

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



С.К. Мещанинов

**МЕТОДЫ МОДЕЛИРОВАНИЯ И УПРАВЛЕНИЯ
НАДЕЖНОСТЬЮ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ГОРНЫХ
ВЫРАБОТОК**

Монография

Днепропетровск
НГУ
2012

УДК 622.016.62:62 – 192
ББК 33.31
М 56

Затверджено до видання вченою радою Державного ВНЗ “Національний гірничий університет” (протокол №2 від 21.02.12)

Рецензенти:

В.Д. Петренко, д-р техн. наук, проф., зав. кафедри тоннелей, основ та фундаментів (Дніпропетровський національний університет залізничного транспорту ім. В. Лазаряна);

С.В. Борщевський, д-р техн. наук, проф. кафедри будівництва шахт та підземних споруд (Донецький національний технічний університет).

Мещанинов, С.К.

М56 Методы моделирования и управления надежностью функционирования горных выработок [Текст]: моногр. / С.К. Мещанинов. – Д.: Национальный горный университет. 2011. – 360 с.

ISBN 978-966-350-330-1

Изложены результаты моделирования надежности функционирования горной выработки как сложной технической системы. Для реализации операций моделирования использованы методы термодинамики необратимых процессов, кинетической концепции прочности, синергетики, акустические и численные методы. Особое внимание посвящено имитационному компьютерному моделированию и исследованию надежности функционирования горных выработок, пройденных в сложных горно-геологических условиях. Разработаны основные принципы построения и моделирования комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования горной выработки.

Для научных и инженерно-технических работников, институтов и горнодобывающих предприятий. Может быть полезной аспирантам и студентам вузов.

ISBN 978-966-350-330-1

ББК 33.31
© С.К. Мещанинов, 2012
© Державний ВНЗ “НГУ”, 2012

Содержание

Введение.....	7
1. Современные методы моделирования применительно к оценке и прогнозу надежности функционирования горных выработок.....	10
1.1. Роль моделирования в создании и эксплуатации сложных технических систем.....	10
1.2. Функционирование сложной технической системы как объекта контроля.....	11
1.3. Исследование эффективности функционирования горной выработки.....	13
1.4. Исследование надежности функционирования очистного забоя как сложной технической системы.....	18
1.5. Современное состояние безопасности высоконагруженных горных выработок.....	24
1.6. Современные методы контроля и моделирования применительно к оценке и прогнозу надежности функционирования горных выработок.....	32
1.7. Выводы.....	36
2. Моделирование геомеханического состояния приконтурной области породного массива, вмещающего горную выработку.....	39
2.1. Моделирование физического механизма разрушения горных пород.....	39
2.2. Современные подходы к определению геомеханического состояния приконтурной области породного массива, содержащего очистную выработку.....	43
2.3. Кинетико – термодинамический подход к анализу процесса разрушения горных пород.....	47
2.4. Использование энтропии в задачах оценки степени нарушенности горных пород.....	57
2.5. Аналитические исследования зависимости энтропии от степени нарушенности горных пород.....	63
2.6. Установление взаимосвязи энтропии и потенциальной энергии напряженно-деформированного состояния пород приконтурной области массива, вмещающей очистной забой.....	79
2.7. Исследование закономерностей поведения приконтурной области массива при отработке очистного забоя.....	83
2.8. Разработка алгоритма расчета устойчивости приконтурной области массива, вмещающего горную выработку.....	90
2.9. Моделирование выхода метана из угольного пласта при движении комбайна.....	98
2.10. Выводы.....	106

3. Математические методы моделирования надежности функционирования горной выработки.....	108
3.1. Общие положения.....	108
3.2. Задача о максимуме производства применительно к надежности функционирования горной выработки	114
3.3. Горная выработка как стохастическая система.....	117
3.4. Исследование параметров надежности горной выработки.....	121
3.5. Роль имитационного моделирования в исследовании надежности очистного забоя.....	130
3.6. Модели системы управления надежностью функционирования очистного забоя.....	132
3.7. Разработка имитационной модели комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя.....	136
3.8. Результаты компьютерного моделирования зависимостей основных технологических и горно-геологических параметров при очистных работах.....	142
3.9. Надежность технической системы без резервирования.....	150
3.10. Надежность технической системы с комбинированным обслуживанием.....	
3.11. Нормирование параметров надежности подсистем горной выработки.....	153
3.12. Синергетический подход к моделированию надежности функционирования горной выработки.....	156
3.13. Выводы.....	167
4. Геомеханические процессы при проведении горных выработок в зоне пород с измененными физико-механическими свойствами.....	169
4.1. Структура гетерогенного породного массива, усложненная геологическими нарушениями и устойчивость горных выработок.....	169
4.2. Численные методы решения геомеханических задач: особенности и ограничения.....	174
4.3. Обоснование физической модели и расчетной схемы к оценке устойчивости протяженной выработки в зоне затампонированного геологического нарушения.....	176
4.4. Особенности моделирования геомеханических процессов вокруг выработок глубокого заложения в неоднородном породном массиве.....	178
4.5. Численное моделирование напряженно-деформированного состояния породного массива вокруг протяженной выработки, пересекающей разрывное геологическое нарушение.....	181
4.6. Выводы.....	210

