям					87,70	

Из табл. 3.6 видно, что используемые методы оказались неравноценными как по возможностям моделируемых параметров, так и по сходимости полученных результатов. В результате чего было принято решение о необходимости выявления более общих – фундаментальных закономерностей, которые управляют открытыми системами на различных масштабных уровнях и дальнейшего сравнения с ними основных результатов исследования и моделирования феномена зонального капсулирования горных выработок.

3.4.2. Анализ сходимости результатов для разных масштабных уровней

Для подтверждения уровня сходимости полученных результатов были исследованы и приняты в качестве сравнительных данных закономерности распределения материи и энергии в системах различных масштабных уровней. Любой объект окружающего мира, будь то атом, планета или галактика, рассматривается как сложная эволюционирующая система, включающая в себя составные части, организованные на микро-, макро- и мегауровнях. На всех уровнях действуют общие специфические законы, – образующие, связывающие и управляющие микро-, макро- и мегамирами, которые являются универсальными и связывают энергию и материю в единую систему взаимодействия. Выявив эти общие показатели и законы, мы получим неопровержимые доказательства сходимости полученных результатов.

Мегауровень. Явление зонально-волнового распределения вещества в Солнечной системе и других скоплениях звезд во Вселенной возникло 15 – 20 млрд лет назад благодаря «Большому взрыву» (теория Г. Гамова, 1947), после которого материя начала неравномерно уплотняться под действием продольных волн, образуя разнообразие видов уплотненного вещества. Масса подобных неоднородностей достигала 10^{15} солнечных масс. Горячая неоднородная плазма с чередованием концентрации и разрежений соответствует картине в веществе, когда в нем распространяются звуковые волны (табл. 3.7) [179]. Основополагающей считается теория зонально-волнового строения Вселенной, предложенная А.М. Чечельницким (1980), получившая название волновой астродинамики, которая утверждает, что Солнечная система, как и любая другая планетная система, имеет определенный набор вложенных друг в друга кольцевых зон. Сама же Солнечная система является динамической и мегаволновой, а величина мегаволн соизмерима с размерами Солнечной системы, галактики «Млечный путь», других галактик и Метагалактики [180]. И. Тициус и И. Боде (1772) установили, что расстояние между орбитами планет удваивается при переходе от каждой из них к следующей, более удаленной от Солнца. То есть планеты находятся на строго упорядоченных расстояниях [181]. Сами же орбиты подразделяются на слабые – неуравновешенные и сильные – уравновешенные, с наиболее крупными небесными телами.

Опыты Э. Андраде, П. Лебедева и М. Карновского по исследованию влияния волнового поля на материальные объекты дали толчок для дальнейшего развития теории волновых процессов на мегауровне. Э. Андраде в лабораторных условиях установил, что именно волновой процесс является причиной силовых взаимодействий между материальными объектами. П. Лебедев и М. Карновский исследовали взаимодействие между акустическими, гидродинамическими и электромагнитными источниками волн, которые носят одинаковый характер. Этот вывод подтверждал гипотезу о единой волновой природе взаимодействия на микро- и макроуровнях (табл. 3.7) [182]. Опираясь на эти результаты, Я.А. Кумченко предложил универсальную волновую константу для всех дискретных систем мегамира на примере планет Солнечной системы $K = 4\pi^2 R^3 / MT_n^2 = \rho T^2 / 3\pi = \gamma$, которая равна гравитации γ и связывает между собой радиусы планет R , периоды их колебаний T_n , массы планет и самого Солнца M и их плотности ρ . Полученные значения периодов совпадали с периодом Солнца и основными тонами колебаний планет системы и позволили автору сделать вывод о энергетике Земли и планет Солнечной системы, которые управляются Вселенским волновым источником энергии (табл. 3.7) [183].

Макроуровень. Согласно теории Я.А. Кумченко об образовании Земли под воздействием Вселенского волнового источника энергии, который сформировал геодинамические, геофизические и гравитационные условия, стационарный волновой процесс $K = \rho T^2 / 3\pi = \gamma$ является его гравитационным инвариантом. Автор получил $K = \rho T_3^2 = const$, где T_3 – период колебаний устойчивого гравитационного состояния Земли. Гравитационная энергия, являясь самой малой по величине, управляет всеми другими видами энергии, которые намного ее превышают, что объясняется резонансностью взаимодействия между материальными носителями Земли как иерархической системы (табл. 3.7) [183 – 185].


Опираясь на основополагающий вывод П. Лебедева о том, что акустические, гидродинамические и электромагнитные резонаторы носят абсолютно одинаковый характер обмена волновой энергией, можно использовать результаты аналитических

и физических исследований А. Иванникова, О. Тонаканова и других исследователей кафедры акустики МГУ, которые установили, что реактивная составляющая колебания входит со всех сторон планет и перпендикулярна их поверхности, а активная составляющая носит вихревой характер, чем и объясняется их вращение. Константа для случая пульсации поверхности как волнового источника нулевого порядка, где R – радиус планеты; M – ее масса; T_n – период пульсации поверхности планеты, $(const)_n$ – постоянная величина для пульсирующих планет.

Константа для вращения планеты $R^3 / MT_{ep}^2 = (const)_{ep}$, где T_{ep} – период вращения планеты. При этом периоды колебания поверхностей планет и периоды их вращения вокруг своей оси связаны между собой равенством $T_{ep} = 9T_n$, где n – число, связывающее эти периоды. Для Земли $T_{ep} = 24$ ч, $T_n = 160$ мин, $n = 9$ (табл. 3.7) [183].

На микроуровне подтверждением квантово-волновой механики стали многолетние исследования Н. Бора, Л. де Бройля, Э. Шредингера с начала XX века. Все другие объекты микромира – элементарные частицы, ядра, молекулы – это также волновые динамические системы, описываемые волновыми уравнениями. Неразделимость частиц и волн описывается и математически с представлением частицы в виде стоячих трехмерных волн. Зная, что вся материальная среда является скоплением трехмерных пространственных и временных стоячих волн возможно описать с достаточно высокой достоверностью, так как все явления природы имеют волновой характер [186]. Единство частиц и волн не только применимо для физики, химии, но также имеет место в биологии и даже социологии. Сравнение основных технических параметров с биологическими системами в какой-то степени является не совсем корректным, однако общие принципы капсулирования идентичны. Считая различные биологические объекты источниками колебаний нулевого порядка, Я.А. Кумченко определил их периоды колебания поверхности для белка, γ -липопротеида, митохондрии, β -липопротеида, клетки E.coli, бактериофага Z, липиды, рибонуклеозы и др. Установлено, что все объекты с учетом затухания волновых колебаний имеют период 160,01 мин, который совпадает с периодом колебания ядер галактик и планет (табл. 3.7) [187, 188].

Таблица 3.7 – Распределение энергии и массы в системах различных масштабных уровней

Уровень системы	Наука по изучению системы	Наименование системы	Внешний вид системы	Плотность ядра системы ρ , кг/м ³	Постоянная величина гравитации γ	Период колебания поверхности T_n , мин	Период затухания волновых колебаний $K_{зат}$, м ³ /кг с ²	Закон формирования энергетических зон, м	
Мега	Астрофизика	Метагалактика		$15,0 \cdot 10^{200}$	$9,51 \cdot 10^{-11}$	$15,5 \cdot 10^{31}$	$6,67 \cdot 10^{-11}$	$R_n - R = 2(R_{n-1} - R)$	
	Астрономия	Галактика		$15,8 \cdot 10^9$	$8,32 \cdot 10^{-11}$	$15,5 \cdot 10^{13}$			
		Солнечная система		$14,16 \cdot 10^5$	$7,24 \cdot 10^{-11}$	$11,8 \cdot 10^6$			
Макро	Геонауки	Земля		$22,7 \cdot 10^4$	$7,41 \cdot 10^{-11}$	$14,1 \cdot 10^2$		$6,67 \cdot 10^{-11}$	$a = a_{n+1} - a_n$
	Селенология	Луна		$13,62 \cdot 10^4$	$6,91 \cdot 10^{-11}$	$10,67 \cdot 10^2$			
Микро	Биология	Клетка митохондрии		$10,5 \cdot 10^{-2}$	$3,22 \cdot 10^{-11}$	$19,93 \cdot 10^2$		$6,67 \cdot 10^{-11}$	$x_n = 2x_n - x_n$
		Молекула ДНК		$7,0 \cdot 10^{-2}$	$2,4 \cdot 10^{-11}$	$23,56 \cdot 10^2$			
	Физика	Атом водорода		$1,8 \cdot 10^{-17}$	$0,28 \cdot 10^{-11}$	$75,0 \cdot 10^{-15}$			

Анализ условий формирования открытых систем на различных масштабных уровнях позволил выявить сходство внешнего вида, выражающееся в зональности распространения энергии и материи, а также идентичную волновую природу их организации. Это говорит о едином источнике энергии – Вселенском волновом поле, которое управляет открытыми материально-энергетическими системами, в которых при потере устойчивости активно развиваются процессы конвергенции и дивергенции с целью перераспределения энергии и структурирования материи [189].

Для подтверждения научной новизны и практической ценности полученных результатов, которые опираются на данные моделирования, полученные с помощью энергетического метода, выполнено сравнение полученных результатов исследования с данными, полученными при анализе открытых систем на мега-, макро- и микро масштабных уровнях, представленных в табл. 3.7. Из таблицы видно, что при увеличении масштабного уровня системы увеличивается плотность ядра, постоянная величина гравитации и период колебания поверхности систем. При этом неизменными остаются период затухания волновых колебаний ($6,67 \cdot 10^{-11} \text{ м}^3/\text{кг} \cdot \text{с}^2$), который нашел свое подтверждение в графиках (см. рис. 3.12 – 3.14) и результатах моделирования факторов различной интенсивности в предохранительной капсуле выработки и закон формирования энергетических зон, который для всех масштабных уровней был описан степенными уравнениями, м

$$\left. \begin{array}{l} \text{– мегауровень: } R_n - R = 2(R_{n-1} - R); \\ \text{– макроуровень: } a = a_{n+1} - a_n; \\ \text{– микроуровень: } x_n = 2x_n - x_n \end{array} \right\} a_i = 0,5e^{0,7ni}, \quad (3.11)$$

показывающими, что каждая последующая энергетическая зона n_i имеет размер в 2 раза превышающий предыдущую. Выражение (3.11) полностью совпадает с полученными верификационными зависимостями (3.6 – 3.8) и данными моделирования (табл. 3.6). Сравнение результатов моделирования состояния горных пород вокруг горных выработок с данными, полученными для систем микро-, макро- и мегауровня, показывает идентичность выявленных зависимостей и практически 100-процентную сходимость значений для полученных закономерностей. Это говорит о высоком уровне сходимости результатов моделирования, полученных с помощью энергетического метода исследования, не имеющего необходимой на сегодня сравнительной базы данных.

3.5. Выводы

1. Распространение энтропии в ненарушенном массиве горных породах Украинского кристаллического щита протекает во взаимно перпендикулярных направлениях, соответствующих вертикальным и горизонтальным энергетическим потокам. По степенным зависимостям в массиве перераспределяется только часть потенциальной энергии, объем которой составляет для горизонтальных напряжений 50, а вертикальных – 45% от разности внешних нагрузок. Увеличение потенциальной энергии в массиве горных пород Криворожского бассейна на глубинах до 3000 м приводит к перераспределению по степенным зависимостям для горизонтальных напряжений уже 95, а вертикальных – 57% от разности внешнего давления.

2. Отношение вертикальных потенциальных напряжений к горизонтальным описывается коэффициентом формы энергетических зон, который уменьшается от единицы до нуля при снижении прочности горных пород от 200 до 40 МПа и увеличении глубины разработки до 3000 м по множественным экспоненциальным зависимостям. Горная выработка является эпицентром нарушения энергетического равновесия в массиве, что приводит к образованию предохранительной капсулы, состоящей из системы кольцевых энергетических зон, в которых по синусоидально-затухающей автоволновой зависимости происходит уравнивание энергии. От контура выработки к границе капсулы амплитуда напряжений снижается, а период их действия увеличивается, что приводит к разрушению пород в приконтурных зонах (зонах термодинамического дисбаланса энергии) и повышению напряжений в замыкающих капсулу зонах (зонах термодинамического баланса энергии) по сравнению с нетронутым массивом.

3. Моделирование проведения подготовительных и очистных выработок в горных породах прочностью 40 – 200 МПа при глубине разработки 0 – 3000 м позволило выявить верификационные степенные зависимости, которые определяют соотношение размеров энергетических зон. Установлено, что это соотношение является постоянной величиной ($a_{n+1} - a_n = const$), на которые не влияют форма и размеры выработки, глубина ее заложения и свойства вмещающего массива. Увеличение количества энергетических зон в предохранительной капсуле выработки происходит при снижении проч-

ности горных пород и увеличении глубины разработки, что описывается множественными полиномиальными зависимостями четвертого порядка. Универсальность предложенного энергетического метода заключается в определении значений суммарных механических напряжений, которые учитывают второстепенные факторы энергетического состояния массива в капсуле – температура, плотность, газо- и водонасыщенность, намагниченность или радиоактивность, что повышает точность моделирования и прогнозирования поведения горных пород.

4. Промышленные исследования глубины разрушения массива вокруг выработок показали достоверность результатов для методов наблюдений и замеров 92,94%, маркшейдерских съемок – 92,06%, разгрузки массива – 82,47% и деформации скважин 68,27%. Общая достоверность натуральных исследований находилась на уровне 83,93%. Результаты физического моделирования количества образуемых энергетических зон в прилегающем массиве и их размеров показали достоверность для эквивалентных 94,0%, оптико-поляризационных – 92,0% и электропроводных материалов – 82,0%. Общая достоверность лабораторных экспериментов составила 89,33%. Результаты теоретического моделирования указанных параметров получены с достоверностью для метода конечных элементов 82,28% и термодинамического метода – 92,68%, а общая достоверность аналитических исследований составила 87,70%. Сходимость результатов натуральных и физических исследований составила – 93,95%, аналитических и физических – 98,17%.

5. Увеличение масштабного уровня системы от микро- (атом водорода, молекула ДНК, клетка митохондрии) до мега- (Луна, Земля) и макроуровня (Солнечная система, Галактика, Метагалактика) приводит к эквивалентному увеличению плотности ядра по полиномиальной зависимости, постоянной величины гравитации по логарифмической зависимости и периода колебания поверхности по полиномиальной зависимости, а постоянными остаются период затухания волновых колебаний ($6,67 \cdot 10^{-11} \text{ м}^3/\text{кг} \cdot \text{с}^2$) и соотношение размеров энергетических зон систем ($a_{n+1} - a_n = a$). Полученная степенная зависимость соотношения размеров зон для исследуемых систем совпадает с установленными верификационными степенными зависимостями, описывающими соотношение размеров энергетических зон в капсуле выработки, сходимость значений которых достигает 100%.

ГЛАВА 4

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ДОБЫЧИ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭНЕРГИИ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ

4.1. Порядок разработки, оценки и внедрения технологических решений

4.1.1. Соответствие технологических решений принципам управления энергией горного давления

Для оценки уровня энергосбережения технологическими решениями необходимо выполнить анализ соответствия широко применяемых и новых научно-производственных принципов управления энергетическим состоянием массива. Современные научные и производственные представления, на которых базируется большинство отечественных и зарубежных технологий разработки месторождений твердых полезных ископаемых, обеспечивают устойчивость горных выработок, исходя из двух основных принципов. Первый – *противодействие* крепи разрушению вмещающего массива за счет подбора видов крепей, параметров установки и условий их эксплуатации. Второй – *предупреждение (уравновешивание)* разрушения массива за счет уравновешивания устойчивости массива с размерами, формой и трассами заложения горных выработок. Усложнение горнотехнических условий, связанных с увеличением глубины горных работ, до настоящего времени вызывало адекватное изменение конструкций крепей и параметров систем разработки лишь с целью минимизации затрат.

Проблема использования энергии объемного сжатия пород как основного ресурса в повышении эффективности эксплуатации горных выработок, качества их крепления и поддержания оставалась нерешенной до установления автором закономерностей управления энергетическим состоянием предохранительных капсул, формирующихся вокруг горных выработок, что позволило разработать ресурсосберегающие технологические решения, базирующиеся на новых принципах управления энергетическим состоянием массива при выполнении горных работ, которые реализуется благодаря *содействию, устранению и перенесению* разрушения массива в областях интенсивного деформирова-

ния пород. Порядок использования принципов раскрывает эволюцию развития технологий поддержания и сохранения горных выработок. Так, одним из первых технологических решений, которое получило широкое распространение и используется до сегодняшних дней, – это *противодействие* разрушению массива за счет подбора видов, параметров и условий эксплуатации крепей. Используя этот принцип, реализуется задача отпора развивающихся деформаций и смещений в массиве, в основном при проведении подготовительных выработок. Далее было замечено, что на определенном этапе активное разрушение пород затухает, и горная выработка приобретает устойчивые контуры, что стало толчком для создания нового принципа.

Принцип *уравновешивания* параметров горного давления с размерами и формой горных выработок нашел широкое применение при отработке очистных камер и подготовительных выработок без крепи. Принцип *содействия* разрушению пород реализуется в основном при производстве буровзрывных работ. За счет обрушения областей интенсивного деформирования массива решается задача ресурсосбережения. *Устранение* разрушений возможно при придании обнажениям подготовительных и очистных выработок устойчивых контуров, соответствующим параметрам горного давления. Помимо этого, эффективное использование данного принципа возможно при заложении горных выработок в областях массива с пониженной напряженностью массива, т.е. на границе энергетических зон, в которых уровень горного давления соответствует состоянию ненарушенном массива горных пород. Принцип *перенесения* используется в технологических решениях с наивысшим уровнем использования энергии горных пород благодаря управлению процессами разрушения, которые переносятся вглубь массива.

4.1.2. Систематизация принципов управления энергией нарушенного массива

Каждый из описанных принципов управления состоянием горных пород в предохранительной капсуле выработки использует различное относительное количество энергии массива. Для определения этого количества энергии при креплении и поддержании выработок необходимо найти разницу между вертикальным давлением массива на крепь и величиной отпора, создаваемой крепежной системой выработки. Для этого воспользуемся экспресс-методикой, основанной на учете изменения формы энергетических зон λ .

Уменьшение коэффициента λ от 1 до 0 отображает возрастание горного давления пород на крепь выработки, величина которого на 1 м² крепи со стороны кровли определяется как объем массива, заключенного в приконтурной энергетической зоне, и находится как разность между вертикальной полуосью приконтурной зоны a и половиной высоты подготовительной $0,5h$ или очистной $0,5l_{np}$ выработки, МПа

$$P_m = \gamma(a - 0,5h). \quad (4.1)$$

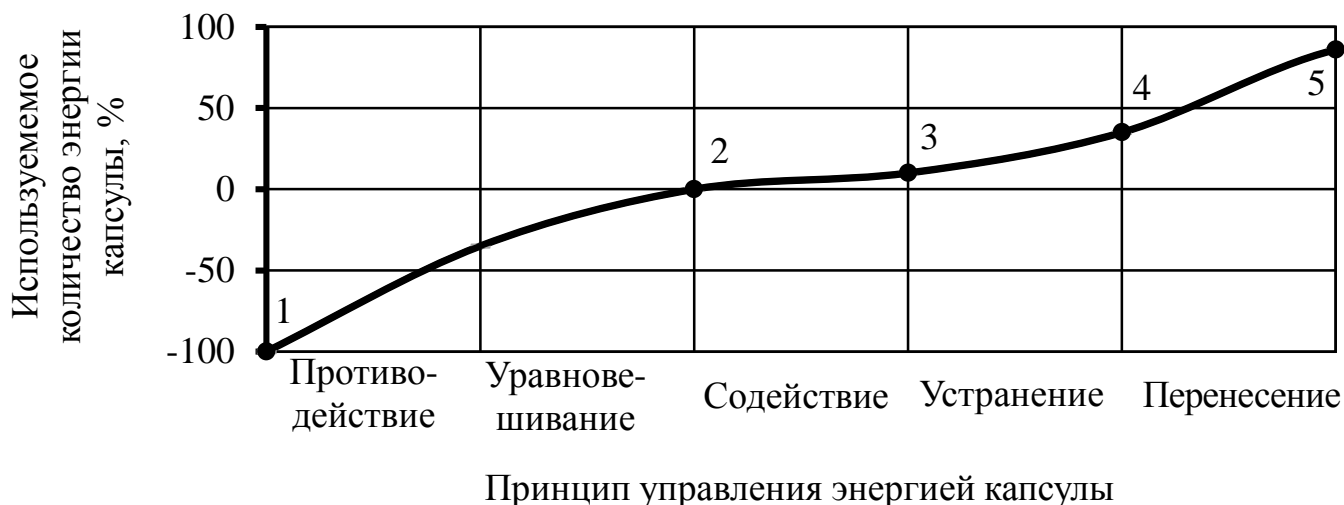
Граничным значением является устойчивость контура выработки, при котором минимальное значение λ принимают равным 0,5, что соответствует использованию принципов уравнивания, содействия и устранения. Если значение λ приближается к 0,5, то давление пород на крепь существенно возрастает и предопределяет применение при разработке крепежных и поддерживающих систем принципов перенесения, и противодействия. Расчеты показали, что, например, для подготовительной выработки, проводимой в породах прочностью 80 МПа, значения $\lambda = 0,9 - a = 0,44$ м, при $0,8 - a = 0,68$ м, при $0,7 - a = 1,0$ м, при $0,6 - a = 1,42$ м, при $0,5 - a = 2,0$ м и при $0,1 - a = 16$ м. Для очистных выработок эти значения в среднем в 2 раза выше. Помимо этого, относительное количество используемой энергии находится в эквивалентном отношении к давлению массива на контуре выработки, значения которого представлены в табл. 4.1.

Из табл. 4.1 видно, что технические средства крепления, базирующиеся на традиционно применяемом принципе противодействия, не используют энергию массива, а наоборот, для противодействия этой энергии затрачивают ее в эквивалентном или зачастую превышающем объеме, в соответствии с запасом прочности крепи n , т.е. $n = 1$ – противодействие 100%, $n = 2$ – 200% и т.д. Принцип уравнивания, используя баланс между факторами энергии массива, с одной стороны, и размерами и формой выработок, с другой, позволяет находить между ними баланс и практически не использовать энергию для крепления и поддержания выработок (0 – 10,0%). Принципы содействия и устранения близки по уровню используемой энергии массива (10,0 – 35,0%). Разница в том, что принцип содействия применяют для очистных выработок при производстве добычных работ, а принцип устранения – при сохранении устойчивости подготовительных выработок. Самым эффективным методологическим принципом является принцип перенесения, который позволяет использовать до 86% энергии массива, применением

Таблица 4.1 – Параметры управления предохранительной капсулой выработки

Изометрия предохранительной капсулы, сформированной вокруг подготовительной выработки	Используемая зона капсулы	Принцип управления энергией капсулы	Коэффициент формы зон, λ	Давление на контуре выработки, P_m , МПа	Баланс использования энергии капсулы, %	Управляющее воздействие на капсулу
	Приконтурная	Противодействие	0,5 – 0,1	> 1,75	> –100,0	Арочное крепление выработок
		Уравновешивание	1,0 – 0,9	0	0	Устойчивые размеры и форма выработок
		Содействие	0,9 – 0,8	0 – 0,5	0 – +10,0	Разрушение неустойчивых областей массива
	Границы зон	Устранение	0,8 – 0,6	0,5 – 1,75	+10,0 – +35,0	Новые траектории заложения выработок
	Приконтурная, первая	Перенесение	0,6 – 0,5	> 1,75	+35,0 – +86,0	Саморегулируемое анкерное крепление выработок

саморегулируемого анкерного крепления, которое нейтрализует конвергенцию массива за счет энергии дивергенции, согласно параболо-гиперболической зависимости (рис. 4.1.)



1 – 5 – ключевые точки взаимодействия энергии предохранительной капсулы с энергией отжима крепи выработки

Рисунок 4.1 – Графическая интерпретация принципов управления энергией предохранительной капсулы

Максимальный эффект достигается при комбинировании нескольких принципов в одном технологическом решении. Это совместное использование устойчивой формы и саморегулируемого крепления в плоскости забоя и в сечении подготовительной выработки или применение устойчивой формы и анкерного крепления очистных камер и др.

4.1.3. Разработка и внедрение в производство технологических решений

Порядок разработки технологических решений формировался в ходе выполнения ряда научно-исследовательских работ, которые далее защищались в виде квалификационных работ. Речь идет о научных исследованиях, выполненных в рамках магистерских работ, кандидатских и докторских диссертаций, а также госбюджетных и коммерческих научных тематик, которые решали отдельные задачи общей проблемы управления энергетическим состоянием горных пород. Основными производственными базами проведения исследований являлись ПАО «КЖРК», ЧАО «ЗЖРК», ГП «ВостГОК» и ПАО «МГОК», на которых проводили промышленные исследования, апробацию технологических реше-

ний и внедрение разработанных технологий в технические проекты предприятий. Остальные предприятия, анализ которых представлен в главе 1, тоже являются потребителями научных разработок и для них также рекомендуются предлагаемые технологии [190].

Первоначальные исследования и внедрение результатов в производство проводились для простейших технологических решений. Это связано с тем, что исследования такого уровня базируются на доступных технических подходах, связанных с воздействием на область интенсивного деформирования горных пород, которая формируется на контуре горных выработок. При проведении подготовительных и формировании очистных выработок реализовывалось крепление областей деформирования, а при производстве буровзрывных работ производилось эффективное разрушение этих областей. Так, для условий ПАО «МГОК» предложена конструкция временного крепления плоскости забоя подготовительных выработок, состоящая из многоразовых забивных анкеров, которая предохраняет обрушение забоя на длительный срок. В условиях ГП «ВостГОК» прошло апробирование технологическое решение по усовершенствованию технологии буровзрывных работ, которое позволяет производить отбойку массива руды только в областях интенсивного разрушения, формирующихся одновременно с увеличением очистных камер.

Разработка и внедрение технологических решений следующего уровня сложности осуществлялись после детального анализа результатов внедрения проектов предыдущего технического уровня. Было установлено, что в большинстве случаев крепление областей интенсивного деформирования пород можно избежать за счет придания подготовительным и очистным выработкам более устойчивых форм или закладывать их в областях массива с пониженным энергетическим состоянием горных пород. Благодаря этому повышается уровень ресурсосбережения за счет упразднения процесса крепления, проведения дополнительных (обгонных) выработок вместо разрушенных, исключения аварийных ситуаций, травмированию рабочих и других факторов, повышающих себестоимость добычи.

Так, для условий шахт ПАО «КЖРК», ПАО «ЕВРАЗ Сухая Балка» и ПАО «Арселор-Миттал Кривой Рог» предложена новая форма плоскости забоя и поперечного сечения подготовительных выработок, которая исключает разрушение пород, применение временного крепления забоя и использование трудоемких врубов. Для шахт Криворожского бассейна, которые используют камерные системы разработки с отбойкой руды из буровых штреков,

пройденных по породе, технологическое решение предоставляет возможность определения рациональных мест заложения буровых штреков, которые находятся за пределами областей интенсивного расслоения пород лежащего бока. Как следствие внедрения указанных разработок, для этих же предприятий предложен ряд решений, позволяющих придать конструктивным элементам камерных систем разработки (потолочинам, днищам, междукамерным целикам) прочные и устойчивые формы, которые исключают возможность интенсивного образования областей деформирования массива горных пород. Для условий ЧАО «ЗЖРК» разработана технология усовершенствованная параметров буровзрывных работ, которая позволяет учитывать напряженность массива руды путем выбора направления бурения эксплуатационных скважин. При этом углы бурения скважин относительно очистного пространства камеры определяются таким образом, чтобы каждый из них находился в однородно-напряженной области массива. Это исключает возможность самопроизвольного обрушения руды и потери части пробуренных и заряженных скважин.

Разработка технологических решений, которые относятся к наивысшему уровню использования энергии горного давления, осуществлялась также после детального анализа результатов внедрения разработок предыдущих уровней. Установлено, что при производстве горных работ на глубинах свыше 1600 м закрепление области разрушения и придание устойчивых форм выработкам или заложение их по рациональным трассам не позволяет добиться высоких результатов в ресурсосбережении, а самое главное, при этом отсутствует полнота использования технологическими параметрами упругой энергии объемного сжатия пород.

Для подготовки запасов ПАО «КЖРК» на глубинах свыше 1600 м эффективным является придание выработкам эллипсоидной формы поперечного сечения совместно с анкерным креплением новой конструкции, которая противодействует процессам разрушения пород на контуре выработки, за счет использования энергии объемного сжатия пород. Подготовка и нарезка запасов при отработке месторождений ЧАО «ЗЖРК» на глубинах свыше 600 м целесообразна с применением эллипсоидной формы поперечного сечения штреков совместно с выбором рациональных трасс заложения, которые прокладываются по границам приконтурной и первой зон термодинамического дисбаланса энергии, сформированных вокруг соответствующих очистных камер.

На глубинах свыше 800 м на ЧАО «ЗЖРК» эффективной показала себя технология одновременного применения подсечки и отрезки запасов очистных камер. При этом форма первичного очистного пространства должна соответствовать размерам и форме эллипсоида с минимальными механическими напряжениями для различных горнотехнических условий отработки запасов руд. Само компенсационное пространство располагается по центру камеры, и каждый этап его увеличения соответствует параметрам устойчивого эллипсоида. Это позволяет исключить самопроизвольное обрушение массива руды.

Описанные технологические решения сведены в табл. 4.1, в которой фоном выделены технологии, внедренные в технические проекты действующих горнодобывающих предприятий Украины с участием автора, а также указаны рациональные глубины применения и используемые принципы управления энергией массива.

Таблица 4.1 – Систематизация разработанных технологических решений в соответствии с принципами управления энергией предохранительной капсулы

Сущность технологического решения	Предприятие	Глубина применения, м	Принцип управления энергией
<i>Подготовительные работы</i>			
Временное крепление забоя выработок	ПАО «МГОК»	0 – 350	Противодействия
Устойчивая форма забоя и сечения выработок	ПАО «КЖРК»	800 – 3000	Уравновешивания
Комбинированное крепление сечения выработок		1600 – 3000	Перенесения
Трассы заложения этажных и подэтажных выработок	ЧАО «ЗЖРК»	600 – 3000	Устранения
Место заложения подэтажных выработок	ПАО «КЖРК»	600 – 3000	
<i>Очистные работы</i>			
Направление бурения глубоких скважин	ЧАО «ЗЖРК»	750 – 3000	Содействия
Расстояние между эксплуатационными скважинами	ГП «ВостГОК»	450 – 3000	
Форма выработок подсечки и отрезки	ЧАО «ЗЖРК»	800 – 3000	Уравновешивания
Форма конструктивных элементов блоков	ПАО «КЖРК»	800 – 3000	

4.2. Крепление и заложение подготовительных выработок в статических условиях капсулирования

4.2.1. Временное крепление забоя выработок для шахт ПАО «МГОК»

На марганцеворудных шахтах Украины, которые входят в публичное акционерное общество «Марганецкий горно-обогатительный комбинат» при проведении горизонтальных подготовительных выработок повсеместно применяется временное предохранительное крепление плоскости забоя. Для предотвращения вывалов руды из забоя выработок используют временную крепь, которая состоит из металлического пояса $3,5 \times 0,1 \times 0,2$ м, трех деревянных переборок у кровли $1,5 \times 0,2 \times 0,03$ м, вертикально установленной ремонтини $3,5 \times 0,2 \times 0,15$ м, которая прижимает плоскость забоя двумя горизонтальными досками $1,8 \times 0,2 \times 0,04$ м. На 1 п.м выработки устанавливают по 2 ремонтини и 6 переборок, что составляет $0,026 \text{ м}^3$ леса. Трудоемкость установки и снятия предохранительной крепи проходческой бригады в комплексной норме выработки составляет 1,4 чел.-ч. Помимо этого, установка деревянной крепи является тяжелым ручным трудом, а применяемые в креплении деревянные материалы не предназначены для многократного и эффективного использования.

Сложные горно-геологические условия добычи руд на марганцевых шахтах, вызванные повсеместным сворачиванием горных работ, приводят к разрушению барьерных целиков, повышению обводненности забоев и размоканию почв выработок. Это снижает качество установки и эксплуатации предохранительных крепей и приводит к частым вывалам руды, глины и прорывам воды. Сложные гидрогеологические, организационные и финансовые условия работы марганцевых шахт Украины делают работу проходческих комбайнов практически аварийной, а зачастую приводят к порче и потере оборудования. На шахтах комбината повсеместно используются паспорта извлечения комбайнов из-под завалов и затоплений. В таких условиях особо эффективным является разработка нового вида предохранительного крепления забоев подготовительных выработок, учитывающего особенности горного давления и состоящего из материалов многократного использования [191, 192].

Проведение подготовительных выработок на комбинате осуществляется круглым сечением в проходке 9 м^2 и в свету 6 м^2 при максимальной глубине проведения 100 м и прочности вмещающих пород не более 20 МПа . Крепление выработки производится кольцевой сегментной крепью СВП-27 диаметром 3 м . Расстояние между рамами крепи $0,5 - 0,33 \text{ м}$, которое зависит от горно-геологических условий. Участок выработки со сроком службы более 2-х лет затягивается по своду всплошную металлической или железобетонной затяжкой. При наличии в почве выработки пород, не склонных к пучению и при сроке службы менее 2-х лет, допускается проходка выработки без затяжки почвы.

Для предотвращения вывалов плоскости забоя используют временную предохранительную крепь, которая по своей сути является поддерживающей. Применение крепей такого вида в сложных горно-геологических условиях является неэффективным и дорогостоящим мероприятием. Результаты выполненных теоретических исследований с помощью энергетического метода показали, что глубина зоны разупрочнения составляет $2,9 \text{ м}$, а глубина возможного разрушения массива руды – $0,39 \text{ м}$ (рис. 4.2, а). Лабораторные исследования на эквивалентных материалах показали разрушение забоя выработки на глубину $0,45 \text{ м}$ (рис. 4.2, б).

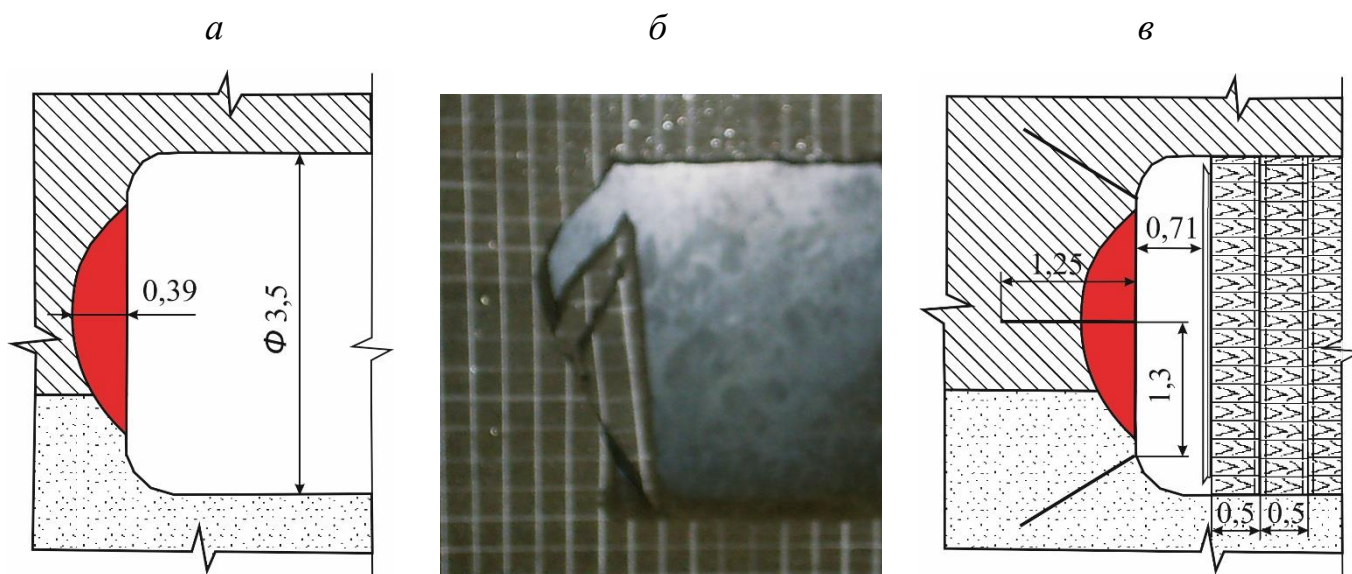


Рисунок 4.2 – Результаты теоретических (а) и лабораторный (б) исследований разрушения забоя выработки и технологическая схема его анкерного крепления (в)

Параметры установки анкеров определяются по стандартной методике, позволяющей эффективно закреплять возможную область деформирования массива пород.

1. Длина анкера, м

$$l_a = U + l_3 + l_n + l_k, \quad (4.2)$$

где $U = 0,45$ м – величина возможного разрушения плоскости забоя; $l_3 = 0,3 - 0,5$ м – величина заглубления анкера в устойчивую зону массива; $l_n = 0,022$ м – длина выступающей из шпура шляпки анкера; $l_k = 0,04$ м – длина конусной части анкера. По расчетной длине анкера, которая составляет $0,81 - 1,01$ м, принимаем фактическую длину из ближайшего типоразмера забивного анкера, равную $1,25$ м.

2. Плотность расстановки анкеров, шт.

$$n_a = \frac{P_e U \gamma k_n}{P_a}, \quad (4.3)$$

где $P_e = 10,1$ м – активный периметр забоя выработки; $\gamma = 21,8$ кН/м³ – объемный вес руды или горных пород в пределах области возможного разрушения; $k_n = 1,2$ – коэффициент перегрузки анкера; $P_a = 20$ кН – несущая способность забивного металлического анкера. Расчетная плотность расстановки анкеров составляет $5,9$ м, фактическая 6 шт.

3. Расстояние между анкерами, м

$$a_a = \sqrt{\frac{P_a}{U \gamma k_n}}, \quad (4.4)$$

Расчетное значение расстояния между анкерами a_a составляет $1,3$ м.

Векторы напряжений направлены в геометрический центр забоя, и забивание анкеров производится от его центра под соответствующими углами наклона.

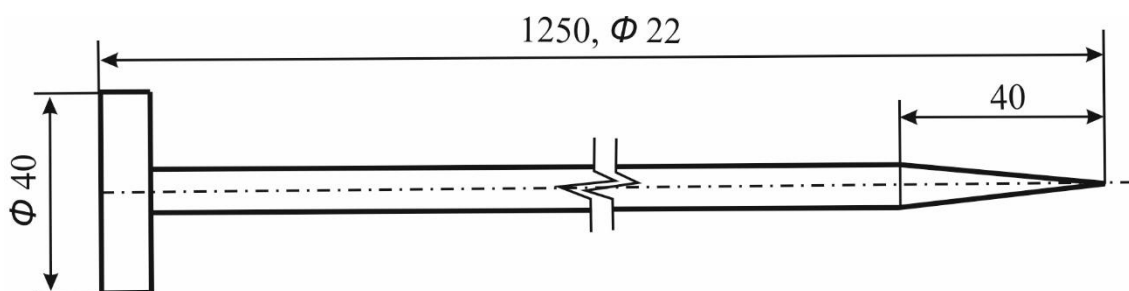


Рисунок 4.3 – Внешний вид забивного анкера принятого типоразмера

В результате проведения теоретических и лабораторных исследований было получено подтверждение необходимости применения многоразового анкерного крепления груди забоя подготовительных выработок в условиях шахт ПАО «МГОК». Установлено, что забивку анкеров целесообразно производить как в горизонтальной, так и вертикальной плоскостях забоя. Увеличение водообильности выработок предопределяет установку анкеров по всему периметру забоя, а ее снижение – только по центру (приложение Б. 5). Результаты исследований показали, что при нормальных условиях проведения выработок достаточным является установка пяти основных анкеров, расположенных крестообразно. При повышенной обводненности пород или при наличии активного проявления факторов горного давления количество анкеров может быть увеличено до 7 за счет крепления забоя у кровли выработки. В условиях экономии ресурсов возможно применение комбинированного временного крепления забоя подготовительных выработок, т.е. совместная установка по центру пяти анкеров, удерживающих плоскость забоя, и двух деревянных переборок для поддержания ее кровли. Эффективность предлагаемого технологического решения достигается за счет применения металлических анкеров многоразового использования, которые являются забивными, быстро устанавливаются и извлекаются.

4.2.2. Устойчивая форма забоя и сечения выработок для шахт ПАО «КЖРК»

Анализ производственной и научной информации показал, что на сегодняшний день полностью отсутствует регламентирование формы забоя подготовительных выработок, связанных с уровнем горного давления и устойчивостью горных пород. На рудных шахтах Украины, невзирая на изменения глубины горных работ и прочности горных пород, используется только прямолинейная форма плоскости забоя подготовительных выработок. При этом проведение горизонтальных и вертикальных подготовительных выработок в рудах и породах прочностью ниже 80 МПа на глубинах свыше 1200 м сопровождается активным вывалообразованием из плоскости забоя. При проведении горизонтальных выработок это приводит к опасности травмированию ног бурильщика, частичной потере пробуренных шпуров и нарушению паспорта БВР. В вертикальных выработках, ко-

торые при проходке приближаются к сопряжениям с горизонтальными, зачастую наблюдаются несанкционированное обрушение целиков, травмирование рабочих и поломка проходческого оборудования [193].

Иногда эта проблема решается сама собой за счет достижения высокого коэффициента полезного шпуров или от увеличенной длины врубовых шпуров, благодаря чему забой приобретает нелинейную форму, приближающуюся к локально выпуклой в центральной части сечения. Так или иначе, данная проблема не имеет научного обоснования, а ситуативное придание криволинейных форм забою выработок скорее является исключением из паспорта БВР не может служить рациональным техническим решением для эффективного управления энергией предохранительной капсулой выработки. Разработка методики определения радиусов закругления контуров забоя позволяет избежать негативных последствий от неуправляемого разрушения массива и предостеречь от несчастных случаев при нарушении технологии проходки выработок. Для определения устойчивой формы забоя подготовительной выработки, при известных ее геометрических размерах, рассчитываем сопряженные радиусы закругления контура выработки r и R (рис. 4.4) [6, 194].

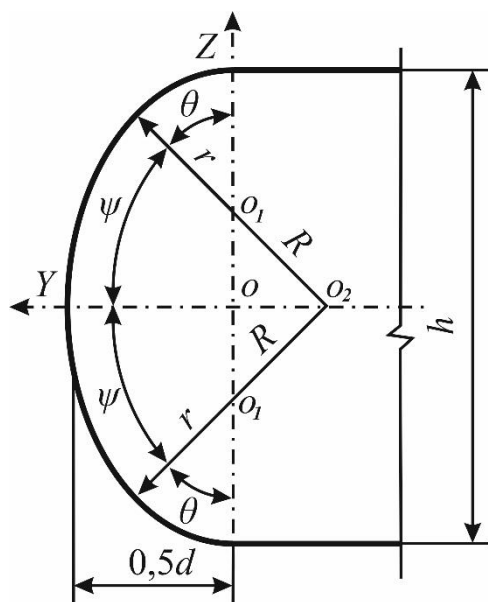


Рисунок 4.4 – Расчетная схема к построению устойчивой формы забоя горизонтальной подготовительной выработки с помощью радиусов сопряженных закруглений

1. Размер вертикальной полуоси a приконтурной зоны термодинамического дисбаланса энергии, направленной вдоль оси OZ , м

$$a = \frac{0,25d^2 + \lambda^2 h^2}{2\lambda^2 h}, \quad (4.5)$$

где d – ширина подготовительной выработки по почве, м; h – высота подготовительной выработки, м; λ – коэффициент формы приконтурной энергетической зоны.

2. Размер горизонтальной полуоси c приконтурной энергетической зоны, направленной вдоль оси OY , м

$$c = a\lambda.$$

3. Угол действия главного касательного напряжения ψ определяется по формуле (3.3).

4. Радиус закругления сводчатых частей забоя, т.е. малый радиус, м

$$r = \frac{(a^2 + c^2)^{0,5} - a + c}{2 \cos \psi}.$$

5. Радиус закругления центральной части забоя т.е. большой радиус, м

$$R = c + (a - r) \operatorname{tg} \theta,$$

где θ – угол действия нормального напряжения, который определяется по формуле (3.2).

По результатам расчетов установлено, что с увеличением глубины можно добиться повышения устойчивости забоя подготовительной выработки за счет уменьшения радиуса закругления у кровли и почвы, а также увеличения радиусов закругления по центру забоя. Так, например, для условий проведения горно-капитальной выработки поперечным сечением $3,75 \times 5,15$ м ($S = 19,3$ м²) рациональные радиусы закругления массива забоя изменяются с увеличением глубины заложения по прямолинейным зависимостям (рис. 4.4). Радиусы закругления контуров забоя, кровли и боков выработки зависят от энергетического состояния горных пород, которое учитывает коэффициент формы энергетических зон λ (рис. 4.5) [6]. Установлено, что, изменяясь от единицы до нуля, коэффициент показывает устойчивую форму контура выработки.

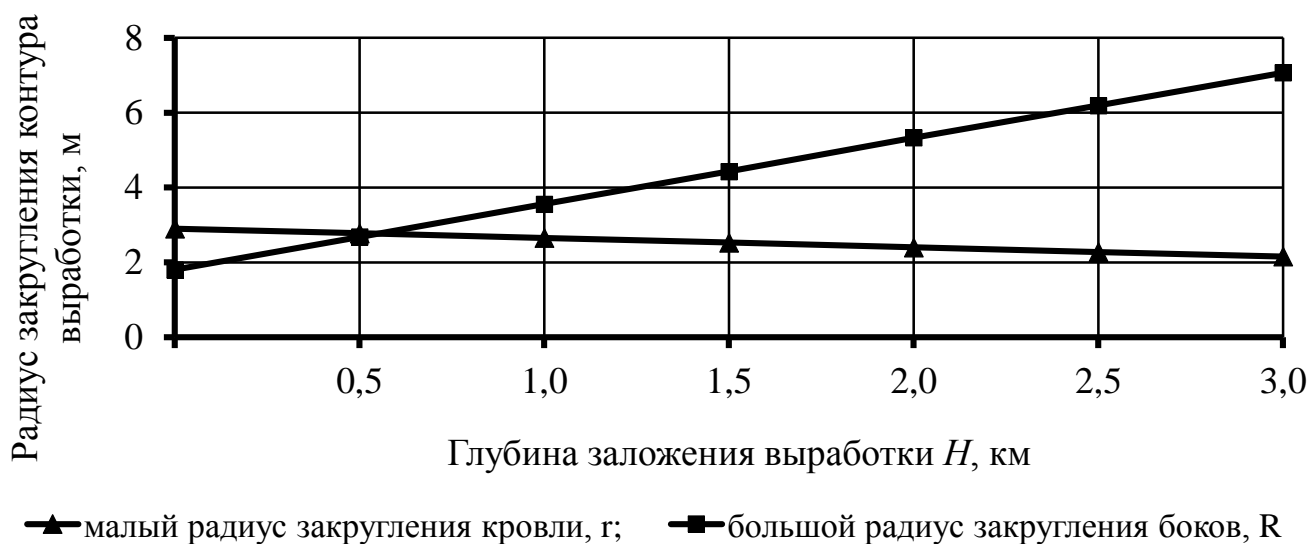


Рисунок 4.5 – Зависимости радиусов закругления контуров обнажения горно-капитальной выработки

Анализ результатов, проведенного автором моделирования показал, что вслед за формой приконтурной зоны изменяется и устойчивая форма контура забоя подготовительной выработки: от круглой у земной поверхности до эллипсоидной на большой глубине. Установлено, что с увеличением глубины разработки можно добиться повышения устойчивости плоскости забоя подготовительной выработки за счет придания устойчивых контуров закругления путем изменения сопряженных радиусов. Такая форма забоя максимально исключает развитие деформаций в массиве, образование области возможного разрушения пород. Если горизонтальные напряжения в ненарушенном и нарушенном выработкой массиве, действующими вдоль осей OX и OY , равны по абсолютным значениям, то значения радиусов в этих плоскостях будут идентичными. Другими словами, форма забоя будет иметь полуэллипсоидную форму, симметричную относительно горизонтальной оси выработки.

В условиях сооружения глубоких горизонтов рудных шахт для выработок большой площади эти мероприятия являются основными, что позволяет добиться снижения затрат на поддержание и крепление. Это происходит за счет придания устойчивых контуров закругления обнажениям выработки, которые соответствуют уровню энергетического состояния вмещающего массива пород. С приданием выработкам рациональных

радиусов закругления контуров кровли и боков достигается максимальное снижение размеров областей интенсивного разрушения массива [195].

Для определения устойчивой формы подготовительной выработки, при известных геометрических размерах, находим сопряжения радиусов закругления контура выработки r и R и построения устойчивого контура выработки, что выполняется в соответствии с «Едиными правилами безопасности ...», согласно которым на высоте 1,8 – 2,05 м от почвы выработки должна быть выдержана сводчатая высота контура обнажения для выработок, предназначенных для транспортировки полезного ископаемого (рис. 4.6). Для подготовительных выработок, не являющимися откаточными, это условие не будет обязательным и предопределяет соответствующую методику расчета [196].

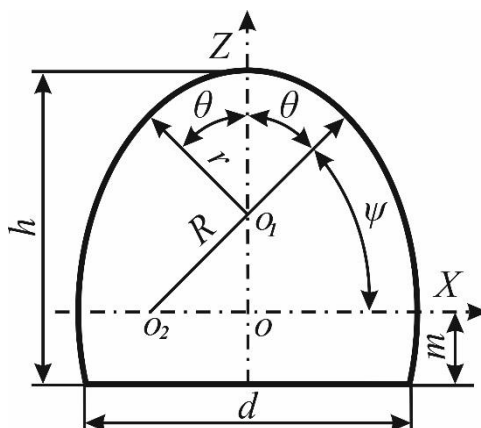


Рисунок 4.6 – Расчетная схема устойчивой формы контура (подковообразной) горизонтальной горной выработки с помощью радиусов сопряженных закруглений

1. Размер вертикальной полуоси a приконтурной энергетической зоны, направленной вдоль оси OZ :

– для выработок, не предназначенных для транспортирования полезного ископаемого, определяется по формуле (4.5);

– для выработок, предназначенных для транспортирования, м

$$a_2 = \sqrt{\frac{0,25d^2 + \lambda^2(2,05 - m)^2}{\lambda^2}},$$

где d – ширина подготовительной выработки по почве, м; h – высота подготовительной выработки, м; m – расстояние от центра выработки до почвы, м; λ – коэффициент формы энергетических зон.

2. Размер горизонтальной полуоси приконтурной энергетической зоны ϵ , направленной вдоль оси OX , определяется по формуле (3.4).

3. Положение почвы относительно центра выработки, м

$$m = h - a .$$

4. Угол действия главного касательного напряжения ψ определяется по формуле (3.25).

5. Радиус закругления сводчатой части выработки, т.е. малый радиус, м

$$r = \frac{(a^2 + \epsilon^2)^{0,5} - a + \epsilon}{2 \cos \psi} .$$

6. Радиус закругления боковых стенок, т.е. большой радиус, м

$$R = \epsilon + (a - r) \operatorname{tg} \theta ,$$

где θ – угол действия главного нормального напряжения, определяется по формуле (3.2)

Анализ результатов моделирования глубины возможного разрушения массива на контуре выработки показал, что на глубине 1500 м выработка с габаритными размерами 3,45×4,20 м будет иметь устойчивое состояние. На глубине 1820 м в кровле и почве выработки массив руды деформируется на 0,9 м. При производстве горных работ на горизонтах 1900, 1980 и 2060 м высота неустойчивой области массива руды в кровле выработки возрастает, соответственно, до 1,3; 1,7 и 2,0 м, а возможное разрушение его в почве выработки достигнет 1,4; 1,9 и 2,2 м [196].

4.2.3. Комбинированное крепление подготовительных выработок на шахтах ПАО «КЖРК»

Перспектива развития Криворожского бассейна по разработке мощных крутопадающих месторождений в интервале глубин 1500 – 3000 м связана с применением высокопроизводительного самоходного и соответственно крупногабаритного бурового и

погрузочно-транспортного оборудования. Обеспечение устойчивости подготовительных выработок площадью поперечного сечения до 20 м² рационально с применением устойчивой формы, а при необходимости и с установкой саморегулируемого анкерного крепления. При расчете устойчивого контура выработки минимальное значение λ принимают равным 0,5. Если $\lambda < 0,5$ то давление пород на крепь существенно возрастает. В этом случае возможно пучение пород в почве выработки, что вынуждает придавать обнажению массива форму полного эллипсоида и крепить податливыми металлическими окладами, установленными через 0,2 – 0,5 м, или монолитным бетоном. Результаты моделирования устойчивой формы выработки и применения традиционного для рудных шахт и нового – инновационного саморегулируемого крепления сведены в табл. 4.3.

Таблица 4.3 – Форма поперечного сечения и тип крепления подготовительной выработки, сооружаемой в горных породах прочностью 80 МПа

Глубина заложения выработки, м	350	700	1000	1600	3000
Значение λ	1,0 – 0,9	0,9 – 0,8	0,8 – 0,7	0,7 – 0,5	0,5 – 0,1
<i>Традиционная форма и крепление</i>					
Форма	трапециевидная		арочная		
Крепление	деревянное	облегченное арочное	усиленное арочное	монолитное бетонное	
<i>Ресурсосберегающая форма и крепление</i>					
Форма	круглая	арочная	подковообразная	полуэллиптическая	эллиптическая
Крепление	без крепи	набрызг-бетонное	анкерное	облегченное комбинированное	

Предложенная методика выбора нового типа крепления реализуется в соответствии с принципом противодействия крепи давлению вмещающих пород. То есть при увеличении глубины заложения выработки увеличивается объем пород, который необходимо поддерживать. Частично (до 10%) нагрузку возможно снизить за счет придания устойчивого контура обнажениям массива, а остальная часть нагрузки поддерживается за счет установки самой крепи. Чем выше величина нагрузки, тем сложнее и дорогостоящее конструкции применяемых крепей. Усложнение горнотехнических условий до настоящего

времени вызывало адекватное изменение конструкций крепей лишь с целью минимизации затрат. Проблема использования энергии объемного сжатия пород как основного ресурса в повышении эффективности эксплуатации горных выработок, качества их крепления и поддержания на сегодня оставалась нерешенной.

Благодаря системному исследованию феномена зонального капсулирования горных выработок, аналитическому описанию картины самоорганизации нарушенного выработкой массива открывается возможность использования нового принципа в технологии крепления и поддержания горных выработок. Инновационный принцип практически исключает влияние глубины проведения выработок на себестоимость их крепления. Сущность его состоит в том, что большая часть нагрузки на крепь, создаваемая за счет давления подработанной толщи (конвергенции), уравнивается нагрузкой от развития процессов дивергенции, путем использования саморегулируемых анкерных и комбинированных крепей. Возможные глубины использования предлагаемого технологического решения тесно связаны с процессом зонального капсулирования, т.е. образованием второй и последующих энергетических зон вокруг выработок. Опираясь на полученные результаты исследований, автором разработана методика расчета паспорта крепления подготовительных выработок с использованием энергии горного давления.

1. Длина анкеров:

– для кровли и почвы выработки при малом радиусе закругления контуров, м

$$l_a = 2a - r + l_n; \quad (4.6)$$

– для боков выработки при большом радиусе закругления контуров, м

$$l_a = 2b - R + l_n, \quad (4.7)$$

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

3. Плотность расстановки анкеров определяется по формуле (4.3), в которой P_e – периметр выработки эллипсоидной формы, м

$$P_e = 4 \frac{\pi a b + (a - b)^2}{a + b},$$

где V – объем массива, заключенная в приконтурной энергетической зоне, которая находится как среднее значение сумм разностей между вертикальной полуосью зоны a и половиной высоты выработки $0,5h$, и между горизонтальной полуосью зоны b и половиной ширины выработки $0,5d$, м

$$V = \frac{(a - 0,5h) + (b - 0,5d)}{2}.$$

4. Расстояние между анкерами определяется по формуле 4.4, где P_a – несущая способность анкера, определяется принимается из таблицы.

Тип анкера	Предел прочности пород на сжатие, МПа	Несущая способность анкера, P_a , кН
Железобетонный	> 20	100
Клинощелевой (замковый)	60 – 100	40 – 80
Трубчатый (с распорным замком)	> 40	60 – 120
Сталеполимерный	Любой	140 – 234
Канатный (ампульный)		

После определения основных параметров разрабатывают паспорта крепления подготовительной выработки согласно расчетной схеме (рис. 4.7.)

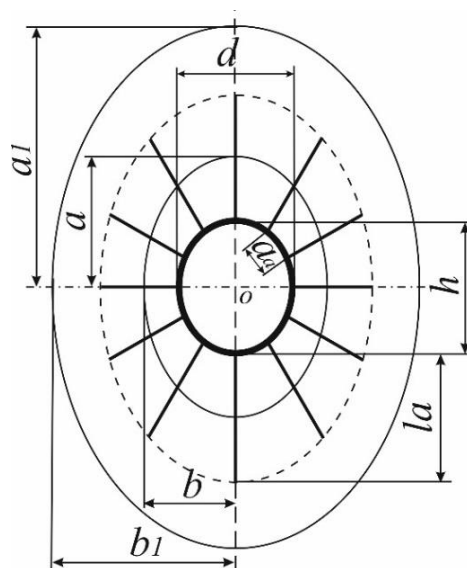


Рисунок 4.7 – Расчетная схема к составлению паспорта крепления выработки

Так как действия радиальных напряжений направлены в геометрический центр выработки, бурение шпуров и, соответственно, установка анкеров, производятся от центра выработки под соответствующими углами к контуру обнажения массива. Почва выработки формируется за счет балласта или бетонирования нижней части с укладкой по центру систем водоотливных конструкций (лотки с крышками, перфорированные трубы, опалубка). Во избежание отслоения мелких кусков руды и породы при проведении выработок в трещиноватых горных породах и рудах применяют комбинированное крепление – анкера с сеткой «Рабица», просечными листами, арматурами и т.д. Сетку или другие поддерживающие конструкции необходимо располагать по контуру выработки, в кровле и боках на длину до 80% закрепляемого участка, и закреплять анкерами. В случае пересечения выработкой напластования руды и пород анкера необходимо располагать под углом перпендикулярно напластованию, что приведет к увеличению их длины на 20 – 30%. Необходимая длина анкера, который устанавливается под углом, перпендикулярном к напластованию, следующая, м

$$l_y = l_a \sin \alpha ,$$

где α – угол напластования пород или падения залежи, град.

Для крепления напряженных пород целесообразно применение анкеров нового поколения, т.е. удлиненных анкерных болтов с расположением замка в центре зоны термодинамического дисбаланса энергии. Это позволяет выполнять условие активного противодействия разрушению массива за счет использования упругой энергии массива. При этом уравнивается энергия растяжения пород на обнажении очистной или подготовительной выработки с энергией сжатия в глубине массива. Это позволяет увеличить рациональные глубины применения анкерного и комбинированного крепления подготовительных выработок, а также исключить применение дорогостоящих рамных или бетонных крепей в подготовительных выработках. При этом основным элементом такой крепи является конструкция самого анкера и замков, которые закладываются в зоне активного сжатия, а не просто за пределами области деформирования пород. Конструкция и параметры отдельных элементов саморегулируемого анкера представлены на рис. 4.8

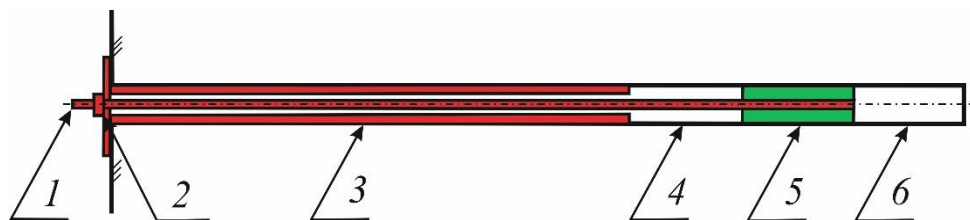


Рисунок 4.8 – Конструкция саморегулируемого анкера: 1 – анкерный болт (металлический, канатный, полимерный); 2 – прижимная планка и затяжная гайка; 3 – обсадочная труба; 4 – свободная от обсадки часть шпуры; 5 – замок анкера (бетонный, клиновой, химический); 6 – свободная забойная часть шпуры

Длина обсадочной трубы 3, определяется для вертикальных и горизонтальных обнажений массива пород и закладки:

– вертикально устанавливаемых анкеров, м

$$l_{ог} = a - 0,5h + \frac{0,5a_n}{3};$$

– горизонтально устанавливаемых анкеров, м

$$l_{ог} = b - 0,5d + \frac{0,5b_n}{3},$$

где n – зона термодинамического дисбаланса энергии, имеющая наивысшую жесткость упругой энергии, т.е. предпоследняя зона в предохранительной капсуле.

Длина части шпуры, свободной от обсадки 4, замка анкера 5 и свободной забойной части 6 определяются по идентичной формуле:

– вертикально устанавливаемых анкеров, м

$$l_{св} = \frac{0,5a_n}{3};$$

– горизонтально устанавливаемых анкеров, м

$$l_{св} = \frac{0,5b_n}{3}.$$

Конструкция анкера (см. рис. 3.8) позволяет двигаться болту 1 внутри обсадочной трубы 3 за счет установки замка в зоне максимальных сжимающих напряжений, направленных в обратную сторону от выработки. Данная конструкция позволяет уравновесить до 86% энергии, расходуемой массивом на разрушение контура выработки за счет противодействия упругой энергией дивергенции массива.

4.2.4. Трассы заложения и способы крепления подэтажных выработок для шахт ЧАО «ЗЖРК»

ЧАО «ЗЖРК» более 50 лет работает на базе Южно-Белозерского месторождения и использует вариант этажно-камерной системы разработки с заполнением выработанного пространства твердеющими смесями. Сущность данного варианта системы разработки заключается в том, что отработка этажа вкрест простирания осуществляется с помощью первичных и вторичных очистных камер. Для выполнения подготовительно-нарезных работ в пределах каждого очистного блока, который включает первичную и вторичную камеры, проводят в породах висячего и лежащего боков залежи по 10 полевых штреков общей длиной до 300 м.

Недостатком используемого способа подготовки очистных блоков является отсутствие научного обоснования мест заложения этажных и подэтажных полевых штреков. На практике их места определяют, опираясь на производственный опыт, и с целью достижения технологических удобств, вызванных близостью расположения к очистным камерам и восстающим выработкам, и других причин, что способствует уменьшению длин буровых ортов и сбоек различного назначения. Такой подход повлек за собой необходимость частичного перекрепления полевых штреков, а зачастую и проведения новых выработок – обгонных штреков. Сегодня заложение подэтажных выработок по отношению к очистным камерам не регламентируется официально действующими инструкциями для данного месторождения. В результате этого при производстве очистных работ в подэтажных штреках, заложенных по центру отрабатываемого этажа, наблюдаются вывалы пород и разрушения крепи выработок. Возникает опасность травмирования рабочих и выведения из строя оборудования, ухудшения движения воздушной струи и др. При этом снижается уровень ресурсосбережения и техники безопасности проведения горных работ в целом [47, 134].

В последние годы в ЧАО «ЗЖРК» наметилась устойчивая тенденция повышения объемов добычи, главным образом благодаря масштабному использованию высокопроизводительного самоходного оборудования. При достаточном объеме балансовых запасов, вскрытие и подготовка нижележащих этажей должна производиться в соответствии с календарными планами. Использование дорогостоящей импортной

техники в выработках с низким уровнем устойчивости и, соответственно, безопасности, а также сетью обгонных выработок негативно влияет на плановость эксплуатации месторождения. Исходя из вышеизложенного, разработка и применение нового подхода в определении рациональных мест заложения подэтажных и этажных штреков при отработке запасов нижележащих горизонтов является важным элементом усовершенствования технологии подготовки и отработки запасов месторождения [134].

Разработка технологических решений по определению рациональных траекторий заложения подготовительных штреков имеет и обратное решение, которое подразумевает обоснование рациональных способов крепления выработок без изменения проектных траекторий заложения. В обоих случаях это позволит увеличить безопасный и безремонтный срок службы полевых штреков. Однако предварительные расчеты показали, что крепление отдельных участков штреков сопряжено с разработкой большого количества паспортов, обусловленных значительными изменениями размеров и форм очистных камер, и является более затратным, нежели определение рациональных мест заложения выработок [47].

Нами уже выполнены подобные исследования по определению влияния очистного пространства на выбор способа крепления нарезных выработок. Решение этой задачи реализовано для условий шахты «Эксплуатационная» ЧАО «ЗЖРК». Разработана комбинированная крепь подэтажных буровых ортов, которая учитывает напряженно-деформированное состояние массива на момент принятия камерами проектных размеров. Это способствует безопасному ведению закладочных работ и экономии средств на нарезные работы до 45% [45].

На сегодняшний день выполнен весь объем теоретических исследований, которые реализованы с помощью энергетического метода. Разработана расчетная схема исследования термодинамических процессов, протекающих в окрестности первичных и вторичных очистных камер. По расчетным данным построены поля радиальных напряжений, распространяющихся вокруг очистных камер. Из рис. 4.9 видно, что подготовительные штреки располагаются в массиве, характеризующемся различными значениями напря-

жений. Это говорит о необходимости разработки и применения индивидуальных паспортов крепления для каждой из подготовительных выработок либо групп выработок, закладываемых в равнонапряженных местах массива. Далее с помощью метода эквивалентных материалов проводились постановочные лабораторные эксперименты, которые подтвердили результаты теоретических исследований.

Сравнение результатов выполнялось по величинам деформаций массива на моделях и данным, полученным расчетным путем. Аналитические (теоретические) и физические (лабораторные) исследования были сопоставлены с данными производственной информации, которые опирались на изменение контуров очистных камер до и после отработки запасов. Максимальное расхождение результатов по трем видам исследований не превысило 13% (сходимость 87%).

В результате проведения теоретических, лабораторных и промышленных исследований была разработана методика расчета рациональных параметров подготовки добычных блоков на шахте «Проходческая» ЧАО «ЗЖРК». Сущность методики состоит в том, что заложение подготовительных выработок рационально выполнять в местах со сходной или максимально пониженной энергонасыщенностью пород. Заложение выработок по границам линий, оконтуривающим энергетические зоны, дает возможность проводить их без крепления. При этом на трассы заложения выработок всяческого бока влияют первичные камеры, а выработок лежачего бока – вторичные (рис. 4.9) [49, 197, 198].

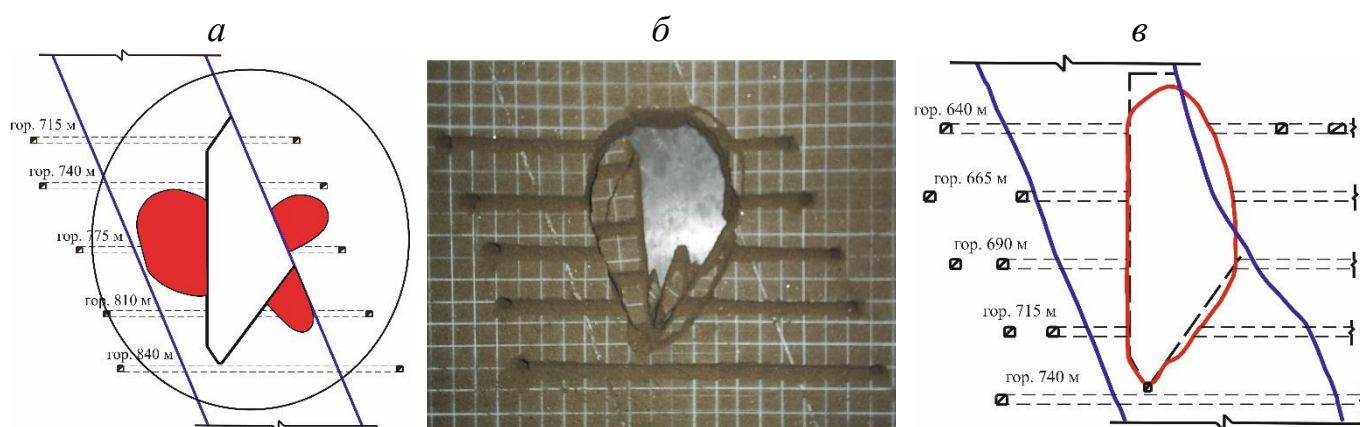


Рисунок 4.9 – Результаты теоретических (а), лабораторных (б) и промышленных (в) исследований эффективности способа подготовки блоков на шахтах ЧАО «ЗЖРК»

Эффективность предлагаемого технологического решения сохранится как при проведении подготовительных (штреков, ортов, восстающих), так и нарезных (ходовых, буровых, вентиляционных штреков и ортов) выработок в породах висячего и лежачего боков залежи «Главная». Экономическая эффективность от применения предлагаемого способа подготовки запасов для одного горизонта состоит из следующих статей. Это прямая экономия средств от безремонтного поддержания выработок без применения крепей, которая достигает 30% от общих затрат на проведение. Помимо этого, пропадает необходимость проведения обгонных штреков, затраты на которые достигают 20% от объема выработок горизонта. Также исключаются затраты, связанные с несчастными случаями: нарушение графика организации работ, ремонт и простои оборудования, выплаты при потере трудоспособности рабочих и т.д. Общая методика определения рациональных трасс заложения подготовительных выработок включает следующие этапы:

1. Радиальное напряжение для массива пород висячего или лежачего боков залежи в расчетных точках траектории заложения выработки, МПа

$$\sigma_p = (0,042\gamma x - 0,004x)0,124e^{0,002H} 15,07\alpha^{-0,667} - 0,0002\beta^2 + 0,05\beta - 2,92,$$

где β – угол между напряжением σ_p и плоскостью горизонта, град; γ – объемная масса горных пород, изменяющаяся от 0,2 до 0,4 МН/м³; H – глубина заложения очистной камеры, изменяющаяся от 0 до 1600 м; x – расстояние по нормали от обнажения массива камерой до расчетной точки на траектории проведения подготовительной выработки, изменяющаяся от 0 до 500 м.

2. Размер вертикальной полуоси a приконтурной зоны термодинамического дисбаланса энергии, определяемый для очистных камер по очередности отработки, м

$$a = (10\sigma_p + 0,5m\gamma \sin \alpha) / (\gamma(\cos^2 \psi + \sin^2 \psi \operatorname{tg} \psi)(a + \theta)),$$

где m – горизонтальная мощность залежи, м; α – угол падения залежи, град; θ – угол, между главным нормальным напряжением и горизонтальной плоскостью, град, определяется по формуле (3.2), где ψ – угол, образованный между главным нормальным напряжением и вертикальной плоскостью, определяется по формуле (3.3), где λ – коэффициент формы энергетической зоны, определяется по рис. 3.7.

3. Размер горизонтальной полуоси a приконтурной энергетической зоны, определяемый для очистных камер по очередности отработки, рассчитывают по формуле (3.5).

Для определения траекторий заложения подэтажных или этажных штреков с достаточно высокой точностью желательно использование графоаналитического метода, который после расчета горизонтальной полуоси приконтурной энергетической зоны b позволяет найти пересечения границ приконтурных энергетических зон с плоскостями подэтажных и этажных горизонтов. Эти точки и будут внешней границей проведения нарезных и подготовительных выработок (рис. 4.10). Также возможно определение места заложения выработок аналитическим методом, который является более точным по причине учета общей закономерности образования приконтурных энергетических зон, а не для каждой очистной камеры в отдельности как предлагалось выше. Зависимость определения расстояния заложения штреков от рудной залежи имеет вид, м

$$L_{ш} = b - 0,5l_{np},$$

где l_{np} – горизонтальный пролет очистной камеры, м;

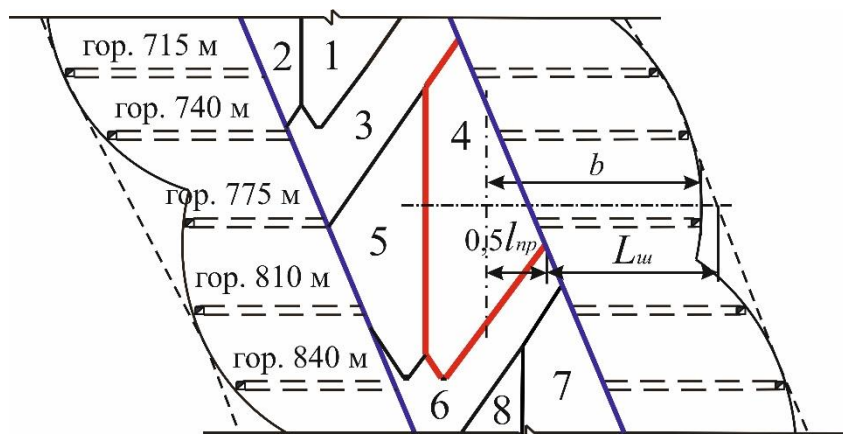


Рисунок 4.10 – Технологическая схема заложения трасс этажных и подэтажных штреков по отношению к залежи: 1 – 9 порядок отработки очистных камер; сплошные полуэллиптические линии b получены графоаналитическим методом, а пунктирные ломаные – аналитическим методом определения расстояния заложения штреков от рудной залежи $L_{ш}$

В результате моделирования изменяющегося энергетического состояния горных пород, выражающегося через глубину заложения очистных камер, их геометрических размеров и формы, определены ориентировочные трассы заложения этажных и подэтажных штреков по отношению к залежи, позволяющие проводить нарезные и подготовительные выработки без применения крепления.

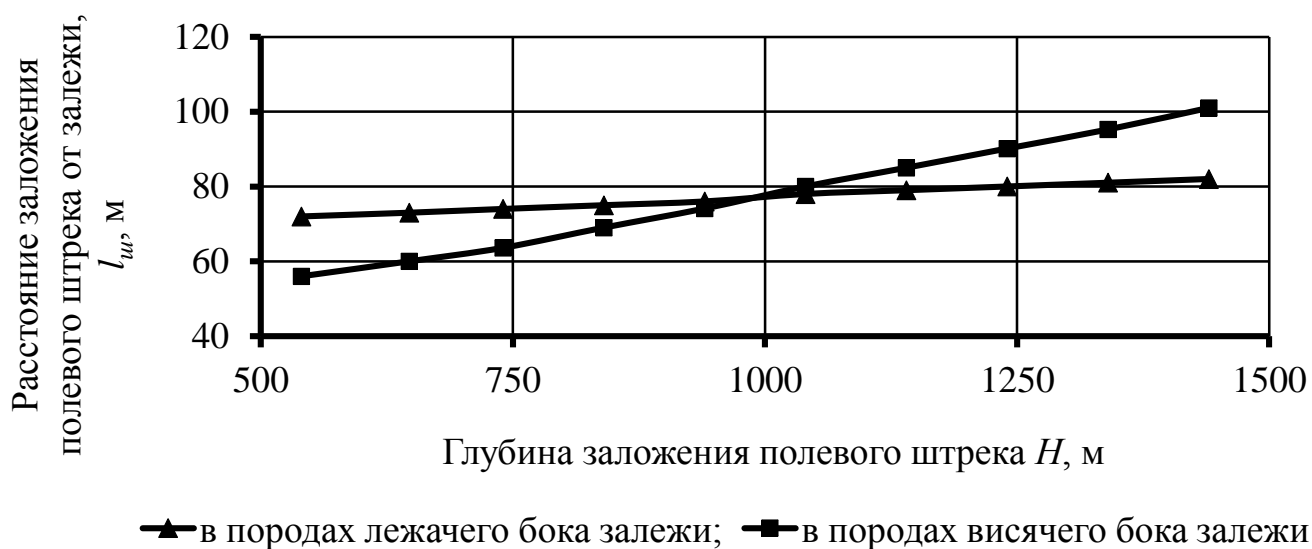


Рисунок 4.11 – Зависимости расстояний заложения этажных и подэтажных штреков от рудной залежи $L_{ш}$

Учет влияния первичных очистных камер на крепление нарезных выработок позволяет повысить безопасность труда и снизить затраты на поддержание буровых ортов при добыче руды в этаже 640 – 740 м на шахте «Эксплуатационная» ЧАО «ЗЖРК», за счет снижения себестоимости крепления до 35% [199]. Титульный лист рекомендаций, предложенных комбинату для внедрения, представлен в приложении Б. 1.

Методика определения трасс заложения подготовительных штреков позволяет определить рациональные места заложения выработок как в породах лежачего, так и висячего боков залежи. При недостаточности изменения трасс заложения штреков существует и дополнительное решение для сохранения устойчивости – определение устойчивой формы выработки по методике, изложенной выше. Результатом исследований является усовершенствованный способ подготовки очистных блоков, который

за счет определения рациональных трасс заложения полевых штреков повышает технику безопасности и обеспечивает ресурсосбережение горных работ. Внедрение технологического решения по определению мест заложения подготовительных выработок на шахтах ЧАО «ЗЖРК» позволяет сэкономить до 30% затрат на проведение 1 п.м выработки, без учета затрат на проведение обгонных выработок, ликвидацию аварий, восстановление оборудования и выплат по несчастным случаям. Титульный лист рекомендаций, предложенных комбинату для внедрения в технические проекты, представлен в приложении Б. 3.

4.2.5. Определение мест заложения буровых штреков на шахтах ПАО «КЖРК»

На протяжении более 130 лет Криворожский железорудный бассейн является крупнейшим производителем товарной железной руды в Европе. До 71% запасов богатых руд на шахтах Кривбасса добывается при помощи камерных систем разработки. В свою очередь, отработку камер на высоту этажа производят в 45% блоков и на высоту подэтажа – в 26%. При этом до 50% запасов руд добывается с помощью этажно-камерной системы с отбойкой руды вертикальными веерами скважин, пробуренных из подэтажных буровых штреков, пройденных по породе (рис. 4.12, а). На протяжении 30 лет эти системы практически не претерпели кардинальных технологических изменений, т.е. до 90% подготовительно-нарезных выработок проводится без учета процессов деформирования пород, вмещающих очистное пространство камер. Следствием такого подхода является отсутствие методик по рационализации мест заложения нарезных выработок, по определению их устойчивых форм поперечного сечения и применяемых видов крепей [200].

Одним из актуальных направлений совершенствования камерных систем разработки с увеличением глубин их эффективного применения является выбор рациональных мест заложения нарезных выработок с учетом влияния энергетического состояния горных пород. В настоящее время на шахтах бассейна проведение подэтажных буровых штреков осуществляется в породах лежачего бока на расстоянии 2 – 5 м от рудных залежей. Данное расстояние обусловлено минимизацией длины эксплуатационных скважин, пробуренных по породе, и не регламентируется официально-

действующими в бассейне инструктивными указаниями. Это приводит к разрушению целиков между буровыми штреками (буровыми камерами) и очистными камерами в процессе производства буровзрывных работ в блоках. В результате чего увеличивается разубоживание руды породами лежачего бока, повышается опасность падения рабочих, оборудования и материалов в очистное пространство камер, закоачивание воздушной струи на выработанное пространство, открывается возможность проведения сотрясательного взрывания и т.д. [134].

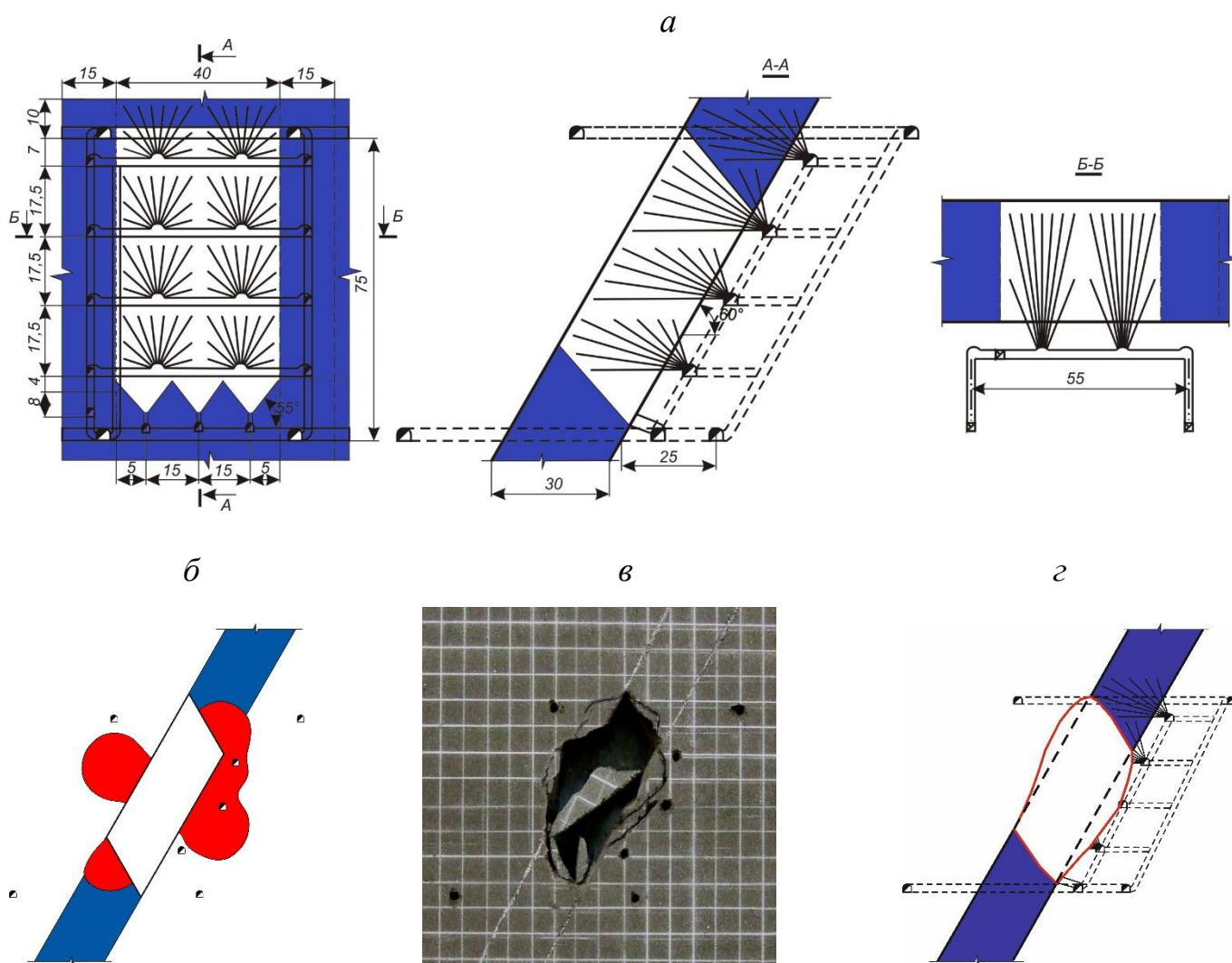


Рисунок 4.12 – Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды из подэтажных буровых штреков, пройденных по породе (а); результаты теоретических (б), лабораторных (в) и промышленных (г) исследований предлагаемого способа нарезки очистных блоков на шахтах Кривбасса

Исследования состояния горных пород вокруг очистных камер выполнялось для базового и предлагаемого вариантов заложения подэтажных буровых штреков на примере шахты «Им. Ленина» ПАО «КЖРК» горизонта 1200 м очистного блока в маркшейдерских осях 110 – 118 по залежи «Основная карьера – 2». Теоретические исследования по определению размеров и форм областей возможного разрушения массива, производили с помощью энергетического метода [175]. Распределение областей возможного разрушения в окрестности очистных камер представлено на рис. 4.12, б и выделено фоном. Из рисунка видно, что буровые штреки попадают в области интенсивного разрушения пород. Лабораторные исследования проводили на эквивалентных материалах, на стенде физического моделирования, установленном в лаборатории кафедры строительства, геомеханики и геотехники ГВУЗа «НГУ».

При моделировании базового варианта заложения буровых штреков расстояние от камеры принималось эквивалентным 5 м (см. рис. 4.12, б и з). Факт неустойчивости пород подтверждается и экспериментами, проведенными на эквивалентных материалах с высокой степенью достоверности. Промышленные исследования были реализованы с помощью инструментальных методов с использованием электронных приборов (тахометр, лазерная рулетка) по определению фактических размеров очистных камер (см. рис. 4.12, з).

Полученные результаты исследований энергетического состояния горных пород в окрестности очистных камер дали возможность разработать методику по выбору рациональных мест заложения буровых выработок или выбора их рационального крепления. Общая методика определения параметров сохранения устойчивости буровых штреков включает следующие этапы:

1. Величина радиального напряжения вдоль трассы заложения выработки с учетом влияния очистного и выработанного пространств, МПа

$$\sigma_p = (-0,00005x^2 + 0,033x)(4,9\gamma - 0,715)(-0,096e^{0,002H} 1622,8\alpha^{-1,8}),$$

где x – расстояние по нормали от проектного контура очистной камеры до геометрического центра буровой выработки, м; γ – объемная масса горных пород, изменяющаяся от 0,2 до 0,4 МН/м³; H – глубина заложения откаточного горизонта для расчетной камеры, м; α – угол падения рудной залежи, град.

2. Коэффициент запаса прочности n_{en} вдоль трассы заложения выработки в породах лежачего бока залежи

$$n_{en} = \sigma_{сж} K_{co} / 7,7\sigma_p, \quad (4.8)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на одноосное сжатие, изменяющийся от 40 до 160 МПа; K_{co} – коэффициент структурного ослабления массива, который принимают от 0,2 до 0,33 в зависимости от степени трещиноватости горных пород.

3. Коэффициент запаса прочности n_p в обнажении выработкой пород кровли

$$n_p = n_{en} - \frac{\sigma_{сж} e^{-0,0013H} (31,7\gamma - 4)}{7,14x}. \quad (4.9)$$

Максимальная величина возможного разрушения в породах кровли при расположении буровой выработки в массиве лежачего бока залежи изменяется от 0 до 1,75 м. Это говорит о двух возможных способах сохранения устойчивости буровых выработок. Первым и более рациональным технологическим решением является увеличение расстояния заложения буровых штреков по отношению к очистным камерам. Для этого необходимо в формуле (4.9) увеличивать значение x до тех пор, пока в формуле (4.8) n_{en} не станет равным 1. Обратным решением этой задачи является определение рационального способа крепления буровых выработок без изменения места их заложения.

4. Величина области возможного разрушения в породах кровли U по трассе заложения буровой выработки, м

$$U = 0,14 \left(\frac{12,5}{\lambda} - \frac{\frac{\sigma_{сж}}{e^{0,0013H}} (31,71\gamma - 4)}{n_{en} + 0,6} \right), \quad (4.10)$$

где λ – коэффициент формы энергетических зон, формирующейся вокруг нарезной выработки, который определяется по рис. 3.7.

5. Длина анкеров определяется по формуле (4.1), где $l_3 = 0,3 - 0,5$ м – величина заглубления анкера в устойчивую зону массива; $l_n = 0,05 - 0,2$ м – длина выступающей из шпура части анкера, зависящая от его конструкции и толщины опорно-поддерживающих элементов.

6. Плотность расстановки анкеров определяется по формуле (4.3).

7. Расстояние между анкерами определяется по формуле (4.4).

8. Длина анкера, который устанавливается под углом перпендикулярном к напластованию пород, определяется по формулам (4.6 – 4.7), где α – угол падения залежи, град.

В табл. 4.4 представлена взаимосвязь между величиной разрушающей деформации в кровле подэтажных выработок и применяемой крепью.

Таблица 4.4 – Взаимосвязь величины деформации пород кровли и применяемой крепи выработки

Величина деформации кровли U , м	Отсутствует	0 – 0,1	0,1 – 2,8
Применяемая крепь	Без крепи	Набрызг-бетон	Анкера

Полученные результаты аналитического и физического моделирования, характеризующиеся удовлетворительной сходимостью и подтвержденные данными, полученными при опытно-промышленном внедрении разработанных технологических решений в условиях ЧАО «ЗЖРК», позволили обосновать рациональные параметры крепления нарезных выработок для условий ПАО «КЖРК». В результате проведения теоретических, лабораторных и промышленных исследований было получено убедительное подтверждение необходимости отнесения подэтажных буровых штреков от очистных камер. Увеличение расстояния заложения буровых штреков от камер целесообразно производить как по падению, так и по простиранию залежи. Увеличение расстояния между камерами и штреками актуально в большей степени по центру очистных камер и в меньшей – в его верхней и нижней частях, а также на границе камер. Результаты расчетов по предложенной методике показали, что заложение буровых штреков по центру очистных камер рационально проводить на расстоянии 8 – 12 м, и ближе к контурам камер – 6 – 8 м. Титульный лист рекомендаций, предложенных комбинату для внедрения, представлен в приложении Б. 4.

4.3. Проведение очистных работ в динамических условиях капсулирования

4.3.1. Рациональное количество глубоких скважин для шахт ЧАО «ЗЖРК»

В условиях ЧАО «ЗЖРК» отработка запасов руды в этажах 640 – 740, 740 – 840 и 840 – 940 м осуществляется при делении залежи «Главная» вкрест простирания на первичные и вторичные очистные камеры. Во время отработки запасов руды во вторичных камерах проявляется ряд негативных явлений, вызванных первоначальной отработкой первичных камер. При механизированном зарядании восходящих веерообразных скважин происходит как недорасход, так и перерасход взрывчатых веществ. Недозарядание связано со смещением оси скважин и деформированием вмещающего массива руды, что приводит к полной или частичной потере скважин. При соединении скважин трещинами и вывалами образуются полости, которые при зарядании способствуют перерасходу взрывчатого вещества. В среднем перерасход достигает 48 кг взрывчатого вещества на каждые 3 заряжаемые скважины при образовании отрезной щели или выполнении очистных работ. Результаты моделирования состояния массива руды во вторичных очистных камерах с помощью энергетического метода позволили определить поля суммарных напряжений и параметры областей возможного разрушения массива (рис. 4.13) [201].

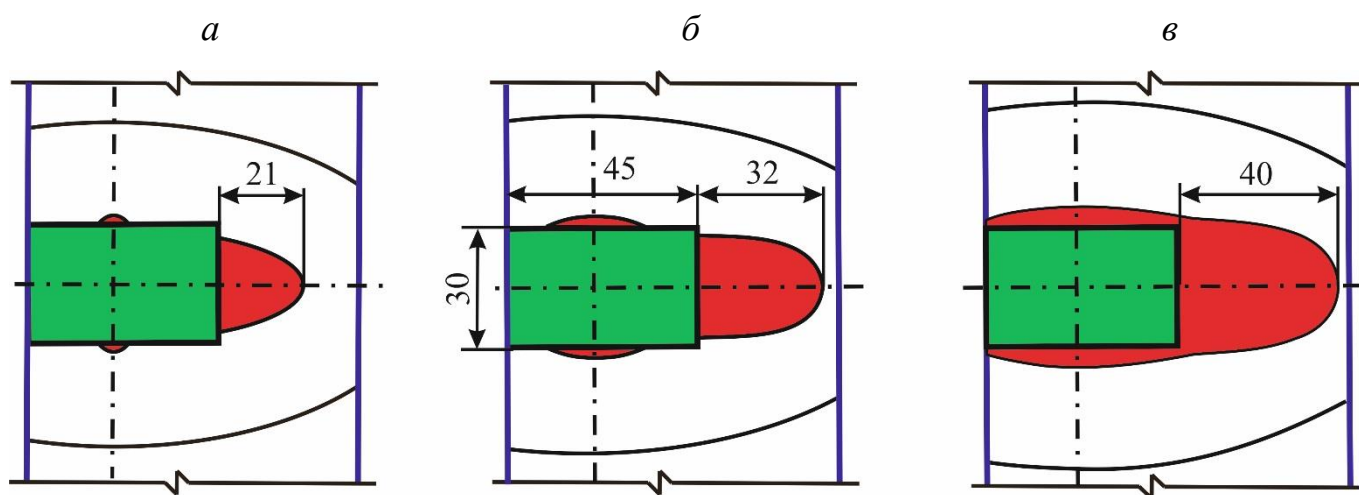
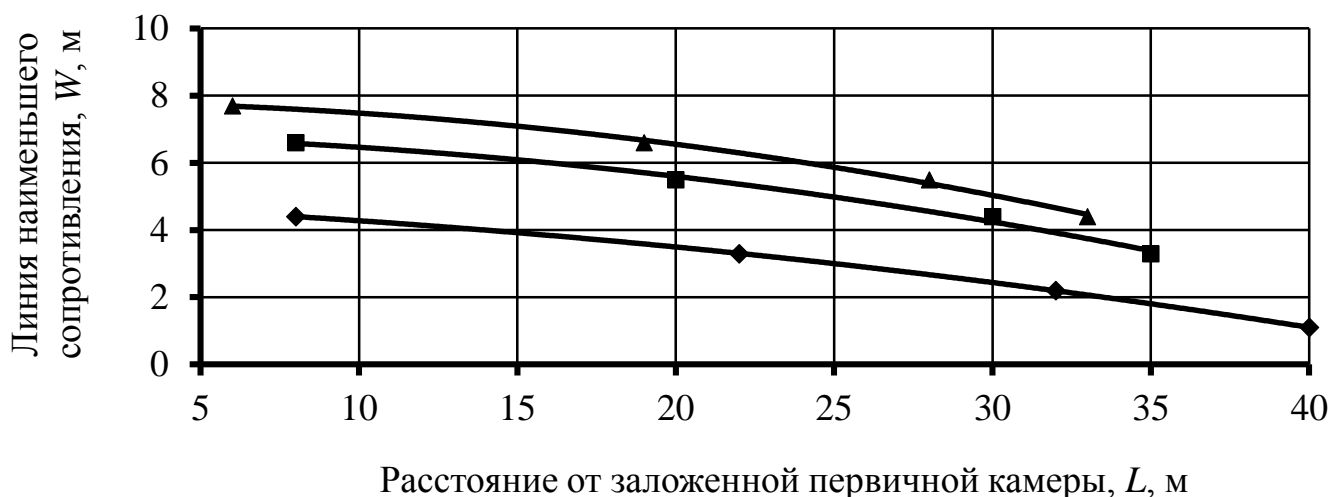


Рисунок 4.13 – Результаты моделирования областей деформирования массива вокруг заложенных первичных камер на буровых горизонтах 665 (а), 775 (б) и (в) 875 м

Исследованиями Ю.П. Капленко была установлена взаимосвязь между линией наименьшего сопротивления W и уровнем напряженности в массиве σ_p , которая определяемая выражением $W = 1,1\sigma_p$, из которого, подставив значения изменения суммарных напряжений σ_p от расстояния до камер L , возможно найти значения W для исследуемых горизонтов. Для массива руды бурового горизонта 665 м, в сторону пород лежачего бока W от расстояния до первичной очистной камеры L , зависимость имеет вид $W = -0,0014L^2 - 0,0366L + 4,78$ м, для массива руды бурового горизонта 775 м, в сторону пород лежачего бока – $W = -0,0024L^2 - 0,0136L + 6,84$ м и для массива руды бурового горизонта 875 м – $W = -0,003L^2 - 0,0042L + 7,816$ м (рис. 4.14).