5. Акустические методы моделирования геомеханического состояния приконтурной области массива, содержащего горную выработку.....	211
5.1. Исследование акустической эмиссии, возникающей в призабойной области разрабатываемого угольного пласта.....	211
5.2. Распространение акустических волн в структурно неоднородном углепородном массиве в окрестности искусственно созданной полости.....	219
5.3. Использование акустоэмиссионного эффекта памяти для анализа напряженно-деформированного состояния участка массива горных пород...	227
5.4. Выводы.....	229
6. Моделирование надежности функционирования горной выработки с использованием методов термодинамики необратимых процессов.....	231
6.1. Установление зависимости энтропии образцов горных пород от степени их нарушенности с помощью электроемкостного метода контроля...	231
6.2. Анализ результатов шахтных исследований геомеханических процессов в породном массиве на основе термодинамического подхода.....	237
6.3. Термодинамический критерий оценки устойчивости пород кровли очистной выработки.....	240
6.4. Исследование процесса обрушения пород кровли очистной выработки с использованием метода конечных элементов и энтропийно-интегрального критерия.....	252
6.5. Выводы.....	261
7. Обоснование набора информативных параметров для моделирования и управления надежностью функционирования горной выработки.....	263
7.1. Разработка структурной модели горной выработки как управляемого геомеханического объекта.....	263
7.2. Математическая модель надежности функционирования очистного забоя.....	271
7.3. Обоснование набора информативных параметров комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования горной выработки.....	277
7.3.1. Анализ эффективности существующих элементов систем контроля и основные требования к комплексной системе контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя.....	277
7.3.2. Обоснование набора информативных параметров комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя по газовому фактору.....	287
7.3.3. Обоснование набора информативных параметров комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя по фактору устойчивости приконтурной области.....	292

7.3.4. Обоснование набора информативных параметров комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя по фактору работы технологического оборудования.....	298
7.3.5. Человеческий фактор, как информативный параметр комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя.....	304
7.3.6. Обоснование полного набора информативных параметров комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя и разработка основных принципов её построения.....	309
7.4. Разработка математической модели работы комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя....	320
7.5. Разработка оптимизационной математической модели управления надежностью функционирования очистного забоя по критерию адаптации...	326
7.6. Научные основы моделирования надежности функционирования горной выработки.....	331
7.7. Оценка возможного экономического эффекта от применения комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя.....	332
7.8. Выводы.....	334
Заключение.....	336
Литература.....	338

Введение

Существующий на сегодняшний день опыт развития техносферы показывает, что отказы, аварии и катастрофы всегда были неотъемлемой частью жизненного цикла всех без исключения технических систем.

Однако, несмотря на колоссальные возможности современной вычислительной техники и науки, а также огромный материальный и экологический ущерб, а также социальный резонанс, приносимый каждой аварией и катастрофой, глубоких исследований закономерностей развития этих крайне негативных явлений до последнего времени не проводилось. Это было связано с тем, что аварии являются маловероятными событиями, наступления которых можно избежать. Анализ причин таких событий сводился, в значительной степени, к перечислению главных (по мнению исследователей) факторов, причем выбор этих факторов не всегда был обоснован. Не учитывались такие обстоятельства, как взаимодействие и взаимовлияние основных из них что, как правило, имело решающее значение при формировании аварийной или предаварийной ситуации. В последнее время ситуация начала исправляться благодаря, в первую очередь, работам российских, например, [1, 2] и некоторым работам украинских ученых [3 – 7].

Весьма актуальна в этом смысле проблема снижения аварийности применительно к украинским шахтам и рудникам, в особенности, к угольным шахтам, так как уровень аварий в них особенно велик. В соответствии с данными работы [8], в Украине в настоящее время экономические потери по причине аварий в угольных шахтах составляют около четвертой части от стоимости добываемого угля. Все еще высок уровень травматизма и смертельных случаев. Причины неадекватно низкой производительности высоконагруженной лавы, являющейся основным производственно-технологическим звеном угольной шахты, насыщенной современным высокопроизводительным оборудованием нового технического уровня и высокого уровня травматизма, а также различного рода отказов оборудования, как правило, заключаются в несоответствии ее организационно-технического уровня уровню развития системы контрольно - управляющих связей между элементами и подсистемами.

По данным работы [9], согласно статистике, последние 20 лет нынешнего века принесли 56%, а одни лишь 80-е годы 33% от наиболее крупных происшествий в промышленности и на транспорте. При этом ущерб от аварийности и травматизма достигает 5-10% от валового национального продукта промышленно развитых государств, а загрязнение окружающей природной среды и несовершенная техника безопасности являются причиной преждевременной смерти 20-30% мужчин и 10-20% женщин.