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

Рисунок 4.14 – Зависимости линии наименьшего сопротивления W от расстояния до первичных очистных камер L , м

На трех буровых горизонтах 665, 775 и 875 м линия наименьшего сопротивления зарядов W изменяется по степенной зависимости $W = -aL^2 - bL + c$, где a , b и c – числа, содержащие известные значения, каждое из которых изменяется с глубиной заложения бурового горизонта H по следующим закономерностям $a = 0,0001e^{0,004H}$, $b = 35,846e^{-0,01H}$ и $c = 0,0145H - 4,75$. Подставив уравнения значений a , b и c , получим формулу для определения W с учетом расстояния от заложённой первичной очистной камеры и глубины заложения бурового горизонта, м

$$W_n = L_n(0,0145H - 0,0001e^{0,0037H}L_n - 35,846e^{-0,0103H} - 4,75).$$

Полученные результаты позволили разработать технологическую схему усовершенствования буровзрывных работ во вторичных камерах с учетом влияния очистных работ в первичных камерах (рис. 4.15).

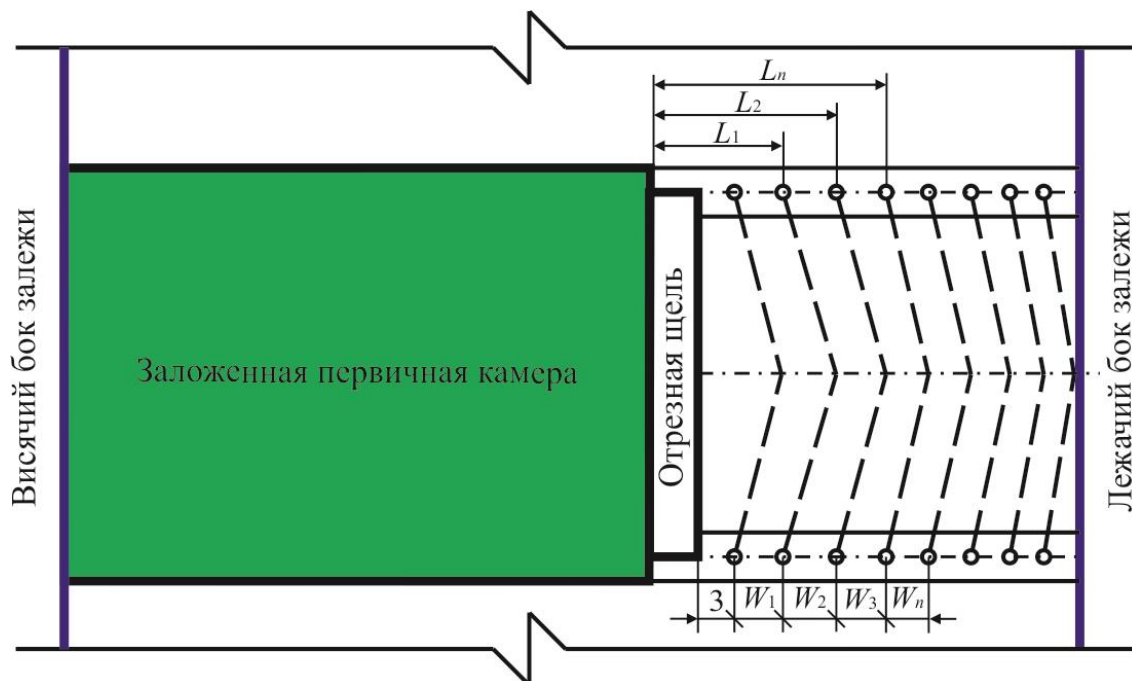


Рисунок 4.15 – Технологическая схема усовершенствования буровзрывных работ во вторичных очистных камерах (патент на изобретение: приложение А. 2)

Технология реализации предлагаемого решения заключается в следующем. От отрезной щели шириной 4 м бурят веера глубоких скважин, расположенных на расстоянии 3 м – значения, принятого на ЧАО «ЗЖРК» как минимального расстояния от очистного пространства. Последующие веера скважин бурят на расстоянии W_n . Веера скважин располагают по отношению к отрезной щели под острыми углами. Это осуществляется с целью содействия радиальных напряжений направлению действия ударной взрывной волны, что позволяет получить значительное ресурсосбережение при первичном дроблении руды. Угол наклона вееров скважин в вертикальной плоскости относительно отрезной щели – это угол между главным радиальным напряжением, действующим в массиве руды, и горизонтальной плоскостью отрезной щели, град

$$a_g = 90 - \arctg \lambda.$$

Количество рядов скважин, отбиваемых одним массовым взрывом, не должно превышать длину области деформации, в которой эти скважины расположены, м

$$B_{\text{ощ}} + W + (W_1 + W_2 + W_3 + \dots + W_n) \leq U_p,$$

где $B_{\text{ощ}}$ – ширина отрезной щели, м; W – линия наименьшего сопротивления, м; U_p – величина области интенсивного деформирования вкост простирания залежи, м

$$U_p = 0,0215\gamma H - 36,4.$$

Линия наименьшего сопротивления W_n для последующих вееров рассчитывается по полученным зависимостям, в которых значение L_n определяется как расстояние от границы заложеной первичной очистной камеры до устья скважин в веере. Основными достоинствами предложенного технологического решения являются уменьшение количества вееров скважин на 15%, количества используемого взрывчатого вещества и средств инициирования на 20% по сравнению с принятой ЧАО «ЗЖРК» технологией производства буровзрывных работ. При отработке вторичных очистных камер уменьшаются затраты на бурение, зарядание, вторичное дробление и, как следствие, снижается себестоимость добычи 1 т руды на 10% [202].

4.3.2. Рациональное количество взрываеваемых рядов скважин на шахтах ГП «ВостГОК»

Добыча урановых руд на шахтах Украины осуществляется с помощью камерных систем разработки при масштабном применении на проходческих и очистных работах буровзрывного способа отбойки. Данный способ горных работ оказывает высокое сейсмическое (взрывная волна), динамическое (ударно-воздушная волна) и статическое (волна горного давления) влияние. Доминирующим фактором является увеличение энергетического состояния массива, что проявляется в виде трещинообразования и обрушений контуров очистных камер и примыкающих к ним нарезным выработкам.

Результатом теоретических исследований, выполненных с помощью энергетического метода, является уравнение максимально возможных разрушающих деформаций U , в зависимости от размеров очистного пространства l_k $U = -0,002l_k^3 - 0,12l_k^2 + 1,8l_k -$

2,35 [141]. Физическое моделирование деформации массива модели вокруг очистных камер производили на эквивалентных материалах. Установлены основные области деформирования и трещинообразования массива модели. Деформации в окружающем камеру массиве с увеличением глубины заложения буровых штреков описываются степенным уравнением вида $U = 1,6l_{\kappa}^3 - 16,6l_{\kappa}^2 + 55,2l_{\kappa} - 26,2$ [203].

В качестве натуральных исследований определен метод маркшейдерских замеров и обработки производственной информации по изменению гранулометрического состава руды, расхода взрывчатого вещества и средств инициирования зарядов. Влияние размеров очистных камер на выход гранулометрического состава руды показало, что при длине камер 35 м будет достигнуто снижение затрат на вторичное дробление. Математическое описание зависимости максимального расхода взрывчатого вещества на вторичное дробление имеет вид $A_{\text{вв}} = -0,03l_{\kappa}^3 + 0,93l_{\kappa}^2 - 9,62l_{\kappa} + 33,75$, кг/м³ [135]. Высокая степень сходимости результатов теоретических, лабораторных и промышленных исследований подтверждаются 80% сходимости для теоретических и лабораторных и 70% – теоретических и промышленных (рис. 4.16).

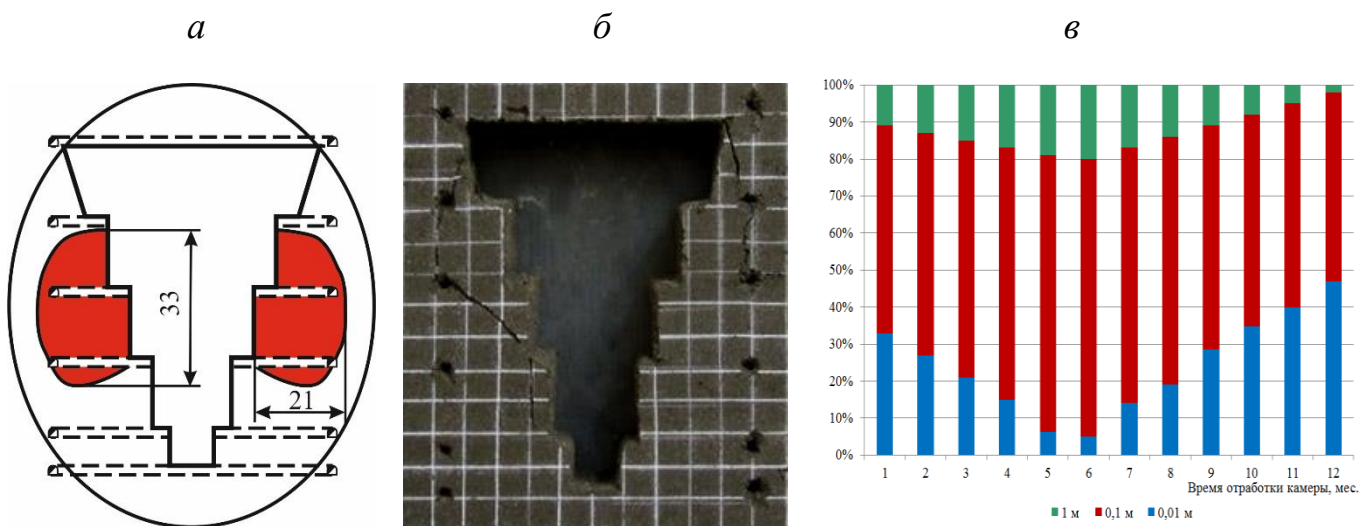


Рисунок 4.16 – Результаты теоретических (а), лабораторных (б) и промышленных (в) исследований закономерностей разрушения массива руды при увеличении очистного пространства камеры (патент на изобретение: приложение А. 4)

Методика уточнения параметров буровзрывных работ внедрена в проект отработки очистных камер в этаже 550 – 640 м в 2011 г. на шахте «Смолинская» (приложение Б. 2). Методика уточняет параметры буровзрывных работ для буровых горизонтов 610, 595 и 580 м с поправочным коэффициентом $W = 1,08$ и $a = 1,1$. Сущность методики состоит в следующем:

1. Линия наименьшего сопротивления зарядов с учетом напряженно-деформированного состояния массива, рассчитывается по формуле, м

$$W_{\sigma} = K_n C_o d \Delta \delta k_{\sigma}^w,$$

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

$$k_{\sigma}^w = -0,007l_k^3 + 0,015l_k^2 + 0,15l_k + 1,1.$$

2. Расстояние между концами скважин с учетом напряженно-деформированного состояния массива, м

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

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

$$k_{\sigma}^a = -0,003l_k^3 + 0,02l_k^2 + 0,01l_k + 1,02.$$

С развитием очистных работ от центра камер к ее границам по простиранию залежи линия наименьшего сопротивления зарядов изменяется по степенной зависимости и достигает своего экстремума у границ очистной камеры, что позволяет уменьшить затраты на ведение очистных работ на 20%. С изменением глубины заложения буровых выработок и увеличении расстояния от геометрического центра очистной камеры к ее границам расстояние между эксплуатационными скважинами в веере изменяется по логарифмической зависимости и достигает максимальных значений у центра границ камеры. Учет этой закономерности обеспечит снижение затрат на буровзрывные работы на 15%. Технологические решения позволили повысить безопасность труда и снизить себестоимость отбойки руды на 18% на одну очистную камеру [204].

4.3.3. Устойчивая форма выработок подсечки и отрезки для шахт ЧАО «ЗЖРК»

Отработка запасов железной руды в интервале глубин 640 – 940 м Южно-Белозерского месторождения осуществляется путем деления залежи «Главная» вкрест простирания на первичные и вторичные очистные камеры. После завершения очистных работ в первичных камерах (камеры висячего бока) производят закладку очистного пространства с помощью твердеющих смесей. Для проведения очистных работ во вторичных камерах (камеры лежачего бока) оставление на границе закладочного массива оставляют рудные «корки» толщиной 1,5 – 2 м и выдерживают время для набора прочности твердеющей смесью в первичных камер.

Основными причинами попадания закладочного материала в отбитую руду является разрушение и самообрушение предохранительных «корок», которое происходит в результате ведения буровзрывных работ в камерах. Попадание в отбитую руду всего 1% закладочного материала приводит к уменьшению содержания железа на 0,6%, что снижает цену товарной руды. Обрушение предохранительных «корок», закладочного материала и массива руды связано с воздействием сейсмических волн массовых взрывов, которые активизируют процессы деформирования руды вокруг отрезного восстающего. Расположение отрезной щели на контуре первичных камер, т.е. у границы закладочного массива, является причиной, усугубляющей процессы интенсивного разрушения массива руды как в разбуренных слоях вторичных камер, так и в массиве закладки заложенных первичных камерах.

Реализация буровзрывных работ на комбинате по первичному дроблению массива руды осуществляется с одновременным применением подсечки и отрезки запасов камер, а высокая степень деоптимизации формы очистного пространства (удаление от эллипсоидной формы) вызвана проведением отрезной щели на высоту этажа. В условиях повышенного горного давления и обводненности отбиваемых слоев руды это является крайне нерациональным решением, приводящим к разупрочнению и самообрушению отбиваемых слоев, потере части пробуренных и заряженных скважин, сложностям при зарядании и отказам при взрывании зарядов, повышенному засорению руды закладкой и другим проблемам, сопровождающим потерю устойчивости массива (рис. 4.17, а).

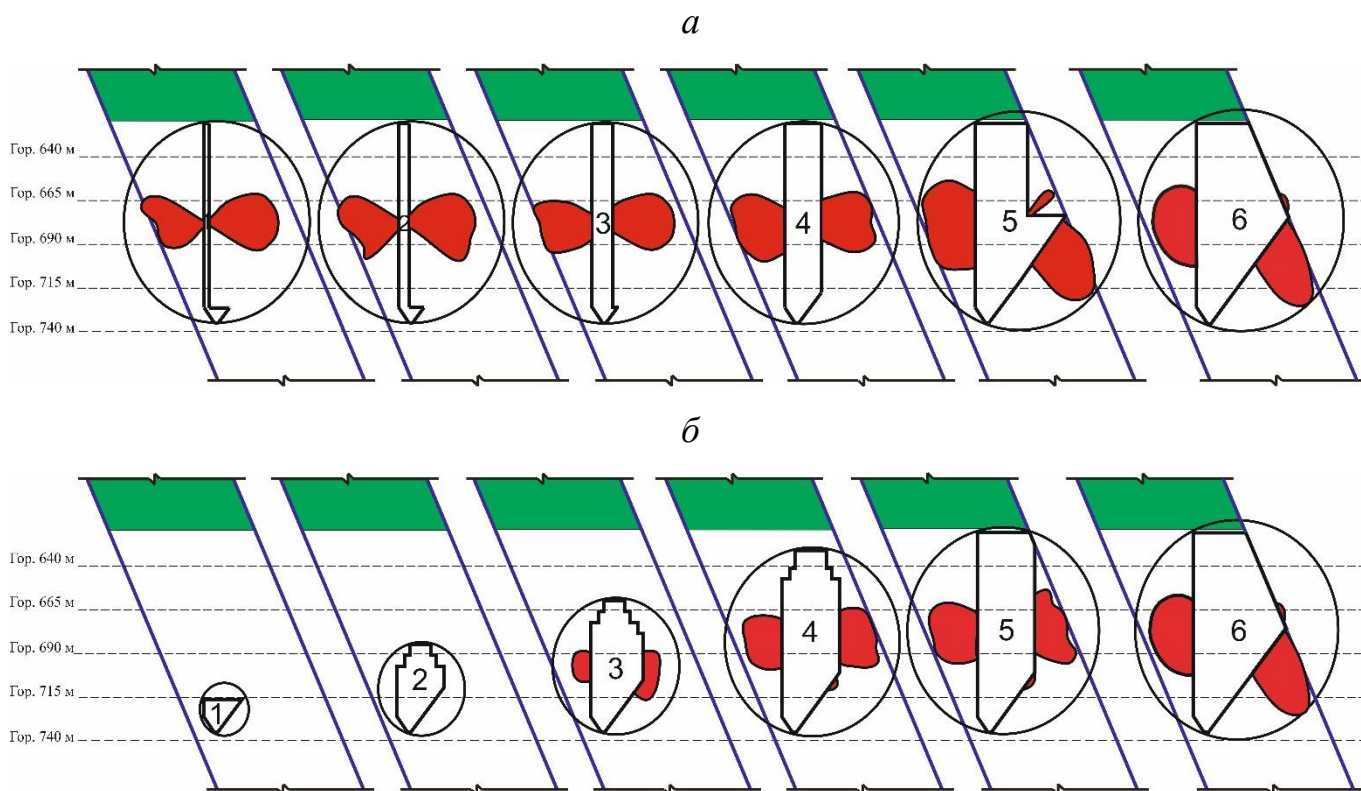


Рисунок 4.17 – Развитие областей возможного разрушения массива внутри эллипсоидов минимальных деформаций на горизонте 740 м, формирующихся вокруг очистного пространства первичных очистных камер: 1 – 6 этапы отработки камеры при базовом (а) и предлагаемом (б) вариантах реализации буровзрывных работ

Из рис. 4.17 видно, что при базовом варианте, широко применяемом на комбинате, области интенсивного деформирования массива имеют относительно постоянные размеры, форму и место их образования, тем самым усиливая эффект возможного разрушения. По предлагаемому автором варианту, развитие неустойчивых областей начинается только с 3-го этапа и сопровождается некоторым перемещением этих областей в процессе увеличения очистного пространства, что является положительным фактором в повышении устойчивости обнажений. Эти факторы относятся и к размерам эллипсоидов минимальных деформаций. Максимальная глубина возможного разрушения массива практически идентична для массивов висячего бока и вторичной камеры, что дает возможность сравнения этих значений по этапам отработки камеры (рис. 4.18) [204].

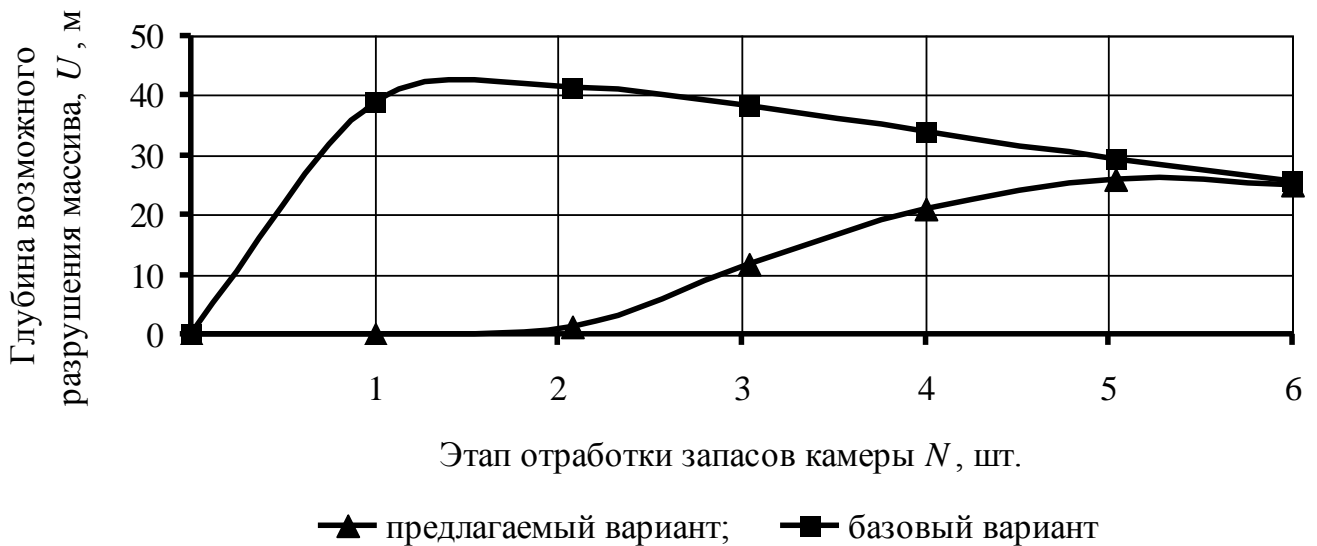


Рисунок 4.18 – Изменение глубины возможного разрушения массива при поэтапной обработке запасов камеры по базовому и предлагаемому вариантам

По полученным результатам исследований разработана методика определения оптимальной формы и размеров очистного пространства, которая основана на определении рационального соотношения между этими параметрами.

1. Устойчивые размеры очистного пространства находятся в тесной взаимосвязи с формой эллипсоида минимальных деформаций, м

$$h_k = 2a_{\min} ; l_{np} = 2b_{\min} ; l_k = 2c_{\min} .$$

2. Размеры вертикальной полуоси эллипсоида минимальных деформаций, м

$$a_{\min} = \sqrt{\left(\frac{l_{np} \operatorname{tg} \theta - h_k}{2 \operatorname{tg} \psi}\right)^2 + \frac{h_k^2}{4\lambda^2}} .$$

Угол между главным нормальным напряжением, действующим в массиве руды и горизонтальной плоскостью определяем по формуле (3.3), подставляя λ по рис. 3.7, б. Угол действия главного касательного напряжения определяем по формуле (3.3), подставляя λ по рис. 3.7, б.

3. Горизонтальные полуоси эллипсоида минимальных деформаций вкрест простирания залежи определяются по формуле (3.5), а по простиранию залежи – (4.5).

Для камерных систем разработки, получивших широкое применение на шахтах Украины, выработкам подсечки и отрезки целесообразно придавать устойчивую

форму, что исключает самообрушение массива руды, пород и закладки в очистное пространство. На каждом из этапов отработки запасов камеры размеры очистного пространства должны соответствовать размерам эллипсоида минимальных деформаций путем учета взаимосвязи вертикальных и горизонтальных размеров выработки с величинами преобразования упругой энергии в работу по деформированию массива руды. Изменение горизонтальных и вертикальных размеров очистной выработки, которая стремится к эллиптической форме, приводит к тому, что в вершинах эллипсоида действуют только сжимающие напряжения, обеспечивающие максимальную устойчивость обнажения массива.

4.3.4. Устойчивая форма конструктивных элементов блоков для шахт ПАО «КЖРК»

Добыча более 70% богатых железных руд на шахтах Криворожского бассейна производится с помощью камерных систем разработки, которые обеспечивают более высокую производительность труда и характеризуются минимальными затратами на добычу. Очистные работы в бассейне ведутся на глубинах свыше 1300 м, где горное давление достигает 45 МПа и способствует все большему переходу на поэтажно-камерные системы, которые характеризуются более низкими технико-экономическими показателями по сравнению с этажно-камерными [206].

Помимо этого рудные залежи северной группы шахт характеризуются весьма сложными горно-геологическими и геоморфологическими условиями залегания. Их отработка приводит к образованию очистных камер более сложной формы, нежели регламентировано в официальных инструкциях, действующих в Кривбассе. Определение устойчивой формы таких камер осуществляется исходя из производственного опыта инженерно-технических работников шахт. Зачастую это приводит к завышению либо занижению прочности и устойчивости конструктивных элементов. Завышение размеров междукамерных и междуэтажных целиков приводит к возрастанию себестоимости добычи, а занижение – к снижению безопасности горных работ, ухудшению качества добываемой руды и повышению себестоимости добычи. В обоих

случаях возрастают затраты на бурение и зарядание эксплуатационных скважин, выпуск и вторичное дробление руды. В этих условиях частичного снижения себестоимости добычи можно добиться за счет оптимизации формы конструктивных элементов камерных систем разработки и придания контурам обнажения массива более устойчивых форм – эллипсоидных.

Большой объем исследований, проведенных специалистами НИГРИ ГВУЗ «КНУ», а также «НГУ» и «КНУ», показал, что широко применяемая параллелограммная форма очистных камер не является прочной по фактору горного давления и устойчивой по фактору сейсмического воздействия взрывных волн [207]. Эти факты генерировали проведение дальнейших исследований, направленных на повышение устойчивости обнажений междуэтажных и междукамерных целиков, а также обнажений пород висячего и лежащего боков в очистных камерах. Исследователями ГВУЗ «КНУ» была предложена наклонная форма потолочин, угол наклона которой рекомендуется принимать в соответствии с углом действия главного нормального напряжения в ненарушенном массиве пород [36]. Это решение позволяет снизить растягивающие напряжения в обнажении массива потолочины. Данное технологическое решение не можно применять только при отработке рудных залежей средней мощности.

Одним из основных способов, широко применяемых в Кривбассе, позволяющих повысить устойчивость междукамерных и междуэтажных целиков в процессе достижения камерой проектных размеров, является формирование уступчатой линии очистного забоя. Криволинейная форма забоя, разработанная НИГРИ ГВУЗ «КНУ», придается обнажению массива руды по падению и простиранию залежи. Расположение уступов в очистной камере возможно горизонтальное, вертикальное или комбинированное, а также одно- и двухстороннее. Широкое применение в бассейне этажно-камерных систем разработки с отбойкой руды вертикальными веерами глубоких скважин осложняет формирование горизонтальных уступов в очистных камерах. Это вызвано недостаточной точностью оконтуривания обнажения массива руды. Помимо этого, для повышения устойчивости наклонных и горизонтальных обнажений массива руды, разработаны сводообразные и шатровые формы потолочин, располагающихся горизонтально и наклонно [208].

Выбор рациональных схем расположения уступов либо подбор формы потолочины производится из широкого спектра разработанных технологических решений повышения устойчивости обнажений без применения критерия оптимальности. Это и является основной причиной снижения устойчивости обнажений для камерных систем разработки при наличии достаточного объема разработанных технологических схем ведения очистных работ. Подвергая анализу эволюцию создания технологий, направленных на повышение устойчивости обнажений массива, автором установлено, что она протекает в направлении придания очистным выработкам оптимальных форм по фактору горного давления. С усовершенствованием аналитических методов исследования напряженно-деформированного состояния массива происходит постепенное приближение формы очистных камер к идеальным. Решение задач по оптимизации формы очистных камер и, соответственно форм очистных забоев, потолочин и целиков, целесообразно производить с использованием энергетического метода исследования.

Оценку устойчивости очистных камер различной формы предлагается производить исходя из устойчивости очистной выработки оптимальной формы. Такая выработка представляет собой эллипсоид вращения. В рудных залежах средней мощности и мощных эллипсоид приобретает форму усеченной фигуры за счет оконтуривания камеры породами висячего и лежачего боков залежи (рис. 4.19).

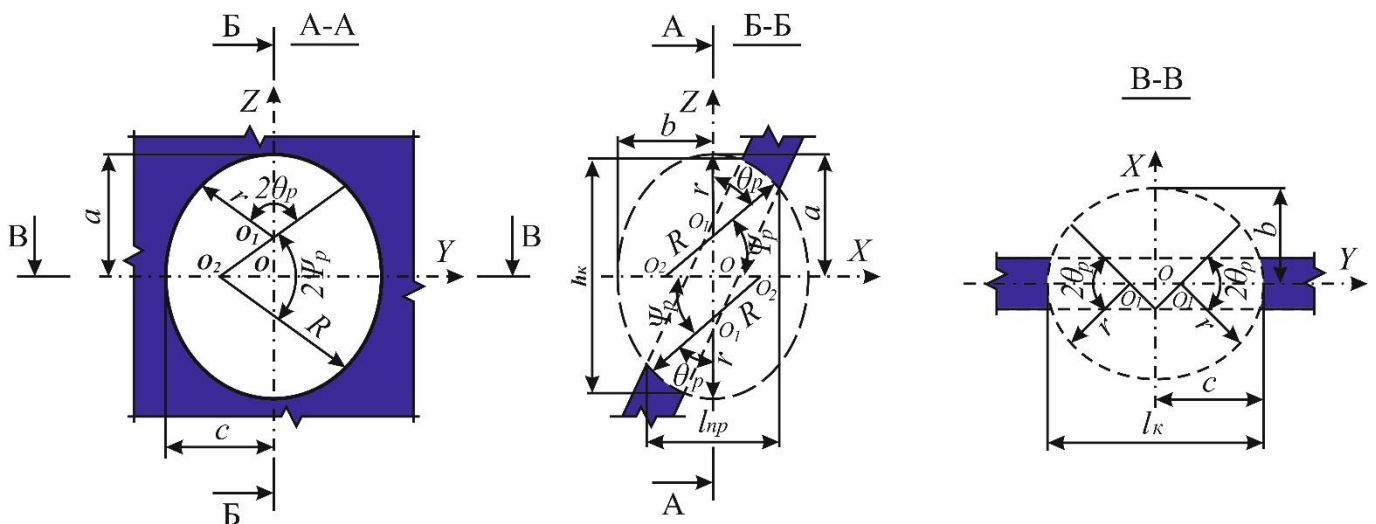


Рисунок 4.19 – Схема к расчету устойчивой формы очистной камеры, расположенной по простиранию залежи

На рис. 4.19. приняты следующие условные обозначения: h_k и l_{np} – вертикальный и горизонтальный пролеты очистной камеры, м; l_n – наклонная длина очистной камеры по падению рудной залежи, м; l_k – длина очистной камеры по простиранию рудной залежи, м; O – центр камеры, начало системы координат ZXY ; a – вертикальная полуось эллипсоида, направленная вдоль оси Z , м; b – горизонтальная полуось эллипсоида, направленная вдоль оси X , вкrest простирания рудной залежи, м; c – горизонтальная полуось эллипсоида, направленная вдоль оси Y , по простиранию рудной залежи, м; r – малый радиус закругления массива руды, м; O_1 – центр малого радиуса закругления r ; R – большой радиус закругления массива руды, м; O_2 – центр большого радиуса закругления R ; θ_p – угол между главным нормальным напряжением и горизонтальной плоскостью, град; ψ_p – угол действия главного касательного напряжения, град.

Для определения оптимальной формы очистной камеры, при заданных ее геометрических размерах, использовалась усовершенствованная методика, разработанная для расчета оптимальной формы подготовительной выработки [196].

1. Размеры очистной выработки эллипсоидной формы характеризуются:

– вертикальной полуосью a , направленной вдоль оси OZ ; определяется по формуле (4.11). Угол между главным нормальным напряжением, действующим в массиве руды, и горизонтальной плоскостью определяется по формуле (3.2). Коэффициент формы приконтурной энергетической зоны для массива руды λ_p определяется по рис. 3.7 б и по формуле (3.31). Угол действия главного касательного напряжения определяется по формуле (3.3);

– горизонтальной полуосью b , направленной вдоль оси OX ; определяется по формуле (3.5);

– горизонтальной полуосью c , направленной вдоль оси OY ; определяется по формуле (4.5).

2. Радиусы закругления обнажения массива руды, соответствующие вертикальным и горизонтальным проекциям эллипсоида.

2.1. Вдоль осей координат ZOX :

– малый радиус закругления массива, м

$$r = \frac{(a^2 + e^2)^{0,5} a + e}{2 \cos \psi_p};$$

– большой радиус закругления массива, м

$$R = e + (a - r) \operatorname{tg} \theta_p.$$

2.2. Вдоль осей координат ZOY:

– малый радиус закругления массива, м

$$r = \frac{\left(\left(\frac{l_n}{2} \right)^2 + c^2 \right)^{0,5} - \frac{l_n}{2} + c}{2 \cos \psi_p};$$

– большой радиус закругления массива, м

$$R = e + \left(\frac{l_n}{2} - r \right) \operatorname{tg} \theta_p.$$

2.3. Вдоль осей координат XOY:

– малый радиус закругления массива, м

$$r = \frac{(c^2 + e^2)^{0,5} - c + e}{2 \cos \psi_p}.$$

Методика расчета эллипсоидной формы камеры также может использоваться для оптимизации формы конструктивных элементов для камерных систем разработки. Оптимизации подлежит наименее устойчивый конструктивный элемент блока – потолочина. Так, например, устойчивость сводообразных потолочин, определяемых по официально действующей в Криворожском бассейне инструкции [208], является более низкой по сравнению с предлагаемой. Эллипсоидная форма очистной камеры помимо наивысшей прочности по фактору горного давления обладает высокой устойчивостью по факторам сейсмического воздействия ударных взрывных волн и динамического воздействия ударных воздушных волн. Это объясняется тем, что такая

форма, максимально приближаясь к границе приконтурной энергетической зоны, сводит к минимуму растягивающие напряжения в обнажениях массива руды, тем самым исключая возможность отслоения слабоустойчивых слоев по контуру.

Широкий диапазон изменения горно-геологических условий залегания рудных тел по бассейну обуславливает применение потолочин различной формы (горизонтальной, наклонной сводообразной, шатровой, комбинированной). Результаты моделирования напряженно-деформированного состояния рудо-породных обнажений показали, что высокой прочностью и устойчивостью по сравнению с остальными формами обладают сводообразно-наклонные потолочины, определяемые по инструкции [208], которые в свою очередь уступают эллипсоидным потолочинам. Так, например, смоделированная эллипсоидная потолочина для условий залежи «Пужмерки-1» горизонта 1200 м шахты «Им. Ленина» ПАО «КЖРК» превысила на 10% прочность и устойчивость сводообразной потолочины, предложенной НИГРИ ГВУЗ «КНУ».

Приведенные результаты исследований получены без учета влияния энергетических зон на массив потолочины и областей опорного давления от отработки вышележащих горизонтов и смежных камер, а также не учтено давление обрушенных в выработанное пространство пород. При учете этих факторов различие в расчетных параметрах будет превышать 1,2 – 1,5 раза. Предложенный порядок расчета может также использоваться для определения устойчивой формы днищ блоков, междуэтажных и междукамерных целиков. Это позволит увеличить запас блока, вынимаемый камерой, и повысить безопасность очистных работ. Точность придания обнажениям устойчивых форм в реальных условиях сопряжена с техническими возможностями станков глубокого бурения и применяемыми способами разбуривания запасов, которые вынимаются камерой. Однако основная закономерность изменения радиусов закругления обнажений массива может быть выдержана. Придание устойчивой формы только потолочине выполнимо с более высокой точностью. Решение задачи по повышению устойчивости обнажений в очистных камерах конкретных залежей позволит оценить эффективность применения различных технологических решений по повышению устойчивости и снизить себестоимость добычи руды на глубоких горизонтах шахт Криворожского железорудного бассейна.

4.4. Выводы

1. Энергия предохранительной капсулы, сформированной вокруг горной выработки, используется согласно параболо-гиперболической зависимости, значения которой соответствуют принципам противодействия, уравнивания, содействия, устранения и перенесения сконцентрированной энергии массива, на которых базируются разработанные технологические решения. Крепление горных выработок с закладываемым в конструкцию крепи принципом противодействия реализуется с затратами энергии, эквивалентными энергии массива (100%), а при использовании принципа уравнивания – затраты энергии на поддержание отсутствуют. Начиная с принципа содействия технически возможно использовать до 10% энергии массива, а для принципа устранения – до 35% и для принципа перенесения – до 86%. Эффективный выбор и использование разработанных геоэнергетических технологий обеспечивается их систематизацией по принципу управления энергией предохранительной капсулы (противодействие, уравнивание, содействие, устранение и перенесение), количеству используемой энергии в технологиях (0 – 86%), виду горных работ (подготовительные, очистные), глубине горных работ (100 – 3000 м) на горнодобывающих предприятиях (ПАО «Криворожский ЖРК», ЧАО «Запорожский ЖРК», ГП «Восточный ГОК» и ПАО «Марганецкий ГОК»).

2. Усовершенствование подготовительных работ включало разработку временного крепления забоя подготовительных выработок для шахт ПАО «Марганецкий ГОК», состоящего из металлических анкеров многократного использования, которые быстро забиваются и извлекаются, что реализуется с максимальным противодействием энергии массива в приконтурной зоне капсулы. Использование до 10% энергии массива в соответствии с принципом устранения возможно за счет заложения трасс и определения форм поперечного сечения этажных и подэтажных штреков, которые проходятся по эллипсоидным границам приконтурных энергетических зон предохранительных капсул, сформированных вокруг очистных камер на шахтах ЧАО «Запорожский ЖРК». Использование до 35% энергии массива в соответствии с принципом устранения возможно добиться при заложении подэтажных буровых штреков

за область интенсивного разрушения пород, сформированных в приконтурных зонах очистных камер на шахтах ПАО «Криворожский ЖРК». Придание эллипсоидных контуров плоскости забоя и сечению подготовительных выработок на шахтах ПАО «Криворожский ЖРК» позволяет уравновесить устойчивость обнажений с энергетическим состоянием предохранительной капсулы без затрат энергии на поддержание, а дополнительное использование саморегулируемого крепления, которое работает по принципу перенесения энергии конвергенции, разрушающей контур обнажения, в зону с активной дивергенцией, позволяет использовать до 86% энергии, генерируемой в предохранительной капсуле выработки.

3. Разработка технологических решений по усовершенствованию очистных работ включала определение устойчивой формы выработок подсечки и отрезки, которые по принципу уравнивания исключают самообрушение руды, пород и закладки в очистное пространство шахт ЧАО «Запорожский ЖРК» без затрат энергии на поддержание. Максимально устойчивая форма конструктивных элементов блоков (днищ, междукамерных и междуэтажных целиков) достигается путем придания контурам эллипсоидных форм по принципу уравнивания, что приводит к увеличению камерного запаса блока и снижает себестоимости добычи руды на глубоких горизонтах шахт ПАО «Криворожский ЖРК», ПАО «ЕВРАЗ Сухая Балка» и ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» без дополнительных затрат энергии. Рациональное направление глубоких скважин в приконтурной к очистной камере зоне содействует первичному дроблению руды на шахтах ЧАО «Запорожский ЖРК», позволяет использовать до 10% энергии массива и снижать объем используемых скважин и взрывчатых веществ. Порядок ведения буровзрывных работ, учитывающий содействие разрушению руды по контуру очистных камер и использующий до 10% энергии массива, позволяет увеличить расстояние между эксплуатационными скважинами на шахтах ГП «Восточный ГОК». Максимальный геоэнергетический эффект при капсулировании горных выработок возможно получить при комбинировании нескольких принципов в одном технологическом решении.

ГЛАВА 5

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЙ ДОБЫЧИ СОПУТСТВУЮЩЕГО СЫРЬЯ В ЭНЕРГЕТИЧЕСКИ НАРУШЕННЫХ ШАХТНЫХ ПОЛЯХ

5.1. Характеристика, влияние и способы управления техногенными нарушениями

5.1.1. Характеристика техногенных факторов, их порядок и взаимное влияние

Рудник, как правило, включает в свою структуру несколько небольших карьеров и шахт различной производственной мощности, обрабатывающих одно или несколько месторождений в разное время, различными системами разработки и на разных глубинах. Более чем 130-летний период освоения запасов Криворожского бассейна нарушил естественное состояние земной коры, что привело к образованию различных техногенных формаций. В первую очередь структурная сложность техногенеза связана с многостадийностью отработки месторождений, основные этапы которой представлены на примере Кривбасса в табл. 5.1.

Таблица 5.1 – Этапы освоения запасов Криворожского железорудного бассейна

Этап освоения	Начало освоения, год	Способ разработки	Глубина горных работ, м	Виды техногенных нарушений на поверхности и в недрах
Ранний	1881	Открытый	80	Мелкие карьеры, отвалы пород
Довоенный	1884	Подземный	300	Выработанные пространства шахт, отвалы пород, горные выработки
Послевоенный	1950	Открытый	350	Чаши карьеров, отвалы пород, хвостохранилища, отстойники
Индустриальный	1958	Подземный	500 – 2000	Мульды сдвижения, отвалы пород, выработанные пространства шахт, горные выработки
Современный	1980	Комбинированный	100 – 500	Внутрикарьерные отвалы, наклонные стволы карьеров, междукарьерные тоннели

Уровень техногенной нагрузки в Кривбассе можно оценить по снимкам земной поверхности, сделанным из космоса (рис. 5.1, *а*). Отработка запасов бассейна подземным способом сопровождается образованием выработок и выработанных пространств (ВП) шахт с различными формами проявления разрушений в виде мульды сдвига; ВП, имеющих и не имеющих выхода на земную поверхность; капитальных, подготовительных и очистных горных выработок; отвалов пород бедных и окисленных руд, пустых пород и многое другое (рис. 5.1, *б*).

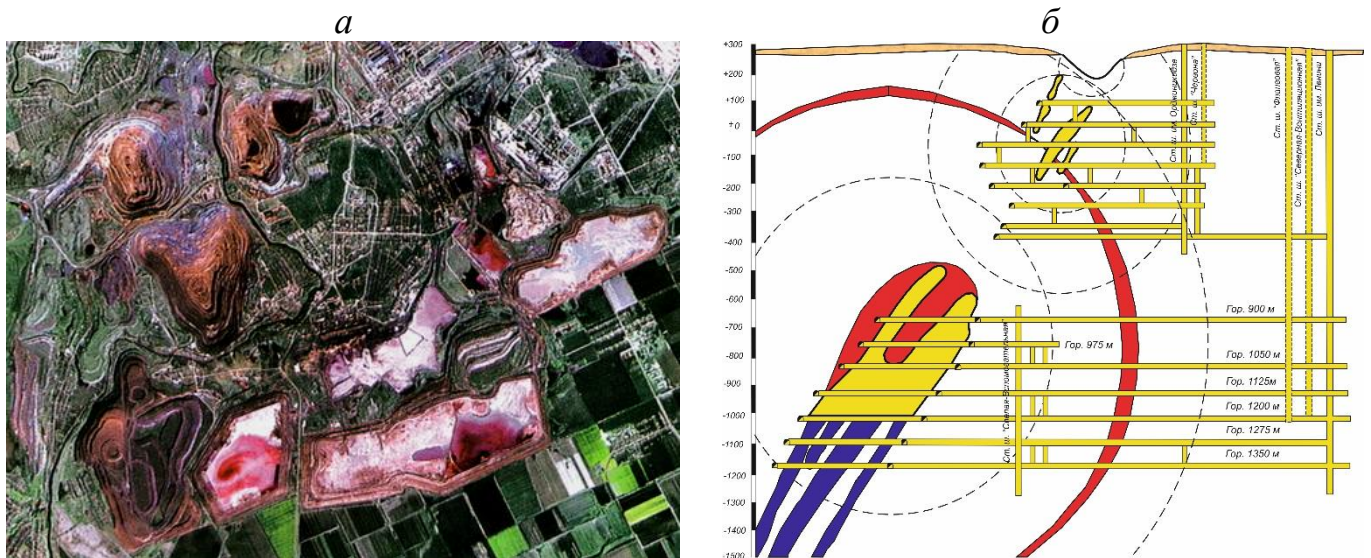


Рисунок 5.1 – Вид из космоса промышленного района Кривбасса (*а*), разрез по 80-й маркшейдерской оси шахтного поля шахты «Им. Ленина» ПАО «КЖРК» с указанием энергетических зон, формирующихся вокруг выработанного пространства шахт (*б*)

Отработка запасов руд по шахтам бассейна осуществляется преимущественно камерными системами разработки (70% от общего объема) и различными вариантами подэтажного обрушения руды и налегающих пород (30%). В свою очередь, камерными системами производят отработку на высоту этажа (45%) и на высоту подэтажа (26%). Отработка рудных залежей системами без поддержания налегающих пород приводит к образованию ВП, в зоны влияния которых попадают запасы разнообразного минерального сырья. Это богатые, бедные и окисленные руды, попутные полезные ископаемые, строительные материалы, камнесамоцветное сырье и др. (рис. 5.2).



Рисунок 5.2 – Систематизация техногенных факторов и порядок их взаимного влияния на общее энергетическое состояние массива шахтных полей на примере Криворожского бассейна

Примечание: фоном выделены техногенные факторы, исследуемые в диссертационной работе

Необходимость учета техногенных факторов демонстрируют последствия аварии, произошедшей на шахте «Им. Орджоникидзе» ПАО «Центральный ГОК». Высокая прочность вмещающих пород, большая мощность залежи и незначительные глубины ведения горных работ позволили разрабатывать месторождение магнетитовых кварцитов с помощью этажно-камерной системы разработки без поддержания ВП и применения специальных способов управления обнаженной толщей пород (торпедирование, разгрузка, частичная закладка). Кроме этого, разработка запасов шахтой «Им. Орджоникидзе» осуществляется в сложных техногенных условиях, т.е. ВП шахты имеет значительный объем, шахтное поле надработано старым карьером и подработано шахтой «Им. Ленина» (см. рис. 5.1, б). В результате этого в горном отводе рудника сформировалось сложное техногенно-энергетическое состояние горных пород. Вы шахты «Им. Орджоникидзе» находится по центру зоны термодинамического дисбаланса энергии, сформированной ВП шахты «Им. Ленина». Свидетельством неуправляемого энергетического состояния массива на шахте «Им. Орджоникидзе» стало учащение случаев разрушения междукамерных целиков, самообрушения пород висячего бока и массива потолочин с возникновением статических, динамических и воздушных ударов. Суммирование техногенных факторов стало причиной неконтролируемого самообрушения массива висячего бока от места ведения взрывных работ до земной поверхности, произошедшее 13.06.2010 г., которое сопровождалось техногенным горным ударом и локальным землетрясением. Кроме значительных убытков от разрушения вентиляционного ствола, автомобильных дорог и стоянок, а также остановки шахты на 3 месяца, катастрофа привела к человеческим жертвам.