В настоящее время принято ставить знак равенства между понятиями «сложная» и «большая» техническая система, исходя из того, что сложность системы – суть неоднородность (неопределенность) структуры и связей в системе. «Большой» система становится в результате увеличения числа структурных элементов и связей между ними. Принято считать также, что отличительной особенностью сложной технической системы является то обстоятельство, что ее

содержательный анализ возможен только по подсистемам с использованием различных языков описания (энергоматериальных, информационных и т.д.) [10].

Особенностью сложных технических систем является также более или менее выраженная иерархичность и четко отслеживаемая целостность их структуры, что выражается в том, что изменения в любой ее подсистеме или элементе неизбежно влекут за собой изменения в связанных с ним элементах (подсистемах), причем характер и масштабы этих изменений полностью предсказать не всегда представляется возможным. То есть, в сложных технических системах практически всегда имеется ряд разнородно действующих факторов, которые порождают комплексно взаимодействующие процессы трудно предсказуемого характера.

Сложная техническая система при фиксации ее цели определяется структурой (морфологией), процессами и связями в этой структуре, типом управления и поведением (функционированием). Совокупности большого числа взаимосвязанных сложных технических систем можно классифицировать как большие технические системы, к которым, как уже ясно, по праву, можно отнести современную горную выработку.

Современная горная выработка является сложной технической системой с последовательным и последовательно-параллельным соединением элементов. Вследствие своих размеров и большого числа взаимодействующих элементов и подсистем, она может быть отнесена к большим техническим системам. Сейчас, вследствие усложнения самих технических систем, а также условий их функционирования, возникло понятие сценария аварийной ситуации, которое трактуется разными исследователями и нормативно-техническими документами неоднозначно [10]. Наличие такого сценария позволяет прогнозировать состояние горной выработки в любой момент времени при влиянии любых внешних воздействий, то есть, осуществлять её эксплуатацию в режиме заданного и управляемого уровня надежности функционирования.

Реализация этого положения возможна при использовании моделирования функционирования горной выработки, так как детальный анализ такой сложной большой технической системы иным путем не представляется возможным. В общем случае, цель моделирования состоит в переводе угольной шахты, очистного забоя, рудника и т.п. на новый организационно-технический уровень, обеспечивающий преимущественное управление и контроль ходом технологических процессов без участия человека (функционирование в режиме автопилота), за исключением экстраординарных, не заложенных предварительно в модель ситуаций. В общем случае, существуют два пути моделирования: физическое и математическое. Физическое моделирование применительно к горной выработке затруднено, в первую очередь, из-за её больших размеров и огромного числа взаимодействующих элементов и подсистем. Кроме того, моделирование больших технических систем в значительной степени усложняется тем, что наряду с чисто физическими процессами и особенностями её функционирования, наличием разнообразных технических агрегатов и устройств, приходится моделировать поведение работающих в ней людей – создавать модели предпочтений субъектов системы. В этом смысле различные формы конфликтов, соперничества, подчиненности одних субъектов другим представляют весьма сложную, и, как правило, практически

неразрешимую задачу. В этом случае, на помощь приходит имитационное моделирование и физическое моделирование с использованием моделей меньшего размера.

В настоящее время общепризнано, что изучение функционирования больших технических систем со случайно изменяющимися характеристиками наиболее адекватно осуществлять с использованием комплекса различных видов моделирования, в первую очередь, имитационного, математического моделирования, и в ряде случаев – физического моделирования. В связи с этим, применительно к проблеме анализа и прогноза надежности горной выработки именно такой комплексный подход к моделированию может быть признан наиболее приемлемым.

Настоящая книга является обобщением результатов многолетних исследований автора в области моделирования надежности функционирования горных выработок с использованием вероятностно-статистического подхода, методов термодинамики необратимых процессов, имитационного моделирования, синергетики, общих положений теории моделирования и системологии.

1. Современные методы моделирования применительно к оценке и прогнозу надежности функционирования горных выработок

1.1. Роль моделирования в создании и эксплуатации сложных технических систем

Целесообразность использования методов моделирования как эффективных средств создания, обеспечения надежной и безопасной эксплуатации сложных технических систем обусловлена тем, что модели во много раз проще и дешевле самих объектов исследования [11].

В настоящее время, опыт эксплуатации и контроля, а также несовершенство большинства современных технологий показывают, что неразрушающий контроль каждого объекта или его наиболее ответственных элементов во время эксплуатации позволяет установить его индивидуальный ресурс. На основе этих данных часть объектов снимается с эксплуатации раньше назначенного срока (гарантированного ресурса), часть обрабатывает запланированный ресурс, а эксплуатация оставшихся объектов может быть продлена в 1,5 - 2 раза.

Особое значение это имеет при сооружении и эксплуатации различных объектов в слабых, рыхлых, водонасыщенных породах, где ресурс изначально невелик, и резко уменьшается при приложении незначительных нагрузок (движение транспорта, взрывные работы на карьерах и т.п.).