На момент несчастного случая шахтой использовались инструкции и методические руководства по расчету параметров системы разработки НИГРИ ГВУЗ «КНУ», которые были созданы за период с 1973 по 2010 гг. для определения геометрических параметров этажно-камерных систем разработки в Кривбассе. Инструкции и другие рекомендации последних лет полностью исключают возможность оценки энергетического уровня массива при надработке и подработке запасов шахтных полей, их взаимного влияния, эффективного управления ВП большого объема при увязке с буровзрывными работами, которые способствуют активизации всех форм проявления энергии напряженного массива.

Разработка месторождений Кривбасса в сложных техногенных условиях глубоко исследованы Б.М. Андреевым, в работах которого дана классификация техногенным факторам и способам их учета [39]. Помимо этого, автором выполнены исследования по учету влияния ВП шахт бассейна на технологические параметры камерных систем разработки при добыче руд из охранных целиков [53]. Однако, на сегодняшний день не предложено технических решений по снижению влияния основного техногенного фактора в Кривбассе – выработанного пространства шахт. С этой целью помимо разработки и внедрения ряда технологических решений по рационализации подготовительных, нарезных, буровзрывных и очистных работ, представленных в главе 5, автором предложен ряд технических решений по управлению ВП на шахтах Кривбасса.

Таблица 5.2 – Систематизация технологических решений по управлению ВП шахт при отработке залежей Кривбасса

Класс залежи	Состояние налегающей толщи пород	Сущность технологического решения	Место выполнения горных работ
I. Без выхода под наносы («слепые»)	Сдвигание пород отсутствует	Соединение сближенных ВП	Безрудные промежутки между залежами
II. С выходом под наносы		Изменение формы ВП шахты	Нижняя граница ВП шахты
III. С выходом под наносы	Разрушение пород до земной поверхности	Разделение протяженных ВП на обособленные	Средняя часть ВП шахты

Помимо основных технологических решений, позволяющих снизить или видоизменить техногенную нагрузку на энергетическое состояние шахтного поля, возможно предпринимать и менее активные мероприятия путем более точного учета техногенных изменений в массиве. Так, для условий добычи джеспилитов крупными блоками в условиях Криворожского бассейна целесообразен учет влияния ВП шахты на состояние пород висячего бока. Для условий Никополь-Марганецкого бассейна рациональной будет отработка запасов гранитов под ВП шахты и т.д.

5.1.2. Разделение в шахтном поле протяженных выработанных пространств

Отработка рудных залежей Кривбасса традиционными системами разработки до глубин 1200 – 1300 м обусловила образование ВП, которые представляют собой на земной поверхности воронки сдвижения, а в недрах – пустоты, частично заполненные обрушенными породами. Эти полости способствуют перераспределению первоначальных напряжений ненарушенного массива и образованию областей опорного давления в местах ведения горных работ. Через выработанное пространство устанавливается аэродинамическая связь с поверхностью, которая способствует увеличению утечек воздуха в вентиляционную сеть шахты, а гидродинамическая связь повышает вторичную обводненность добычных блоков [53].

Моделирование возможных вариантов преобразования ВП показало, что эффективным является формирование искусственных целиков, состоящих из вмещающих пород и массива закладки. Так, например, возможно из ВП, имеющих выход на земную поверхность, сформировать «слепые» ВП. Основным элементом предлагаемого технологического решения является формирование искусственных целиков с различными способами образования запорных элементов для разных горнотехнических условий северной группы шахт Криворожского бассейна (табл. 5.3).

Таблица 5.3 – Условия применения запорных элементов различного типа

Наименование элемента	Угол падения ВП, α , град	Характеристика мощности ВП	Способ образования запорного элемента
Затвор (рис. 5.3, а)	60 – 90	Возрастающая	Отделение и опрокидывание вертикальной плиты на ВП
Пробка (рис. 5.3, б)		Убывающая	Отделение и перемещение вертикальной плиты в ВП
Задвижка (рис. 5.3, в)	20 – 60	Невыдержанная	Отделение и перемещение наклонной плиты в ВП

Пространство над искусственным целиком заполняется сухой или твердеющей закладкой. Опыт повторной разработки месторождений Кривбасса свидетельствует о том, что обрушенные в выработанное пространство породы, при условии отсутствия перемещения, с течением времени превращаются в монолит [209]. Опыт работы Иртышского

рудника говорит о том, что сухая закладка воспринимает значительную часть давления вмещающих пород [210]. При моделировании процесса закладки в лабораторных условиях установлено, что при пористости 10 – 12% закладочный материал может воспринимать нагрузку до 5 МПа с усадкой, не превышающей 13%. При условии сохранения породной закладки в неподвижном состоянии и наличии влажной среды ее несущая способность приближается к несущей способности твердеющей закладки. Омоноличивание массива сухой закладки под действием статических сил гравитации, динамических сил взрывных волн и инфильтрационного влияния атмосферных осадков способствует созданию искусственного целика, приближающегося по своим свойствам к естественному.

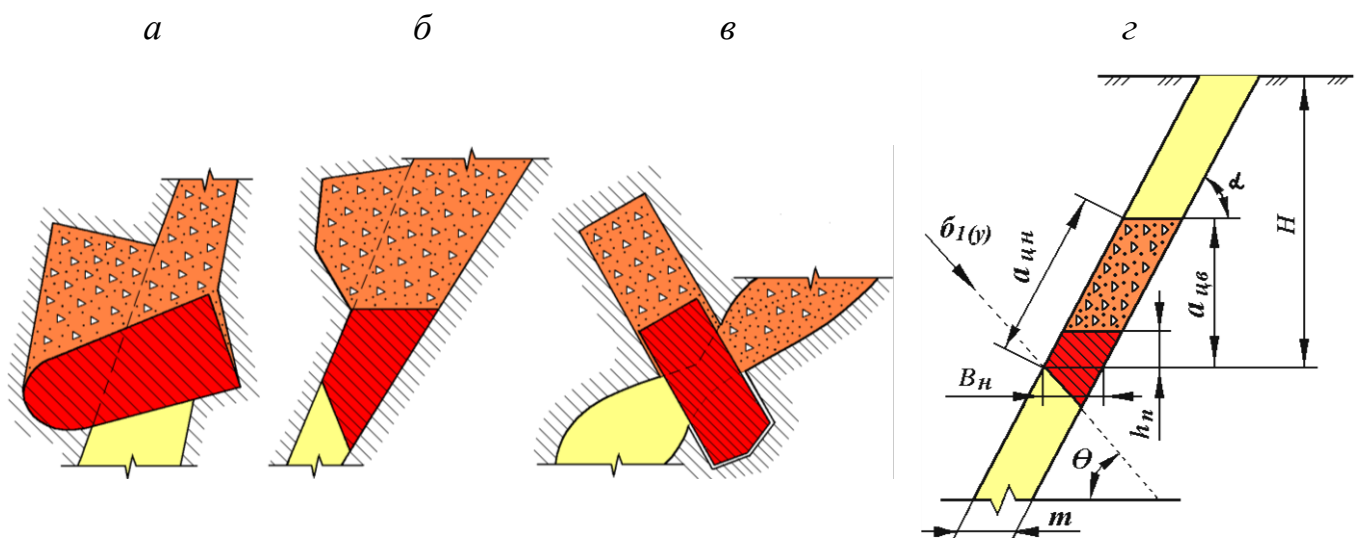


Рисунок 5.3 – Принципиальные схемы образования запорных элементов типа «запор» (а), «пробка» (б) и «задвижка» (в) при формировании искусственных целиков и расчетная схема параметров искусственного целика (г)

Методике расчета параметров искусственных целиков включает следующее:

1. Наклонная длина целика (с учетом запорного элемента), способная воспринять нагрузку области концентрации энергии массива, будет равна длине массива приконтурной энергетической зоны, вновь образованного ВП, выходящего на земную поверхность и определяется, согласно [211], м

$$a_{цн} = \sqrt{\frac{(a^2 + в^2)(ав)^2}{(ав)^2 + 1}},$$

где a и $в$ – размеры вертикальной и горизонтальной полуосей приконтурной энергетической зоны ВП, имеющего выход на земную поверхность (см. рис. 5.3, з).

2. Вертикальная высота целика, м

$$a_{цв} = a \sin \alpha,$$

где α – угол распространения ВП, град.

3. Зависимость напряжений, действующих под углом распространения ВП α , МПа

$$\sigma_p = 0,01a_{цн}.$$

4. Снижение до минимума растягивающих напряжений в запорном элементе искусственного целика (либо в нижней его плоскости) возможно при установке его под углом θ к горизонту, который соответствует главному нормальному напряжению $\sigma_{1(y)}$, действующему в ненарушенном массиве пород и определяется по формуле (3.2). Длина запорного элемента по простиранию пород принимается по расстоянию между откаточными ортами, равным 30 – 50 м и уточняется по технической характеристике станка глубокого бурения.

5. Прочная ширина запорного элемента определяется по давлению закладочного массива, действующего под углом α , МПа

$$T_1 = P \sin \alpha.$$

Давление массива сухой закладки P , рассчитанное по методике [209] для усредненных условий северной группы шахт ($A = 250$ м, $\alpha = 60^\circ$, $\delta = 80^\circ$, $H = 1000$ м, $f = 14$, $\gamma_p = 3,0$ т/м³, $m = 35$ м), составляет 3,5 МПа или $0,12 \gamma H$.

6. Используемая для обоснования параметров «плавающей» потолочины методика института ГП «ВостНИГРИ» эффективна для определения минимально возможной толщины запорного элемента [206], м

$$h_n = \frac{3B_n^2 \gamma_n + 1,7B_n \sqrt{3B_n^2 \gamma_n^2 + 16P[\sigma_{уз}]}}{16[\sigma_{уз}]}, \quad (5.5)$$

где γ_n – объемная масса породы в массиве; $B_n = 35$ м – ширина запорного элемента; $[\sigma_{уз}] = 0,3[\sigma_{сж}] = 0,3 \cdot 140 = 42$ МПа – предел прочности пород на изгиб.

Для принятых горнотехнических условий минимальная толщина запорного элемента составляет 3,6 м, а технологически необходимая – 35 – 50 м, что в 10 – 15 раз больше предельно допустимого размера. То есть при технологически необходимом коэффициенте запаса прочности, равном 2 – 3, принятая ширина запорного элемента искусственного целика удовлетворяет повышенному запасу прочности.

Отделение запорных элементов производится отрезными оконтуривающими скважинами с взрыванием колонковых зарядов. Технология проведения буровзрывных работ подробно изложена в работе [212]. При таком способе взрывания в плоскости расположения скважин образуется трещина. Процесс трещинообразования при контурном взрывании характеризуется пониженной энергоемкостью и гладкостенностью взрывания. Отделенный таким способом запорный элемент искусственного целика имеет заданные размеры и форму. Ожидаемый экономический эффект только от снижения горного давления на подготовительные и очистные блоки в условиях одной шахты составляет более 600 тыс. грн год. Формирование искусственных целиков в полости выработанного пространства позволяет, кроме успешного управления состоянием массива в области ведения подготовительных и очистных работ, снизить на 15% затраты на водоотлив, транспорт и вентиляцию шахты [213].

5.1.3. Соединение сближенных выработанных пространств в шахтном поле

Комплексное исследование поведения массива вблизи ВП шахт Кривбасса предоставило возможность разработки технологических решений, направленных на рациональное управление горным давлением при добыче руд из охранных целиков [53]. Выявленные закономерности распределения полей напряжений и характера деформации вмещающего ВП массива, а также наличие в шахтных полях большого количества разнотипных обособленных ВП создают благоприятные условия для выбора и применения эффективных способов управления энергетическим состоянием массива горных пород. Снижение горного давления в областях ведения подготовительных и очистных работ сопровождается ресурсосбережением за счет применения менее металлоемкого крепления подготовительных выработок, увеличения размеров очистных камер, уменьшения размеров междуэтажных и междукамерных целиков.

Так, например, ВП шахты «Им. Ленина» ПАО «КЖРК» представлено отработанными до горизонта 1275 м столбо- и пластообразными залежами (рис. 5.4, а). Обрушение коренных пород висячего бока в шахтном поле незначительно. Стабилизация параметров зоны сдвижения начинается с глубин 500 – 600 м. На северном фланге поля шахты «Им. Ленина» находится законсервированная залежь бедных руд «Пужмерка-Магнетитовая» и разрабатываемая залежь богатых руд «8П». Преобразование ВП шахты с целью снижения горного давления в его лежачем боку возможно за счет разрушения концентраторов напряжения – естественных породных целиков, разделяющих обособленные ВП. Это приводит к перемещению области концентрации энергии к нижнему торцу вновь сформированного ВП, снижению массы обрушенных в ВП пород и увеличения гидропропускной способности ВП (рис. 5.4, б).

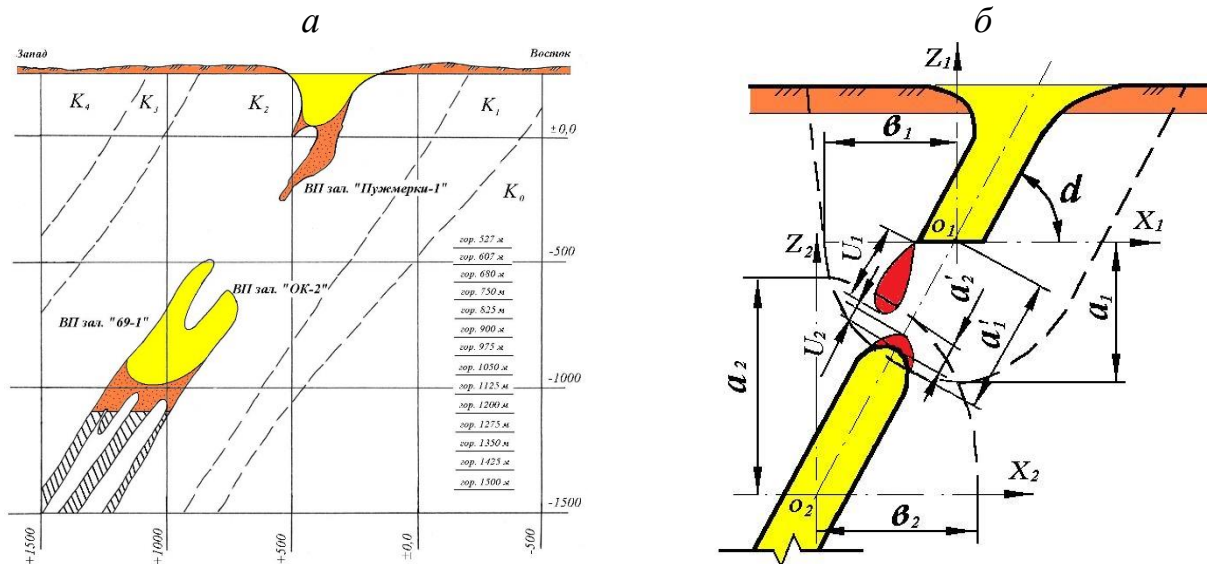


Рисунок 5.4 – Геологический разрез по 92-й маркшейдерской оси шахты «Им. Ленина» ПАО «КЖРК» (а) и расчетная схема параметров разрушения естественного целика (б)

На рис. 5.4, б приведены следующие условные обозначения: a_1 и b_1 – вертикальная и горизонтальная полуоси в массиве приконтурной энергетической зоны ВП, выходящего на земную поверхность, направленные вдоль осей O_1Z_1 и O_1X_1 , м; a_2 и b_2 – вертикальная и горизонтальная полуоси в массиве приконтурной зоны ВП, выходящего на земную поверхность и окружающее «слепое» ВП, и направленные вдоль осей O_2Z_2 и O_2X_2 , м; α – угол распространения ВП, град; a_1^1 и a_1^2 – глубины приконтурных энергетических зон «слепого» и выходящего на поверхность ВП, м; U_1 и U_2 – глубины

возможного разрушения в породном целике, соответственно, от ВП, имеющего выход на земную поверхность и «слепого» ВП, м.

Методика определения основных технологических параметров состоит из следующих этапов:

1. Размер приконтурной энергетической зоны ВП вкрест простирания пород, определяем по методике [211].

2. Размер приконтурной энергетической зоны, выходящего на земную поверхность ВП, располагающейся в породном целике, м

$$a_1^1 = \sqrt{\frac{(a_1^2 + e_1^2)(a_1 e_1)^2}{(a_1 e_1)^2 + 1}}.$$

3. Глубина приконтурной энергетической зоны «слепого» ВП, располагающейся в породном целике, м

$$a_2^2 = \sqrt{\frac{(a_2^2 + e_2^2)(a_2 e_2)^2}{(a_2 e_2)^2 + 1}} - 0,5h_{ВП} \sin a,$$

где $h_{ВП}$ – вертикальный пролет «слепого» ВП, м.

4. Глубина распространения области возможных разрушений в массиве породного целика для ВП, выходящего на земную поверхность, м

$$U_1 = H(-0,0047\sigma_{сж} + 0,9),$$

где H – глубина распространения ВП, м; $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа.

Параметры буровзрывных работ для глубоких скважин в области запредельных напряжений эффективно производить отрезными оконтуривающими скважинами с взрыванием колонковых зарядов по методике [212]. Это позволяет снизить энергетические затраты взрывных работ и объем бурения до 25%. Способ разбуривания породного целика определяется исходя из расположения подготовительных и нарезных выработок на соответствующем горизонте. Как показали результаты расчетов для условий шахты «Им. Ленина», разрушение естественных целиков, разделяющих обособленные ВП, позволяет снизить напряженность массива в 6 раз и исключить вторичную обводненность залежей, располагающихся в лежачем боку ВП. Это дает возможность проведения подготовительных выработок без применения крепи и увеличения высоты очистных камер до 120 – 150 м [114].

5.1.4. Изменение формы выработанного пространства шахты

Снижение на 60% объемов горно-капитальных работ на шахтах Криворожского бассейна нарушило рациональное соотношение между вскрытыми, подготовленными и отрабатываемыми запасами железных руд. Недостаточные объемы работ по вскрытию и подготовке уменьшили необходимое количество очистных блоков, привели к снижению на 40% производственных мощностей шахт. Поддержание существующих мощностей на шахтах осуществляется за счет доработки запасов вышележащих этажей, ранее оставленных и вынимаемых с повышенными затратами на добычу, транспорт, вентиляцию, охрану труда и др. Одним из возможных вариантов частичного решения этой задачи является параллельное вовлечение в разработку с основными запасами богатых руд Криворожского бассейна и запасов, законсервированных в охранных целиках государственных и коммерческих объектов. Так, например, на шахте «Юбилейная» ПАО «ЕВРАЗ Сухая Балка» для охраны запасов магнетитовых кварцитов залежи «Северная» в объеме 34,3 млн т предусмотрена консервация запасов богатых руд в объеме 4,242 млн тонн. Богатые руды располагаются в интервале горизонтов 1100 – 1260 м и севернее 227-й маркшейдерской оси (табл. 5.4).

Таблица 5.4 – Законсервированные запасы богатых руд залежи магнетитовых кварцитов «Северная»

Этаж, м	Запасы					
	Залежь «Главная»			Залежь «Гнездо 1-2»		
	Категория	тыс. т	Fe, %	Категория	тыс. т	Fe, %
1100 – 1180	B + C ₁	1768	56,35	C ₂	331	51,99
1180 – 1260	B + C ₁	1734	56,35	B + C ₁	14	47,00
				C ₂	395	51,99
ВСЕГО		3502	56,35		740	51,97

Запасы богатых руд на глубине 1100 – 1260 м севернее 227 МО первоначально предусматривалось отрабатывать после полной отработки магнетитовых кварцитов с применением традиционных технологий отработки шахтных полей, существующих в

Криворожском бассейне. С целью разработки технологических решений, обеспечивающих уменьшение запасов законсервированных богатых руд при сохранении возможности дальнейшей отработки балансовых запасов магнетитовых кварцитов НИГРИ ГВУЗ «КНУ» (г. Кривой Рог) в 1996 г. были разработаны соответствующие рекомендации. В них раскрыта возможность частичного извлечения до 2,7 млн т запасов богатых руд из охранного целика с сохранением возможности дальнейшей отработки магнетитовых кварцитов залежи «Северная» за счет оставления в недрах барьерных целиков [215].

Обрушение пород всячего бока происходит с отставанием от фронта очистных работ на 1 – 2 отработываемых этажа. Сдвигение коренных пород всячего бока прекращается с глубин 450 – 550 м. С этих глубин процесс сдвигения поверхности стабилизируется и переходит в частичное куполообразное разрушение вмещающих пород вокруг выработанного пространства. Углы сдвигения и разрыва пород по простиранию соответствуют 80° , в всячем и лежащем боках – 55° . ВП шахты «Юбилейная» представлено отработанными до глубины 1100 м залежами «Гнездо 1-2» и «Главная» (рис. 5.5, а).

Исследования позволили установить, что мощность ВП, изменяющаяся от 5 до 90 м, незначительно влияет (до 6%) на общий уровень напряженности вмещающего массива, а увеличение приконтурных энергетических зон происходит на величину изменения мощности отработываемой залежи, оставляя неизменной глубину влияния и, соответственно, значения напряжений [53]. Это факт позволил сделать вывод, что в массиве вокруг трещин формируются аналогичные энергетические зоны с параметрами, сходными с выработанным пространством. Данный факт подтвердился результатами, полученными при исследовании состояния массива у границ полей напряжений, вызванных разрывными геологическими нарушениями [216].

Результаты исследований позволили разработать способ снижения горного давления для условий отработки законсервированных запасов на шахте «Юбилейная» за счет образования разгрузочных трещин. Сущность процесса разгрузки нижележащего массива заключается в надработке трещиной нижележащего участка залежи. Для ВП, имеющих выход на земную поверхность, трещину образуют в всячем боку, выше уровня его торца. Образование трещины способствует увеличению горизонтального пролета ВП и, как

следствие, увеличению приконтурной энергетической зоны и перераспределению исходных полей напряжений. При этом смещение области опорного давления, которая обволакивает обрабатываемые камеры, происходит в сторону образования трещины и разгружает от горного давления очистные блоки шахты (рис. 5.5, б).

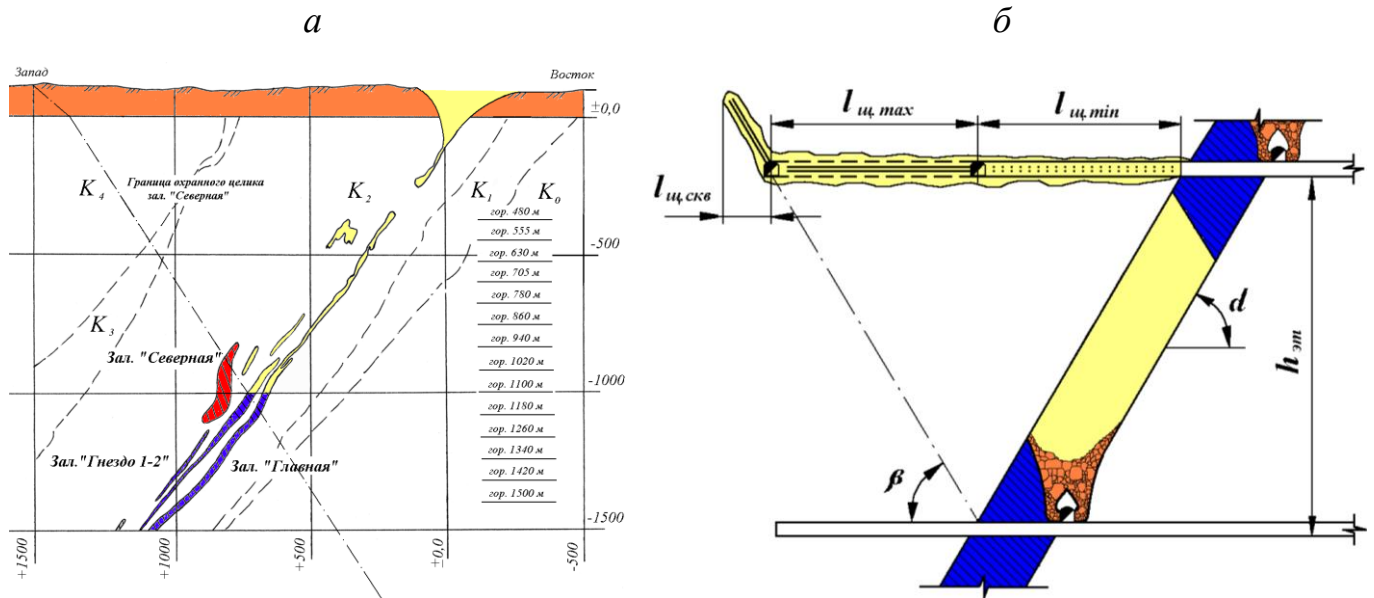


Рисунок 5.5 – Геологический разрез по 230-й маркшейдерской оси шахты «Юбилейная» ПАО «ЕВРАЗ Сухая Балка» (а) и расчетная схема параметров разгрузочной трещины (б)

Образование разгрузочной трещины предлагаем производить отрезными оконтуривающим скважинами с взрыванием колонковых зарядов по методике изложенной в [212]. Наличие откаточных выработок в висячем боку ВП снижает себестоимость образования трещины и увеличивает ее длину.

1. Общая длина разгрузочной трещины, м

$$l_m = l_{m,\min} + l_{m,\max} + l_{m,\text{скв}} \quad (5.8)$$

2. Длина участка трещины, при котором происходит изменение напряженности массива в пределах первого нижележащего этажа, м

$$l_{m,\min} = h_{эм} \operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{2} - \alpha \right), \quad (5.9)$$

где $h_{эм}$ – высота обрабатываемого этажа, м; α – угол падения залежи, град.

3. Длина участка трещины, при котором происходит разгрузка второго нижележащего этажа, м

$$l_{m.маx} = h_{эм} \operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{2} - \beta \right), \text{ м,}$$

где β – угол сдвижения пород висячего бока, град.

4. Длина участка трещины, образованного взрыванием провоцирующих скважин, при котором происходит разгрузка трех и более нижележащих этажей, м

$$l_{m.скв} = l_{скв} \operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{2} - \beta \right) + 0,5W,$$

где $l_{скв}$ – длина разгрузочных скважин, м; W – линия наименьшего сопротивления взрывчатого вещества, м.

5. Зависимость количества разгружаемых этажей от длины трещины

$$n_{эм} = \frac{l_m}{h_{эм} \operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{2} - \alpha \right)}, \text{ шт.}$$

Максимальные длины каждого участка трещины принимаются из технических возможностей станков глубокого бурения.

Снижение факторов горного давления в областях ведения горных работ путем применения предложенного технологического решения сопровождается ресурсосбережением при проведении подготовительных, нарезных и очистных работ как по законсервированным, так и по основным обрабатываемым залежам Криворожского бассейна. Образование разгрузочных трещин позволяет снизить горное давление на 30%, что способствует разгрузке до трех и более обрабатываемых этажей с применением менее металлоемкого крепления выработок, увеличить скорости их проведения и размеры очистных камер, уменьшением размеров междукammerных и междуэтажных целиков. Ожидаемый экономический эффект от снижения горного давления на подготовительные и очистные блоки составит 300 тыс. грн год. Применение предложенного технологического решения позволит повысить полноту извлечения богатых железных руд на шахтах Криворожского бассейна [217].

5.2. Технология добычи джеспилитов на шахтах Криворожского бассейна

5.2.1. Существующий баланс между основными и сопутствующими полезными ископаемыми Кривбасса

Криворожский бассейн является крупнейшим поставщиком железорудного сырья на внешние и внутренние рынки страны. Шахты региона, ведущие очистные работы на глубинах 1100 – 1300 м, отработали до 80% вскрытых запасов богатых железных руд бассейна. Существующие темпы эксплуатации Криворожского месторождения говорят о возможности стабильной добычи богатых железных руд на протяжении еще 10 – 20 лет. Поддержание производственных мощностей шахт до и после отработки вскрытых запасов бассейна возможно за счет вовлечения в разработку запасов бедных руд и сопутствующих полезных ископаемых [118].

Сопутствующие полезные ископаемые Криворожского бассейна можно подразделить на рудные: кварциты, джеспилиты, роговики; нерудные: амфиболиты, граниты, мраморы, лабрадориты и камнесамоцветное сырье: тигровый и соколиный глаз, яшма, кварц и др. Одним из ценных сопутствующих полезных ископаемых бассейна является джеспилит. Джеспилит представляет собой железистый кварцит полосчатой структуры, образовавшийся в результате метаморфизации железисто-кремнистых химических осадков древних морей. Отношение отпускной цены 1 т товарной руды к тонне крупноблочного джеспилита составляет 1:6. Краснополосчатые, бурополосчатые, серополосчатые и брекчвидные джеспилиты обладает высокими художественно-декоративными свойствами и позволяют использовать их в виде облицовочного, поделочного и ювелирного материала.

На сегодняшний день вскрытые, подготовленные и частично нарезанные запасы железистых кварцитов в несколько раз превышают запасы вскрытых богатых руд Кривбасса. Это вызвано тем, что до 70% железных руд в бассейне добывается при помощи камерных систем разработки с обрушением руды из буровых штреков, пройденных, как правило, по кварцитам. Ресурсосбережение при добыче джеспилита проводится также за счет использования уже имеющихся на шахте выработок, оборудования и персонала [219].

Сегодня в Украине джеспилит в виде строительного материала только начинает добываться и является перспективной сырьем для камнеобрабатывающей промышленности наряду с такими материалами как гранит, мрамор, лабрадорит и другие. Будучи кварцитами, джеспилиты, как и мелкозернистые граниты, могут быть отнесены к классу долговечных строительно-облицовочных материалов. Высокая блочность структуры в сочетании с декоративностью открывает широкие возможности по изготовлению качественных облицовочных плит для обработки внешних и внутренних интерьеров зданий.

Большинство джеспилитов является хорошим сырьем для ювелирной промышленности и используется в качестве вставок в кулоны, кольца, браслеты, серьги, бусы, броши и другое. Широкое применение джеспилит нашел в изготовлении художественно-декоративных изделий, основными из которых являются шары, вазы, письменные наборы, подсвечники, часы, шкатулки, пепельницы, гравюры и многое другое. Цены на эти изделия колеблются от \$5 до \$300, что говорит о высокой конкурентоспособности изделий из джеспилитов.

5.2.2. Технология добычи сопутствующих полезных ископаемых в условиях Кривбасса

В основу технологического решения положена задача усовершенствования известного способа добычи полезных ископаемых, в котором путем введения новых технологических операций и параметров достигается возможность непрерывной и одновременной добычи сопутствующих (рудных, нерудных) полезных ископаемых, возможность получения ископаемых монолитными блоками заданного формата независимо от содержания железа и кварца, уровня крепости и плотности, специфики разрушения, при условии незначительных затрат и без применения специального оборудования (рис. 5.6). За счет этого обеспечивается ресурсосбережение во время добычи, рациональное использование недр, получение долговечных строительно-облицовочных материалов и малых строительных форм для декоративной отделки различных по назначению помещений, зданий и сооружений.

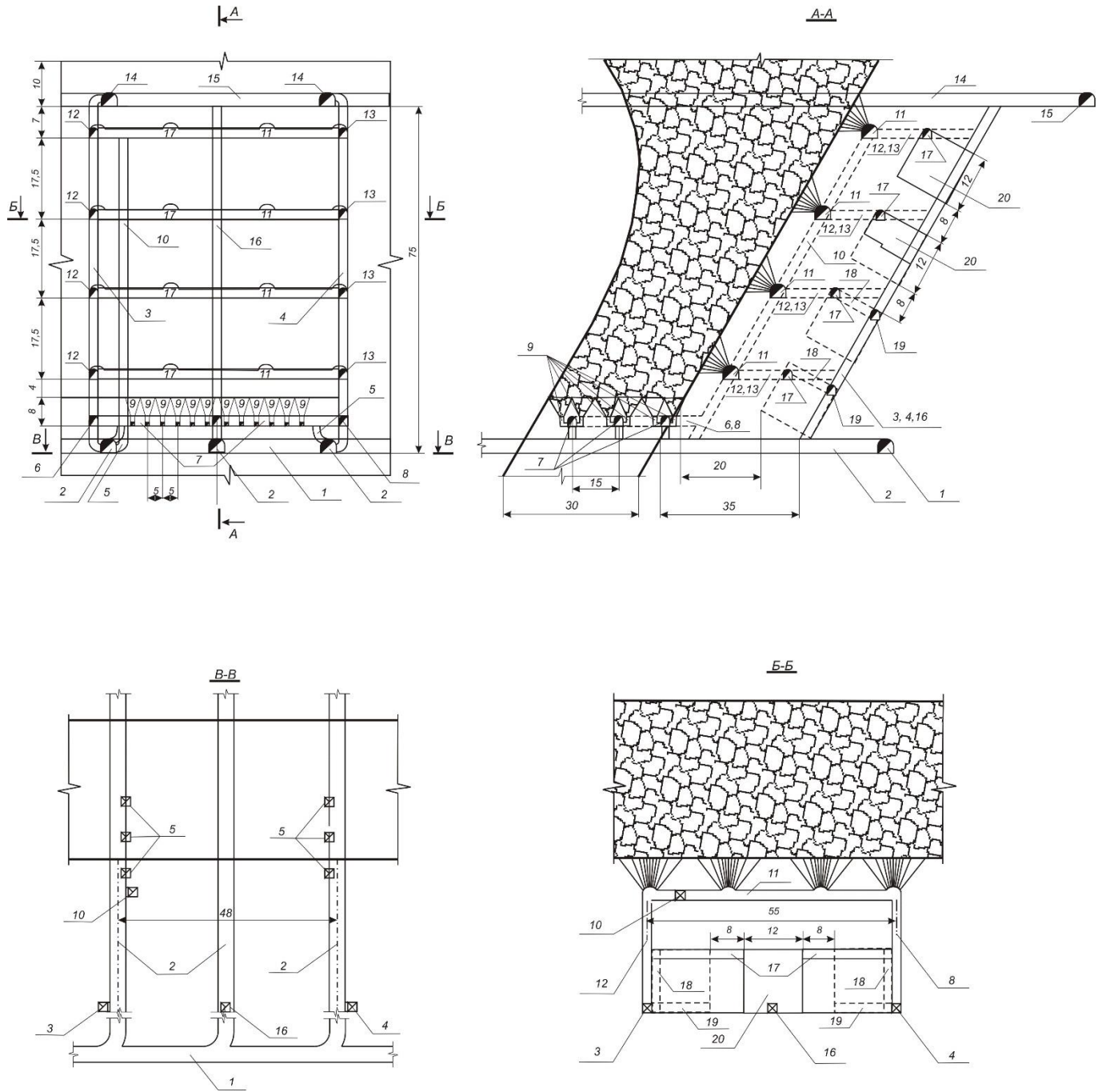


Рисунок 5.6 – Подэтажно-камерная система разработки по добыче сопутствующих полезных ископаемых в породах лежащего бока выработанного пространства шахты (патент на изобретение: приложение А. 1)

1:5000

На рис. 5.6 приняты следующие обозначения для выработок по основному (1 – 15) и сопутствующему (16 – 20) полезным ископаемым. Подготовительные выработки включают: 1 – откаточный штрек; 2 – откаточный орт; 3 – вентиляционно-ходовой восстающий; 4 – вентиляционный восстающий; нарезные выработки: 5 – рудоспуск; 6 – вентиляционно-ходовой орт горизонта скреперования; 7 – штрек скреперования; 8 – вентиляционный орт горизонта скреперования; 9 – дучка; 10 – этажный рудоспуск; 11 – буровой подэтажный штрек; 12 – вентиляционно-ходовой орт бурового горизонта; 13 – вентиляционный орт бурового горизонта; 14 – вентиляционный орт; 15 – вентиляционный штрек; 16 – хозяйственный восстающий; 17 – сборный вентиляционный подэтажный штрек; очистные выработки: 18 – отрезной подэтажный отр; 19 – отрезной подэтажный штрек; 20 – очистная камера [220].

Известный способ добычи рудных полезных ископаемых включает вскрытие с помощью вертикальных стволов и этажных квершлаггов, этажную подготовку с помощью полевых штреков и этажных восстающих, подэтажную нарезку с помощью полевых выработок и очистную отработку с помощью камерных систем разработки. После отработки запасов рудного полезного ископаемого в пределах этажа в направлении залежей сопутствующих полезных ископаемых проводят дополнительные нарезные и очистные выработки, с которых затем формируют соответствующие очистные камеры по типу кубической формы, в каждой из которых почвоуступным забоем осуществляют выкалывание монолитных блоков джеспилита.

Порядок выполнения горных работ при добыче железных руд в пределах добычных блоков начинают с подготовительных работ, которые осуществляются с помощью проведения в породах лежащего бока залежей откаточных штреков 1 и ортов 2, наклонных вентиляционно-ходовых 3 и вентиляционных 4 восстающих. Нарезные работы включают проведение выработок на подэтажах откатки 5, доставки 6 – 10, подсечки (не показано), бурения 11 – 15. Очистная выемка включает подсечку и отработку запасов очистных камер, междукамерных и междуэтажных

целиков. Транспортирование руды в пределах соответствующих откаточных горизонтов осуществляется стандартным рельсовым транспортом с помощью контактных электровозов. Затем руду выдают на земную поверхность по вертикальным рудоподъемным стволам с помощью канатного подъема.

После каждого цикла отработки запасов руды в этаже в направлении залежей сопутствующих джеспилитов проводят дополнительные нарезные 16 – 18 и очистные 18 – 19 выработки, с которых далее формируют соответствующие очистные камеры 20. Очистные выработки проводят во взаимно перпендикулярных направлениях с целью формирования очистных камер по кубической форме. Наклонную или вертикальную хозяйственную выработку 16 проводят в границах каждого добычного блока с целью канатной доставки монолитных блоков ископаемого на откаточный горизонт. В каждой очистной камере осуществляют выкалывание монолитов сопутствующего джеспилита почвоуступным забоем используя стандартное оборудование для буровзрывных работ [220].

Технология добычи богатых железных руд с помощью камерных систем разработки без поддержания ВП влияет на залежи всех сопутствующих полезных ископаемых повышением горного давления в массиве пород, которые находятся ниже фронта очистных работ, а выше – обрушением пород в висячем боку залежей и изменяющейся во времени разгрузкой от горного давления пород лежащего бока. Невыполнение условия параллельной отработки сопутствующих джеспилитов ведет к потере возможности получения крупноблочного материала по условию перехода ресурсосберегающего процесса разгрузки от горного давления массива лежащего бока на 1 – 2 этажа в процессе его упругого деформирования.

Ресурсосбережение при добыче сопутствующих джеспилитов дополнительно осуществляется за счет использования существующих на шахтах выработок, стандартного оборудования и обученного персонала. Минимальные затраты на организацию работ по получению блоков ископаемого прямоугольной формы обеспечивает расположение трещин в массиве пород в трех взаимно перпендикулярных направлениях [221].

5.2.3. Обоснование рациональных параметров технологии горных работ

Исходя из горнотехнических условий разработки опережающей залежи богатых железных руд, выработанное пространство которой оказывает активное влияние на запасы джеспилитов, определяют устойчивые рудные и породные обнажения в камере по официально действующей в Криворожском бассейне инструкции [208].

Первоначально определяются критерии устойчивости обнажений горизонтального, вертикального и наклонного рудных обнажения в камере. Далее находят фактические и предельные значения эквивалентных пролетов горизонтального, вертикального и наклонного рудных обнажения в очистной камере. Затем определяют численные значения предельных функциональных характеристик по соответствующим номограммам, приведенным в инструкции. Далее официально-действующая методика дополняется расчетами автора.

1. Коэффициенты запаса прочности n_p ($n^1_n, n^1_в, n^1_г$ и $n^2_n, n^2_в, n^2_г$) для конструктивных элементов ($x^1_n, x^1_в, x^1_г$ и $x^2_n, x^2_в, x^2_г$), которые учитывают изменения энергетического состояния массива на двух уровнях очистных работ, раз

$$n^n = (430\sigma_{сж}) / (H + H_{вп} - 2l_n - 270),$$

где H – глубина расположения центра элемента блока, м; $H_{вп}$ – глубина распространения ВП шахты, м; l_n – расстояние от оси ВП до центра элемента блока, м.

2. Разность между коэффициентами запаса прочности для двух уровней очистных работ для центра обнажения пород всячего бока, горизонтального и вертикального рудных обнажений, соответственно, раз

$$n_{н.вп} = n^2_n - n^1_n; n_{г.вп} = n^2_г - n^1_г; n_{в.вп} = n^2_в - n^1_в.$$

Затем определяем заданный инструкциями коэффициент запаса прочности в эквивалентных пролетах для пород всячего бока, вертикального и горизонтального рудных обнажений в камере. Далее определяем размеры эквивалентных обнажений выше глубины распространения ВП шахты для обнажения камерой пород всячего бока, вертикального и горизонтального рудных обнажений. Фактические размеры эквивалентных пролетов обнажения для очистных работ по джеспилитам, при заданном запасе прочности $n_n, n_в$ и $n_г$ определяем для пород всячего бока, вертикального и горизонтального рудных обнажений камерой и сводим в табл. 5.5.

Таблица 5.5 – Технологические параметры подэтажно-камерной системы разработки для добычи декоративных джеспилитов крупными блоками

Показатель	Значение
Размер камеры по простиранию пород a , м	12
Размер камеры по падению пород b , м	12
Ширина междукammerного целика c , м	8
Толщина наклонной потолочины h_n , м	8
Толщина промежуточной толщи h_n , м	20
Количество очистных камер по падению пород n_n , шт.	4
Количество очистных камер по простиранию пород n_{np} , шт.	3

Размеры конструктивных элементов предлагаемой системы разработки при отработке областей массива, разгруженных ВП шахты, удовлетворяют повышенному запасу прочности, который составит 15. Это дает возможность ведения очистных работ по выкалыванию монолитов почвоуступным забоем с присутствием людей в очистных камерах. Ведение очистных работ по областям полезного ископаемого, не разгруженных выработанным пространством, обусловлено применением комбинированного крепления обнажения потолочин и висячего бока с помощью анкеров и сетки.

5.2.4. Порядок выполнения горных работ

Отделение монолитных блоков из массива возможно с помощью различных способов. Рациональным для условий Криворожского бассейна является буровзрывной способ при помощи отрезных оконтуривающих скважин с взрыванием колонковых зарядов. Методика расчета параметров и технология буровзрывных работ изложена в работе [212]. При таком способе взрывания в плоскости расположения скважин образуется трещина. Процесс трещинообразования при контурном взрывании характеризуется пониженной энергоемкостью и гладкостенностью обнажений. Отделенный таким способом блок джеспилита имеет заданные размеры и форму. Высокая прочность джеспилита как строительного камня исключает использование режущих инструментов при отделении, а его свойство раскалываться делает целесообразным применение в больших масштабах буроклиновых работ. Подэтажно-камерная система разработки со сплошным извлечением, при которой

запас очистной камеры разделяют на уступы, характеризуется развитием фронта работ в глубину и образованием на каждом из уступов рабочих площадок. По периметру подошвы площадки формируют наклонные врубы, позволяющие увеличить количество плоскостей обнажения.

Принцип, используемый при отделении блоков, можно назвать «принципом направленного разрушения», который характеризует заданное направление разрушения массива пород по контуру намеченного монолита с сохранением внутри этого контура его прочности и декоративных свойств. Подобный эффект может быть достигнут для хрупких материалов, которым является природный камень, путем ввода в среду отделяющих объем монолита от породы расширительных клиньев, паст или взрывчатых веществ. Разрыв проходит в плоскости намеченного раскола по заранее ослабленным направлениям, которые образуются с помощью бурения ряда сближенных скважин или шпуров. Наивысший результат раскалывания можно достичь путем резкого повышения уплотнения среды, в которой происходит взрыв, а именно заливкой шпуров водой.

Доставка выколотых блоков в пределах очистных камер осуществляется с помощью скреперных установок с использованием специальных захватов и салазок. Транспортирование по горизонтальным откаточным выработкам производится рельсовым транспортом с использованием приспособленных платформ. Транспортирование за пределами очистных блоков осуществляет непрерывно благодаря использованию направления, противоположного транспортированию основного полезного ископаемого, а именно, по вентиляционным штрекам, квершлагам и стволам. Подъем на земную поверхность осуществляется в клетях вместе с платформами, которые разгружаются на поверхности с помощью тельферов или автокранов. Благодаря такому подходу на шахтах цепочки транспортирования рудного полезного ископаемого не перегружаются. Попутная добыча джеспилитов и железистых кварцитов на действующих и отработанных горизонтах Криворожских и других рудников как строительного-облицовочного и художественно-декоративного материала в ближайшее время должна занять достойное место в экономике Украины [221].

5.3. Технология добычи гранитов на шахтах Никополь-Марганецкого бассейна

5.3.1. Условия ликвидации марганцеворудных шахт бассейна

Никопольский марганцеворудный бассейн является крупнейшим поставщиком марганцевого концентрата для Никопольского и Запорожского ферросплавных заводов, а также металлургических центров Украины – Днепропетровска, Днепродзержинска, Запорожья, Кривого Рога. Все шахты региона находятся в стадии затухания горных работ, в том числе и вновь запущенная № 14-15. Очистные работы на шахтах бассейна в подавляющем большинстве ведутся на доработке запасов отдаленных панелей, охранных целиков магистральных выработок, промышленных площадок закрытых ранее шахт и др.

Ликвидация шахт ПАО «Марганецкий горно-обогатительный комбинат» осуществляется в следующей очередности: № 1-бис – 2006 г., № 2 – 2010 г., № 3-5 – 2015 г., № 7 – 2011 г., № 8 – 2010 г., №№ 9-10 и 14-15 – 2016 г. За последние 10 лет производственные мощности шахт не превысили 35% от проектных. Существующие темпы закрытия шахт бассейна говорят о возможности стабильной добычи марганцевых руд подземным способом на протяжении еще 2 – 3 лет.

В качестве положительных изменений от ликвидации предприятия можно отметить постепенное восстановление санитарно-гигиенического состояния окружающей природной среды и соответствующее уменьшение уровня заболеваемости и смертности местного населения. Отрицательным последствием закрытия шахты, например № 1-бис, является ликвидация 267 рабочих мест и необходимость трудоустройства 147 человек квалифицированных рабочих и 120 человек служащих. Однако в соответствии с графиком закрытия шахт технология перевода трудящихся на новые рабочие места исчерпает себя в течение ближайших трех лет. Как улучшение экологической обстановки в районе при закрытии шахт, так и сокращение количества рабочих мест при ликвидации шахт ПАО «МГОК» не снижают проблематики закрытия крупнейшего марганцеворудного региона Украины и мира [192].

5.3.2. Порядок отработки сопутствующих гранитов в Никополь-Маранецком бассейне

Нарастающий социально-экономический кризис крупнейшего в мире марганцево-рудного региона можно остановить и даже заменить значительным подъемом за счет поддержания производственных мощностей шахт до и после отработки запасов марганцевых руд за счет вовлечения в разработку сопутствующих полезных ископаемых и путем незначительной реорганизации шахт в период сворачивания горных работ. Отрабатываемый пласт марганцевой руды непосредственно залегает на практически безграничных запасах серых гранитов. Вскрытие одного горизонта по гранитам обеспечит бесперебойную работу шахт комбината минимум на 40 лет. Глубина последующего шага вскрытия не превышает 20 м с применением камерно-столбовой системы разработки. Затраты на перепрофилирование горных работ, закупку недостающего оборудования и переподготовку персонала в несколько раз меньше затрат на ликвидацию шахты (рис. 5.7) [222].

Нарушение условия последовательного перенесения горных работ в период их сворачивания на залежь сопутствующих гранитов приведет к полному закрытию шахты с погашением стволов и ликвидацией инфраструктуры на поверхности, что ведет к потере возможности последовательной и, как следствие, в разы более дешевой добычи сопутствующего сырья. Сопутствующие граниты характеризуются широким спектром физических свойств, которые позволяют использовать их в качестве строительного материала. Высокая прочность, плотность и монолитность структуры открывают широкие возможности по изготовлению малых архитектурных форм (шаров, кубов, цилиндров, различных профилей), облицовочных плит, дорожной плитки, тротуарного профиля, щебня, крошки, пудры. Возможно получение строительных материалов для отделки внешних и внутренних интерьеров зданий и сооружений. Это железнодорожные и автомобильные вокзалы, станции метрополитена и скоростных трамваев, подземные переходы, спорткомплексы, стадионы, больницы, частные дома и офисы [219].

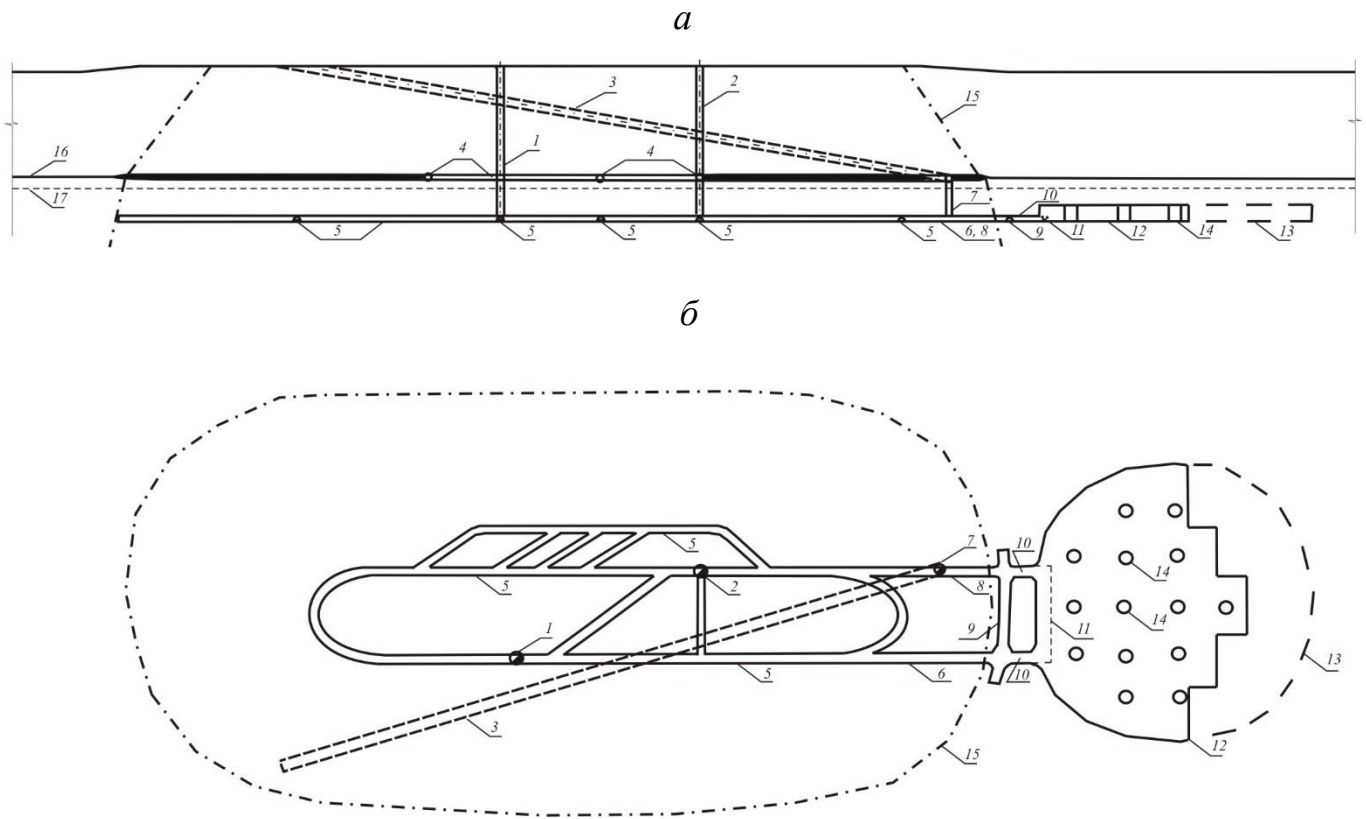


Рисунок 5.7 – Схема вскрытия шахтного поля с помощью вертикальных и наклонного стволов с обустройством околоствольного двора на горизонте сопутствующего полезного ископаемых (а) и план откаточного горизонта по сопутствующему полезному ископаемому (б)

(патент на изобретение: приложение А. 2)

1:10000

На рис. 5.7. приняты следующие условные обозначения: 1 – главный ствол; 2 – вспомогательный ствол; 3 – наклонный ствол; 4 – выработки околоствольного двора по основному полезному ископаемому (марганцевая руда); 5 – выработки околоствольного двора по сопутствующему полезному ископаемому (руда); 6 – главный транспортный квершлаг; 7 – вентиляционный гезенк; 8 – главный вентиляционный квершлаг; 9 – главный круговой штрек; 10 – орт; 11 – разрезной штрек; 12 – очистная камера; 13 – проектный контур очистной камеры; 14 – камерный целик; 15 – охранный целик промышленной площадки шахты; 16 – контур отработанной залежи основного полезного ископаемого (марганцевая руда); 17 – контур залежи сопутствующего полезного ископаемого (серые граниты) [223].

В основу технологического решения положена задача усовершенствования известного способа добычи полезных ископаемых путем введения новых технологических операций и параметров. Производится добыча сопутствующего нерудного полезного ископаемого с возможностью получения его монолитными блоками заданного формата, обеспечения ресурсосбережения и рационального использования недр. За счет этого получаем материалы для камнеобрабатывающей промышленности, производства малых архитектурных форм и строительных материалов для различных сооружений. В целом, исключаются затраты на закрытие шахты и возрастает получение прибыли в процессе последующего развития производства.

5.3.3. Порядок выполнения и технологические параметры горных работ

В известном способе добычи марганцевой руды, который включает вскрытие марганцеворудного пласта, подготовку запасов, очистную выемку, после отработки балансовых запасов марганцевой руды в направлении залежи серых гранитов углубляют существующие вскрывающие и проводят дополнительные подготовительные, нарезные и очистные выработки. Далее из них формируют соответствующие очистные камеры, в которых почвоуступным забоем осуществляют выкалывание монолитных блоков гранита, которые по подготовительным и вскрывающим выработкам выдают на земную поверхность.

Технология полного извлечения марганцевой руды с помощью столбовой системы разработки без поддержания выработанного пространства влияет на разгрузку от горного давления запасов серых гранитов, которые залегают на несколько метров глубже и обладают другими физическими свойствами, в отличие от марганцевых руд, и нуждаются в иной технологии добычи.

После полной отработки марганцевой руды 16 в направлении залежи серых гранитов 17 углубляют вертикальные стволы 1 – 3, проводят дополнительные подготовительные 4 – 9 и очистные 10 – 12 выработки, благодаря которым формируют соответствующие очистные камеры 12. Все подготовительные 4 – 9 и очистные 10 – 12 выработки проводят в горизонтальной плоскости главного добычного гори-

зонта. Далее формируют очистное пространство по типу камерно-столбовой системы разработки 13. В каждом очистном забое осуществляют выкалывание монолитов гранита почвоуступным забоем с помощью стандартного бурового и погрузочного оборудований. В процессе очистных работ формируются камерные целики 14, которые поддерживают ВП. Подготовительные и очистные выработки проводят за пределами охранного целика промышленной площадки шахты 15.

С помощью методики С.Г. Борисенко, которая была усовершенствована для учета надработки запасов гранита опережающей отработкой марганцевого пласта, были определены технические параметры блока камерно-столбовой системы разработки. По представленным в табл. 5.6 результатам расчетов видно, что при учете разгруженности массива ВП шахты, технологические параметры блоков можно увеличить до 2,5 раз.

Таблица 5.6 – Технологические параметры камерно-столбовой системы разработки для добычи серых гранитов крупными блоками

Показатель	Без учета надработки	С учетом надработки	Изменение параметра, %
Длина столба a , м	150	300	+100
Ширина столба b , м	60	80	+25
Высота очистной камеры c , м	8	20	+150
Ширина, длина камеры $a_{ц}$, м	15	35	+133
Ширина опорного целика $b_{ц}$, м	6	4	-33

Отделение монолитов из массива возможно буровзрывным, химическим, гидравлическим, огневым, криогенным, буроклиновым и другими способами. С применением буровзрывного способа наиболее дешевым является использование оконтуривающих шпуров с взрыванием колонковых зарядов, благодаря чему в плоскости расположения шпуров образуется трещина. Процесс контурного взрывания характеризуется сниженной энергоемкостью и гладкостенностью отделенных блоков. Выколотый таким образом блок ископаемого имеет заданные размеры, форму и внутреннюю монолитную структуру [212].

Транспортирование монолитных блоков в пределах очистного пространства осуществляется с помощью рельсового либо автомобильного транспорта. Поднятие монолитов гранита на земную поверхность осуществляется в клетях вертикальных стволов вместе с платформами при помощи канатного подъема. Минимальные затраты на организацию работ по получению блоков заданной формы обеспечивает учет закономерностей расположения трещин в массиве в трех взаимно перпендикулярных плоскостях и рациональное управление этим параметром. Ресурсосбережение во время добычи гранита дополнительно осуществляется за счет использования уже существующих вскрывающих выработок, надшахтного комплекса и персонала шахты.

Перенесение горных работ во время их сворачивания на залежь серых гранитов не ведет к полному закрытию шахт с погашением стволов и ликвидацией промышленной площадки на поверхности. Достигается возможность последовательного продолжения работ и, как следствие, в разы более дешевой добычи сопутствующих гранитов. Нерудные сопутствующие полезные ископаемые – граниты являются кристаллическими породами и характеризуются значительной прочностью, плотностью и монолитностью структуры, что позволяет использовать их в качестве строительного материала по изготовлению малых архитектурных форм, облицовочной и дорожной плитки, тротуарного профиля, щебня, крошки, пудры. Дальнейшее усовершенствование технологии добычи нерудных сопутствующих полезных ископаемых на неглубоких рудных месторождениях Украины будет касаться рационализации параметров очистных камер, камерных целиков, взаимного расположения очистных камер и подготовительных выработок, форм и размеров очистных забоев и способов выкалывания монолитных блоков из массива [212].

5.4. Технологии добычи камнесамоцветного сырья в условиях техногенеза

5.4.1. Классификация месторождений самоцветов и этапы их освоения

Многие объекты недр Украины содержат ископаемые, которые могут рассматриваться как камнесамоцветное сырье (КСС). Однако отработка основного сырья зачастую происходит без учета сопутствующих ценных компонентов. Это характерно для карьеров и шахт по добыче железных руд, содержащих декоративные джеспилиты; для карьеров по добыче керамических и графитовых пегматитов; для гранитных карьеров по добыче щебня – эпидозиты и цветной кварц; для базальтовых карьеров – агаты; для карьеров по добыче мраморов на щебень – цветной мрамор и т.д. Зачастую у владельца предприятия отсутствует информация об эффективности использования разновидностей запасов полезных ископаемых в качестве КСС. Рыночные условия диктуют заинтересованность в максимально доходном использовании недр, а значит, и в комплексной оценке разрабатываемого объекта. Оценка объектов недр, содержащих КСС, включает пять взаимосвязанных между собой этапов. Каждый из этапов имеет свой предмет и объект исследования и является самостоятельным направлением с общей целью – экономической оценкой технологий переработки КСС. Поэтому системность на каждом этапе и творческий подход на определенных стадиях влияет на точность постановки задач следующего этапа и общий результат.

1. Геологическая оценка сводится к определению объемов камнесамоцветного сырья, форм и условий залегания продуктивных залежей (табл. 1). Решение этой задачи возможно после выявления декоративных разновидностей КСС, которые могут пополняться по мере изучения объекта и даже в процессе разработки. Наиболее эффективным является определение прогнозных ресурсов по генетическим типам декоративных разновидностей, т.е. по происхождению декоративных разновидностей КСС возможно определить масштабы и проявления геологических процессов – объемы сырья, характерные для геологических процессов.

Таблица 5.7 – Классификация месторождений Украины,
содержащих камнесамоцветное сырье

Класс	Способ разработки	Наименование месторождения	Самоцвет
Естественные	Открытый	Осиновское, Донцовское, Хворостянское, Веселовское, Конкское, Григорьевское, Каракубское	Дерево окаменелое
Разведанные		Залиманское, Новопсковское	
Разрабатываемые		Открытый	Биук-Янкойское
	Горишнеплавненское		Джеспилит
	Балка Большого лагеря		Пегматит письменный, кварц цветной
	Подземный	Кривбасс	Джеспилит, кварцит, глаз тигровый и соколиный
Южно-Белозерское		Кварцит желтополосчатый	
Отработанные (законсервированные)	Открытый	Елисеевское, Токовское	Кварц цветной
		Тритузненское	Эпидозит
		Кривбасс	Джеспилит, кварцит, глаз тигровый и соколиный

2. Добыча сырья основывается на использовании предложенных автором систем разработки с выбором из всего многообразия существующих способов разработки КСС более экономичных. Основными классификационными признаками для систем разработки КСС являются: состояние исходного массива (разрушенное, естественное, искусственное), метод отделения (ручной, механический, клинощелевой, буровой), способ отделения (погрузочными средствами, гидромолотами, расширителями) и вспомогательные средства (клинья, пробки, пасты, растворы, топливо). Условием выбора и применения более эффективных технологий разработки является рыночная цена добытого сырья, что определяет рациональные границы применения классов, групп и видов систем разработки, которые регулируются в соответствии с объемами потерь и уровнем качества добываемого сырья. Понижение энергоемкости добычи, снижение потерь и повышение качества самоцветов решаются с помощью

получения заданных размеров и формы монолитов, снижения технологической трещиноватости и управления другими параметрами качества под соответствующие технологии добычи.

3. *Дизайн сырья* – это выявление оригинальных дизайнерских решений с элементами творчества – главная задача данного этапа. Оригинальность таких решений должна исходить из художественных преимуществ каждого вида сырья, каждой разновидности, а в некоторых случаях и отдельного образца. Создание шедевров декоративно-прикладного искусства основано на накоплении определенного банка дизайнерских разработок, приводящих к созданию новых технологий изготовления изделий. Создаваемые художественные проекты строятся на технических (форма, размер, твердость, трещиноватость) и эстетических (цвет, рисунок, прозрачность) свойствах самоцвета. Эффективным дизайнерским решением считается то решение, которое выявляет новые эффекты и новые декоративные свойства самоцветов.

4. *Технология обработки* направлена на создание качественной, рентабельной и оригинальной продукции на основе художественных проектов, в которых каждый вид сырья и даже каждый образец имеют свои индивидуальные свойства, от которых зависит способ и вид обработки. Решение находится в закономерных взаимосвязях между способами обработки и формой изделий, которая раскрывает художественные достоинства камня по наработанным алгоритмам выявления экономичных и рациональных технологий обработки.

5. *Стоимостная оценка сырья* показывает, что простая разведка запасов какого-либо вида полезного ископаемого и постановка его на баланс без дальнейшей отработки означает консервацию денежных средств. Большинство разновидностей отечественных самоцветов не является ни стратегическим, ни высокодоходным видом сырья вследствие своей специфики как полезного ископаемого. Гораздо больший доход от коммерческой деятельности получают изготовители и реализаторы, которые выполняют добычу сырья и изготовление изделий. Поэтому собственника интересует комплексная информация о том виде сырья, в разработку месторождения которого он планирует инвестировать средства: от запасов и горно-геологических условий до

бычи до конкурентов на рынке готовых изделий. Составление бизнес-плана – достаточно сложный и дорогостоящий процесс, который требует анализа большого объема информации и разработки конкретных действий.

5.4.2. Классификация систем разработки месторождений самоцветов

Анализ существующих классификаций систем открытой и подземной разработки месторождений позволил сделать вывод, что на сегодняшний день, в принципе, не существует классификаций систем разработки КСС. Классифицирование систем разработки является основой энергосберегающей добычи камнесамоцветного сырья. Выполненная автором классификация отражает современное состояние и перспективы развития в этой области, служит базой для создания единой терминологии, способствует эффективному выбору способа, вида, метода разработки и типа механизации для конкретных условий.

Способ добычи КСС в большей мере зависит от того, в каком энергетическом состоянии оно находится (естественном, нарушенном, разрушенном), что позволило составить классификацию существующих систем разработки КСС, которая основывалась на признаке энергетического состояния массива на момент добычи, что позволяет определить объем используемой энергии при разработке. Составленная классификация позволит охватить весь диапазон применяемых вариантов систем разработки, существующих в практике на сегодняшний день (табл. 5.8).

Для деления систем на классы использовался признак «энергетическое состояние массива в момент разработки», что позволило объединить все системы в три класса. В свою очередь классы подразделяются на группы, основным признаком которых является метод отделения материала от массива. По способу отделения КСС группы подразделяются на варианты, которые уточняются с учетом применяемых механизмов, веществ, компонентов и инструментов. Анализ существующих постоянных и переменных горно-геологических факторов, влияющих на выбор самой энергосберегающей системы разработки позволил установить основные факторы, которые предоставляют возможность выбора системы разработки для добычи КСС. К ним относятся трещиноватость и гранулометрический состав КСС.

Таблица 5.8 – Классификация систем разработки
по добыче камнесамоцветного сырья

Класс (по состоянию массива)	Группа (по методу отделения)	Вариант (по способу отделения)	Механизм	Вещества, компоненты, инструменты
Разрушенные	Селективные	Ручная	Ручной инструмент	Реагенты
		Механизированная	Спецтехника	Приспособления
Естественные	Щелевые	Клинощелевая	Гидро-, пневмо- электромолотки	Клинья, пики-лопатки
			Расширители	Пробки
		Химико-щелевая	Зарядные установки	Растворы
		Криогенно- щелевая	Замораживающие установки	
		Гидро-щелевая	Нагнетательные установки	
Искусственные	Буровые	Буровая	Буровые установки кернового бурения	Керновые коронки
		Буроклиновая	Буровые установки	Клинья, пробки
			Гидромолоты	
			Расширители	
		Буровзрывная	Буровые установки	Взрывчатые вещества
		Бурохимическая	Буровые и зарядные установки	Пасты
		Бурокриогенная	Буровые и заморажи- вающие установки	Растворы
	Огневая	Буровые установки	Топливо	
	Пильные	Дисковая	Дисковые пилы	Диски
		Канатная	Канатные пилы	Канаты
		Шпицевая	Шпицевые пилы	Шпицы
	Абразив			

Анализ существующих постоянных и переменных горно-геологических факторов, влияющих на выбор самой энергосберегающей системы разработки позволил установить основные факторы, которые предоставляют возможность выбора системы разработки для добычи КСС. К ним относятся трещиноватость и гранулометрический состав КСС.

Трещиноватость оценивается по акустическому показателю трещиноватости, грн

$$A_1 = \left(\frac{C_p}{C_{po}} \right)^2, \quad (5.17)$$

где C_p – скорость распространения продольных упругих волн в массиве, определенная сейсмоакустическим методом, м/с; C_{po} – скорость распространения продольных упругих волн в образцах (отдельностях) из массива, определенная ультразвуковым методом, м/с. Условия применения разных групп систем разработки КСС при любой трещиноватости горных пород представлены в табл. 5.9.

Таблица 5.9 – Условия применения систем разработки
в зависимости от трещиноватости добываемого массива

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости массивов	Акустический показатель трещиноватости A_1	Приемлемые группы систем разработки КСС
I	Весьма трещиноватые (мелкоблочные)	< 0,10	Селективная
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	0,10 – 0,25	Селективная, щелевая
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	0,25 – 0,40	Щелевая
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	0,40 – 0,60	Буровая
V	Практически монолитные (только крупноблочные)	0,60 – 1,00	Пильная

Гранулометрический состав является основным показателем физических свойств и структуры естественного или искусственного материала. Общепринятой классификации по данным гранулометрического состава не существует, что связано с различием целей и объектов, для которых производится определение гранулометрического состава. Поэтому гранулометрический состав отбитого КСС предлагается выражать через кусковатость (крупность куска). Крупность кусков, имеющих неправильную форму, принято выражать средним размером по трем взаимно перпендикулярным направлениям. Условия применения групп систем разработки в зависимости от кусковатости КСС представлены в табл. 5.10.

Таблица 5.10 – Условия применения групп систем разработки
в зависимости от кусковатости КСС

Кусковатость КСС	Размер куска, м	Приемлемые группы систем разработки КСС
Мелочь	0 – 0,1	Селективная
Средней крупности	0,1 – 0,3	Селективная, щелевая
Крупнокусковая	0,3 – 0,6	Буровая
Весьма крупнокусковая	0,6 – 1,5	Буровая, пильная

Используя соответствие показателей акустической трещиноватости и размера добываемого куска принципам управления энергетическим состоянием массива, которые соответствуют предложенным автором вариантам систем разработки, можно оценить относительный объем используемой (затрачиваемой) энергии в процессе добычи запасов КСС. Так как системы разработки КСС являются ничем иным как очистными работами, к которым применимы только принципы уравнивания, содействия, устранения и противодействия с соответствующим объемом используемой энергии массива. Показатель соотношения используемых объемов энергии является относительной величиной, показывающей соотношение ее затрат для различных систем разработки с косвенным учетом энергонасыщенности массива по его трещиноватости (табл. 5.11).

Выполненная оценка объектов недр, содержащих КСС, которая включала пять взаимосвязанных между собой этапов, позволила составить классификацию месторождений Украины, содержащих КСС. В полученной классификации систем разработки по способу и виду добычи КСС выполнено деление систем на классы с использованием признака «энергетическое состояние массива в момент разработки». На основе анализа постоянных и переменных горно-геологических и техногенных факторов разработана методика выбора систем разработки КСС методом исключений, которая включает отбор возможных групп систем разработки, выбор из них систем раз-

работки трех наиболее эффективных и проведение технико-экономического сравнения двух систем разработки для получения оптимального варианта с точки зрения энергосбережения при добыче [224].

Таблица 5.11 – Соотношение затрат энергии для вариантов систем разработки камнесамоцветного сырья

Название групп систем разработки	Изометрия системы разработки	Акустический показатель трещиноватости A_1	Размер добываемого куска, м	Принцип управления состоянием массива	Объем энергозатрат при добыче, %
Селективная	-	0 – 0,25	0 – 0,1	Уравновешивание	0
Щелевая с клиновым отделением материала		0,25 – 0,40	0,1 – 0,3	Содействие	-1,0
Буровая с буро-клиновым отделением материала		0,40 – 0,50	0,3 – 0,6	Устранение	-10,0
Буровая с буровым отделением материала		0,50 – 0,60	0,3 – 0,6	Устранение	-50,0
Пильная с дисковым отделением материала		0,60 – 1,00	0,6 – 1,5	Противодействие	-100,0

5.5. Выводы

1. Разработка технологий добычи сопутствующего сырья в шахтных полях с нарушенным энергетическим состоянием массива базировалась на оценке порядка и взаимного влияния техногенных образований на отработку запасов рудных месторождений, основное воздействие на которую оказывает выработанное пространство шахт. Систематизация технологических решений по управлению выработанным пространством шахт при отработке залежей Кривбасса учитывает техногенные факторы, влияющие на энергетическое состояние массива, и показывает пути минимизации его влияния на технологии добычи рудных и нерудных полезных ископаемых.

2. Минимизация влияния протяженных выработанных пространств на энергетическое состояние залежей сопутствующих полезных ископаемых реализуется путем разделения протяженных выработанных пространств и формированием в их полости искусственных целиков, что позволяет понизить энергетическую насыщенность массива в области ведения горных работ до 6 раз и снизить на 15% затраты на водоотлив, транспорт и вентиляцию шахты. Для изменения интенсивности влияния техногенного состояния массива, сформированного последовательно-сближенными выработанными пространствами, предложен способ разрушения породных целиков, разделяющих их полости, что позволяет снизить энергетическую напряженность массива в 6 раз и вторичную обводненность сопутствующих залежей в лежащем боку шахтного поля. Это дает возможность проведения подготовительных выработок без применения крепей и увеличения размеров очистных камер в 1,5 – 2 раза. Способ изменения формы выработанного пространства шахты путем образования разгрузочных трещин позволяет снизить энергетическую насыщенность массива в 0,3 раза при отработке трех нижележащих этажей как по залежам основных, так и сопутствующих полезных ископаемых.

3. Помимо основных технологических решений, позволяющих снизить или видоизменить техногенную нагрузку на энергетическое состояние шахтного поля, возможны менее активные мероприятия, более точно учитывающие техногенные изменения в массиве. Обоснование возможности добычи сопутствующих джеспилитов в условиях Кривбасса разработаны дополнения к официально действующим инструкциям, в которых путем учета снижения уровня геознергии в породах лежащего бока обоснованы прочные параметры добычных блоков подэтажно-камерной системы разработки, с помощью которой реализуется разработка монолитов для камнеобрабатывающей промышленности Украины с отношением цены товарной руды к цене крупноблочного джеспилита равным 1:6. Для условий затухания горных работ по извлечению запасов марганцевой руды в отводах шахтных полей Никополь-Марганецкого бассейна разработан способ отработки сопутствующих гранитов, который за счет учета снижения уровня геознергии в массиве позволяет увеличить до 2,5 раз устойчивые параметры очистных блоков камерно-столбовой системы разработки, в 2 раза снизить затраты на добычу и продлить срок службы шахт взамен их ликвидации.

4. Разработка технологий добычи камнесамоцветного сырья Украины в условиях техногенеза недр основывалась на классификации месторождений самоцветов и систем разработки по признаку «энергетическое состояние массива на момент разработки», который определяет методы отделения материала от массива. Выбор рациональной системы разработки самоцветов для соответствующего месторождения основывается на учете постоянных и переменных горно-геологических и техногенных факторов, что позволяет снизить себестоимость добычи 1 кг сырья и относительное количество энергии на разработку месторождения.

ГЛАВА 6

ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ И ОРГАНИЗАЦИЯ ВНЕДРЕНИЯ В ПРОИЗВОДСТВО ГЕОЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ РАЗРАБОТКИ

6.1. Методика оценки экономической эффективности технологических решений

Для выполнения эффективного сравнения различных технологических решений по способам подготовки, нарезки и отработки блоков или оценки отдельных технологических процессов при использовании различных комплексов оборудования определяли себестоимость как для отдельных видов работ, так и в целом по системе разработки. Методика включала в себя определение основных затрат, связанных с проведением подготовительно-нарезных выработок и выполнением очистных работ. Себестоимость добычи рассчитывается по добычному участку в целом и относится к 1 т добытой рудной массы. В структуру себестоимости входят следующие элементы затрат: основная и дополнительная заработная плата рабочих и инженерно-технических работников, начисления на заработную плату, стоимость материалов и энергии, амортизационные отчисления и затраты на ремонт и содержание забойного оборудования. Основанием для определения себестоимости являются средневзвешенные показатели по расходу рабочей силы, материалов и энергии, количество механизмов и амортизационные отчисления, а также затраты на ремонт и содержание оборудования.

I. Расчет фонда заработной платы рабочих. Для расчета планового фонда заработной платы необходимо знать трудоемкость работ по каждой профессии и среднесменную заработную плату. Трудоемкость работ по рабочим профессиям распределяется по разрядам: проходчики IV разряда – 60%, V разряда – 40%; бурильщик III разряда – 40%, IV разряда – 60%; взрывник IV разряда – 40%, V разряда – 60%; машинист добычных машин V разряда – 100%; крепильщик III разряда – 60%, IV раз-

ряда – 40%; скреперист III разряда – 40%, IV разряда – 60%; машинист виброустановки или АШЛ III разряда – 40%, IV разряда – 60%; машинист погрузочных машин III разряда – 40%, IV разряда – 60%; горнорабочий очистного забоя IV разряда – 40%, V разряда – 60%; горнорабочий II разряда – 100%. Кроме рабочих-сдельщиков предусмотрены рабочие повременщики (слесаря для осмотра и ремонта оборудования). Трудоемкость их рассчитывается как 20 – 25% от суммарной трудоемкости работ всех профессий. Количество рабочих дней слесарей по осмотру и ремонту оборудования определяется как количество дней отработки блока. Дневные тарифные ставки принимаются по действующим на базовом предприятии тарифным ставкам с учетом принятой продолжительности рабочего дня. Часовые тарифные ставки представлены в табл. 6.1.

Таблица 6.1 – Часовые тарифные ставки, действующие с 2012 г.

Наименование группы	I	II	III	IV	V
Забойная, грн	14,53	15,84	17,44	19,99	22,96
Прочие подземные, грн	12,64	13,78	15,46	17,39	19,96

Все рабочие профессии подразделяются на две группы профессий: забойную (проходчик, бурильщик, взрывник, машинист добычных машин) и прочую подземную (крепильщик, машинист погрузочных машин, скреперист, машинист виброустановки или АШЛ, горнорабочий, горнорабочий очистного забоя, слесарь).

1. Среднесменная заработная плата, грн

$$ЗП_{см} = T_{см} + C_n + П + Д_{он},$$

где $T_{см}$ – часовая тарифная ставка, грн; C_n – сдельный приработок, равный 10% от тарифной ставки, грн; $П$ – премия, начисляется на сумму сдельного заработка (тарифная ставка, сдельный приработок) и доплат, грн. Премии для забойной группы – 50%, прочая подземная группа – 40%; $Д_{он}$ – доплата, принимается от тарифной ставки в размере: проходчики и взрывники – 20%, забойная группа – 15%, прочая подземная группа – 10%, грн.

2. Фонд основной заработной платы по каждой профессии определяется как произведение трудоемкости работ на среднесменную заработную плату, грн

$$\Phi ЗП_{осн} = \sum_{i=1}^n T_{n_i} ЗП_{см_i},$$

где T_n – трудоемкость работ по профессии, чел.-смен.

2.1. Фонд дополнительной заработной платы, грн

$$\Phi ЗП_{дон} = 0,2 \Phi ЗП_{осн}.$$

2.2. Отчисления на единый социальный взнос

$$O_{соц.ст} = 40,4(\Phi ЗП_{осн} + \Phi ЗП_{дон}).$$

II. Расчет фонда заработной платы инженерно-технических работников планируется по должностным окладам, которые действуют с 2011 г.: начальник участка – 6340 грн, заместитель начальника участка – 4990 грн, механик участка – 4910 грн, горный мастер – 3710 грн.

3. Фонд основной заработной платы ИТР за время горных работ, грн

$$\Phi ЗП_{ИТР} = \frac{O}{D_m} T,$$

где O – должностной оклад, грн; D_m – среднее количество рабочих дней в месяц.

III. Расчет стоимости материалов и энергии. Для определения расхода материалов необходимо знать их номенклатуру и количество, которое определяется технологией горных работ и марками используемого оборудования.

1. Стоимость материалов, грн

$$C_m = 1,15 \sum_{i=1}^n Q_{m_i} C_{m_i},$$

где Q_m – расход материала; C_m – цена единицы материала, грн.

2. Стоимость электроэнергии, грн

$$C_{эл} = Wb,$$

где W – расход активной электрической энергии на выполнение работ, кВт·ч; b – тариф за 1 кВт·ч израсходованной электроэнергии, грн.

3. Стоимость сжатого воздуха, грн

$$C_{сж.в} = Q_{сж.в} C_{сж.в},$$

где $Q_{сж.в}$ – расход сжатого воздуха по блоку; $C_{сж.в}$ – цена 1 м³ сжатого воздуха, равная 0,1b грн.

IV. Расчет амортизационных отчислений. Необходимое количество оборудования для проведения нарезных и очистных работ рассчитывается, исходя их месячного объема работ по каждому виду оборудования с учетом резерва [225], шт

$$n = \frac{V_{\text{мес}}}{H_{\text{см}} n_{\text{см}}} k_{\text{рез}},$$

где $V_{\text{мес}}$ – объем работ в месяц для данного вида оборудования, м/мес. или т/мес.; $H_{\text{см}}$ – сменная производительность оборудования, м/смену или т/смену; $n_{\text{см}}$ – количество рабочих смен в месяце; $k_{\text{рез}}$ – коэффициент резерва, равный для установок бурильных шахтных, погрузочных машин, буровых станков, комбайнов – 1,2, для перфораторов – 1,5.

1. Сумма амортизационных отчислений в месяц, грн

$$A_{\text{мес}} = \frac{C_{\bar{o}} H_a}{100},$$

где $C_{\bar{o}}$ – балансовая стоимость основных фондов, грн; H_a – месячная норма амортизации, равная 1,67%.

2. Балансовая стоимость основных фондов, грн

$$C_{\bar{o}} = C_{\text{онт}} + Z_{\text{д}} + Z_{\text{м}},$$

где $C_{\text{онт}}$ – ориентировочная оптовая цена единицы основных фондов, грн;

$Z_{\text{д}}$ – затраты на доставку, равные 5% от ориентировочной оптовой цены единицы основных фондов, грн; $Z_{\text{м}}$ – затраты на монтаж, равные 7% от ориентировочной оптовой цены единицы основных фондов, грн.

Ввиду того, что оборудование используется в производственном процессе не постоянно, необходимо учесть срок работы каждого вида оборудования при начислении амортизации [226].

3. Сумма амортизационных отчислений за время работы оборудования, грн

$$A = A_{\text{мес}} T_{\text{об}},$$

где $T_{\text{об}}$ – продолжительность работы оборудования, мес.

Продолжительность работы оборудования определяется на основании заданного режима работы, сроков подготовки, нарезки, очистных работ и принадлежности оборудования к выполнению тех или иных работ [227].

4. Продолжительность работы оборудования, мес.

$$T_{об} = \frac{D_{раб}}{D_{мес}},$$

где $D_{раб}$ – количество дней работы оборудования, равное срокам подготовки, нарезки или очистных работ, дней; $D_{мес}$ – количество дней работы оборудования в месяце зависит от режима работы горного предприятия, например: для режима работы $251 \times 3 \times 7,2 - D_{мес} = 22$ дня; для режима работы $303 \times 3 \times 7,2 - D_{мес} = 26$ дней; для режима работы $365 \times 3 \times 7,2 - D_{мес} = 30$ дней.

5. Годовые затраты на ремонт оборудования составляют 5,5% от суммарной стоимости оборудования и 1,5% на его обслуживание. Затраты на ремонт и обслуживание оборудования за время подготовки, нарезки и очистных работ, грн

$$З_{р.с.} = З_{р.с.мес} T_{об} C_b,$$

где $З_{р.с.мес}$ – месячная норма затрат на ремонт и обслуживание оборудования, равная 0,0058 доли ед.

V. Калькуляция себестоимости 1 т руды. Себестоимость 1 т добытой руды, как указывалось выше, определяется суммой затрат по фонду заработной платы рабочих и ИТР, основным материалам, энергии, амортизационным отчислениям, оборудованию и по его текущему ремонту и содержанию.

1. Удельные затраты на 1 т добытой руды получают путем деления конкретного вида затрат на видимое извлечение по блоку или по отдельному виду подготовительных или очистных работ (проведение выработок, подсечка или отрезка запасов камеры), грн/т

$$З_{уд.шт} = \frac{\PhiЗП_{осн} + \PhiЗП_{дон} + O_{соц.ст} + \PhiЗП_{ИТР} + C_m + C_{эл.} + C_{сж.в} + A + З_{р.с.}}{A_{бал}}.$$

Себестоимость добычи 1 т руды является удельным показателем экономической эффективности того или иного технологического решения. При определении экономического эффекта по шахте также рассчитывают общешахтные затраты либо принимают их среднестатистические значения для того или иного предприятия, которые в среднем составляют 30 – 60% от участковой себестоимости. Зная оптовую цену на товарную руду, также определяют размер годовой прибыли по предприятию, уровень рентабельности производства и др.

Размер годовой прибыли от реализации товарной руды при внедрении технологического решения, грн/год

$$П = Q_2 (Ц - С),$$

где Q_2 – годовой объем реализованной продукции, т; $Ц$ – оптовая цена на руду, грн; $С$ – общешахтная себестоимость добычи руды, грн/т;

Приведенная выше методика определения экономических показателей для участкового и общешахтного уровней, была положена в основу программного продукта, результатом расчетов которого было определение себестоимости проведения выработок или добычи ископаемых для оценки разработанных технологических решений.

6.2. Эффективность технологий добычи рудных полезных ископаемых

6.2.1. Порядок определения эффективности для отдельных видов горных работ

В соответствии с принятой систематизацией технологических решений по видам горных работ (табл. 4.1) и порядком разработки (глава 4) определялась экономическая эффективность при их внедрении в производство. Порядок определения эффективности соответствует порядку их представления в главе 4, а именно:

- для усовершенствования подготовительных работ разработаны (раздел 4.2): временное крепление забоя выработок для шахт ПАО «МГОК», устойчивая форма забоя и сечения выработок для шахт ПАО «КЖРК», комбинированное саморегулирующее крепление сечения выработок для шахт ПАО «КЖРК», рациональные трассы заложения и виды крепления подэтажных и этажных штреков на шахтах ЧАО «ЗЖРК», рациональные трассы заложения подэтажных выработок на шахтах ПАО «КЖРК»;

- для усовершенствования очистных работ предложены (раздел 4.3): рациональные направления бурения глубоких скважин для шахт ЧАО «ЗЖРК», рациональные параметры буровзрывных работ для шахт ГП «ВостГОК», устойчивая форма выработок подсечки и отрезки для шахт ЧАО «ЗЖРК», устойчивая и прочная форма конструктивных элементов блоков для шахт ПАО «КЖРК». Определение экономической эффективности разработанных технологических решений производилась по методике, представленной в разделе 6.1.

6.2.2. Экономическая эффективность усовершенствования технологии подготовительных работ

Эффективность временного крепления забоя подготовительных выработок для шахт ПАО «МГОК»

Для предотвращения вывалов руды из забоя подготовительных выработок при их проведении, на шахтах ПАО «МГОК» повсеместно используют временную крепь. На 1 п.м выработки устанавливают по 2 ремонтинны и 6 переборки, что составляет 0,026 м³ леса и соответствует затратам в 35,8 грн. Трудоемкость установки и снятия предохранительной временной крепи для проходческой бригады в комплексной норме выработки составляет 1,4 чел.-ч, что соответствует 87,91 грн. По данным производственных служб шахт, использование одних и тех же материалов для сооружения деревянной крепи составляет 1 мес., что соответствует 94 разам установки крепи с себестоимостью работ, равной 0,38 грн/м. Использование одних и тех же металлических анкеров осуществляется в течении 3 лет, что соответствует 3350 разам установки с себестоимостью, равной 0,002 грн/м. Калькуляция себестоимости двух видов крепей сведена в табл. 6.2.

Таблица 6.2 – Калькуляция себестоимости по базовому и предлагаемому вариантам крепления

Наименование статей затрат	Затраты на установку деревянной крепи, грн/м	Затраты на установку анкерной крепи, грн/м
Фонд оплаты труда рабочих	62,35	62,35
Фонд оплаты труда ИТР	27,79	27,79
Начисления на зарплату	51,35	51,35
Стоимость материалов	0,38	0,002
Стоимость энергии	0,57	0,57
Амортизационные отчисления	0,08	0,08
Затраты на текущий ремонт и содержание оборудования	0,07	0,07
Итого	189,42	189,04

Эффективность анкерного крепления забоя подготовительных выработок реализуется за счет многократного использования, скоростного и безопасного забивания и извлечения, что позволяет экономить 0,38 грн на 1 п.м подготовительной выработки.

*Эффективность устойчивой формы забоя и сечения
подготовительных выработок на шахтах ПАО «КЖРК»*

Придание устойчивой формы плоскости и сечению забоя подготовительных выработок не сопровождается увеличением или уменьшением технических затрат. Это связано с тем, что общая длина всех групп шпуров в забое выработки не изменяется, а производится лишь их коррекция при первом взрывании. Далее придание эллипсоидной формы забою реализуется за счет четкого выдерживания длин и углов наклона шпуров во всех группах. Внедрение данного технологического решения относится к организации технологии проведения выработки, а экономическая эффективность выявляется за счет снижения затрат предприятия на выплаты по потере нетрудоспособности, связанные с травмированием бурильщиков [228].

При обрушении заколов с плоскости забоев и незакрепленной части выработки, как правило, рабочие травмируют ноги и режут руки. Обрушение породы, падение предметов и материалов занимает 3-е место в перечне опасностей, действующих на подземных бурильщиках ПАО «КЖРК». Анализ несчастных случаев за последние годы показал, что чаще других травмируется технический персонал (54,2%), в котором одной из наиболее травмоопасных профессий являются проходчики с 4,3% от общего количества травмированных. Так, например, средняя зарплата пострадавшего бурильщика составляет 10000 грн, а потеря общей трудоспособности – 25%. Имеем $10000 \times 25 = 250000$ грн. Вина бурильщика, определенная предприятием, составляет 15%. Однако при установленном четырехкратном размере граничной страховой суммы для рабочих добывающих предприятий в 38940 грн, имеем $38940 - 15\% = 33099$ грн – сумма единовременной помощи.

Ежемесячная страховая выплата определяется как доля от среднемесячной зарплаты потерпевшего перед наступлением страхового случая, которая исчисляется в соответствии со степенью утраты трудоспособности: $10000 \times 25\% = 2500$ грн, что в год составляет 30 тыс. грн. Согласно производственной статистики, травмирование бурильщиков на шахтах комбината из-за обрушений забоя составляет 1 – 3 случая в год по одной шахте. Принимая среднегодовое значение в 2 травмы, имеем 60 тыс. грн (0,41 грн/м) выплат по нетрудоспособности, которых можно избежать с приданием плоскости забоя устойчивой формы.

*Эффективность комбинированного саморегулирующего крепления
подготовительных выработок для шахт ПАО «КЖРК»*

В соответствии с обоснованной автором взаимосвязью формы поперечного сечения подготовительных выработок с типом их крепи, представленной в табл. 4.3, была определена себестоимость проведения 1 п.м выработки (табл. 6.3). Себестоимость определялась по основным видам затрат для горно-геологических условий проведения подготовительной выработки, смоделированной в главе 4. В качестве базовых форм поперечного сечения подготовительных выработок и их крепления принимались данные, получившие наибольшее распространение на рудных шахтах Украины, с действующими с 2012 г. видами затрат и цен [229].

Таблица 6.3 – Себестоимость проведения 1 п.м подготовительной выработки в зависимости от формы ее поперечного сечения и типа крепления

Глубина заложения выработки, м	Базовый параметр			Предлагаемый параметр		
	форма сечения	применяемая крепь	себестоимость, грн/м	форма сечения	предлагаемое крепление	себестоимость, грн/м
350	трапециевидная	деревянная	4044,0	круглая	без крепи	2643,0
700				арочная	набрызг-бетонная	3164,0
1000	арочная	облегченная абочная	3882,0	подковообразная	анкерная	3241,0
1600		усиленная абочная	4624,0	полуэллиптическая	облегченная комбинированная	3464,0
3000		монолитная бетонная	5493,0	эллиптическая		

Из табл. 6.5 видно, что применение устойчивой формы сечения и новой крепи выработки позволяет снизить себестоимость ее крепления. Так, заложение подготовительной выработки с устойчивой формой позволяет сэкономить на 1 п.м: на глубине до 350 м – 1401 грн, до 700 м – 880 грн, до 1000 м – 641 грн, до 1600 м – 1160 грн и до 3000 м – 2029 грн. Прослеживается устойчивая экспоненциальная зависимость с точкой экстремума на глубине в 1000 м, на которой начинается резкое возрастание сэкономленных средств на креплении подготовительных выработок.

*Эффективность определения трасс заложения и видов крепления
подэтажных и этажных штреков на шахтах ЧАО «ЗЖРК»*

Для выполнения подготовительно-нарезных работ на ЧАО «ЗЖРК» в пределах каждого очистного блока, который включает первичную и вторичную камеры, проводят в породах висячего и лежачего боков залежи по 10 полевых штреков общей длиной более 300 м. На сегодняшний день заложение подэтажных выработок по отношению к очистным камерам не регламентируется официально действующими инструкциями для данного месторождения.

Сущность предлагаемого нами метода состоит в том, что заложение подготовительных выработок рационально выполнять в местах со сходной или максимально пониженной энергетической напряженностью пород. Заложение выработок по линиям, разделяющих приконтурные и первые энергетические зоны, дает возможность проводить их без применения крепления. При недостаточности изменения трасс заложения штреков существует и дополнительное технологическое решение. При сохранении достаточной устойчивости, возможно определение устойчивой формы выработки по методике раздела 4.2.

Согласно табл. 6.13, устойчивая форма и новое крепление выработки позволяют сэкономить на 1 п.м на глубине до 350 м – 1401 грн, до 700 м – 880 грн, до 1000 м – 641 грн, до 1600 м – 1160 грн и до 3000 м – 2029 грн. Среднее расчетное значение, соответствующее глубине 1000 м, на которой осуществляется подготовка блоков на комбинате, это горизонт 940 м. Экономия средств от отсутствия необходимости крепления выработок составляет 137,34 грн/м. Суммарная экономия средств от применения двух технологических решений составляет 778,34 грн/м, а максимальное значение прибыли – 2166,34 грн/м для глубины 3000 м.

Внедрение обоих технологических решений по определению устойчивой формы поперечного сечения и трасс заложения подготовительных выработок на шахтах ЧАО «ЗЖРК» позволяет экономить 30% средств на проведении 1 п.м выработки, без учета затрат на проведение обгонных выработок, ликвидацию аварий, восстановление оборудования и выплат рабочим по несчастным случаям.