На основе полученных данных после окончания гарантийного срока сохранения устойчивости около 70% из контролируемых объектов сохраняют свою устойчивость (надежность, долговечность) и их безопасная эксплуатация может быть продолжена, а у 50% из них реальный ресурс (надежность, долговечность) оказывается в 2-3 раза больше гарантированного. Кроме того, практически полностью исключается возможность возникновения аварийных ситуаций, связанных с потерей устойчивости породными обнажениями (вывалы, обрушения, выбросы, разрушения оснований зданий и сооружений), потерей эксплуатационной надежности ответственными технологическими системами.

При использовании моделей можно быстро и достаточно полно изучить процессы, протекающие при работе систем и их элементов, найти рациональные проектные решения, выявить слабые места в функционировании систем и их составных элементов, и, в конечном счете, обеспечить разработку и экспериментальную отработку функционирования сложных технических систем при минимальных затратах времени и средств. Например, по данным [11], затраты на ремонт и межремонтное обслуживание машины в эксплуатации в среднем в год могут составлять до 25% стоимости оборудования.

Затраты на капитальные ремонты машин, работающих в особо тяжелых условиях эксплуатации, достигают 50% их стоимости. Значительного числа конструкторских ошибок, приводящих к отказу узлов и агрегатов изделий в эксплуатации, удастся избежать за счет применения на стадиях проектирования и экспериментальной отработки методов физического и математического моделирования.

1.2. Функционирование сложной технической системы как объекта контроля

Проблема повышения эффективности целевого функционирования сложных систем теснейшим образом связана с обеспечением устойчивости их функционирования в условиях воздействия различного рода дестабилизирующих факторов. Отсутствие в настоящее время конструктивных методов оценки устойчивости функционирования сложных технических систем объясняется трудностями в описании их поведения и недостаточной формализацией самого понятия к такого рода системам [12].

Под функционированием системы, в общем случае, понимается процесс выполнения ею заданного рабочего алгоритма при использовании этой системы по назначению. Физически функционирование системы при отсутствии отказов в ней может быть интерпретировано как процесс непрерывного или скачкообразного (в зависимости от типа системы и характера выполняемых ею функций) изменения ее состояния по заданному алгоритму. Математическая модель, в которой в той или иной форме раскрываются причинно-следственные связи, определяющие процесс перехода системы из одного состояния в другое, называется динамической моделью [12].

В состав современных сложных систем входит значительное число разнообразных по своему назначению функциональных частей, каждая из которых является также достаточно сложной системой. Отдельные подсистемы объекта реализуют различные алгоритмы функционирования и соответственно этому имеют различную структуру и организацию функционально-информационного обмена между элементами. Даже в рамках одной подсистемы ее функциональные элементы зачастую отличаются друг от друга по принципу действия, конструктивному исполнению, надежности и другим характеристикам. То есть, большинство подсистем сложной технической системы является неоднородным по своей структуре и функциональным свойствам. Поэтому для описания разных компонентов сложных систем требуются различные математические схемы. При этом возникает проблема сопряжения разнородных математических моделей между собой. В итоге динамическая модель всей рассматриваемой системы получается весьма громоздкой и сложной.

Это обстоятельство создает определенные трудности для практического использования моделей, построенных на основе известных типовых математических схем, при моделировании и контроле сложных технических систем. Для преодоления этих трудностей необходима разработка модели с более высоким уровнем абстракции, которая позволяла бы рассматривать все подсистемы объекта или хотя бы большинство из них на основе единого методологического подхода. Кроме того, исходя из общей постановки задачи моделирования, мы должны иметь такую модель, в которой учитывалась бы возможность случайных отказов. Повышение уровня абстрактной модели неизменно влечет за собой определенную идеализацию, при которой исключаются из рассмотрения некоторые несущественные стороны

исследуемого объекта (процесса), а основное внимание сосредотачивается на его главных свойствах. Лишенная некоторых деталей, такая модель неполно характеризует исследуемый объект, но, во-1-х, именно поэтому ее легче изучать, и, во-2-х, требует для ее изучения значительно меньше информации. Это дает существенный выигрыш по времени, которое затрачивается на получение результатов исследования. При контроле сложных систем фактор времени зачастую играет определяющую роль, поэтому использование таких моделей становится наиболее целесообразным.

В общем виде, абстрактную динамическую модель сложной технической системы можно символически в аналитическом виде изобразить следующим образом:

$$\Delta: Z \subset W^V, \quad (1.1)$$

где V – множество полюсов (контактов, через которые осуществляется взаимодействие системы с внешней средой);

W – множество сигналов на этих полюсах.

Очевидно, что множество W есть семейство подмножеств W_i , каждое из которых относится к i -му полюсу ($i \in V$), то есть $W = \{W_i | i \in V\}$, и следовательно, множество W^V есть декартово произведение подмножеств W_i .

Если, для простоты считать, что все подмножества W_i одинаковы, то стандартным обозначением их декартова произведения является следующее обозначение - $W^{|V|}$ (пространство состояний), где $|V|$ – мощность множества V .

С использованием таких обозначений, абстрактную динамическую модель системы можно представить как упорядоченное множество:

$$\Delta = \langle V, \{W_i | i \in V\}, Z \rangle. \quad (1.2)$$

Всякий элемент пространства состояний соответствует отдельному состоянию системы. Если обозначить его $\omega[V]$, то очевидно, что $\omega[V] \in W^V$. Формально каждое из состояний $\omega[V]$ характеризуется набором признаков (переменных состояния) ω_j ($j \in V$), то есть:

$$\omega[V] = \{\omega_j | j \in V\}. \quad (1.3)$$

Для того, чтобы выразить зависимость состояния динамической системы от времени, в ее описание вводится элемент T – множество моментов времени из заданного промежутка. Пространство $T \times W^V$, элементами которого являются всевозможные упорядоченные пары $(t, \omega[V])$ является фазовым. Соответственно, подмножество упорядоченных пар $(t, \omega[V])$ из множества $T \times W^V$ в котором $\omega[V]$ определяется заданным движением $\omega[V] = \omega[V(t)]$, является фазовой траекторией движения.

Таким образом, динамическая модель системы может быть представлена следующим выражением:

$$\omega[V(\tau)] = F\{t, x(t), \omega[V(\tau)], \tau\}. \quad (1.4)$$

1.3. Исследование эффективности функционирования горной выработки

Эффективность технологических процессов при ведении горных работ определяется, в общем случае, коэффициентом машинного времени работы комбайна по отбойке и погрузке угля с учетом операций по зарубке [13 – 15], скоростью проходки и т.п. Однако, в большей степени, эффективность процессов очистных работ зависит от интенсивности их протекания, то есть длительности технологического цикла по выемке одной полосы угля в лаве, определяемой скоростью подачи выемочной машины, скоростью выполнения смежных с выемкой угля операций.

Оптимизация работы горной выработки, как единой технологической системы связана с разработкой и использованием прикладных программ, контролирующе – управляющего и иного оборудования чрезвычайно большой сложности, что, либо существенно затрудняет задачу оптимизации, либо делает ее нереальной. Для успешного решения этой задачи, необходимо разбиение горной выработки на подсистемы, как это было сделано в работах [16, 17] применительно к анализу надежности функционирования очистного забоя.

Оценка надежности и эффективности функционирования горной выработки по известным показателям работы его подсистем, предполагает переход к рассмотрению её надежности и эффективности в целом. Основная трудность этого перехода состоит в адекватном учете взаимодействия подсистем горной выработки. Отказы её подсистем, являясь случайными событиями, в совокупности образуют последовательность зависимых и независимых событий. Это имеет место тогда, когда отказ подсистемы (или, что тоже самое, ее элемента), вызывает неуправляемое движение материальных потоков: потеря устойчивости боковых пород, газодинамические явления, взрывы газа и пыли и т.п. Это неуправляемое движение, вызванное отказом первой подсистемы (элемента), в свою очередь, оказывает воздействие на другие подсистемы в виде внешней нагрузки. Если величина этой нагрузки превышает предельно допустимое значение для смежной подсистемы, то происходит ее отказ.

Используя данные работы [13], вероятность развития аварии P_a можно представить как совмещение двух независимых событий: P_1 и P_2 – вероятности подавления и активизации процесса развития аварийной ситуации соответственно:

$$P_a = P_1 \cdot P_2. \quad (1.5)$$

Анализ работы современных добычных участков показывает, что резервы повышения эффективности горных работ значительны. Эти резервы кроются, в первую очередь, в увеличении надежности, которая в настоящее время находится на низком уровне из-за значительных простоев забоев, вызванных несоответствием применяемых технологических схем и их параметров горно-геологическим условиям, отсутствием достаточной увязки по основным и сопряженным с ними процессами, несовмещенностью выполнения во времени

отдельных процессов и операций и т.д. Устранение отмеченных недостатков позволит повысить эффективность ведения работ и производительность труда. Однако оно встречает известные затруднения в связи с неопределенностью и изменчивостью горно-геологических и горнотехнических условий даже при отработке одного выемочного столба или проходке выработки.

Горно-технологические работы есть производственный комплекс организационно и технологически связанных во времени рабочих процессов с различным функциональным назначением, своими средствами механизации и автоматизации, но имеющих общее предназначение – добыча полезного ископаемого определенного качества в соответствии с Правилами безопасности и Правилами технической эксплуатации. Технологические процессы горных работ наиболее трудоемки, поэтому повышение их эффективности на базе совершенствования технологии является одним из главных направлений развития горного производства [16].

Под технологической схемой горных работ понимается комплекс рабочих процессов, взаимоувязанных горно-геологическими и горнотехническими условиями выработки, такими, как количество комбайнов в лаве, расположение забоя относительно пласта, способ отработки выемочного поля, мощность пласта, тип комплекса и т.п., обеспечивающие при данных конкретных условиях максимальную эффективность по принятому критерию. Технологическая схема, характеризующая производственный процесс добычи полезного ископаемого указывает на последовательность, организацию выполнения рабочих процессов и способов их осуществления.