*Эффективность определения мест заложения подэтажных выработок
на шахтах ПАО «КЖРК»*

Согласно установленной необходимости отнесения подэтажных буровых штреков от очистных камер результаты расчетов по предложенной методике показали, что заложение буровых штреков по центру очистных блоков рационально проводить на расстоянии 8 – 12 м, а ближе к контурам блоков – 6 – 8 м. При невозможности изменения трасс заложения подэтажных буровых штреков существует и обратная задача сохранения устойчивости – обоснование типа их крепи. Первоначально определяются размеры областей возможного разрушения массива, в том числе и целика между очистной камерой и буровым штреком. Затем эта область закрепляется анкерами. В результате решения прямой и обратной задач по повышению устойчивости нарезных выработок для данного варианта этажно-камерной системы разработки было найдено оптимальное решение, которое включает рациональные решения обеих задач одновременно. Имеется в виду проведение подэтажных штреков на безопасном расстоянии от камер с дальнейшей проходкой в направлении очистных камер удлиненных ходков и буровых камер.

Таблица 6.4 – Калькуляция себестоимости по базовому
и предлагаемому вариантам крепления

Наименование статей затрат	Базовый вариант, грн/м	Предлагаемый вариант, грн/м
Фонд оплаты труда рабочих	166,73	141,01
Фонд оплаты труда ИТР	344,93	344,93
Начисления на зарплату	764,12	754,95
Стоимость материалов	109,35	104,79
Стоимость энергии	2,08	2,06
Амортизационные отчисления	0,86	0,86
Затраты на текущий ремонт и содержание оборудования	3,52	3,52
Итого	3282,99	3223,78

Результаты расчетов показали, что себестоимость проведения подэтажных выработок разнится в 59,21 грн/м, а при их длине на добычной блок в 300 м, получаем экономический эффект в 17763 грн на блок.

6.2.3. Эффективность усовершенствования схем ведения очистных работ

Эффективность направления бурения глубоких скважин на шахтах ЧАО «ЗЖРК»

Анализ производственных данных показал, что при зарядании восходящих скважин происходит как перерасход, так и недорасход взрывчатого вещества (ВВ) по отдельным группам скважин производстве очистных работ (табл. 6.5) [133, 230].

Таблица 6.5 – Расход ВВ для производства очистных работ во вторичных камерах

Номер камеры (горизонт зарядки скважин)	Расход ВВ, кг		
	проектный	фактический	разница
к 0/11ю (горизонт 665, 690 м)	2500	2650	+150
к 0/13ю (горизонт 640, 665, 690 м)	12131	11850	-281
к 1/7с (горизонт 640, 665, 690, 715 м)	13240	11850	-1390
к 1/15ю (горизонт 665, 690, 715, 735 м)	14350	15300	+960
к 2/1с (горизонт 715 м)	4800	5100	+300
к 2/6ю (горизонт 640, 665 м)	13000	14850	+1850
к 2/2с (горизонт 640 м)	11900	10800	-1100
к 1/3с (горизонт 740, 775, 810 м)	20660	19650	-1010
к 1/13с (горизонт 665, 690 м)	22700	13950	-8750
к 2/19ю (горизонт 640, 665 м)	7191	6450	-741
к 2/17ю (горизонт 665 м)	3798	4050	+252
к 0/11ю (горизонт 640, 665, 690 м)	14495	12600	-1895
к 2/7ю (горизонт 740 м)	7163	6300	-863
к 1/11ю (горизонт 690, 715, 735 м)	11421	10350	-1071
Всего			+3512 (-17101)

Анализ изменения объемов ВВ показал, что перерасход наблюдался по 4 из 14 исследуемых камер с объемом 3512 кг (25953,68 грн), а недорасход по 10 камерам с объемом в 17101 кг (126376,39 грн). В результате общее количество неизрасходованного ВВ составило 13589 кг (10422,71 грн). Имеем экономию ВВ в виде разницы между недорасходом и перерасходом, которая по одной камере с запасом в 450 000 т составляет 970,64 кг граммонита 79/21 стоимостью 7,39 грн/кг, что соответствует 7173,03 грн на одну очистную камеру. При этом экономия средств на первичное дробление руды приводит к их перерасходу на вторичном дроблении, затраты на которое, по данным производственных служб, достигают 20% от общих затрат, что соответствует 16822,70 грн на одну камеру. Разница между экономией средств на первичное дробление и их перерасходом на вторичное составляет по камере 9649,67 грн или 0,02 грн/т.

*Эффективность направления бурения глубоких скважин
на шахтах ГП «ВостГОК»*

Одним из основных факторов, влияющих на себестоимость добычи урановой руды, являются буровзрывные работы, в которых основным технологическим процессом выступает бурение и взрывание эксплуатационных скважин. Увеличение глубины разработки приводит к повышению влияния энергетического состояния массива и, как следствие, – увеличению объемов бурения скважин, вторичному дроблению негабаритов, перерасходу взрывчатых веществ, материалов и средств инициирования зарядов [231].

Предлагаемое технологическое решение по отбойке руды предусматривает взрывание вееров глубоких скважин, между которыми уменьшены расстояния между концами и рядами скважин в соответствии с полученными зависимостями изменения энергонасыщенности массива, учитывающее габаритные размеры очистного пространства [232]. Расчет участковой себестоимости представлен в табл. 6.6.

Таблица 6.6 – Калькуляция себестоимости производства буровзрывных работ

Наименование статей затрат	Базовый вариант, грн/т	Предлагаемый вариант, грн/т
Фонд основной зарплаты	29157,15	21850,95
Фонд дополнительной зарплаты	5831,43	4370,19
Начисления на зарплату	13120,72	9832,93
Стоимость материалов	445323,94	333665,16
Стоимость энергии	2346068,57	334051,46
Амортизационные отчисления	5437,73	4072,45
<i>Всего по очистной камере</i>	<i>995449,18</i>	<i>745864,47</i>
<i>Итого на 1 т руды</i>	<i>4,97</i>	<i>3,73</i>

Предлагаемое технологическое решение по усовершенствованию буровзрывных работ при отработке запасов очистных камер на шахтах ГП «ВостГОК» способствует уменьшению затрат на бурение эксплуатационных скважин, их зарядание, вторичное дробление негабарита, что снижает себестоимость добытой урановой руды на 1,24 грн/т и способствует экономии средств на 25,07%.

*Эффективность устойчивой формы выработок подсечки и отрезки камер
на шахтах ЧАО «ЗЖРК»*

Реализация буровзрывных работ по первичному дроблению массива руды на комбинате начинается в очистных камерах с одновременным применением подсечки и отрезки запасов. Проведение отрезной щели на высоту обрабатываемого этажа ведет к деоптимизации формы очистного пространства, далекого от эллипсоидной, т.е. от оптимальной по устойчивости контуров и прочности на развитие деформаций в обнажениях.

В условиях интенсивного проявления факторов горного давления и обводненности отбиваемых слоев руды это приводит к разупрочнению и самообрушению отбиваемых слоев, потере части пробуренных и заряженных скважин, техническим сложностям при зарядании скважин и отказам при взрывании зарядов, повышению засорения руды закладкой и другим проблемам, сопровождающим потерю устойчивости контуров и самообрушения массива руды (табл. 6.7) [233, 224].

Таблица 6.7 – Внеплановые затраты
при производстве буровзрывных работ в очистных камерах

Наименование статей затрат	Источник данных	Себестоимость, грн/т
Вторичное дробление массива руды при самообрушении	с. 263	1,24
Выплаты при несчастных случаях от обрушения руды	с. 359	0,41
Потеря скважин при зарядании и отказы при взрывании	с. 263	0,02
Повышение засорения руды закладочным материалом	с. 263	0,01
Итого		1,68

Из табл. 6.7 видно, что удельные суммарные внеплановые затраты на 1 т руды составляют 1,68 грн, что для годовой производственной мощности комбината в 4 млн т составляет 6,72 млн. грн. Помимо этого снижается частота травмирования рабочих и внеплановые выплаты при потере трудоспособности, связанные с несчастными случаями от несанкционированных обрушений массива руды.

*Эффективность устойчивой формы конструктивных элементов блоков
для шахт ПАО «КЖРК»*

Для усовершенствования технологии отработки запасов руд при помощи камерных систем разработки предлагается изменение формы конструктивных элементов блока (камеры, потолочины, междукамерные целики) в соответствии с изменением энергонасыщенности вмещающего массива. Это позволяет повысить устойчивость рудных и породных обнажений, и приводит к снижению потерь и разубоживания руды [235].

1. Содержание железа в добытой рудной массе определяли из выражения

$$Fe_{pm} = \frac{A_i(1 - K_{ni})Fe_m + A_i K_{pi} Fe_n}{A_i(1 - K_{ni})(1 - K_{pi})^{-1}}, \%,$$

где A_i – запас руды в i -м элементе блока: для камеры 121800 (141800) потолочины 37000 (32500) и целика 90000 (78700) по проекту (предлагаемому), т; K_{ni} , K_{pi} – соответственно, коэффициенты потери (0,05; 0,14; 0,16) и разубоживания (0,04; 0,12; 0,16) руды, доли ед.

2. Содержание железа в добытой рудной массе для обоих вариантов составляет 51,8% для камеры, 50,8% – для потолочины и 51,74% – для целика.

3. Критерий сравнительной эффективности имеет вид

$$\mathcal{E}_d = C_i(1 - Kn_i)(1 - Kp_i)^{-1}, \text{ грн},$$

где C_i – отпускная цена 1 т руды в i -м варианте, грн; E_n – нормативный коэффициент сравнительной экономической эффективности, доли ед.;

В сравниваемых вариантах качество и цена товарной руды для элементов блока остаются неизменными, изменению подлежит промышленный запас камеры, потолочины и целика, что обуславливает экономическую эффективность предлагаемого варианта по промышленным запасам элементов блока [236]

$$\mathcal{E}_d = \frac{\sum_{i=1}^n [C_i(1 - Kn_i)(1 - Kp_i)^{-1}] A_i}{A_{\text{бл}}}, \text{ грн/т},$$

где $A_{\text{бл}}$ – промышленный запас блока, тыс. т.

Экономическая эффективность предлагаемого решения составляет 1,5 грн/т, что при производственной мощности шахты в 1,5 млн т/год составит 2,25 млн. грн.

Результаты оценки экономической эффективности разработанных технологических решений представлены в табл. 6.8, в которой сведены удельные экономические показатели эффективности, измеряемые в грн на 1 п.м выработки и грн на 1 т добытой руды. Для удобства сравнения показатели сгруппированы по виду выполняемых горных работ – подготовительные и очистные.

Таблица 6.8 – Удельная экономическая эффективность разработанных технологических решений

Технологическое решение	Удельная эффективность	Используемая энергия массива
Подготовительные работы		грн/м
Временное крепление забоя выработок на ПАО «МГОК»	0,38	0
Форма забоя и сечения выработок на ПАО «КЖРК»	0,41	10,0
Трассы заложения и крепления выработок на ЧАО «ЗЖРК»	59,21	10,0
Трассы заложения подэтажных выработок на ЧАО «КЖРК»	778,34	35,0
Комбинированное крепление выработок на ПАО «КЖРК»	2029,00	86,0
Очистные работы		грн/т
Направление бурения глубоких скважин на ЧАО «ЗЖРК»	0,02	10,0
Количество взрывааемых рядов скважин на ГП «ВостГОК»	1,24	10,0
Форма конструктивных элементов блоков на ПАО «КЖРК»	1,50	10,0
Форма выработок подсечки и отрезки на ЧАО «ЗЖРК»	1,68	10,0

Из табл. 6.8 видно, что удельная эффективность подготовительных работ зависит от используемой энергии массива (рис. 6.1, в ценах 3013 г.).

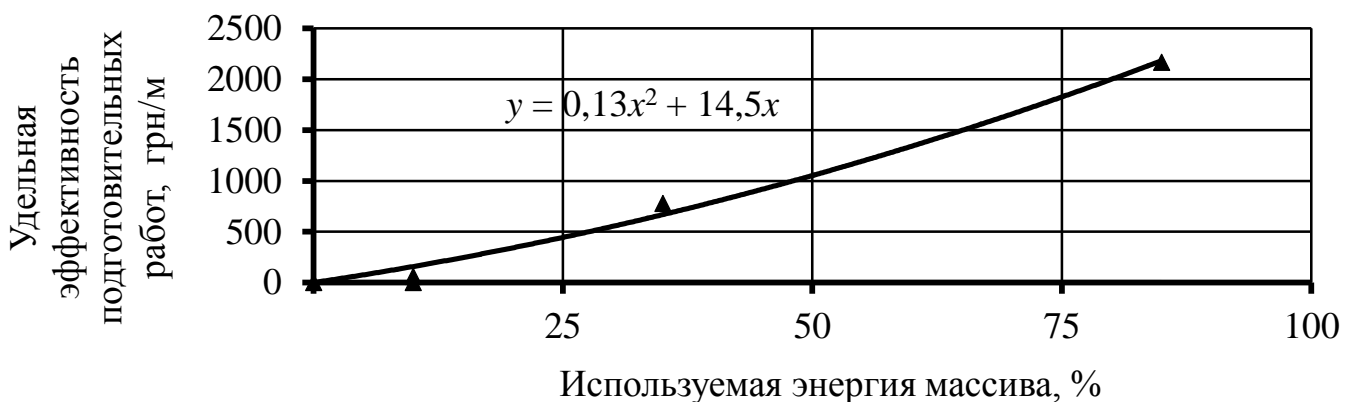


Рисунок 6.1 – Зависимость удельной себестоимости подготовительных работ от используемой энергии массива

6.3. Эффективность технологий разработки сопутствующего сырья

6.3.1. Сущность, порядок и методы определения экономической эффективности

Оценка экономической эффективности технологий разработки сопутствующих полезных ископаемых – джеспилитов, гранитов, самоцветов – производилась с целью определения результативности комплексной разработки рудных месторождений Украины. Помимо определенного экономического эффекта от внедрения технологических решений по рационализации подготовительных, нарезных, буровзрывных и очистных работ при добыче рудных полезных ископаемых, это позволило получить эффект от разработки сопутствующего сырья. Для основных рудных месторождений Украины были разработаны типовые технологические решения вторичной разработки запасов рудных и нерудных сопутствующих полезных ископаемых.

Для условий Криворожского железорудного бассейна предложена технология параллельной разработки сопутствующих декоративных джеспилитов совместно с железной рудой. Для Никополь-Марганецкого марганцеворудного бассейна разработана технология последовательной добычи строительных гранитов. Также для месторождений Украины, содержащих камнесамоцветное сырье, разработаны эталонные системы разработки, подобрано оборудование, материалы и инструменты и даны инженерные рекомендации по их выбору и эффективному использованию с учетом энергосбережения горных работ.

Определение экономической эффективности добычи джеспилитов выполнено по методике, представленной в разделе 6.1. Также определена ориентировочная прибыль от применения различных ресурсосберегающих способов отделения монолитных блоков от массива. Экономическая эффективность добычи гранитов определена путем сравнения расходов на закрытие шахты и сооружение нового горизонта, с учетом продажи гранитного щебня, полученного при проведении выработок. Определение себестоимости разработки месторождений, содержащих камнесамоцветное сырье выполнено по методике раздела 6.1. Определена ориентировочная участковая себестоимость 18-ти систем разработки, которые применимы для подземного и открытого способов добычи самоцветов.

6.3.2. Эффективность добычи джеспилитов в условиях Криворожского бассейна

На сегодня вскрытые, подготовленные и частично нарезанные запасы джеспилитов в несколько раз превышают запасы вскрытых богатых руд Кривбасса. Это обусловлено тем, что более 70% железных руд бассейна добывается с помощью камерных систем разработки с обрушением руды из выработок, которые проводят по джеспилитам лежащего бока залежей. Ресурсосбережение при добыче джеспилитов достигается за счет использования выработок, которые уже существуют на действующих шахтах бассейна, а также необходимого оборудования и персонала. Для выполнения добычных работ на каждый очистной блок необходимо проведение всего двух нарезных выработок.

Как показал анализ производственной ситуации по развитию горных работ на шахтах Кривбасса, существует резерв штата рабочих и оборудования, что позволит осуществить добычу крупноблочного джеспилита, разработка которого эффективна в низкоэнергетических участках массива шахтного поля, т.е. в лежащем боку выработанного пространства шахт. Максимального экономического эффекта можно достичь за счет отставания очистных работ по джеспилитам от добычи железной руды более чем на один отработываемый этаж. Затраты на подготовку добычных блоков к эксплуатации связаны с технологией проведения горных работ (табл. 6.9).

Таблица 6.9 – Действующие и проектные ТЭП
для условий шахты «Им. Ленина» ПАО «КЖРК»

Показатель	Руда	Джеспилит
Участковая себестоимость C_y , грн/т, (грн/блок)	100,0	650,0
Объем добычи железной руды Q , млн. т (млн. шт.)	1,5	0,128
Общешахтная себестоимость C , грн/т, (грн/блок)	150,0	170,0
Цена реализации C , грн/т, (грн/блок)	800,0	480
Прибыль от реализации продукции P , млн. грн/год	975,0	68,94
Годовой уровень снижения себестоимости добычи руды при внедрении технологии добычи джеспилита на одном участке шахты ΔC , грн/т		17,7
Действующая рентабельность производства по шахте P , %		24,1
Уровень повышения рентабельности производства ΔP , %		12,0

Участковая себестоимость отделенного буровзрывным способом монолитного блока размерами $1,5 \times 1 \times 1$ м составляет порядка 650 грн, а общешахтная себестоимость блока джеспилита составляет 970 грн. Однако следует отметить, что применение бризантных взрывчатых веществ создает дополнительную трещиноватость в массиве. При этом способе снижается качество и количество отделенных блоков. Возможно применение и других технологий по отделению блоков от массива, которые требуют постановки соответствующих исследований и проверки результатов в производственных условиях.

Особенностями участков месторождений, определяющими их ценность с позиций организации работ, являются наличие плоскостей наименьшего сопротивления раскалыванию и закономерное расположение трещин, что облегчает извлечение монолитных блоков. На шахтах бассейна такие плоскости расположены в трех взаимно перпендикулярных направлениях, что значительно облегчает получение монолитных блоков прямоугольной формы.

Экономическая эффективность безотходной обработки декоративного материала связана с эффективным управлением технологической и природной трещиноватостью. Технологическая трещиноватость появляется при добыче монолитных блоков. Управление природной трещиноватостью связано с оценкой блочности структуры и нарушенностью массива и дальнейшим прогнозированием распространения слоев внутри монолита с целью эффективного проектирования художественно-декоративных свойств изделий, которые планируется получить. Без учета этих факторов происходит потеря до 40% материала. То есть треснувшие плиты, полученные из монолита, будут реализованы за полцены или 100 грн/м². Избежав этого, получим прибыль до 5,0 тыс. грн с одного блока. В объемах работы одной шахты имеем $12,8 \times 5,0 = 64,0$ тыс. грн/год.

Затем по атласу самоцветов Приднепровского региона проводится оценка соответствия видов джеспилитов видам декоративных материалов с необходимыми параметрами обработки, такими как геометрические размеры плит, виды и скорости резки материала, величина осевого усилия инструмента и его типы, виды полировки поверхностей и др.

6.3.4. Эффективность добычи гранитов в условиях Никополь-Марганецкого бассейна

Опыт ликвидации шахты № 1-бис ПАО «МГОК» раскрыл проблематику и убыточность этого процесса для Никопольского марганцеворудного региона. За 40 лет функционирования шахты № 1-бис было добыто 19,548 млн т сырой марганцевой руды. В результате исчерпания балансовых запасов в 2006 г. шахта была закрыта. Стоимость работ по ликвидации шахты определена сводным сметным расчетом в ценах 2005 г. и составила 6,9 млн грн, в том числе налог на добавленную стоимость – 1,2 млн грн. Наибольшие затраты были связаны с рекультивацией земель, занятых отвалом и промышленной площадкой (11,8%), снятием покрытия автомобильных дорог и промышленной площадки (12,0%), демонтажем сетей и сооружений водоснабжения и канализации (35,8%). В соответствии с данными сводного сметного расчета стоимости ликвидации шахты № 1-бис трудоемкость выполнения работ составляет 331,004 тыс. чел./часов или 41375 чел./дней. Общая продолжительность выполнения работ составила 3 г., в том числе 1 месяц подготовительных работ (табл. 6.10 и 6.11).

Таблица 6.10 – Основные ТЭП ликвидации шахты № 1-бис ПАО «МГОК»

Показатель	Значение
Общая стоимость работ по ликвидации шахты, тыс. грн:	6890
– затраты на ликвидацию шахты	5742
– налог на добавленную стоимость	1148
Из затрат на ликвидацию шахты, тыс. грн:	
– рекультивация земель под отвалом и промплощадкой	680
– демонтаж оборудования и сооружений шахты	1162
– демонтаж объектов подсобного и обслуживающего назначения	754
– демонтаж объектов энергетического хозяйства	378
– снятие покрытия автодорог и площадок	688
– разборка железнодорожных путей	21
– демонтаж сетей и сооружений водоснабжения и канализации	2059
Трудоемкость работ по ликвидации шахты, тыс. чел./дней	41,4
Годовые эксплуатационные затраты на наблюдение за осадкой породы в стволах шахты, тыс. грн	0,7
Общий объем СМР, тыс. грн	4743,014
Общая продолжительность ликвидации, мес.,	36
– в том числе подготовительный период, мес.	1
Максимальная численность работающих в год, чел.	141
Затраты труда на выполнение СМР, чел./дней	41375

Таблица 6.11 – Затраты по видам работ

Наименование глав сметного расчета	Сметная стоимость, тыс. грн			Прочие затраты, тыс. грн	Общая стоимость, тыс. грн
	строительных работ	монтажных работ	оборудования		
Основные объекты ликвидации	816,5	533,1	75,6	-	1425,2
Объекты подсобного назначения	399,5	176,3	-	-	575,8
Объекты энергетического хозяйства	167,9	120,9	-	-	288,8
Объекты транспорта и связи	542,0	-	-	-	542,0
Наружные сети и сооружения водоснабжения, канализации, тепло- и газоснабжения	1553,1	19,8	-	-	1572,9
Временные здания и сооружения	27,8	6,8	-	-	34,6
Прочие работы и затраты	38,8	9,5	-	-	48,3
Содержание службы заказчика и авторский надзор	-	-	-	112,2	112,2
Проектные и изыскательские работы	-	-	-	115,6	115,6
Сметная прибыль	266,0	65,0	-	-	331,0
Средства на покрытие административных расходов строительно-монтажных организаций	-	-	-	125,8	125,8
Средства на покрытие риска всех участников ликвидации	-	-	-	282,9	282,9
Средства на покрытие дополнительных затрат, связанных с инфляционными процессами	-	-	-	282,9	282,9
Итого	3811,6	931,4	75,6	919,4	5738,0
Налоги, сборы, обязательные платежи, установленные действующим законодательством и неучтенные составляющими стоимости ликвидации	-	-	-	3,4	3,4
Итого по сводному сметному расчету	3811,6	931,4	75,6	922,8	5741,4
Налог на добавленную стоимость (20%)	-	-	-	1148,3	1148,3
Всего по сводному сметному расчету	3811,6	931,4	75,6	2071,1	6889,7
– возвратные суммы от временных зданий и сооружений	4,2	1,0	-	-	5,2
– стоимость металла	78,2	10,3	-	-	88,5

Численность производственного персонала шахты № 1-бис по состоянию на 01.07.2003 г. составляла 267 человек, в том числе 97 человек ИТР и служащих. Среднемесячная заработная плата одного работника шахты составляла 618,5 грн. Сокращенный персонал трудоустраивался в основном на комбинате. 147 человек трудоустроено в цехах комбината на вакантные места в соответствии с квалификацией. По мере завершения ликвидационных работ на шахте реализован перевод сокращенных работников на шахты № 9/10 – 35 человек и № 14/15 – 85 человек. Часть персонала трудоустроилась на других шахтах ПАО «МГОК» на вновь созданных рабочих местах, другая часть – на освобожденных рабочих местах за счет увольнений по собственному желанию, ухода на пенсию, в армию, по болезни и др.

Для определения ориентировочной стоимости строительства нового горизонта необходимо определить время вскрытия и подготовки сопутствующих запасов гранитов, необходимые параметры вскрывающих и подготовительных выработок, рассчитать и составить календарный план вскрытия и подготовки нового горизонта. Методика определения укрупненных параметров вскрытия и подготовки включает следующие этапы (табл. 6.12) [227].

Таблица 6.12 – Основные капитальные расходы на вскрытие нового горизонта

Показатель		Значение
1	Балансовые запасы горизонта (камеры первой очереди), млн т	1,2
2	Годовая производительность шахты, млн т/год	0,2
3	Капитальные затраты на углубку вертикальных стволов, млн грн	1,2
4	Капитальные затраты на проведение выработок околоствольного двора, млн грн	1,5
5	Капитальные затраты на проведение квершлагов, млн грн	1,9
6	Капитальные затраты на установку горного и электромеханического оборудования, млн грн	2,8
Итого по горно-капитальным работам		7,4
7	Прибыль предприятия от реализации гранитного щебня, полученного при проведении горно-капитальных выработок, млн грн	2,5
Всего затрат на вскрытие нового горизонта		4,9

Вскрытие нового горизонта, которое включает капитальные затраты на углубку вертикальных стволов, проведение выработок околоствольного двора, квершлагов, и установку горного и электромеханического оборудования составляет 7,4 млн грн. При этом при сооружении горно-капитальных выработок в объеме 12500 м³ получают гранитный щебень фракцией 0 – 50 мм, который реализуется по цене 200 грн/м³, что в итоге позволяет сэкономить средств на сумму 2,5 млн т.

Затраты на ликвидацию одной марганцеворудной шахты составляют в среднем 6,9 млн грн. Продление срока службы шахты за счет сооружения нового горизонта по гранитам сопряжено с затратами на горно-капитальные работы в размере 4,9 млн грн, с учетом прибыли от продажи гранитного щебня, полученного от проведения выработок. Остаток сэкономленных средств в 2,0 млн грн является достаточным для покрытия текущих затрат, связанных с началом добычи сопутствующего полезного ископаемого – серого гранита.

С помощью предложенной технологии получаем монолитные блоки серого гранита с максимальными размерами 1,5×1,0×1,0 м, в соответствии с требованиями камнеобрабатывающей промышленности Украины. Участковая себестоимость отделенного буровзрывным способом монолита таких размеров составляет порядка 400 грн. При этом общешахтная себестоимость одного монолитного блока составляет около 520 грн.

6.3.4. Себестоимость добычи запасов камнесамоцветного сырья

Для определения основных ТЭП по системам разработки выполнен расчет участковой себестоимости по четырем системам согласно методике расчета, представленной в подразделе 6.1 для условий одного месторождения. Основными исходными данными для расчета участковой себестоимости по селективной системе разработки с ручным отделением материала от массива (табл. 6.17) являются: обрабатываемый блок серого гранита размером 1×1×1 м (1 м³) плотностью 2,6 т/м³; горнорабочий II разряда; основные инструменты – молоток, зубило и лопата. Общие затраты на добычу и себестоимость добычи 1 кг сырья представлены в табл. 6.13.

Таблица 6.13 – Калькуляция себестоимости 1 кг сырья по системе разработки № 1

№ п/п	Наименование элементов затрат	Затраты, грн	
		по участку	на 1 кг
1.	Заработная плата:		
	– основная	11,30	0,004
	– дополнительная	2,26	0,001
2.	Начисления на заработную плату	5,48	0,002
3.	Основные средства	224,70	0,086
Итого		243,74	0,093

Основными исходными данными для расчета участковой себестоимости щелевой системы разработки с клинощелевым отделением материала от массива (табл. 6.17) являются: обрабатываемый блок серого гранита размером $1 \times 1 \times 1$ м (1 м^3) и плотностью $2,6 \text{ т/м}^3$; горнорабочий II разряда; материал – расширительная паста. Общие затраты на добычу и себестоимость добычи 1 кг сырья представлены в табл. 6.14.

Таблица 6.14 – Калькуляция себестоимости 1 кг сырья по системе разработки № 4

№ п/п	Наименование элементов затрат	Затраты, грн	
		по участку	на 1 кг
1	Заработная плата:		
	– основная	22,60	0,0087
	– дополнительная	4,52	0,0017
2	Начисления на заработную плату	10,96	0,0042
3	Электроэнергия	17,20	0,0066
4	Основные средства	3625,00	1,39
Итого		3680,28	1,41

Основными исходными данными для расчета участковой себестоимости буровой системы разработки с буровым отделением материала от массива (табл. 6.17) являются: обрабатываемый блок серого гранита размером $1 \times 1 \times 0,4$ м ($0,4 \text{ м}^3$) плотностью $2,6 \text{ т/м}^3$; горнорабочий II разряда; инструменты – коронка для кернового бурения; оборудование – буровой станок кернового бурения с электрическим приводом. Общие затраты на добычу и себестоимость добычи 1 кг сырья представлены в табл. 6.15.

Таблица 6.15 – Калькуляция себестоимости 1 кг сырья по системе разработки № 8

№ п/п	Наименование элементов затрат	Затраты, грн	
		по участку	на 1 кг
1	Заработная плата:		
	– основная	113,00	0,22
	– дополнительная	22,60	0,04
2	Начисления на заработную плату	54,78	0,11
3	Материалы	3949,10	7,60
4	Электроэнергия	103,20	0,20
5	Амортизационные отчисления	34,00	0,07
6	Текущий ремонт и обслуживание оборудования	12,00	0,02
Итого		4288,68	8,26

Основными исходными данными для расчета участковой себестоимости пильной системы разработки с дисковым отделением материала от массива (табл. 6.17) являются: обрабатываемый блок серого гранита размером 0,5×0,5×0,5 м (1 м³) плотностью 2,6 т/м³; горнорабочий II разряда; инструмент – пила; оборудование – дисковая пила с электрическим приводом. Общие затраты на добычу и себестоимость добычи 1 кг сырья представлены в табл. 6.16.

Таблица 6.16 – Калькуляция себестоимости 1 кг сырья по системе разработки № 16

№ п/п	Наименование элементов затрат	Затраты, грн	
		по участку	на 1 кг
1	Заработная плата:		
	– основная	9,04	0,03
	– дополнительная	1,81	0,007
2	Начисления на заработную плату	4,38	0,013
3	Материалы	5579,80	17,17
4	Электроэнергия	51,60	0,16
5	Амортизационные отчисления	79,00	0,24
6	Текущий ремонт и обслуживание оборудования	27,00	0,08
Итого		5752,63	17,70

В предложенной классификации систем разработки запасов КСС Украины (см. табл. 5.7) заложен принцип, в котором возрастающий порядковый номер си-

стем соответствует возрастающим затратам на их добычу. Благодаря чему при помощи аппроксимации значений себестоимости добычи от селективной (№ 1) и щелевой (№ 4) до буровой (№ 8) и пыльной (№ 16), которые являются типовыми в своих группах, была установлена степенная зависимость изменения себестоимости добычи для всех 18 систем разработки. Определение ориентировочной себестоимости добычи 1 кг КСС выполнено по системам разработки №№ 1, 4, 8, 16, что позволило установить зависимость себестоимости добычи 1 кг сырья от системы разработки и объема энергозатрат на добычу (рис. 6.2, в ценах 3013 г.).

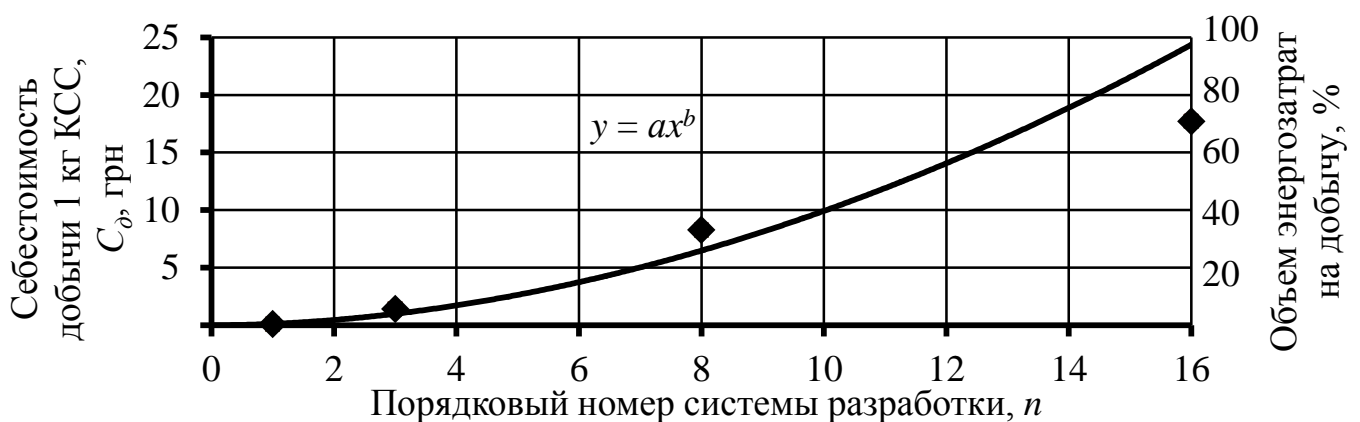


Рисунок 6.2 – Себестоимость добычи 1 кг КСС по вариантам систем разработки

Проведя аппроксимацию значений себестоимости, получаем уравнение зависимости ориентировочной себестоимости добычи 1 кг сырья от порядкового номера систем разработки. Для вариантов систем разработки КСС, зависимость себестоимости имеет вид ($R^2 = 0,98$)

$$C_d = 1,2n^{1,9}, \text{ грн}, \quad (6.20)$$

где n – порядковый номер системы разработки (табл. 6.17).

С целью привязки к стоимости оборудования, цены на которое в долларовом эквиваленте не изменялись последние 20 лет, расчет ориентировочной себестоимости добычи 1 кг КСС по системам разработки выполнен в условных единицах. Статья затрат «стоимость оборудования» в калькуляции себестоимости добычи является доминирующей для систем разработки с механической отбойкой, ввиду чего

себестоимость определена с 10% интервалом, который соответствует уровню колебания цен на добычное оборудование от разных производителей (табл. 6.17).

Таблица 6.17 – Ориентировочная себестоимость добычи 1 кг камнесамоцветного сырья по видам систем разработки

№ п/п	Название системы разработки		Себестоимость добычи, \$	Объем энергозатрат при добыче, %
1	Селективная	с ручным отделением материала от массива	0,01 – 0,015	0
2		с механизированным отделением материала от массива	0,05 – 0,06	1
3	Щелевая	с клинощелевым отделением материала от массива	0,10 – 0,20	4
4		с клинощелевым отделением материала от массива	0,20 – 0,25	7
5		с химико-щелевым отделением материала от массива	0,30 – 0,35	10
6		с криогенно-щелевым отделением материала от массива	0,40 – 0,50	17
7		с гидро-щелевым отделением материала от массива	0,55 – 0,65	20
8	Буровая	с буровым отделением материала от массива	0,80 – 1,15	28
9		с буроклиновым отделением материала от массива	1,00 – 1,20	36
10		с буроклиновым отделением материала от массива	1,20 – 1,40	40
11		с буроклиновым отделением материала от массива	1,40 – 1,70	49
12		с буровзрывным отделением материала от массива	1,70 – 2,00	58
13		с бурохимическим отделением материала от массива	1,95 – 2,40	67
14		с бурокриогенным отделением материала от массива	2,25 – 2,75	78
15		с огневым отделением материала от массива	2,55 – 3,10	85
16	Пильная	с дисковым отделением материала от массива	2,25 – 3,00	95
17		с канатным отделением материала от массива	3,20 – 3,80	98
18		со шпигцевым отделением материала от массива	3,60 – 4,10	100

6.4. Концепция подготовки персонала для внедрения разработанных технологий

6.4.1. Проблематика подготовки кадров для горнорудных предприятий Украины

Современная подготовка большей части инженерно-технических специалистов для горнорудных предприятий Украины, добывающих полезные ископаемые подземным способом, осуществляется в государственных высших учебных заведениях: Криворожском национальном (КНУ), Национальном горном (НГУ) и сети соответствующих техникумов и колледжей, которые являются структурными подразделениями этих вузов. КНУ ведет подготовку специалистов в основном для предприятий Криворожского железорудного бассейна, а НГУ обучает специалистов для остальных горнорудных регионов: Марганецкого, Запорожского и Желтоводского.

В последние 5 – 7 лет между НГУ и КНУ проявляются элементы конкуренции по причине увеличения демографической «ямы» среди абитуриентов, которые поступают после окончания средней школы. Подготовку кадров высшей квалификации в Украине кроме указанных университетов ведут Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова Национальной академии наук Украины (г. Днепрпетровск), Государственное предприятие «Научно-исследовательский проектно-исследовательский институт промышленной технологии» (г. Желтые Воды) и Научно-исследовательский горнорудный институт ГВУЗ «КНУ» (г. Кривой Рог) [238].

Если подготовка специалистов для железорудных и марганцеворудных предприятий осуществляется с избытком, то для урановых предприятий подготовка специалистов практически отсутствует. В годы существования СССР подготовка кадров для урановой промышленности была сосредоточена преимущественно в профильных высших учебных заведениях городов Москва, Санкт-Петербург и Свердловск. Поэтому после 1991 г. задача подготовки специалистов для уранового комплекса остро проявилась в независимой Украине. В последнее десятилетие

обеспечение основных подразделений ГП «ВостГОК» новыми кадрами технологического и химического направлений происходило главным образом за счет незначительной части выпускников дневной и заочной форм обучения вузов г. Днепропетровска – ГВУЗ «НГУ», ГВУЗ «Украинский государственный химико-технологический университет» (УДХТУ); г. Севастополя – Севастопольский национальный университет ядерной энергии и промышленности (СНУ ЯЭП), г. Кривого Рога – ГВУЗ «КНУ». При этом профильная подготовка выпускников практически не ориентирована на специфику урановой отрасли [239].

Анализ учебных программ подготовки специалистов по профильным дисциплинам в этих высших учебных заведениях свидетельствует, что в лекционном цикле практически отсутствуют материалы, которые касаются урановой промышленности. Кроме того, отсутствует в необходимом объеме производственная практика студентов на предприятиях отрасли, фактически не проводится переподготовка и повышение квалификации специалистов. Такие важные для отрасли предприятия, как ГНПП «Цирконий» и ГП «Смолы» (г. Днепродзержинск), ГП «Украинский научно-исследовательский проектно-изыскательский институт промышленной технологии» (г. Желтые Воды), практически не имеют тесных связей с учебными заведениями Украины.

Хотя в стране существует полный комплекс учебных, научных, проектных и геологических учреждений, связанных с элементами ядерно-топливного цикла (ЯТЦ), их усилия не скоординированы на достижение энергетического суверенитета государства. Поэтому именно в период структурной перестройки украинской энергетики, во время экономического кризиса, появляется возможность ускоренного внедрения инновационных подходов в подготовке специалистов и широкого применения новейших и научно обоснованных технологий разработки урановых месторождений. В Украине существует соответствующая сеть учебных заведений, которые при четкой общей координации способны подготовить специалистов для предприятий ядерной энергетики с необходимым уровнем профориентации, подготовки и переподготовки специалистов [251].

6.4.2 Подготовка инженерно-технических кадров для ЯТЦ Украины

Глобальные тенденции развития урановой индустрии. Глобальный мировой кризис только усилил изменение мировых энергетических ориентиров в сторону ядерного топлива. Внимание к урану еще больше выросло на фоне «газовых и гибридных войн» между Россией и Украиной, Россией и Белоруссией, в которую втянули Европу и весь мир. Большинство ядерных программ запущено, и следующий виток роста цен на ядерное топливо уже не сдержать, как и все, что с этим связано. Весь мир, включая «старую» Европу, стоит на пороге «ядерного ренессанса», который сопровождается строительным бумом АЭС. Новые энергоблоки активно строятся в США, Канаде, Японии, Китае, Индии, Иране, Финляндии и др. Из 53 АЭС, которые строятся сегодня в мире, 20 находятся в Китае. Сегодня в КНР действует 11 реакторов, 20 строятся и 33 проектируются. Еще 90 проектов находятся на стадии начального рассмотрения. О своих намерениях развивать атомную энергетику заявили Казахстан, США, Англия, Польша, Словения, Австрия, Вьетнам, Индия, Турция, Египет, Украина, Беларусь, Нидерланды, Швеция, Марокко и др. После нескольких десятилетий забвения ядерная энергетика опять оказалась востребованной.

Сегодня в мире строится 53 атомных реактора при действующих 439. К этому следует прибавить 136 реакторов, которые находятся в стадии проектирования, а также 299 – предложенных для строительства. Рост добычи урана оказался очень своевременным, поскольку важные источники сырья для атомной энергетики скоро будут исчерпаны. США и Россия сегодня поставляют около пятой части всего потребляемого урана на АЭС из утилизированных боеголовок ракет. Министерство энергетики США даже обязалось не выставлять на продажу слишком много урана из военных запасов, чтобы не обвалить цены, что может приостановить многие проекты по добыче урана.

Разведанные запасы урана в мире составляют свыше 5 млн т. Мировые обладатели уранового сырья расположены в следующем порядке: Австралия владеет 1234 тыс. т, Казахстан – 817, Россия – 545, ЮАР – 435, Канада – 423, США – 342, Бразилия – 278, Намибия – 275, Нигер – 274, Украина – 200, Иордания – 112 и Аргентина – 105.

Изменилась и география мировой добычи урана. Так, по результатам 2009 года, Казахстан (14 тыс. т – 20% мирового потребления) обошел Канаду (11,5 тыс. т) и Австралию (11,2 тыс. т), превратившись в наибольшего поставщика урана в мире. Намибия (5,5 тыс. т) по добыче обошла Россию (3,9 тыс. т), оттеснив ее с пятого места на шестое. Китай и Украина замыкают десятку лидеров с 0,8 тыс. т [241].

Урановая база Украины. Украина располагает сырьевой базой в виде 12 детально разведанных эндогенных урановых месторождений, которые сконцентрированы в двух рудных узлах, – Кировоградском и Новокозантиновском. При существующих темпах использования ядерного топлива этими запасами, которые возможно добывать исключительно подземным способом, Украина будет обеспечена на срок свыше 100 лет. К этому следует прибавить запасы 15 промышленных месторождений песчаникового типа (по градации МАГАТЭ), которые пригодны для более экологически приемлемого скважинного подземного выщелачивания (СПВ). Среди них наиболее подготовленные к разработке Садовое, Сафоновское, Новогурьевское и Сурское месторождения. Месторождения Украины дают возможность поддерживать конкурентоспособность отечественного уранового концентрата в мире за счет больших размеров рудных тел, что позволяет применять высокопродуктивные системы разработки. Высокие прочностные свойства руд и пород позволяют проходить горные выработки без крепления и отрабатывать очистные блоки больших размеров, с низкими водопритоками в горные выработки. Кроме того, относительно низкое содержание урана в рудах дает возможность обеспечивать нормальную радиационную обстановку на рабочих местах при условии достаточной вентиляции.

Современный объем добычи уранорудного сырья в Украине, который обеспечивают шахты «Смолинская», «Ингульская» и «Новокозантиновская» ГП «Вост-ГОК», составляет 0,89 тыс. т год, что соответствует 35% от потребности страны. Выход на проектный уровень добычи урана шахтой «Новокозантиновская» (I каскад – 1,5 тыс. т/год урана с 2015 года и II каскад – 2,5 тыс. т/год с 2019 года) ожидается через 2 – 7 лет при условии завершения строительства предприятия и планового наращивания объемов добычи. После улучшения экологического состояния шламохрани-

лиц можно использовать промышленные мощности остановленных гидрометаллургических заводов в городах Желтые Воды и Днепродзержинск. Кроме этого, необходимо задействовать ресурсный потенциал по добыче и обогащению циркония в Украине и получению циркониевого проката ядерной чистоты 0,005%, что возможно сделать на основе Вольногорского месторождения и ЧАО «Крымский титан». Уже начаты проектные работы по строительству в г. Смолино завода по фабрикации ядерного топлива ОАО «ТВЭЛ» (Россия). К существующим стратегическим предприятиям замкнутого ядерно-топливного цикла Украины также относятся ГП «Смолы» и ГНПП «Цирконий» по производству циркония и гафния. В краткосрочной перспективе повышение объемов добычи можно получить лишь за счет широкого внедрения подземного скважинного выщелачивания урана, которое признано в мире как менее вредное для окружающей среды и персонала. Первоочередной задачей краткосрочной перспективы является дополнительная разведка рудопроявлений и добыча урана на неглубоких украинских месторождениях способом СПВ [242].

Мировой экономический кризис в первую очередь коснулся производителей сырьевой продукции и обнаружил кадровые проблемы, которые накопились в украинской горнодобывающей промышленности в течение последних двух десятилетий. За время независимости основу финансового успеха составляли экстенсивные факторы: дешевая и квалифицированная рабочая сила, дешевые и доступные минеральные ресурсы, а также стабильные экономические связи с Россией. Дисбаланс спроса на минеральное сырье на мировом рынке вызвал пересмотр планов в горно-металлургическом комплексе Украины. Сокращение кадрового потенциала в ГМК Украины проходило на фоне поражающего недостатка квалифицированных работников в уранодобывающей промышленности. При таких условиях значительное количество персонала готово повышать уровень подготовки, изменять профессию, место работы и проживания, что создает предпосылки для пополнения кадрами предприятий ядерной отрасли. Это указывает на необходимость всестороннего использования отечественного потенциала образования, науки, производства для создания всех элементов ядерно-топливного цикла в Украине. Поэтому задача подготовки специалистов для уранодобывающей промышленности является не просто актуальной, а

имеет стратегическое значение на пути достижения Украиной энергетического суверенитета. Национальная наука обязана использовать экономические, политические и социальные факторы в качественно другом измерении, что отвечает новым рыночным условиям, которые формируются сегодня.

Украинский ядерный университет как корпоративное учебное заведение. Решение очерченных задач нуждается в системном подходе к подготовке высококвалифицированных специалистов для всех стадий ядерно-топливного цикла. Анализ опыта России по созданию Национального исследовательского ядерного университета, Казахстана с Казахским ядерным университетом, которые являются корпоративными учебными заведениями по подготовке и переподготовке специалистов для ядерной энергетики государств показал, что главной чертой таких корпоративов является сочетание образовательной, научной и производственной компонент и установление партнерских связей в отрасли.

Основным инструментом инновационной деятельности в этом направлении для Украины должно стать корпоративное учебное заведение уранотопливной направленности, которое должно системно решать проблемы подготовки кадров, разработки и внедрения современных высокоэффективных технологий при условии экологической безопасности и социального обеспечения работников. Первоначальное заложение основ Украинского ядерного университета (УЯУ) целесообразно на базе НГУ. В этом известном высшем учебном техническом заведении, которое имеет 115-летнюю историю, сформировались признанные в мире научные школы по фундаментальным наукам о Земле и решениям актуальных проблем горного дела. Структура УЯУ должна быть открытой и предусматривать возможность привлечения на добровольной основе других (не отраслевых) образовательных учреждений и промышленных предприятий, независимо от их формы собственности (рис. 6.3). На сегодняшний день все обозначенные выше направления сотрудничества НГУ реализованы в Украине и Монголии с освещением результатов в научных публикациях [243 – 248] и результатах внедрения технологических (приложения Б. 6 – Б. 8) и организационных (приложения Б. 9 и Б. 10) проектов. С другими странами уровень организационной работы находится в стадии переговоров.