В соответствии с работами [17, 18], важнейшим фактором увеличения объема очистной выемки является рост коэффициента машинного времени $k_{м.в.}$ до 0,6 – 0,7 на основе совершенствования и выбора рациональной организации процессов очистных работ в забое при одновременном росте надежности элементов горной выработки.

Эффективность горных работ во многом зависит от выбора параметров подсистем горной выработки. Классификацию факторов, определяющих её эффективность функционирования удобно рассматривать по рис. 1.1, в соответствии с которым, совокупность действия управляемых и неуправляемых факторов определяет достигаемый за счет функционирования горной выработки полезный эффект и объем затраченных ресурсов, времени, энергии и т.п. К примеру, эффективность функционирования очистной выработки зависит от качественных характеристик (например, тип механизированного комплекса); условий функционирования (физические свойства угольного пласта и вмещающих пород, глубина разработки и т.п.); и выбранной технологии ведения горных работ, их режимов и т.п.

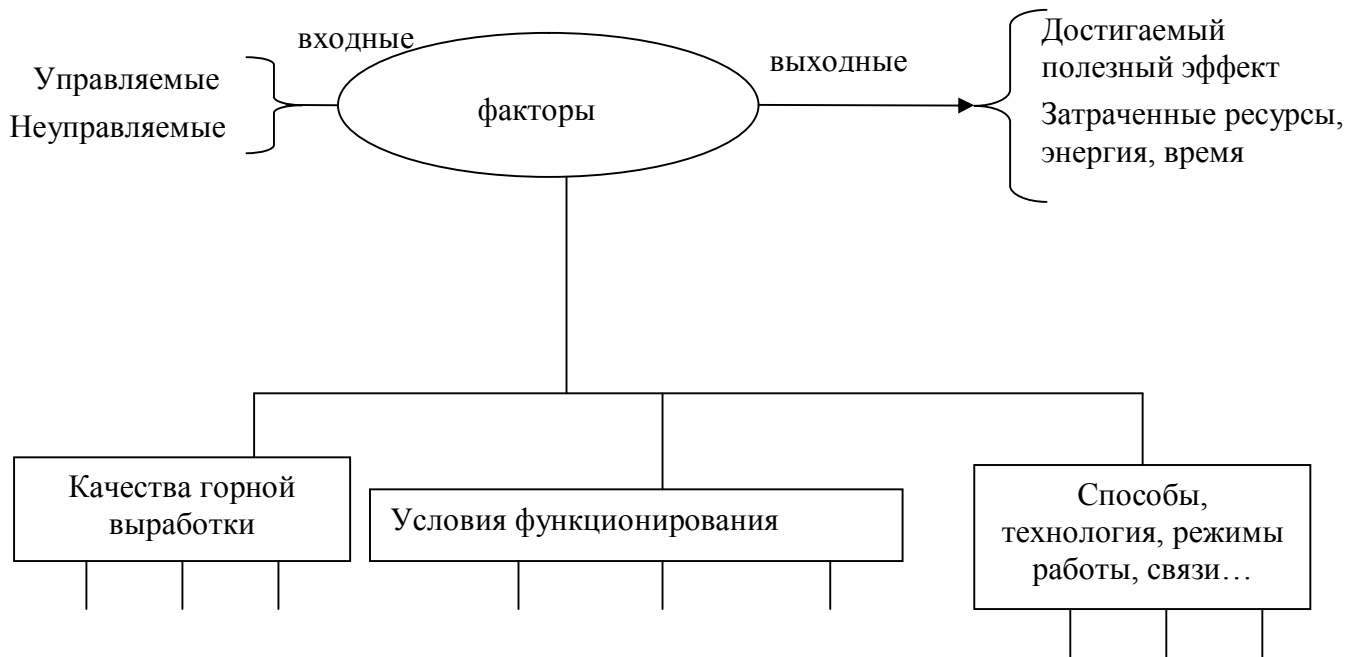


Рис. 1.1. Классификация факторов, определяющих эффективность функционирования горной выработки

Пусть на некоторые показатели эффективности горной выработки: T (точность), H (надежность), \mathcal{E} (энергия) и C (стоимость), наложены ограничения как функции времени:

$$\begin{aligned} C_{11}(t) \leq T \leq C_{12}(t); C_{21}(t) \leq H \leq C_{22}(t); \\ C_{31}(t) \leq \mathcal{E} \leq C_{32}(H); C_{41}(t) \leq C \leq C_{42}(t) \end{aligned} \quad (1.6)$$

При переходе системы из начального состояния в конечное, характеристики T , H , \mathcal{E} и C должны находиться в некоторой заданной области Ω , определяемой требованиями к проектируемой системе (1.6). Условия (1.6) могут нарушаться за счет выбора оператора системы A_i и действия возмущений Λ .

Примем, что функция потерь W может иметь следующие значения:

$$W = \begin{cases} 0 & \text{при } \Gamma \in \Omega, \\ 1 & \text{при } \Gamma \notin \Omega \end{cases} \quad (1.7)$$

где $\Gamma \in \Omega$ – иное обозначение условия (1.5), когда все показатели T , H , \mathcal{E} и C находятся в области Ω ;

$\Gamma \notin \Omega$ – обозначение того, что любое из условий (1.6) нарушено.

Тогда критерий минимума риска можно записать в виде:

$$\min_A R = \min_A \{M(W)\}. \quad (1.8)$$

Функция потерь позволяет оценивать качество системы с учетом случайных возмущений. Действие случайных возмущений приводит к тому, что управляющее устройство «выносит решение в неопределенной ситуации» [16],

а следовательно, возникают отклонения координат системы из требуемой области $\Omega_{mp.}$, которая, в общем случае, является некоторой функцией времени:

$$\Omega_{mp.} = \Omega(t). \quad (1.9)$$

Эти отклонения называют отклонениями системы.

Таким образом, функция потерь W может быть представлена, в общем виде некоторой функцией от координат системы в заданной области:

$$W = \{Y, \Omega_{mp.}\}, \quad (1.10)$$

где под Y подразумевают обобщенный вектор выходных координат и состояния системы.

Функция потерь, в общем случае, является средством формирования универсального критерия, так как целесообразные критерии качества могут быть представлены в форме условия минимума среднего риска:

$$\min R = \min M \{W(Y, Y^*)\}.$$

Представим схему исследования системы следующим образом (рис. 1.2):

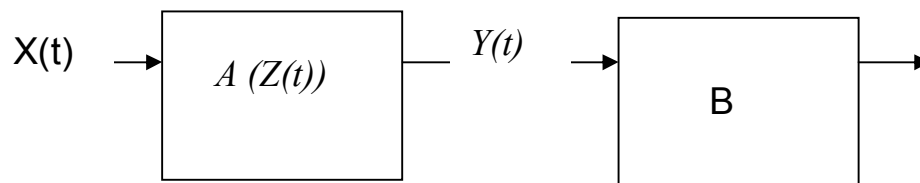


Рис. 1.2. Исследуемая система с оператором функции потерь:

A – оператор проектируемой системы, включающий объект и регулятор;
 $X(t)$ – вектор входного воздействия; $Y(t)$ – вектор выходных координат системы;
 $Z(t)$ – вектор состояния;
 B – оператор функции потерь W .

Потери W , связанные с переходом системы из начального состояния $Y(t_0)$ в конечное $Y(t_k)$ можно выразить с помощью оператора B через известные статистические характеристики векторов:

$$X(t_0, t_k), Z(t_0, t_k); \quad (1.11)$$

и заданный оператор системы A_i :

$$W = W_1(A_i, Y, X, Z, t_0, t_k). \quad (1.12)$$

Представим случайные функции $X(t), Z(t)$ в виде:

$$X(t) = X(\vec{\Lambda}_1, t), \quad Z(t) = Z(\vec{\Lambda}_1, t). \quad (1.13)$$

где $\vec{\Lambda}_1$ – r_1 - мерный вектор случайных величин.

Тогда, после подстановки, с учетом того, что:

$$Y(t) = f(A_i, X, Z, t), \quad (1.14)$$

имеем:

$$W = W_2\left(A_i, \vec{\Lambda}_2, t_0, t_k\right). \quad (1.15)$$

где $\vec{\Lambda}_2$ – m -мерный вектор случайных величин ($m = r_1 + r_2$).

Из выражения (1.15) следует, что каждому значению случайного вектора $\vec{\Lambda}$, равному μ_1, \dots, μ_l , соответствуют определенные значения функции потерь:

$$\begin{cases} W_1 = W_2(A_i, \mu_1, t_0, t_k) \\ \vdots \\ W_l = W_{2l}(A_i, \mu_l, t_0, t_k) \end{cases}; \quad (1.16)$$

Тогда средний риск $R = \int_{\lambda} \dots \int_{\lambda} W_2(A_i, \lambda, t_0, t_k) f(\lambda) d\lambda_1 \dots d\lambda_m$.

Задаваясь различными операторами системы A_i ; ($i = 1, 2, \dots, p$), путем сравнения значений риска R_1, \dots, R_p , можно выбирать наименьшие из них:

$$R_r = \int_{\lambda} \dots \int_{\lambda} W_2(A_r, \lambda, t_0, t_k) f(\lambda) d\lambda_1 \dots d\lambda_m, \quad (1.17)$$

где $R_r < R_1, \dots, R_{r-1}, R_{r+1}, \dots, R_p$.