Рисунок 6.3 – Структурная схема «Украинского ядерного университета»
как корпоративного высшего учебного заведения страны

Задачами УЯУ является координирование подготовки специалистов в профильных учебных, научных и промышленных организациях, направленных на достижение энергетической независимости Украины; качественное обеспечение и оптимизация образовательной подготовки и переподготовки специалистов отрасли, повышение квалификации кадров для предприятий и организаций ядерно-топливного цикла с целью воссоздания кадрового потенциала отрасли; существенное повышение количества квалифицированных работников в отрасли; решение актуальных научно-технических проблем уранодобывающей отрасли, научно-образовательная поддержка и сопровождение производственного процесса; создание и развитие собственных электронных ресурсов и предоставление информационных источников для инженерно-технических работников отрасли, научных работников, преподавателей, аспирантов и студентов.

Образовательная деятельность УЯУ может быть обеспечена 9 образовательными учреждениями и 2 научными, в том числе НГУ, УДХТУ, КНУ, КИРЧ (Кировоградский институт развития человека «Украина») и СНУ ЯЭП. В учебных заведениях, которые войдут в университет, кроме выполнения существующих стандартных образовательных программ по очной, заочной, вечерней, очно-заочной формам обучения, в том числе и по дистанционной технологии, предлагаются новые формы подготовки специалистов. Научные исследования в рамках УЯУ могут обеспечить ГП «УкрНИПИпромтехнологии» (г. Желтые Воды), НИГРИ ГВУЗ «КНУ» (г. Кривой Рог), творческие коллективы научных работников высших учебных заведений IV уровня аккредитации, которые войдут в состав корпоративного университета. Ведущими промышленными предприятиями УЯУ выступают ГП «ВостГОК» (г. Желтые Воды) и Запорожская АЭС (г. Энергодар).

Учебные заведения – участники корпоратива. Целесообразность и своевременность создания университета корпоративного типа признана представителями производства, научными работниками и педагогами, которые выразили готовность принять участие в реализации пилотного проекта в Украине. На этапе становления УЯУ Национальный горный университет может выступить в роли координирую-

щего учреждения, поэтому на сотрудников его подразделений возлагаются основные организационные функции. Структуры УЯУ создаются в каждой организации, которая входит в корпоративное заведение. Специалисты НГУ готовы принять участие в реализации важных научно-педагогических направлений, в том числе «Геологическая оценка запасов руд урановых, циркониевых и редкоземельных месторождений», «Геоинформационная технология прогноза, поисков, разведки и оценки запасов руд урановых месторождений», «Техника и технологии закрепления неустойчивых горных пород и водоизоляции горных выработок», «Технологии подземного, кучного и блочного выщелачивания урана», «Технологии сооружения урановых предприятий», «Технологии подземной разработки уранорудных месторождений», «Системы проветривания шахт с минимизацией влияния радона», «Технологии обогащения урановых руд». Указанные направления должны реализовываться в сотрудничестве с организациями-партнерами из России, Казахстана, Узбекистана, Китая и других стран-партнеров УЯУ.

Украинский государственный химико-технологический университет выступает в роли партнерского вуза по подготовке инженеров-химиков, Криворожский национальный университет – инженеров по горному делу; Севастопольский национальный университет ядерной энергии и промышленности – специалистов для атомной энергетики и промышленности; Кировоградский институт развития человека «Украина» – специалистов экономического, экологического и юридического направлений. В систему УЯУ вовлекаются Днепрорудненский индустриальный техникум, горный техникум КНУ, Желтоводский промышленный техникум ДНУ, ПТУ № 16 (с. Малая Виска), а также по одному профессионально-техническому училищу в городах Кировоград, Запорожье и Смолино, которые в последующем планируется реорганизовать в энергетические колледжи [9].

6.4.3 Подготовка рабочих кадров в энергетических колледжах

Условия для подготовки кадров. Стабильная работа отечественных предприятий ЯТЦ при условии решения финансовых и организационных проблем невозможна без эффективной организации обучения квалифицированных рабочих кадров, разработки учебно-методической документации, в которой следует учесть специфические особенности производства ядерного топлива. К основным особенностям относятся следующие:

1. Ядерное топливо является одним из важнейших компонентов активной зоны атомных реакторов, от качества которого зависит экономичность и безопасность работы АЭС, сохранение окружающей среды.

2. Изготовление ядерного топлива по своему характеру является массовым механизированным с высокой степенью автоматизации производственного прецизионного класса, которое имеет дело с изделиями высокой точности, непрерывным контролем параметров как отдельных операций, так и процесса сборки с применением высокомеханизированных и автоматизированных процессов, которые гарантируют высокое качество и стабильность каждой технологической операции.

3. Производство топлива контролируется сложными, насыщенными электроникой средствами контроля изделий и технологических процессов, а рабочие места операторов установок, лаборантов оснащены компьютерной и другой сложной контрольно-измерительной аппаратурой и приборами.

4. Рабочие должны иметь высокий уровень профессиональной подготовки, чтобы обеспечить безусловное выполнение заданного технологического регламента.

5. Рабочие места и производство должны отвечать требованиям радиационной безопасности и другим правилам техники безопасности и охраны труда, а на предприятии должен жестко выполняться пропускной режим и учет работников [249].

Потребность в отечественных специалистах. Планируемая производительность завода по фабрикации топлива составляет 350 – 400 метрических т урана (МТУ) в ед. времени. Тогда выпуск тепловыделяющих сборок (ТВС) для ВВЕР-1000 составит 550 – 1000 шт. год (российский вариант, при 400 кг урана в сборнике). В сравнении с заводом «Коламбия», который имеет производительность 1500 МТУ, завод в

Украине будет иметь производительность в пять раз меньшую. Исходя из этого, можно допустить, что численность планируемого завода будет значительно ниже в сравнении с «Коламбией», где насчитывается 1100 рабочих и служащих, но не пропорционально производительности. Численность завода можно принять 450 – 500 рабочих и служащих. Для подготовки инженерно-технических кадров из числа специалистов для пускового предприятия компании ОАО «ТВЭЛ» предусматриваются сроки обучения 10 – 14 месяцев по сравнительно узким направлениям специализаций, например: «Производство таблеток», «Зарядка стержней», «Сборка кассет» и т.д. Сроки подготовки квалифицированных рабочих могут составлять 20 – 24 месяца. Если допустить, что текучесть кадров на заводе составляет 10%, то для обеспечения ежегодного пополнения рабочих завода будет необходимо 35 – 40 выпускников колледжей. С учетом спада количества учащихся по различным причинам до 20% (болезнь, недееспособность, разочарование в профессии и т.д.) количество учащихся 1-го года обучения должно насчитывать около 55 человек. Таким образом, в одном колледже с 2-х годовым циклом обучения для подготовки рабочих завода по производству ТВС должно учиться приблизительно 100 человек [250].

Учебные планы и программы подготовки специалистов. В учебные планы и программы профессиональной подготовки рабочих для завода по фабрикации ТВС следует включить следующие дисциплины: «Устройство, эксплуатация, безопасность на АЭС», «Конструкция, условия и требования эксплуатации, хранения и переработки отработанного ядерного топлива», «Радиационное материаловедение», «Технологические процессы производства топлива», «Методы и средства контроля параметров топлива и технологических процессов», «Компьютерная техника на рабочих местах», «Правила техники безопасности и охраны труда при производстве топлива», «Организация труда на заводе, режимные требования».

Программа производственного обучения должна предусматривать работу на тренажерах, а при приобретении достаточных знаний, умений и навыков – на рабочих местах предприятия. Для получения разрешения на выдачу дипломов колледжей с указанием образовательного уровня, уровня профессиональной подготовки, с указанием

разрядов, категорий, необходимо в установленном порядке профессии для производства ядерного топлива включить в перечень, по которому осуществляется образовательная деятельность учебными заведениями Украины. Эти профессии могут быть названы как оператор автомата электродуговой сварки; слесарь-сборщик ТВС; оператор автомата лазерной сварки и т.д. Под конкретные профессии должны быть разработаны и утверждены МОН Украины учебные планы и программы, а также получена лицензия на право образовательной деятельности.

Организация обучения и повышение квалификации кадров. В соответствии с требованиями относительно присвоения разрядов для рабочих профессий образовательный уровень в квалификационные характеристики не закладывается, а для получения высших разрядов для сложных профессий необходимо иметь среднее специальное образование согласно закона Украины «Об образовании» – обучение должно быть образовательного уровня «Младшими специалистами», то есть иметь первый уровень высшего образования.

Право присвоения первого уровня высшего образования в соответствии с законодательным полем Украины имеют высшие учебные заведения I и II уровней аккредитации. Ввиду специфики производства ядерного топлива для обучения кадров необходимо иметь энергетические колледжи. При разработке учебных планов и программ необходимо предусмотреть ступенчатость уровней подготовки специалистов для предприятий отрасли, то есть подготовку квалифицированных рабочих по профессиям, которые не требуют образовательного уровня «Младший специалист»; подготовку «Младших специалистов» по профилю конкретного производства; подготовку бакалавров по профилю предприятий – это завершение обучения в одном из ВУЗов Украины по сквозным учебным планами с защитой дипломных проектов или сдачей государственных экзаменов на образовательно – квалификационный уровень бакалавра.

По предварительным расчетам, общая численность обучающихся в одном энергетическом колледже должна быть 170 – 180 человек. Ежегодный выпуск квалифицированных рабочих кадров около 90 – 100 человек для трех заводов. В начальный период для запуска трех предприятий эта численность может быть и выше. В дальнейшем в кол-

леджах можно организовать повышение квалификации рабочих и специалистов предприятий отрасли. Учебные планы для подготовки новых рабочих необходимо разработать для учеников на базе незаконченного высшего образования в возрасте 20 – 30 лет.

Обучение в колледжах должно быть очным, на контрактной основе. В контракте между учеником и руководством колледжа должны оговариваться обязательства сторон, в частности, по срокам отработки на рабочем месте по направлению колледжа. Колледж должен быть закрытого типа (режимным), с пропускной системой и режимной службой. На учащихся должна оформляться соответствующая форма допуска. К разработке учебных планов и программ обучения необходимо привлекать специалистов МЭУП и МОН Украины, ГК «Ядерное топливо», а также специалистов иностранных компаний по производству ядерного топлива. После разработки учебных планов и программ в колледже необходимо создать учебно-материальную базу и укомплектовать соответствующими инженерно-техническими и научно-педагогическими кадрами [251].

Успешное внедрение предложенной концепции путем создания УЯУ позволит решить следующие проблемы:

1. Создать управленческо-педагогический межвузовский коллектив, способный к успешному решению задач подготовки специалистов для неотложных потребностей уранорудной отрасли Украины.

2. Развить базу подготовки высококвалифицированных научно-технических кадров по широкому спектру специальностей, которые адаптируются к потребностям действующих, реструктуризируемых и новых предприятий ЯТЦ, отвечающим требованиям посткризисной экономики Украины.

3. Способствовать переподготовке специалистов ГМК, которые высвобождаются, путем их перепрофилирования на работу с новыми, экологически щадящими технологиями добычи, с предоставлением определенных социальных гарантий.

4. Реализовать механизм социального партнерства для организаций и учреждений УЯУ, заинтересованных в подготовке высококвалифицированных кадров для ЯТЦ Украины.

5. Подготовить социально-активных молодых граждан, способных к критическому осмыслению информации, в связи с проживанием вблизи объектов атомной отрасли [252].

6.5. Выводы

1. Оценка эффективности внедрения разработанных геоэнергетических технологий для горнодобывающих предприятий Украины основывается на методике определения участковой и общешахтной себестоимости при добыче основных (рудных) и сопутствующих (рудных, нерудных, камнесамоцветных) полезных ископаемых. Использование до 86% относительного количества энергии, сконцентрированной в капсулах подготовительных выработок, повышает по степенной зависимости удельную экономическую эффективность выполнение подготовительных работ на 1 п.м, что в ценах 2013 г. позволяет: сэкономить 0,38 грн на 1 п.м подготовительной выработки с предохранительной анкерной крепью забоя на шахтах ПАО «Марганецкий ГОК»; снизить затраты до 0,41 грн на 1 п.м подготовительной выработки с устойчивой формой плоскости забоя и сечения, и до 59,21 грн на 1 п.м при определении рациональных мест заложения буровых штреков на шахтах ПАО «Криворожский ЖРК»; сэкономить 778,34 грн на 1 п.м при подготовке и нарезке добычных блоков с применением устойчивой формы и рационального крепления выработок на шахтах ЧАО «Запорожский ЖРК»; снизить затраты до 2029 грн на 1 п.м при проведении подготовительных выработок с применением комбинированного саморегулирующего крепления на шахтах ПАО «Криворожский ЖРК».

2. Использование до 10% относительного количества энергии, сконцентрированной вокруг очистных камер, по линейной зависимости повышает удельную экономическую эффективность очистных работ в ценах 2013 г. позволяет: сократить расходы до 0,02 грн на 1 т на первичное и вторичное дробление руды за счет изменения направления бурения эксплуатационных скважин на шахтах ЧАО «Запорожский ЖРК»; снизить затраты на 1,24 грн на 1 т на бурение, зарядание и вторичное дробление руды за счет увеличения расстояния между эксплуатационными скважинами на шахтах ГП «Восточный ГОК»; сократить расходы на 1,5 грн на 1 т при повышении устойчивости рудных и породных обнажений в очистных камерах, снижении потерь и разубоживании руды за счет придания устойчивой формы конструктивным элементам блоков на шахтах ПАО «Криворожский ЖРК»; снизить затраты на 1,68 грн на 1

т с приданием устойчивой формы выработок подсечки и отрезки, что исключает не-санкционированные обрушения руды в очистных камерах на шахтах ЧАО «Запорожский ЖРК».

3. Технология добычи сопутствующих рудных полезных ископаемых (на примере декоративных джеспилитов Кривбасса) реализуется в низкоэнергетической области в массиве путем отставания очистных работ по джеспилитам от железной руды с использованием принципа перенесения, позволяет ежегодно получать прибыль по шахте в сумме 68,94 млн грн. Технология добычи сопутствующих нерудных полезных ископаемых (на примере серых гранитов Никополь-Марганецкого бассейна) осуществляется с учетом уровня изменения уровня геоэнергии в шахтном поле после отработки балансовых запасов вместо ликвидации шахты. С использованием принципа устранения достигается экономия 2 млн грн на продлении срока службы шахты за счет сооружения горизонта по добыче гранитов, что дополнительно приносит прибыль 12 млн грн в год.

4. Классификация месторождений камнесамоцветного сырья Украины и классификация 19 систем по признаку «энергетическое состояние массива на момент разработки» позволяет определить себестоимость добычи 1 кг сырья и относительное количество энергии на разработку месторождений рудных, нерудных и камнесамоцветных полезных ископаемых. Себестоимость добычи 1 кг самоцветов, которая соответствует порядковому номеру системы разработки, возрастает по степенной зависимости до 17,7 грн и сопровождается увеличением относительного количества затрачиваемой энергии до 65,5% на разработку месторождения камнесамоцветного сырья.

5. Организация внедрения научных разработок в уранотопливном комплексе Украины реализована через концепцию создания в Украине корпоративного веб-ВУЗа «Украинский ядерный университет», результаты деятельности которого внедрены в ГК «Ядерное топливо» с участием государственной экологической академии последипломного образования и управления (г. Киев) и Урановой энергетической компании «Мон-Атом» через Монгольский университет науки и технологии (г. Улан-Батор).

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является законченной научно-исследовательской работой, в которой решена актуальная научно-практическая проблема по использованию геознергии в технологиях подземной разработки рудных месторождений на основе систематизации картины явлений, процессов и закономерностей капсулирования массивом горных выработок с определением формы, размеров, количества энергетических зон, синусоидально-затухающих напряжений и кольцевых областей деформации массива за счет комплексного учета геознергетических факторов.

Основные научные и практические результаты, выводы и рекомендации работы содержатся в следующем:

1. Выявлены показатели зонального структурирования массива вокруг горных выработок с помощью промышленных, лабораторных и теоретических методов исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород. Анализ областей зонального деформирования массива, выявленных натурными методами, показал, что их форма для подготовительных и очистных выработок стремится к эллипсоидной. Изменение глубины разрушения контуров очистных камер реализуется по степенным зависимостям, а в примыкающих к ним подготовительным выработкам – по экспоненциальным при достоверности результатов в 84%. Исследование параметров разрушения массива выполнялись на лабораторных моделях, которые показали зональную напряженность массива, эллипсоидную форму зон, их центрирование и симметричность относительно выработок с достоверностью результатов 89 и 88% для результатов теоретических исследований.

2. Исследованы процессы влияния энтропии на обмен энергией и развитие деформаций при формировании энергетических потоков в элементарном объеме массива, ненарушенного выработками, за счет разработки принципов, понятий и требований к синергетическим методам исследования. Это позволило смоделировать природный энергетический баланс, который за счет энтропии реализует до 45 – 50% от внешних напряжений, действующих в массиве Украинского кристаллического щита. Исследование изменений вертикальных и горизонтальных потенциальных упругих

напряжений в горных породах Криворожского железорудного бассейна позволило установить степенные зависимости, показывающие возрастание части влияния энтропии до 57 – 95% от общего энергетического баланса внешних напряжений, действующих на глубинах до 3000 м.

3. Исследовано влияние процессов и закономерностей зонального капсулирования горных выработок на формы преобразования энергии в нарушенном массиве в работу деформирования горных пород. Моделирование различных физических свойств горных пород, глубины заложения, формы сечения, габаритных размеров, видов крепления при проведении выработок позволило установить, что размеры и форма энергетических зон описываются системой степенных зависимостей, в которых коэффициент формы зон изменяется от 1 до 0 при условии снижения прочности горных пород и увеличении глубины заложения выработок.

4. Установлено, что путем изменения градиентов напряжения, плотности, температуры, газо- и водонасыщенности нарушенный массив формирует вокруг горной выработки предохранительную капсулу, приконтурная зона которой является эпицентром развития автоволновых синусоидально-затухающих колебаний градиентов. Эти процессы приводят к образованию кольцевых зон термодинамического баланса и дисбаланса энергии, соотношение размеров которых описывается степенными зависимостями. Общее количество энергетических зон в предохранительной капсуле описывается системой полиномиальных зависимостей четвертого порядка, сходимость которых подтверждена результатами анализа распределения энергии и материи в подобных системах на различных масштабных уровнях, приближаясь к 100%.

5. Разработаны технологические подходы к проектированию трасс нарезных и подготовительных выработок и геоэнергетические виды крепления в статических условиях зонального капсулирования на базе предложенных методологических принципов управления энергией предохранительной капсулы: противодействие, уравнивание, содействие, устранение и перенесение. Установлено, что относительное количество перенаправленной энергии горного давления на поддержания горных выработок описывается параболо-гиперболической зависимостью, на базе чего разработаны геоэнергетические технологии подземной разработки рудных месторождений.

Предложенное временное крепление забоя подготовительных выработок для шахт ПАО «МГОК» обеспечивает полное противодействие энергии массива. Определение рациональных мест заложения буровых штреков на шахтах ПАО «КЖРК» сопровождается использованием до 35% энергии массива. Рациональное размещение трасс заложения и форм поперечного сечения подэтажных полевых штреков на шахтах ЧАО «ЗЖРК» позволяет использовать до 35% энергии массива. Комбинирование устойчивой формы сечения подготовительных выработок с саморегулируемым креплением для шахт ПАО «КЖРК» позволяет использовать до 86% энергии массива, которая ранее расходовалась на разрушение выработки.

6. Обоснованы технологические параметры проведения буровзрывных и очистных работ в условиях динамического деформирования массива в границах энергетических зон предохранительных капсул путем разработки устойчивой формы выработок подсечки и отрезки для шахт ЧАО «ЗЖРК». Для конструктивных элементов блоков на шахтах ПАО «КЖРК» предложена эллипсоидная форма, которая исключает самообрушение руды, пород и закладки в очистное пространство с нулевым балансом между использованием и затратами энергии по принципу уравнивания. Предложено изменение направлений бурения эксплуатационных скважин для шахт ЧАО «ЗЖРК», а также рациональные расстояния между скважинами для шахт ГП «Вост-ГОК», рассчитанные с применением принципа содействия, который позволяет использовать до 10% энергии массива.

7. Разработаны технологические схемы добычи сопутствующих полезных ископаемых в низкоэнергетических областях предохранительных капсул, сформированных в шахтных полях с нарушенным распределением энергии массива. Эти способы преобразования выработанных пространств шахт «Им. Ленина» ПАО «КЖРК» и «Юбилейная» ПАО «ЕВРАЗ Сухая Балка» позволяют снижать энергию массива до 6 раз по залежам основных и сопутствующих полезных ископаемых с годовой экономической эффективностью до 600 тыс. грн по шахте. Для попутной добычи джеспилитов в условиях Кривбасса путем соответствующего учета распределения геозергии в породах лежачего бока обоснованы прочностные параметры добычных блоков по принципу перенесения.

8. Разработан способ отработки сопутствующих гранитов для условий затухания горных работ на шахтах Никополь-Марганецкого бассейна, который реализуется после извлечения запасов марганцевой руды в шахтном поле по принципу устранения. Учет снижения уровня геоэнергии в массива позволяет увеличить до 2,5 раз конструктивные параметры очистных блоков, а также вдвое снизить затраты на добычу и продлить срок службы шахт. Сформированная классификация месторождений самоцветов и предложенная классификация систем разработки по принципу «энергетическое состояние массива на момент разработки» позволяет выбрать энергосберегающую систему добычи самоцветов.

9. Оценена экономическая эффективность разработанных геоэнергетических технологий и реализовано промышленное внедрение в технические и организационные проекты разработки отечественных и зарубежных рудных месторождений путем разработки методики и создания программного продукта, выполнения расчетов и их анализа. Определена экономическая эффективность технологических решений по усовершенствованию подготовительных, нарезных, буровзрывных и очистных работ для шахт ПАО «МГОК», ГП «ВостГОК», ЧАО «ЗЖРК» и ПАО «КЖРК» по удельным показателям эффективности горных работ.

10. Созданы технологии эффективной разработки сопутствующих рудных полезных ископаемых – декоративных джеспилитов Кривбасса, которая реализована путем отставания очистных работ по джеспилитам от работ по железным рудам, которая позволяет получить прибыль по шахте в объеме 68,94 млн грн в год. Технология добычи сопутствующих нерудных полезных ископаемых на примере серых гранитов Никополь-Марганецкого бассейна разработана с целью продления срока службы шахт и осуществляется учетом уровня геоэнергии в шахтном поле, что позволяет получать ежегодную прибыль в объеме 12 млн грн. В результате классификации доступных месторождений камнесамоцветного сырья Украины, обобщения и классификации 19 систем разработки расчетная себестоимость добычи сырья составляет 0,09 – 17,7 грн за кг.

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Горнорудное дело Украины в сети Интернет [Текст]: справочник / [Хоменко О.Е., Кононенко М.Н., Владико А.Б., Мальцев Д.В.] – Д.: Государственный ВУЗ «НГУ», 2011. – 288 с.
2. Чернов А.П. Добыча и переработка урановых руд в Украине [Текст]: монография / А.П. Чернов. – К.: АДЕФ-Украина, 2001. – 238 с.
3. Зильберман А.И. Технология подземной добычи марганцевых руд [Текст]: учеб. пособие / А.И. Зильберман. – Д.: НГА Украины, 2000. – 92 с.
4. Железорудные месторождения докембрия Украины и их прогнозная оценка [Текст] / [Белевцев Я.Н., Епатко Ю.М., Веригин М.И. и др.] – К.: Наук. думка, 1981. – 232 с.
5. Горная энциклопедия [Текст] / под. общ. ред. Е.А. Козловского. – М.: Сов. энциклопедия, – 1978. Т. 3. Кенган – Орт. – 592 с.
6. Лавриненко В.Ф. Уровень удароопасности на глубоких горизонтах шахт Кривбасса [Текст] / В.Ф. Лавриненко, В.И. Лысак // Разработка рудных месторождений. – 1991. – Вып. 52. – С. 30 – 37.
7. Фортунит В.В. Покорители недр Таврии [Текст] / В.В. Фортунит – Запорожье: РА «Цель» – 2003. – 159 с.
8. Хоменко О.Є. Ядерно-паливна енергетика України: учора, сьогодні, завтра [Текст] / О.Є. Хоменко // Школа підземної розробки: матеріали міжнар. наук.-практ. конф. – Ялта: Арт-Пресс, 2009. – С. 321 – 328.
9. Хоменко О.Е. Энергетическая независимость Украины и ее экологическая цена [Текст] / О.Е. Хоменко, А.П. Дронов // Вісник КТУ. – 2009. – Вып. 23. – С. 34 – 38.
10. Прогнозирование удароопасности массива на глубоких горизонтах железорудных шахт [Текст] / О.Е. Хоменко, В.Н. Яворский, М.Н. Кононенко [и др.] // Науковий вісник НГУ. – 2004. – № 11. – С. 9 – 10.
11. Хоменко О.Е. Образовательно-научно-производственный портал «Рудана»: ИГТМ НАН Украины [Электронный ресурс]: О.Е. Хоменко – Режим доступа: http://rudana.in.ua/institute_of_geotechnical_mechanics.htm

12. Зорин А.Н. Механика разрушения горного массива и использование его энергии при добыче полезных ископаемых [Текст] / А.Н. Зорин, Ю.М. Халимендик, В.Г. Колесников – М.: ООО «Недра-Бизнесцентр», 2001. – 413 с.
13. Хоменко О.Е. Феномен зональной дезинтеграции горных пород вокруг подземных выработок [Текст] / О.Е Хоменко // Форум гірників: матеріали міжнар. наук.-практ. конф. – Д.: РВК НГУ, 2012. – Т. 1. – С. 23 – 29.
14. Булат А.Ф. Опорно-анкерное крепление горных выработок угольных шахт [Текст] / А.Ф. Булат, В.В. Виноградов. – Д.: ИГТМ НАН Украины, 2002. – 372 с.
15. Паламарчук Т.А. Особенности и теоретические предпосылки контроля процессов самоорганизации породного массива, ослабленного горной выработкой [Текст] / Т.А. Паламарчук // Геотехническая механика. – Д.: ИГТМ НАН Украины, 2001. – № 23. – С. 156 – 159.
16. Булат А.Ф. Фракталы в геомеханике [Текст]: монография / А.Ф. Булат, В.И. Дырда. – Д.: Научная мысль, 2005. – 357 с.
17. Khalymendyk J. Substantiation of rope anchors length in the conditions of mines in the Western Donbas Coal Region [Текст] / J. Khalymendyk, V. Chervatuk, S. Eremin // Rockbolting and rock mechanics in mining: VGE Verlag GmbH. – 2012. – P. 285 – 292.
18. Борисенко С.Г. Камерная система разработки в горнорудной промышленности [Текст] / С.Г. Борисенко, Е.Н. Комской. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 339 с.
19. Борисенко С.Г. Расчет на прочность элементов блоков при разработке рудных месторождений [Текст] / С.Г. Борисенко, Е.Н. Комской. – К.: Техника, 1970. – 79 с.
20. Борисенко С.Г. Исследование напряжений в потолочинах и расчет их на прочность [Текст] / С.Г. Борисенко, Е.Н. Комской // Изв. вузов. Горный журнал. – 1963. – № 11. – С. 43 – 36.
21. Борисенко С.Г. Изменение размеров целиков и камер с увеличением глубины работ [Текст] / С.Г. Борисенко, П.З. Кухта // Горный журнал. – 1960. – № 11. – С. 36 – 41.
22. Основные направления совершенствования технологии подземной добычи марганцевых руд [Текст] / А.И. Зильберман, В.И. Онищенко. Ю.Н. Бабец [и др.] //

Основные направления развития технологии подземной разработки марганцевых месторождений: научн.-техн. сб. – Тбилиси: ИГТМ АН ГССР, 1977. – С. 205 – 213.

23. Новикова Л.В. Новая методика определения упругопластических деформаций горных пород вокруг сопряжений очистной и подготовительной выработок [Текст] / Л.В. Новикова, А.И. Зильберман, В.С. Лесников // Шахтное строительство. – 1986. – № 12. – С. 25 – 29.

24. Обоснование рационального способа упрочнения обводненных пород на шахтах Марганецкого ГОКа [Текст] / А.И. Зильберман, В.И. Бондаренко, Ю.Н. Бабец [и др.] // Metallургическая и горнорудная промышленность. – 1978. – № 3. – С. 9 – 17.

25. Бондаренко В.И. Научные основы физико-химического закрепления слабых водонасыщенных пород вокруг горных выработок [Текст]: дисс. ... доктора техн. наук / В.И. Бондаренко. – Д., 1989. – 396 с.

26. Пономаренко П.И. Геомеханические основы управления состоянием породного массива и устойчивостью горных выработок марганцеворудных шахт Украины [Текст]: автореф. дис. на соискание научной степени д-ра техн. наук: спец. 05.15.04, 05.15.02 / П.И. Пономаренко. – Д., 1991. – 34 с.

27. Симанович Г.А. Управление режимами взаимодействия породного массива с крепью горных выработок на основе регулирования ее деформационно силовой характеристики [Текст]: дис. ... доктора. техн. наук / Г.А. Симанович. – Д., 1992. – 408 с.

28. Ширин Л.Н. Физико-технические основы малооперационной технологии разработки тонкожилых крутопадающих месторождений пневмогидравлическими очистными комплексами [Текст]: автореф. дисс. на соискание научной степени д-ра техн. наук: спец. 05.15.02 / Л.Н. Ширин. – Д., 1994. – 36 с.

29. Бузило В.И. Геомеханическое обоснование технологий проведения выработок с использованием пневмоконструкций при сооружении станций метрополитена в слабых породах [Текст]: дисс. ... доктора техн. наук / В.И. Бузило. – Д., 1997. – 340 с.

30. Ковалевська І.А. Геомеханіка управління стійкістю просторової системи «масив-зміцнені породи-кріплення підземних виробок» [Текст]: автореф. дисс. на

здобуття наук. ступеня д-ра техн. наук: спец. 05.15.11 / І.А. Ковалевська. – Д., 2004. – 34 с.

31. Кириченко В.Я. Наукові основи підвищення стійкості виробок висикоресурсним кріпленням у геодинамічних зонах очисного виймання [Текст]: автореф. дисс. на здобуття наук. ступеня д-ра техн. наук: спец. спец. 05.15.02 / В.Я. Кириченко. – Д., 2012. – 34 с.

32. Хоменко О.Е. Образовательно-научно-производственный портал «Рудана»: ГВУЗ «КНУ» [Электронный ресурс]: О.Е. Хоменко – Режим доступа: http://rudana.in.ua/krivorozhskiy_technical_university.htm

33. Малахов Г.М. Горное давление на рудниках Криворожского бассейна [Текст] / Г.М. Малахов, В.Ф. Лавриненко // Горный журнал. – 1956. – № 6. – С. 14 – 17.

34. Малахов Г.М. Влияние способов отработки камер на устойчивость потолочин и висячего бока [Текст] / Г.М. Малахов, А.И. Арсентьев, Г.Т. Фаустов // Горный журнал. – 1954. – № 3. – С. 21 – 27.

35. Капленко Ю.П. Влияние напряженно-деформированного состояния массива на эффективность отбойки руды при очистной выемке [Текст] // Разработка рудных месторождений. – К.: Техніка. – 1977. – Вып. 24. – С. 23 – 26.

36. Лавриненко В.Ф. Перспективы применения камерных систем разработки на больших глубинах [Текст] / В.Ф. Лавриненко, В.И. Лысак // Разработка рудных месторождений. – 1978. – Вып. 26. – С. 50 – 55.

37. Лавриненко В.Ф. Напряженное состояние и физические свойства пород в зонах разгрузки вокруг горных выработок [Текст] / В.Ф. Лавриненко, В.И. Лысак // Изв. вузов. Горный журнал. – 1980. – № 10. – С. 29 – 32.

38. Лавриненко В.Ф. Физические процессы в массиве пород при нарушении равновесия [Текст] / В.Ф. Лавриненко, В.И. Лысак // Изв. вузов. Горный журнал. – 1993. – №1. – С. 1 – 6.

39. Андреев Б.М. Наукове обґрунтування технології і параметрів вибухової відбійки при підземному добуванні руд в умовах техногенезу надр [Текст]: автореф. дисс. на здобуття наук. ступеня д-ра техн. наук: спец. 05.15.02 / Б.М. Андреев. – Кривий Ріг, 2006. – 36 с.

40. Логачов Є.І. Розробка технології підземного відпрацювання покладів супутньої мінеральної сировини в умовах Криворізького басейну [Текст]: автореф. дисс. на здобуття наук. ступеня д-ра техн. наук: спец. 05.15.02 / Є.І. Логачов. – Кривий Ріг, 2006. – 36 с.

41. Калініченко В.О. Розвиток наукових основ раціонального використання сировинної бази Кривбасу при включенні в розробку втрачених руд і магнетитових кварцитів [Текст]: автореф. дисс. на здобуття наук. ступеня д-ра техн. наук: спец. 05.15.02 / В.О. Калініченко; КТУ. – Кривий Ріг, 2008. – 36 с.

42. Хоменко О.Е. Образовательно-научно-производственный портал «Рудана»: НИГРИ ГВУЗ «КНУ» [Электронный ресурс]: О.Е. Хоменко – Режим доступа: http://rudana.in.ua/gp_mining_institut.htm

43. Катков А.Г. Современные аспекты управления горным давлением [Текст] / А.Г. Катков // Вопросы управления состоянием горного массива: научные сообщения ИГД им. А.А. Скочинского. – 1984. – Вып. 242 – С. 7 – 11.

44. Крепление горных выработок на шахтах Кривбасса [Текст] / [Зицер И.С., Чистяков Е.П., Бескровный В.Т. и др.] – Кривой Рог: НИГРИ, 1986. – 19 с.

45. Хоменко О.Е. Усовершенствованный способ подготовки очистных блоков для шахт Юно-Белозерского месторождения железных руд [Текст] / О.Е. Хоменко // Науковий вісник НГУ. – 2007. – № 6. – С. 38 – 40.

46. Нигматуллин В.С. Влияние степени подработки рудного массива на деформацию выработок [Текст] / В.С. Нигматуллин // Подземная добыча руд черных металлов. – 1979. № 3. – С. 54 – 57.

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

48. Пути повышения эффективности разработки крутопадающих месторождений системами с закладкой выработанного пространства [Текст] / Е.П. Чистяков, В.Г. Близнюков, В.И. Мошинский [и др.] // Сб. науч. тр. – Кикой Рог: НИГРИ, 2000. – С. 67 – 73.

49. Хоменко О.Е. Эффективность учета разгруженности массива в креплении нарезных выработок на шахтах ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» [Текст]: / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев // Разработка рудных месторождений. – 2006. – № 90. – С. 58 – 61.

50. Цариковский В.В. Определение геометрических параметров камерных систем разработки в Кривбассе со сводчатой и шатровой формами обнажения потолочин [Текст]: инструкция / В.В. Цариковский, В.В. Сакович, П.И. Кишкин. Кривой Рог: НИГРИ, 1991. – 17 с.

51. Хоменко О.Е. Пути повышения устойчивости обнажений для конструктивных элементов камерных систем разработки [Текст] / О.Е. Хоменко // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 1. – С. 3 – 7.

52. Исследование и выбор технологии очистной выемки и схемы отработки законсервированных запасов богатых руд в лежащем боку залежи «Пужмерки-Магнетитовая» шахты им. Ленина [Текст]: отчет о НИР / НИГРИ; рук. В.К. Плеханов. – № ГР 01910037597. – Кривой Рог: НИГРИ, – 1994 – 68 с.

53. Хоменко О.Е. Усовершенствование технологии добычи железных руд из охранных целиков [Текст]: монография / О.Е. Хоменко. – Д.: НГУ, 2007. – 99 с.

54. На передовых рубежах горной науки [Текст]: к 75-летию ГП «НИГРИ» / В.Г. Близнюков, Л.А. Штанько, В.А. Салганик [и др.]. – Кривой Рог: ГП «НИГРИ», 2008. – Том № 1. – 95 с.

55. Колоколов О.В. Технологія видобування джеспіліту на шахтах Криворізького залізорудного басейну [Текст] / О.В. Колоколов, О.Є. Хоменко, М.В. Нетеча // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 7. – С. 3 – 7.

56. Хоменко О.Е. Образовательно-научно-производственный портал «Рудана»: ООО «Восток-Руда» [Электронный ресурс]: О.Е. Хоменко – Режим доступа: <http://rudana.in.ua/wotokruda.htm>

57. На передовых рубежах горной науки [Текст]: к 75-летию ГП «НИГРИ» / В.Г. Близнюков, В.В. Цариковский, Ю.Л. Ахкозов [и др.]. Кривой Рог: ГП «НИГРИ», 2008. – Том № 2. – 61 с.

58. Кошик Ю.И. Совершенствование технологий и технических средств при разработке урановых месторождений Украины [Текст] / Ю.И. Кошик, В.И. Ляшенко, М.В. Назаренко // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 10. – С. 30 – 36.

59. Ляшенко В.И. Геомеханическое обоснование безопасности подземной разработки урановых месторождений [Текст] / В.И. Ляшенко, Ю.Я. Савельев, А.А. Ткаченко // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 12. – С. 8 – 12.

60. Ляшенко В.И. Научные основы управления состоянием горного массива при подземной разработке урановых месторождений [Текст] / В.И. Ляшенко, В.И. Голик // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 1. – С. 22 – 32.

61. Ляшенко В.И. Научно-технические основы геомеханического мониторинга состояния горного массива при подземной разработке месторождений сложной структуры [Текст] / В.И. Ляшенко // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 6. – С. 8 – 14.

62. Ляшенко В.И. Технологии управления неоднородными скальными массивами урановых месторождений при подработке [Текст] / В.И. Ляшенко, В.И. Голик // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 8. – С. 37 – 53.

63. Исследование напряженного состояния горного массива, склонного к проявлениям горного давления, оценка устойчивости камер и обоснование их безопасных параметров на шахтах ГП «ВостГОК» [Текст]: отчет о НИР / УкрНИПИИпромтехнологии; рук. В.И. Ляшенко. – № ГР 0105U001957. – Желтые Воды: УкрНИПИИпромтехнологии, 2005. – 171 с.

64. Обоснование безопасных и устойчивых параметров очистных блоков на шахтах ГП «ВостГОК» [Текст]: инструкция / УкрНИПИИпромтехнологии; рук. В.И. Ляшенко. – № ГР 0105U001957. – Желтые Воды: УкрНИПИИпромтехнологии, 2006. – 44 с.

65. Мальцев Д.В. Обґрунтування параметрів буропідричних робіт при руйнуванні масиву урановмісних руд [Текст]: автореф. дисс. на здобуття наук. ступеня д-ра техн. наук: спец. 05.15.02 / Д.В. Мальцев. – Д., 2013. – 19 с.

66. Гурина Н.Н. История горной науки и техники [Текст]: Древние кремне-добывающие шахты / Н.Н. Гурина. – Тбилиси: Мецнереба, 1979. – Вып. 1. – С. 40 – 57.

67. Агрикола Г. О горном деле и металлургии [Текст] / Г. Агрикола. – М.: АН СССР, 1962. – С. 114 – 116.
68. Косталевский В.И. История горной науки и техники [Текст]: О предыстории учения о крепости пород / В.И. Косталевский. – Тбилиси: Мецнереба, 1979. – Вып. 1. – С. 103 – 111.
69. Werner A.G. Gedenkschrift aus Anlass der Widerkehr seines Todestages, Verb. Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, Leipzig, 1967. – S. 149 – 156.
70. Werner A.G. Von den verschiedenen Graden der Feshigkeit des Gesteins ... Freiberg, Bergm Journ., 1788. – S. 4 – 21.
71. Rzicha F. Der Einfluss der Naturwissenschaften aus die Ingenieur-Baukunst, Wien, 1878. – S. 58 – 59.
72. Rzicha F. Mechanische Arbeit der Sprengstoffe. Zeitschrift des Österreichischen Ingenieur und Architekten-Vereins, 1889. – S. 19.
73. Dolezalek K. Der Tunnelbau. Ein Lehrbuch. Hannover, 1896.
74. Calon P.F. Manuel du Mineur. Paris, – 1909. – P. 229.
75. Протодьяконов М.М. Давление пород на рудничную крепь [Текст] / М.М. Протодьяконов. – Екатеринбург, 1907.
76. Druckfestigkeit einer Gebirggesteine. Berg- und Hüttenmännische Zeitung. – 1886. – S. 183.
77. Протодьяконов М.М. Крепость пород с точки зрения горного искусства [Текст] / М.М. Протодьяконов // Труды съезда деятелей по горному делу, металлургии и машиностроению. – Екатеринбург, 1911.
78. Schulz P. Untersuchungen über Dimensionen der Sicherheitsfehlern für den Saarbrücker Stein-Kohlenbergbau. Zeitschr. f. das Berghütten- und Salinirenwizen im Preuss Staate. – 1867. – S. 73.
79. Menzel C. Über den Gebirgsdruck in den tieferen Gruben. Sächsisches Jahrbuch – 1894. – S. 92.
80. Heim A. Mechanismus der Gebirgsbildung im Anschluss an die geologische Monographie der Toedi-Windgaellen-Gruppe, Bäle, – 1878.

81. Trompeter W.H. Die Expansivkraft im Gesteine als Hauptursache der Bewegung den Bergbau umgebenden Gebirges. Essen, Druck und Verl. von G.D. Baedeker, – 1899. – S 34.

82. Schulz P. Untersuchungen über Dimensionen der Sicherheitsfehlern für den Saarbrücker Stein-Kohlenbergbau. Zeitschr. f. das Berghütten- und Salinirenwizen im Preuss Staate, – 1867. – S. 86.

83. Ritter W. Die Statik der Tunnelgewölbe, Berlin, J. Springer. – 1879.

84. Протодяконов М.М. Давление горных пород и рудничное крепление [Текст] / М.М. Протодяконов // Ч. 1. Давление горных пород. – 3-е изд. – М.-Л. – Новосибирск: Гос. научно-техн. горное изд-во, 1933. – 127 с.

85. Engesser F. Über Erddruck gegen innere Stützwände (Tunnelwände). Deutsche Bauzeitung, 1882.

86. Fayol H. Note sur les mouvements de terrain provoques par l'exploitation des mines // Bull. de la soc. de l'industrie Min. – 1885. – S. 805.

87. Kommerell O. Statische Berechnung von Tunnelmauerwerk. Berlin, – 1912.

88. Leon A. Ueber die Störungen der Spannungsverteilung, die in elastischen Körpern durch Bohrungen und Bläschen entstehen. «Öesterr. Wochen-Schrift für den Öffentlichen Baudienst», Heft 9, – 1908. – S. 163.

89. Левинсон-Лесинг Ф. К вопросу о давлении в тунелях [Текст] / Ф. Левинсон-Лесинг, А. Зайцев. – Петроград, 1915.

90. Динник А.Н. О давлении горных пород и расчет крепи круглой шахты. [Текст] / А.Н. Динник // Инж. работник. – 1925. – № 7. – С. 1 – 12.

91. Цимбаревич П.М. Механика горных пород [Текст] / П.М. Цимбаревич; М.-Л.: ОНТИ, 1934.

92. Слесарев В.Д. Механика горных пород [Текст] / В.Д. Слесарев. – М.: Углетехиздат, 1948. – 303 с.

93. Спелдинг Дж. Управление горным давлением. Теория и практика [Текст] / Дж. Спелдинг // Горное давление. – М.: Изд-во лит. по горному делу, 1961. – С. 242 – 274.

94. Феннер Р. Исследования горного давления [Текст] / Р. Феннер // Горное давление. – М.: Изд-во лит. по горному делу, 1961. – С. 5 – 68.

95. Лабасс А. Давление горных пород в угольных шахтах [Текст] / А. Лабасс // Горное давление. – М.: Изд-во лит. по горному делу, 1961. – С. 59 – 164.
96. Руппенейт К.В. Давление и смещение горных пород в лавах пологопадающих пластов [Текст] / К.В. Руппенейт. – М.: Углетехиздат, 1957.
97. Руппенейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород [Текст] / К.В. Руппенейт. – М.: Углетехиздат, 1953. – 384 с.
98. Руппенейт К.В. Введение в механику горных пород [Текст] / К.В. Руппенейт, Ю.М. Либерман. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 356 с.
99. Либерман Ю.М. Давление на крепь капитальных выработок [Текст] / Ю.М. Либерман. – М.: Наука, 1969. – 118 с.
100. Авершин С.Г. Горные удары [Текст] / С.Г. Авершин. – М.: Углетехиздат, 1955. – 235 с.
101. Kvapil R. Zur Theorie der Gtsteinszenstörung, Intern. Gebirgsddrucktagung, Zeipzig, Akademieverlag, Berlin, 1958.
102. Kvapil R. Gelirgsschlagthejrie, verl Techn. Lit. SNTL, Prag., 1958.
103. Morrison, R.G. Theoy and the Practical Problem of Rock Burst // End. and Min. Journ. – 1948. – № 23, vol. 149.
104. Квапил Р. Новые взгляды на вопросы теории давления горных пород и горных ударов [Текст] / Р. Квапил // Горное давление. – М.: Изд-во лит. по горному делу, 1961. – С. 275 – 297.
105. Динник А.Н. Распределение напряжений вокруг подземных горных выработок. [Текст] / А.Н. Динник, А.В. Моргаевский, Г.А. Савин // Управление горным давлением: сб. научн. тр. – М.: Академия наук СССР, 1938. – С. 140 – 153.
106. Шпаккелер Г. Методы исследования горного давления [Текст] / Г. Шпаккелер // Междунар. конф. по горному давлению: сб. научн. тр. – М.: Углетехиздат, 1957. – С. 242 – 256.
107. Hast N. Ihe measuriment of rock pressure in mines. Sveriges Geologiska Undersöking. – Ser. C. – 1958. – № 560. – Arsbok 52 – № 3 – P. 183.
108. Напряженное состояние земной коры по данным измерений в горных выработках и тектонофизического анализа [Текст] / М.В. Гзовский, И.А. Турчанинов,

Г.А. Марков [и др.] // Напряженное состояние земной коры: науч.- техн. сб. – М., 1973. – С. 32 – 49.

109. Oberst, L. In situ determination of stress in rock // Min. Engng. – 1962. – Vol 14, № 8. – P. 51 – 58.

110. Турчанинов И.А. Основы механики горных пород [Текст] / Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян И.А. – Л.: Недра, 1977. – 503 с.

111. Савостьянов А.В. Управление состоянием массива горных пород: учебное пособие [Текст] / А.В. Савостьянов, В.Г. Клочков. – К.: НМК ВО, 1992. – 276 с.

112. Савостьянов А.В. К вопросу о теории сдвижения слоистого горного массива при подземной разработке угольных месторождений [Текст] / А.В. Савостьянов, А.М. Кузьменко // Форум гірників: матеріали міжнар. наук.-практ. конф. – Д.: НГУ, 2006. – С. 112 – 117.

113. Лавриненко В.Ф. Физические процессы, формирующие напряженное состояние массивов пород [Текст] / В.Ф. Лавриненко // Изв. вузов. Горный журнал. – 1978. – № 10. – С. 50 – 54.

114. Лавриненко В.Ф. Условия равновесия напряжений в нетронутым массиве [Текст] / В.Ф. Лавриненко // Изв. вузов. Горный журнал. – 1982. – № 6. – С. 17 – 22.

115. Лавриненко В.Ф. Преобразование энергии и формирование полей напряжений в массиве вокруг выработки [Текст] / В.Ф. Лавриненко // Изв. вузов. Горный журнал. – 1986. – № 4. – С. 5 – 11.

116. Лавриненко В.Ф. Термодинамический метод расчета начальных напряжений в массивах пород и его использование при решении практических задач [Текст] / В.Ф. Лавриненко, В.И. Лысак // Напряженно-деформированное состояние и устойчивость скальных склонов и бортов карьеров: науч.- техн. сб. – Фрунзе: Илим, 1979. – С. 204 – 212.

117. Открытие № 400 СССР. Явление зональной дезинтеграции горных пород вокруг подземных выработок [Текст] / Е.И. Шемякин, М.В. Курленя, В.Н. Опарин [и др.] – Оpubл. в БИ СССР, 1992. – № 1.

118. Открытие № 188 Украина. Явление образования перемещающихся нарушенных зон в напряженных горных породах [Текст] / В.Я. Кириченко, Е.Л. Звягильский, А.В. Лишин [и др.] // Сб. научн. открытий, идей, гипотез. – М.: РАЕН, 2002. С. – 62 – 63.

119. Открытие № 318 Украина. Закономерность самоорганизации грунтовых и породных массивов вокруг протяженных подземных выработок [Текст] / Л.В. Байсаров, М.А. Ильяшов, В.В. Леви, [и др.] – Международная академия авторов научных открытий и изобретений, заявка № А-399 от 20.04.2006 г.

120. Хакен Г. Синергетика: иерархия неустойчивостей в самоорганизующихся системах и устройствах [Текст]: пер. с англ. / Г. Хакен. – М.: Мир, 1985. – 423 с.

121. Устойчивое развитие в изменяющемся мире [Текст]: московский синергетический форум / под общ. ред. В.И. Аршинова, Е.Н. Князевой. – М., 1996. – 118 с.

122. Порядок из хаоса: новый диалог человека с Природой [Текст]: пер. с англ. / И. Пригожин, И. Стенгерс / под. общ. ред. В.И. Аршинова, Ю.Л. Климонтовича, Ю.В. Сачкова. – М.: Прогресс, 1986. – 23 с.

123. Хакен Г. Синергетика [Текст]: пер. с англ. / Г. Хакен – М.: Мир, 1980. – 404 с.

124. Методологические проблемы общественно-гуманитарных наук и образования в условиях трансформации общества [Текст]: сб. научн. тр. – Д.: НГА Украины, 1999. – С. 66 – 67.

125. Князева Е.И. Синергетика как новое мировоззрение: диалог с И. Пригожиным. [Текст] / Е.И. Князева, С.П. Курдюмов // Вопросы философии. – 1920. – № 12. – С. 4 – 5.

126. Базаров И.П. Термодинамика [Текст] / И.П. Базаров. – М.: Высш. шк., 1983. – 344 с.

127. Хоменко О.Е. Синергетика в управлении состоянием массива горных пород [Текст] / О.Е. Хоменко, А.Б. Владыко // Форум гірників: матеріали міжнар. наук.-практ. конф. – Д.: РВК НГУ, 2007. – С. 67 – 71.

128. Синергетический подход в исследовании производственных процессов при добыче руд подземным способом [Текст] / О.Е. Хоменко, В.В. Русских, М.В. Нетеча и др. // Науковий вісник НГУ. – 2004. – № 7. – С. 3 – 5.

129. Лавриненко В.Ф. Энергия массива и горные удары [Текст] / В.Ф. Лавриненко, В.И. Лысак // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: НИГРИ, 1990. – Вып. 50. – С. 20 – 27.

130. Техника экспериментального определения напряжений в осадочных породах [Текст] / [Курленя М.В., Аксенов В.К., Леонтьев А.В. и др.]. – Новосибирск: Наука, 1975.

131. Ардашев А.А. Методы и приборы для исследования проявления горного давления [Текст]: справочник / Ардашев А.А., Ахматов В.И., Котков Г.А. – М.: Недра, 1981. – 128 с.

132. Методология измерения напряжений в массиве горных пород [Текст]: сб. науч. тр. – Новосибирск: Наука, ИГД СО АН СССР, 1978.

133. Хоменко О.Є. Натурні дослідження поведінки масиву гірських порід навколо первинних очисних камер [Текст] / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко // Науковий вісник НГУ. – 2010. – № 9 – 10. – С. 21 – 24.

134. Хоменко О.Е. Крепление подготовительных выработок вблизи выработанного пространства железорудной шахты [Текст] / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 3. – С. 5 – 7.

135. Хоменко О.Е. Технология буровзрывных работ в условиях Ватутинского урановорудного месторождения [Текст] / О.Е. Хоменко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ. – 2007. – № 1. – С. 13 – 16.

136. Горное давление, методы управления и контроля [Текст]: сб. науч. тр. // VI Всесоюзн. конф. по механике горных пород. – Фрунзе: Илим, 1979.

137. Редькин В.А. Управление состоянием блочного массива горных пород на глубоких рудниках [Текст] / В.А. Редькин, О.Л. Великосельский // Горный журнал. – 1988. – № 5. – С. 52 – 55.

138. Оценка состояния и свойств угольного массива скважинными гидравлическими датчиками. Руководство [Текст]. – Новосибирск: Наука, ИГД СО АН СССР, 1979.

139. Грицко Г.И. Измерение напряжений в горных породах фотоупругими датчиками [Текст] / Г.И. Грицко, Г.И. Кулаков. – Новосибирск: Наука, 1978.

140. Напряженное состояние породных массивов [Текст]: сб. науч. тр. – Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1978.

141. Хоменко О.Е. Технология очистных работ в областях охранных целиков, разгруженных выработанным пространством шахты [Текст] / О.Е. Хоменко, В.Н. Яворский, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 7. – С. 22 – 25.

142. Глушко В.Т. Геофизический контроль в угольных шахтах [Текст] / Глушко В.Т., Ямщиков В.С., Яланский А.А. – К.: Наукова думка, 1978.

143. Хоменко О.Е. Моделирование на эквивалентных материалах выработанного пространства рудных шахт [Текст] / О.Е. Хоменко, В.В. Русских, М.Н. Кононенко // Науковий вісник НГУ. – 2004. – № 9. – С. 23 – 25.

144. Методы и средства решения задач горной геомеханики [Текст] / [Кузнецов Г.Н., Ардашев К.А., Филатов И.А. и др.]. – М.: Недра, 1987. – 248 с.

145. Покровский Г.И. Центробежное моделирование в строительном деле [Текст] / Г.И. Покровский, И.С. Федоров. – М.: Недра: Стройиздат, 1963.

146. Трумбачев В.Т. Применение оптического метода для исследования напряженного состояния пород вокруг горных выработок [Текст] / В.Т. Трумбачев, Л.С. Молодцова. – М.: АН СССР, 1963.

147. Фрохт М. Фотоупругость [Текст]: Т. I, II. / М. Фрохт. – М.: Техн. теорет. литер., 1948.

148. Электрическое моделирование задач строительной механики [Текст] / Г.Е. Пухов и др. – М.: АН СССР, 1963.

149. Глушко В.Т. Проявление горного давления в глубоких шахтах [Текст] / В.Т. Глушко. – К.: Наукова думка, 1971. – 199 с.

150. Руппенейт В.Т. Введение в механику горных пород [Текст] / В.Т. Руппенейт, Ю.М. Либерман. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 354 с.

151. Ержанов Ж.К. Теория ползучести горных пород и ее проявления [Текст] / Ж.К. Ержанов. – Алма-Ата: Наука, 1964. – 175 с.

152. Бреббия К. Применение метода граничных элементов в технике [Текст] / К. Бреббия, В. Уонерс. – М.: Мир, 1982. – 247 с.

153. Якимчук Д.К. Применение метода граничных интегральных уравнений для решения пространственных задач статики теории упругости [Текст] / Д.К. Якимчук, А.Л. Квинта. – К.: Ин-т проблем прочности АН УССР, 1979. – 65 с.
154. Стренг Г. Теория метода конечных элементов [Текст] / Г. Стренг, Дж. Фикс. – М.: Мир, 1977. – 349 с.
155. Зенкевич О. Метод конечных элементов в теории сооружений и механике сплошных сред [Текст] / О. Зенкевич. – М.: Недра, 1974. – 240 с.
156. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике [Текст] / О. Зенкевич. – М.: Мир, 1975. – 539 с.
157. Лавриненко В.Ф. Формирование полей напряжений вокруг очистных и подготовительных выработок [Текст] / В.Ф. Лавриненко, В.И. Лысак // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: НИГРИ, 1985. – Вып. 40. – С. 14 – 20.
158. StudFiles: Моделирование как метод научного познания [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://www.studfiles.ru/dir/cat32/subj1235/file11060/view111213.html>
159. Лазарев В.Л. Исследование систем на основе энтропийных и информационных характеристик [Текст] / В.Л. Лазарев. – М.: ФТИ. 2010. – Том 80, Вып. 2. – С. 1 – 7.
160. Prigogine I. Time, Structure, and Fluctuation / I. Prigogine // – Science. – 1978. – V. 201. № 4358. – PP. 777 – 785.
161. Plank M. Vorlesungen über Thermodynamik – Leipzig: Teubner, 1930.
162. Гленсдорф П. Термодинамическая теория структуры устойчивости и флуктуации [Текст] / П. Гленсдорф, И. Пригожин. – М.: Мир, 1973.
163. Базаров И.П. Термодинамика [Текст] / И.П. Базаров. – М.: Высш. шк., 1983. – 844 с.
164. Новиков И.И. Термодинамика [Текст] / И.И. Новиков. – М.: Машиностроение, 1984. – 592 с.
165. Сивухин Д.В. Общий курс физики: термодинамика и молекулярная физика [Текст] / Д.В. Сивухин. – М.: Наука, 1979. – 551 с.

166. Радченко И.В. Молекулярная физика [Текст] / И.В. Радченко. – М.: Наука, 1965. – 479 с.
167. Коваленко А.Д. Основы термоупругости [Текст] / А.Д. Коваленко. – К.: Наук. думка, 1970. – 367 с.
168. Физические свойства горных пород и полезных ископаемых [Текст]: справочник геофизика / под. общ. ред. Н.Б. Дортмана. – М.: Недра, 1976. – 527 с.
169. Prigogine, I. Etude thermodynamique des phenomenes irréversibles – University of Brussels, 1947.
170. Малахов Г.М. Управление горным давлением при разработке рудных месторождений Криворожского бассейна [Текст] / Г.М. Малахов. – К.: Наук. думка, 1990. – 204 с.
171. Турчанинов И.А. Основы механики горных пород [Текст] / Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарян Э.В. – Л.: Недра, 1977. – 505 с.
172. Напряженное состояние земной коры по данным измерений в горным выработках и тектонофизического анализа [Текст] / Гзовский М.В., Турчанинов И.А., Марков Г.А. [и др.] // Напряженное состояние земной коры. – М.: Наука, 1973. – С. 32 – 49.
173. Obert L. In situ determination of stress in rock // Min. Eng. – 1962. – V. 14, № 8. – P. 51 – 58.
174. Бронников Д.М. Разработка руд на больших глубинах [Текст] / Бронников Д.М., Замесов Н.В., Богданов Г.И. – М.: Недра, 1982. – 292 с.
175. Хоменко О.Е. Энергетический метод исследования зональной дезинтеграции горных пород [Текст] / О.Е. Хоменко // Науковий вісник НГУ. – 2012. – № 4. – С. 44 – 54.
176. Басниев К.С. Подземная гидромеханика [Текст] / Басниев К.С., Кочина Н.И., Максимов М.В. – М.: Недра, 1993. – С. 41 – 43.
177. Хоменко О.Е. Влияние гидрогеологических факторов на расконсервацию запасов железных руд в условиях Криворожского бассейна [Текст] / О.Е. Хоменко, А.Б. Владыко // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 2. – С. 12 – 14.

178. Владыко А.Б. Прогнозирование устойчивости очистных камер в условиях фильтрации для ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» [Текст] / А.Б. Владыко, О.Е. Хоменко, С.А. Козлов // Науковий вісник НГУ. – 2007. – № 2. – С. 13 – 15.

179. Шмидт О.Ю. Четыре лекции о теории происхождения Земли [Текст] / О.Ю. Шмидт. – М.: АН СССР, 1957. – 139 с.

180. Чечельницкий А.М., Экстремальность, устойчивость, резонансность в астродинамике и космонавтике [Текст] / А.М. Чечельницкий. – М.: Машиностроение, 1980. – 311 с.

181. Ньето М.М. Закон Тициуса-Бодя. История и теория [Текст]: пер. с англ. / М.М. Ньето. – 1976. – 192 с.

182. Андраде Э. Поля, частицы, кванты [Текст]: пер. с фр. / Андраде Э., Силва Ж.Л., Лошак Ж. – М.: Наука, 1972. – 189 с.

183. Кумченко Я.А. Вселенский (универсальный) источник волновой энергии ближнего и дальнего космоса на примере вращения и обращения планет солнечной системы и самого солнца. Его волновой инвариант [Текст] / Я.А. Кумченко // Энергетика Земли, ее геолого-экономическое проявление, научно-практическое использование: сб. науч. тр. – К.: ИПЦ «Киевский университет», 2006. – С. 242.

184. Бартюшкова И.В. Внутреннее строение Земли [Текст] / И.В. Бартюшкова. – М.: Наука, 1966. – 194 с.

185. Лавриненко В.Ф. Метод определения начального напряженного состояния массивов скальных горных пород [Текст] / В.Ф. Лавриненко, В.И. Лысак // Разработка рудных месторождений. – 1977. – Вып. 24. – С. 16 – 20.

186. Яворский Б.М. Справочник по физике [Текст] / Б.М. Яворский, А.А. Детлаф. – М.: Наука, 1965. – 847 с.

187. Кумченко Я.А. Вселенский (универсальный) источник волновой энергии «КАШТУЛ» как причина сотворения живого. Его энергетическое сопровождение процессов зарождения, поддержания и гибели жизни на примере биосферы Земли [Текст] / Я.А. Кумченко // Космос и биосфера: сб. научн. тр. – Симферополь, 2005. – С. 55 – 57.

188. Хоменко О.Е. Истоки зонального распределения материи [Текст] / О.Е. Хоменко // Науковий вісник НГУ. – 2007. – № 3. – С. 29 – 33.
189. Хоменко О.Е. Истоки зонального распределения материи во Вселенной [Текст] / О.Е. Хоменко // Человек и космос: материалы междунар. научн.-практ. конф. – Д.: Нац. космическое агентство Украины, 2008. – С. 588.
190. Хоменко О.Е. Управление энергией горных пород при подземной разработке руд [Текст] / О.Е. Хоменко // Горный журнал. Черные металлы. – 2010. – Спецвыпуск. – С. 41 – 43.
191. Хоменко О.Е. О целесообразности закрытия марганцеворудных шахт Украины [Текст] / О.Е. Хоменко, А.Б. Владыко, Н.В. Хоменко // Форум гірників: матеріали міжнар. наук.-практ. конф. – Д.: РВК НГУ, 2008. – Т. 1 – С. 129 – 134.
192. Владыко А.Б. Исследование технологии создания завес с использованием высоконапорных струй [Текст] / А.Б. Владыко, О.Е. Хоменко // Разработка рудных месторождений. – 2008. – № 92. – С. 68 – 73.
193. Khomenko O. Automation of drill and blast design [Текст] / O. Khomenko, D. Rudakov, M. Kononenko // Scholl Underground Mining: New techniques and technologies in mining. – Netherlands: CRC Press Balkema, 2011. – P. 271 – 275.
194. Vladyko O. Imitating modeling Stability of mine workings [Текст] / O. Vladyko, M. Kononenko, O. Khomenko // Scholl Underground Mining: New techniques and technologies in mining. – Netherlands: CRC Press Balkema, 2012. – P. 147 – 150.
195. Хоменко О.Є. Обґрунтування раціональних параметрів технології видобування залізних руд з охоронних ціликів [Текст] / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев // Форум гірників: матеріали міжнар. наук.-практ. конф. – Д.: РВК НГУ, 2005. – Т. 3. – С. 150 – 156.
196. Лавриненко В.Ф. Расчет устойчивой формы выработки для глубоких горизонтов железорудных шахт [Текст] / В.Ф. Лавриненко, В.И. Лысак // Разработка рудных месторождений. – 1981. – Вып. 32. – С. 13 – 18.
197. Khomenko O. Analytical modeling of the backfill massif deformations around the chamber with mining depth increase / O. Khomenko, M. Kononenko, M. Petlyo-

vanyi [Текст] // *New Developments in Mining Engineering: Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining*. – The Netherlands: CRC Press Balkema, 2015. – P. 265 – 269.

198. Хоменко О.Е. Технология крепления выработок для камерных систем разработки с закладкой [Текст]: монография / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко. – Д.: НГУ, 2010. – 95 с.

299. Хоменко О.Е. Пути ресурсосбережения при добыче железных и урановых руд в Украине [Текст] / О.Е. Хоменко, А.Б. Владыко, М.Н. Кононенко [и др.] // *Форум гірників: матеріали міжнар. наук.-практ. конф.* – Д.: РВК НГУ, 2006. – Т. 1 – С. 122 – 124.

200. Хоменко О.Е. Усовершенствование камерных систем разработки для шахт Криворожского бассейна [Текст] / О.Е. Хоменко, А.Б. Владыко, С.А. Козлов // *Вісник КТУ*. – 2007. – Вып. 17. – С. 29 – 32.

201. Кононенко М.Н. Усовершенствование технологии очистных работ во вторичных камерах в условиях Южно-Белозерского месторождения [Текст] / М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев // *Науковий вісник НГУ*. – 2008. – №5. – С. 32 – 35.

202. Khomenko O. Investigation of stress-strain state of rock massif around the secondary chambers / O. Khomenko, M. Kononenko, M. Petlyovany [Текст] // *Annual Scientific-Technical Collection “Progressive Technologies of Coal, Coalbed Methane, and Ores Mining”*. – Netherlands: CRC Press / Balkema, 2014. – P. 241 – 245.

203. Хоменко О.Е. Лабораторные исследования влияния размеров очистных камер на состояние отбиваемых слоев урановой руды [Текст] / О.Е. Хоменко, Д.В. Мальцев // *Науковий вісник НГУ*. – 2013. – № 2. – С. 31 – 37.

204. Хоменко О.Є. Моделювання на еквівалентних матеріалах деформації масиву навколо первинних камер [Текст] / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко // *Науковий вісник НГУ*. – 2010. – № 6. – С. 18 – 21.

205. Мальцев Д.В. Технология подземной разработки урановых руд буровзрывным способом: монография [Текст] / Д.В. Мальцев, О.Є. Хоменко. – Д.: НГУ, 2013. – 110 с.

206. Капленко Ю.П. Моделирование технологии очистной выемки, обеспечивающей повышение показателей извлечения руды [Текст]: монография / Ю.П. Капленко, В.А. Колосов. – Кривой Рог: Минерал, 2001. – 177 с.

207. Гирин В.С. Учет устойчивости обнажений целика при оценке его прочности [Текст] / В.С. Гирин, В.М. Кучер, Ф.С. Разкевич // Разработка рудных месторождений. – 1980. – Вып. 30. – С. 51 – 55.

208. Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд [Текст] / [Бабець Є., Сакович В., Сиротюк В. та ін.]. – К.: ДП «НДГРІ», 2010. – 122 с.

209. Исследование, выбор и внедрение эффективной технологии повторной подземной разработки месторождений Криворожского бассейна [Текст]: отчет о НИР / НИГРИ; рук. В.К. Плеханов; № ГР 79024548. – Кривой Рог: НИГРИ, 1981. – 216 с.

210. Разработка Иртышского месторождения под охраняемой поверхностью [Текст] / В.Н. Линева, Н.И. Морозова, Б.Д. Лерман [и др.] // Горный журнал. – 1981. – № 2. – С. 32 – 34.

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

212. Колосов В.А. Определение параметров расположения колонкового заряда при взрыве на обнаженную поверхность ограниченной ширины (в зажиме) [Текст] / В.А. Колосов // Разработка рудных месторождений. – 1999. – Вып. 68. – С. 24 – 29.

213. Хоменко О.Е. Пути повышения эффективности работы шахт Криворожского железорудного бассейна [Текст] / О.Е. Хоменко, В.Н. Почепов, В.И. Сулаев [и др.] // Науковий вісник НГУ. – 2004. – № 6. – С. 3 – 5.

214. Снижение напряженности охранного целика преобразованием выработанного пространства [Текст] / О.Е. Хоменко, Р.Е. Дычковский, В.Н. Яворский [и др.] // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 2. – С. 3 – 6.

215. Рекомендации по отработке залежей богатых руд рудника «Сухая Балка» на горизонтах 1100, 1180 и 1260 м в маркшейдерских осях 226 – 260 с сохранением

возможности дальнейшей отработки магнетитовых кварцитов [Текст]: отчет о НИР / НИГРИ; рук. В.В. Цариковский. – Кривой Рог: НИГИ, 1996. – 106 с.

216. Характер изменения напряженно-деформированного состояния массива у границ локальных полей напряжений [Текст] / Р.Е. Дычковский, О.Е. Хоменко, С.Л. Денисов [и др.] // Зб. наук. пр. НГУ, Д.: РВК НГУ, 2004. – № 19, Т. 1. – С. 55 – 60.

217. Пути снижения горного давления в охранных целиках на шахтах Криворожского железорудного бассейна [Текст] / О.Е. Хоменко, Р.Е. Дычковский, А.Б. Владико [и др.] // Науковий вісник НГУ. – 2004. – № 10. – С. 6 – 8.

218. Капленко Ю.П. Перспективы комплексной отработки месторождений железных руд в условиях Криворожского бассейна [Текст] / Ю.П. Капленко, Е.И. Логачев, Н.И. Ступник // Зб. наук. пр. НГУ, Д.: РВК НГУ. – 2003. – № 17. Том 1. – С. 155 – 157.

219. Перспективы добычи крупноблочного облицовочного и художественно-декоративного сырья в Криворожском железорудном бассейне [Текст] / В.И. Бондаренко, О.В. Колоколов, О.Е. Хоменко [и др.] // Сталий розвиток гірничо-металургійної промисловості: матеріали міжнар. наук.-практ. конф. – Кривой Рог: КТУ, 2004. – С. 27 – 31.

220. Пат. на винахід 91709 Україна, МПК E21C 41/16. Спосіб видобування корисних копалин [Текст] / О.Є. Хоменко, М.В. Нетеча; заявник і патентовласник НГУ. – № 200801787; заявл. 11.02.08; опубл. 25.08.10, Бюл. № 16.

221. Колоколов О.В. Технологія видобування джеспіліту на шахтах Криворізького залізорудного басейну [Текст] / О.В. Колоколов, О.Є. Хоменко, М.В. Нетеча // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 7. – С. 3 – 7.

222. Хоменко О.Є. Система ресурсозберігаючих технологій видобування, обробки та використання у будівництві нових декоративних матеріалів [Текст] / О.Є. Хоменко // Школа підземної розробки: матеріали міжнар. наук.-практич. конф. – Ялта: Арт-Пресс, 2007. – С. 263 – 268.

223. Пат. на винахід 90544 Україна, МПК E21C 41/16. Спосіб видобування корисних копалин [Текст] / О.Є. Хоменко; заявник і патентовласник НГУ. – № 200805530; заявл. 29.04.08; опубл. 11.05.10, Бюл. № 9.

224. Хоменко О.Е. Самоцветы Украины: месторождения, технологии и себестоимость добычи / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко // Геомеханічні аспекти та екологічні наслідки відпрацювання рудних покладів [Текст]: наук.-техн. зб. – Кривий Ріг: НДГРІ ДВНЗ «КНУ», 2012. – С. 107 – 110.

225. Німецький досвід удосконалення виконавчих органів прохідницьких та очисних комбайнів [Текст] / О.Є. Хоменко, Р.О. Дичковський, С.П. Григор'єв [та ін.] // Зб. наук. пр. НГУ. – Д.: РВК НГУ, 2004. – № 19, Т. 3. – С. 250 – 254.

226. Хоменко О.Є. Огляд світового ринку бурової та навантажувальної техніки для розробки рудних родовищ [Текст] / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 12. – С. 5 – 7.

227. Хоменко О.Є. Досвід використання бурового, навантажувального та допоміжного обладнання на рудних шахтах світу [Текст] / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, О.А. Долгий // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 1. – С. 18 – 21.

228. Kononenko M. Technology of support of workings near to extraction chambers / M. Kononenko, O. Khomenko [Текст] // Scholl Underground Mining: New techniques and technologies in mining. – Netherlands: CRC Press Balkema, 2010. – P. 193 – 197.

229. Хоменко О.Е. Автоматизация проектирования паспортов буровзрывных работ путем оптимизации размещения шпуров [Текст] / О.Е. Хоменко, Д.В. Рудаков, М.Н. Кононенко / Форум гірників: матеріали міжнар. наук.-практ. конф. – Д.: РВК НГУ, – 2011. – С. 39 – 43.

230. Рудаков Д.В. Повторная отработка запасов Южно-Белозерского месторождения в сложных гидрогеологических условиях [Текст] / Д.В. Рудаков, О.Е. Хоменко, О.Б. Владыко // Школа підземної розробки: матеріали міжнар. наук.-практ. конф. – Ялта: Арт-Пресс, 2008. – С. 193 – 198.

231. Хоменко О.Е. К обоснованию рациональной технологии буровзрывных работ в условиях шахт ГП «ВостГОК» [Текст] / О.Е. Хоменко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 10. – С. 3 – 6.

232. Пат. на винахід 108639 Україна, МПК E42F 1/10. Спосіб видобування корисних копалин буропідричним способом [Текст] / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, І.Г. Миронова, Д.В. Мальцев; заявник і патентовласник НГУ. – № а201211588; заявл. 22.10.12; опубл. 25.05.15, Бюл. № 10.

233. Khomenko O. Blasting works technology to decrease an emission of harmful matters into the mine atmosphere [Текст] / O. Khomenko, M. Kononenko, I. Myronova // School Underground Mining: Mining of Mineral Deposits. – Netherlands: CRC Press Balkema, 2013. – P. 231 – 235.

234. Пат. на винахід 101217 Україна, МПК E21C 41/22. Спосіб видобування корисних копалин буропідричним способом [Текст] / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, І.Г. Миронова; заявник і патентовласник НГУ. – № а201104028; заявл. 04.04.11; опубл. 11.03.13, Бюл. № 5.

235. Хоменко О.Е. Эффективность селективной добычи железных руд в условиях Криворожского бассейна [Текст] / О.Е. Хоменко, А.Б. Владыко, В.Н. Яворский // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 6. – С. 15 – 17.

236 Хоменко О.Е. Экономическая эффективность очистных работ в разгруженных областях охранных целиков [Текст] / О.Е. Хоменко, Р.Е. Дычковский, О.Б. Владыко [и др.] // Зб. наук. пр. НГУ. – Д.: РВК НГУ, 2004. – № 20. – С. 66 – 70.

237. Порцевский А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология [Текст] / А.К. Порцевский. – М.: МГГУ, 2003. – 767 с.

238. Заходи підвищення ефективності науково-дослідної роботи у підготовці студентів до магістратури та аспірантури [Текст] / Г.Г. Півняк, В.І. Бондаренко, О.Г. Кошка, О.Є. Хоменко // Впровадження галузевих стандартів – запорука якісної підготовки фахівців гірничо-металургійного профілю: матеріали міжвузівськ. наук.-методич. конф. – Кривий Ріг: КТУ, 2005. – С. 11 – 14.

239. Бешта О.С. Досягнення наукових шкіл НГУ у створенні енерго- та ресурсозберігаючих технологій [Текст] / О.С. Бешта, П.І. Пілов, О.Є. Хоменко // Гірничо-металургійний комплекс: досягнення, проблеми та перспективи розвитку: матеріали міжнар. наук.-практ. конф. – Кривий Ріг, 2009. – С. 4 – 10.

240. Хоменко О.Є. Система підготовки спеціалістів вищої кваліфікації у Національному гірничому університеті [Текст] / О.Є. Хоменко // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 8. – С. 65 – 67.

241. Хоменко О.Є. Корпоративний ядерний університет – кадрова основа енергетичної незалежності України [Текст] / О.Є. Хоменко, П.В. Швидько, Д.В. Рудаков // Форум гірників: матеріали міжнар. наук.-практ. конф. – Д.: РВК НГУ, 2009. – С. 19 – 24.

242. Khomenko O. The first Ukrainian corporative university [Текст] / O. Khomenko, D. Rudakov // Scholl Underground Mining: New techniques and technologies in mining. – Netherlands: CRC Press Balkema, 2010. – P. 203 – 206.

243. Билэгсайхан Ж. Монгол улсын ураны үйлдвэрлэл, Цөмийн эрчим хүчний салбарын Өнөөгийн байдал, хөгжлийн хэтийн төлөв [Текст] / Ж. Билэгсайхан, О.Е. Хоменко, Ц. Лхагва // Уул уурхайн сэтгүүл. Улаан-Баатар: ШУТИС-ийн УУИС, 2011. – № 1. – Х. 25 – 29.

244. Жанчив Б. Современное состояние и тенденции развития урановой отрасли Монголии [Текст] / Б. Жанчив, О.Е. Хоменко, Л. Ценджав [Текст] / Школа підземної розробки: матеріали міжнар. наук.-практич. конф. Ялта: Арт-Пресс, 2011. – С. 122 – 125.

245. Хоменко О.Е. Исследование условий залегания, состава и свойств урановых месторождений Монголии [Текст] / О.Е. Хоменко, Л. Ценджав // Форум гірників: матеріали міжнар. наук.-практ. конф. – Д.: РВК НГУ, 2012. – Т. 1. – С. 120 – 125.

246. Геотехнологические параметры вскрытия гидрогенных месторождений урана в Монголии [Текст] / Ж. Билэгсайхан, О.Е. Хоменко, Д.В. Рудаков, Л. Ценджав // Зб. наук. пр. НГУ. – Д.: РВК НГУ, 2013. – № 40. Т. 1. – С. 63 – 69.

247. Обоснование геотехнологических параметров разработки урановых месторождений Монголии [Текст] / Ж. Билэгсайхан, Д.В. Рудаков, О.Е. Хоменко [и др.] // Науковий вісник НГУ. – 2013. – № 4. – С. 10 – 18.

248. Bilegsaikhan J. Geotechnical Parameters for Exploitation Hydrogenous Uranium Deposits in Mongolia [Текст] / J. Bilegsaikhan, B. Bat-Ochir, O.E. Khomenko, Ts. Lkhagva // The international Conference on industrial convergence technology: Asan, Korea: SCHU, 2014. – P. 315 – 319.

249. Хоменко О.Є. Новації Національного гірничого університету у підготовці науково-педагогічних кадрів [Текст] / О.Є. Хоменко, С.В. Шевченко // Вища школа. – 2009. – № 2. – С. 47 – 50.

250. Хоменко О.Є. Кадровий потенціал ядерного ренесансу України [Текст] / О.Є. Хоменко // Форум гірників: матеріали міжнар. наук.-практ. конф. – Д.: РВК НГУ, 2010. – Т. 1. – С. 164 – 166.

251. Хоменко О.Е. Подготовка кадров для предприятий ядерно-топливного цикла Украины [Текст] / О.Е. Хоменко // Кадрове забезпечення гірничо-металургійного комплексу України: матеріали міжнар. наук.-практ. конф. – Д.: Державний ВНЗ «НГУ», 2011. – С. 148 – 151.

252. Использование современных Internet-технологий в популяризации горно-рудного дела Украины [Текст] / О.Е. Хоменко, А.Б. Владыко, М.Н. Кононенко [и др.] // Школа підземної розробки: матеріали міжнар. наук.-практич. конф. – Ялта: Арт-Пресс, 2009. – С. 589 – 593.

ПРИЛОЖЕНИЯ

ПРИЛОЖЕНИЕ А.

ДОКУМЕНТЫ, ПОДТВЕРЖДАЮЩИЕ ПРАКТИЧЕСКУЮ ЦЕННОСТЬ

УКРАЇНА

UKRAINE



ПАТЕНТ

НА ВИНАХІД

№ 91709

СПОСІБ ВИДОБУВАННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Видано відповідно до Закону України "Про охорону прав на винаходи і корисні моделі".

Зареєстровано в Державному реєстрі патентів України на винаходи
25.08.2010.

Голова Державного департаменту
інтелектуальної власності

М.В. Паладій



УКРАЇНА

UKRAINE



ПАТЕНТ

НА ВИНАХІД

№ 90544

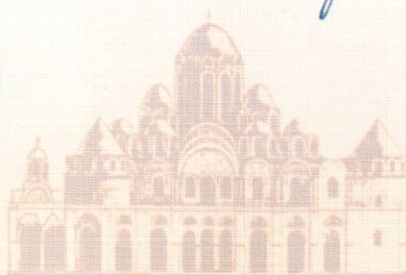
СПОСІБ ВИДОБУВАННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Видано відповідно до Закону України "Про охорону прав на винаходи і корисні моделі".

Зареєстровано в Державному реєстрі патентів України на винаходи **11.05.2010.**

Голова Державного департаменту
інтелектуальної власності

М.В. Паладій







ПРИЛОЖЕНИЕ Б.

ДОКУМЕНТЫ, ПОДТВЕРЖДАЮЩИЕ ВНЕДРЕНИЕ РЕЗУЛЬТАТОВ

МИНИСТЕРСТВО ПРОМЫШЛЕННОЙ ПОЛИТИКИ УКРАИНЫ
ЗАО «ЗАПОРОЖСКИЙ ЖЕЛЕЗОРУДНЫЙ КОМБИНАТ»

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ
НАЦИОНАЛЬНЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

УТВЕРЖДАЮ:

Проректор НГУ
по научной работе, профессор
А.С. Бешта
«17.08» 2009 года



СОГЛАСОВАНО:

Технический директор
ЗАО «ЗЖРК»
А.Н. Зубко
2009 года



РЕКОМЕНДАЦИИ

по определению технологических параметров анкерного и комбинированного крепления нарезных выработок при отработке запасов руды на горизонтах 740, 840, 940 м шахты «Эксплуатационная» ЗАО «Запорожский железорудный комбинат»

Руководитель работы:

кандидат технических наук,
старший научный сотрудник

О.Е. Хоменко

Ответственный исполнитель:

кандидат технических наук,
научный сотрудник

М.Н. Кононенко

МИНИСТЕРСТВО ЭНЕРГЕТИКИ И УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ УКРАИНЫ
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ПРЕДПРИЯТИЕ
«ВОСТОЧНЫЙ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫЙ КОМБИНАТ»

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

УТВЕРЖДАЮ:

Проректор ГВУЗ «НГУ»
по научной работе, профессор

А.С. Бешта
А.С. Бешта

2011 г.

**СОГЛАСОВАНО:**

Технический директор шахты
«Смолинская» ГП «ВостГОК»

Е.Г. Мирченко
Е.Г. Мирченко

2011 г.

**РЕКОМЕНДАЦИИ**

по определению рациональных параметров
буровзрывных работ при отработке запасов руды
на горизонте 640 м шахты «Смолинская»
ГП «Восточный горно-обогатительный комбинат»

Руководитель работы:

доктор технических наук,
главный научный сотрудник

И.А. Ковалевская

Ответственный исполнитель:

кандидат технических наук,
старший научный сотрудник

О.Е. Хоменко

Исполнитель:

научный сотрудник

Д.В. Мальцев

Днепропетровск
2011

Приложение Б. 3

Копия

МИНИСТЕРСТВО ПРОМЫШЛЕННОЙ ПОЛИТИКИ УКРАИНЫ
ЗАКРЫТОЕ АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО
«ЗАПОРОЖСКИЙ ЖЕЛЕЗОРУДНЫЙ КОМБИНАТ»

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

УТВЕРЖДАЮ:

Проректор ГВУЗ «НГУ»
по научной работе, профессор


А.С. Бешка
2011 г.


СОГЛАСОВАНО:

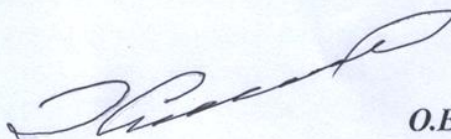
Технический директор
ЗАО «ЗЖРК»
А.Н. Зубко
2011 г.


РЕКОМЕНДАЦИИ

по определению рациональных параметров
заложения подготовительных выработок при отработке запасов руды
на горизонте 940 м шахты «Проходческая»
ЗАО «Запорожский железорудный комбинат»

Руководитель работы:

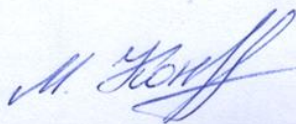
кандидат технических наук,
главный научный сотрудник



О.Е. Хоменко

Ответственный исполнитель:

кандидат технических наук,
научный сотрудник

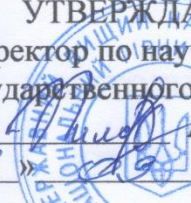


М.Н. Кононенко

Днепропетровск-2011

МИНИСТЕРСТВО ПРОМЫШЛЕННОЙ ПОЛИТИКИ УКРАИНЫ
ПУБЛИЧНОЕ АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО
«КРИВОРОЖСКИЙ ЖЕЛЕЗОРУДНЫЙ КОМБИНАТ»

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

УТВЕРЖДАЮ:
Проректор по научной работе
Государственного ВУЗ «НГУ»

А.С. Бешта
« 3 » 2012 года



СОГЛАСОВАНО:
Технический директор
ПАО «Кривбассжелезорудком»

В.С. Ричко
2012 года



РЕКОМЕНДАЦИИ

по сохранению устойчивости нарезных выработок
при отработке запасов руд с помощью этажно-камерных систем разработки
на шахтах ПАО «Криворожский железорудный комбинат»

Руководитель работы:
кандидат технических наук,
главный научный сотрудник



О.Е. Хоменко

Ответственный исполнитель:
кандидат технических наук,
научный сотрудник




М.Н. Кононенко

Днепропетровск-2012

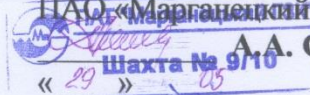
МИНИСТЕРСТВО ПРОМЫШЛЕННОЙ ПОЛИТИКИ УКРАИНЫ
ПУБЛИЧНОЕ АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО
«МАРГАНЕЦКИЙ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫЙ КОМБИНАТ»

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

УТВЕРЖДАЮ:
Проректор по научной работе
Государственного ВУЗ «НГУ»
А.С. Бенга
«30» 01 2013 года



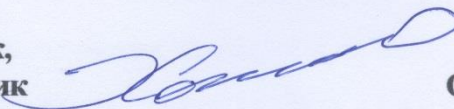
СОГЛАСОВАНО:
Главный инженер шахты № 9/10
ПАО «Марганецкий ГОК»
А.А. Сидоренко
«29» 05 2013 года



РЕКОМЕНДАЦИИ

по повышению устойчивости забоев выработок
при производстве подготовительных работ на шахтах
ПАО «Марганецкий горно-обогатительный комбинат»

Руководитель работы:
кандидат технических наук,
главный научный сотрудник



О.Е. Хоменко

Ответственный исполнитель:
кандидат технических наук,
старший научный сотрудник



А.Б. Владыко

Днепропетровск–2013

АГЕНСТВО ЯДЕРНОЙ ЭНЕРГЕТИКИ МОНГОЛИИ
ГОСУДАРСТВЕННАЯ УРАНОВАЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ КОМПАНИЯ
«МОН-АТОМ»

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

УТВЕРЖДАЮ:

Проректор по научной работе
Государственного ВУЗ «НГУ»


А.С. Бешта
«16» 09 2013 года



СОГЛАСОВАНО:

Генеральный директор
ГУЭК «МОН-АТОМ»


Ж. Билэгсайхан
«25» 10 2013 года

РЕКОМЕНДАЦИИ

по разработке уранового месторождения
«Дорнод» в восточной Монголии

Руководитель работы:

докторант кафедры подземной
разработки месторождений,
кандидат технических наук, доцент



О.Е. Хоменко

Ответственный исполнитель:

доцент кафедры подземной
разработки месторождений,
кандидат технических наук, доцент



А.Б. Владыко

Исполнитель:

доцент кафедры подземной
разработки месторождений,
кандидат технических наук, доцент



М.Н. Кононенко

Днепропетровск – 2013

АГЕНСТВО ЯДЕРНОЙ ЭНЕРГЕТИКИ МОНГОЛИИ
ГОСУДАРСТВЕННАЯ УРАНОВАЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ КОМПАНИЯ
«МОН-АТОМ»

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

УТВЕРЖДАЮ:

Проректор по научной работе
Государственного ВУЗ «НГУ»



[Signature]
С. Бешта
2013 года

СОГЛАСОВАНО:

Генеральный директор
ГУЭК «МОН-АТОМ»



[Signature] Ж. Билэгсайхан
«10» 09 2013 года

РЕКОМЕНДАЦИИ

по разработке уранового месторождения
«Гурванбулаг» в Монголии

Руководитель работы:
докторант кафедры подземной
разработки месторождений,
кандидат технических наук, доцент

[Signature]

О.Е. Хоменко

Ответственный исполнитель:
заведующий кафедры гидрогеологии
и инженерной геологии,
доктор технических наук, профессор

[Signature]

Д.В. Рудаков

Исполнитель:
доцент кафедры подземной
разработки месторождений,
кандидат технических наук, доцент

[Signature]

М.Н. Кононенко

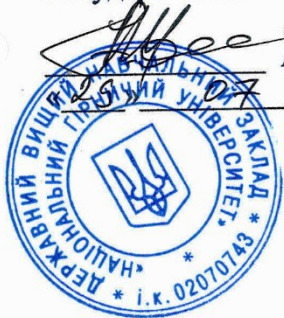
Днепропетровск – 2013

АГЕНСТВО ЯДЕРНОЙ ЭНЕРГЕТИКИ МОНГОЛИИ
ГОСУДАРСТВЕННАЯ УРАНОВО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ КОМПАНИЯ
«МОН-АТОМ»

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

УТВЕРЖДАЮ:

Проректор по международным связям
Государственного ВУЗ «НГУ»



А.Н. Шашенко
А.Н. Шашенко
2013 года

СОГЛАСОВАНО:

Генеральный директор
ГУЭК «МОН-АТОМ»



Ж. Билэгсайхан
Ж. Билэгсайхан
2013 года

РЕКОМЕНДАЦИИ

по отработке гидрогенных месторождений урана
«Хараат» и «Хайрхан» в Монголии

Руководитель работы:
заведующий кафедры гидрогеологии
и инженерной геологии,
доктор технических наук, профессор

Д.В. Рудаков

Ответственный исполнитель:
докторант кафедры подземной
разработки месторождений,
кандидат технических наук, доцент

О.Е. Хоменко

Днепропетровск – 2013

АГЕНСТВО ЯДЕРНОЙ ЭНЕРГЕТИКИ МОНГОЛИИ
ГОСУДАРСТВЕННАЯ УРАНОВО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ КОМПАНИЯ
«МОН-АТОМ»

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

УТВЕРЖДАЮ:

Проректор по международным связям
Государственного ВУЗ «НГУ»


А.Н. Шашенко
2013 года
«05»



СОГЛАСОВАНО:

Генеральный директор
ГУЭК «МОН-АТОМ»


Б. Жанчив
«16» 07 2013 года
ТТГ4338 ± 5291844



КОНЦЕПЦИЯ

международного сотрудничества
в рамках корпоративного веб-вуза
«Украинский ядерный университет»

Координатор от Украины:
кандидат технических наук,
доцент Государственного ВУЗ
«Национальный горный университет»



О.Е. Хоменко

Координатор от Монголии:
сотрудница Государственного
университета науки и технологии



Л. Ценджав

Днепропетровск – 2013

Приложение Б. 10

Копия

ЗАТВЕРДЖУЮ
Ректор Державної екологічної академії
післядипломної освіти та управління



О.І.Бондар

Т Р У Д О В А У Г О Д А

м. Київ

"02" січня 2014р.

Державна Екологічна академія післядипломної освіти та управління далі "Замовник" в особі : ректора Бондара Олександра Івановича з однієї сторони , та "Виконавця"робіт Хоменка Олега Євгеновича , ідентиф. номер 2643315050
Паспорт, серія АК № 298984, виданий Жовтневим РВ ДМУ МВС України в Дніпропетровській обл. 21.10.1998р.

прописаний за адресою : м. Дніпропетровськ , вул. Гагаріна, 1а, кв.(асп.блок)
з другої сторони склали даний договір про наступне:

1.ВИКОНАВЕЦЬ робіт приймає на себе обов'язки в строк до "31" січня 2014р. виконати якісно роботи згідно договору: "Перегляд Державної цільової економічної програми "Ядерне паливо України.", I та II етапи "Вихідні дані для складання проекту програми", Аналіз обсягу виконання діючої програми, стратегії та завдань розвитку ГНТП "Цирконій", ДП "Смоли" та ДП "ДЗПТ" з альтернативою щодо останнього виробництва" №28331311000 від 23.12 2013р.

Після прийому виконаних по актах якісно і в строк робіт ЗАМОВНИК зобов'язується виплатити ВИКОНАВЦЮ **4900,00 грн.(Чотири тисячі дев'ятсот гривень 00 копійок)** враховуючи соціальні виплати.

Дійсна угода вступає в силу після затвердження її керівником академії, термін дії угоди вичерпується виконанням чи згодою сторін.

Трудова угода укладена, виконується, фінансується згідно договорів між Державною екологічною академією післядипломної освіти та Міністерством енергетики та вугільної промисловості України.

"Замовник"

03035 м.Київ, вул. митрополита В. Липківського, 35
ДЗ"ДЕА"

р/р № 35226002000724

Банк : ГУ ДКСУ в м. Києві

МФО 820019 , код ЄДРПОУ 19491035

Підписи:  О.І.Бондар

"Виконавець"

 О.С.Хоменко