Можно поставить задачу выбора оптимальных параметров K оператора A_i , то есть решать задачу получения системы оптимальной структуры:

$$\min R = \min_K \left\{ \int_{\lambda} \dots \int_{\lambda} W_2[A_i(K), \lambda, t_0, t_k] f(\lambda) d\lambda_1 \dots d\lambda_m \right\}; \quad (1.18)$$

Наиболее общей задачей является задача нахождения оптимального оператора A_{opt} , обеспечивающего экстремум функции риска:

$$\text{extr } R = \int_{\lambda} \dots \int_{\lambda} W_2(A_{opt}, \lambda, t_0, t_k) f(\lambda) d\lambda_1 \dots d\lambda_m. \quad (1.19)$$

Комбинированное обслуживание, очевидно, является наиболее приемлемым для эксплуатации горной выработки. Произведем оценку эффективности различных способов обеспечения надежности горной выработки, в предположении, что её техническое обслуживание является комбинированным и обладает следующими свойствами:

1. Через промежуток времени T_n за время t_p производится периодическое техническое обслуживание всех подсистем горной выработки; (под T_n понимается время между двумя соседними техническими обслуживаниями).

2. В процессе контроля проверяется исправность части подсистем таким образом, что контролем охватывается поток отказов $\Lambda_1 = \partial\Lambda$ при общем потоке отказов горной выработки, равном Λ ;

3. При обнаружении отказов контролируемых подсистем и их элементов принимаются меры по восстановлению их работоспособности. Интенсивность восстановления работоспособности горной выработки равна μ . В работе [17] для этого случая получено выражение для показателя оперативной готовности:

$$K_{z.on.} = \frac{1}{T_p + t_p} \left\{ \frac{\mu [1 - e^{-(1-\partial)\Delta T_n}]}{(1-\partial)\Lambda(\partial \cdot \Lambda - \mu)} + \frac{\partial \cdot \Lambda + e^{-(\Lambda+\mu)T_n}}{(\partial \cdot \Lambda + \mu)(\Lambda + \mu)} \right\}, \quad (1.20)$$

где ∂ – объем контроля исправности системы.

При $\partial=0$ выражение (1.20) будет выражением для показателя оперативной готовности периодически обслуживаемой системы. При $\partial=1$ проведение периодического обслуживания нецелесообразно. Тогда время $T_n + t_p$ может быть принято равным времени эксплуатации и выражение (1.20) будет задавать показатель оперативной готовности системы со случайным периодом обслуживания.

Из анализа показателя оперативной готовности системы с комбинированным техническим обслуживанием следует, что функция $K_{э.оп.}$, задаваемая соотношением (1.20) имеет максимум по параметру T_n (интервал между двумя техническими обслуживаниями), значение которого в соответствии с результатами работы [19], в приближенном виде определяется следующим выражением:

$$T_n = -\frac{t_p}{2} + \sqrt{\frac{t_p^2}{2} + \frac{t_p}{(1-\partial)\Lambda} - \frac{1}{(\Lambda + \mu)(1-\partial)\Lambda}}. \quad (1.21)$$

Отсюда следует, что интервал между двумя техническими обслуживаниями (то есть время надежной, безаварийной работы) выражается соотношением (1.21). Комбинированное обслуживание, очевидно, является наиболее приемлемым для эксплуатации горной выработки.) Последнее выражение является количественной оценкой эффективности ведения горных работ и может быть использовано непосредственно для планирования хода очистных работ в конкретной выработке шахты или рудника.

1.4. Исследование надежности функционирования очистного забоя как сложной технической системы

В настоящее время интенсификация технологии добычи угля и переход горных работ на более глубокие горизонты спровоцировали ряд негативных явлений в поведении геомеханической системы «углепородный массив – горная выработка – крепь и охранные конструкции». В частности, возросло пучение пород, количество различного рода газодинамических явлений и ухудшились условия управления горным давлением в лаве, в худшую сторону изменились условия поддержания кровли на сопряжениях очистных и подготовительных выработок. В наибольшей степени эти проблемы актуальны в отношении очистных забоев передовых отечественных угольных шахт, работающих в режимах повышенных нагрузок.

По данным работы [20], общий порядок расчета эффективности и надежности сложных технических систем заключается в:

- определении назначения системы;
- выяснении круга возможных задач и условий ее работы;
- оценке ожидаемой частоты повторений данных задач (условий работы);
- выбора приемлемой в данном случае количественной меры качества функционирования системы;
- разбиении сложной системы на элементы (подсистемы);

- составлении функциональной схемы системы;
- вычислении показателей надежности подсистем в любой момент времени;
- вычислении вероятности (или плотности вероятностей) траектории «жизни» системы и показателей эффективности этих траекторий;
- оценке показателей эффективности всех возможных состояний системы.

Следует отметить, что понимая под надежностью очистного забоя его способность выполнять некоторый комплекс функций, при анализе рассматривается конечное число состояний, в каждом из которых очистной забой обладает той или иной работоспособностью. Количественно надежность очистного забоя в каждый момент времени определяется вероятностью этих состояний или соответствующими средними характеристиками. Такие характеристики нельзя считать определяющими при сравнительном анализе систем, так как важно не только констатировать то или иное состояние, но и последствия от пребывания очистного забоя в одном из них.

Функциональные зависимости и параметры, характеризующие надежность системы могут быть выражены известными формулами [21]:

Частота отказов:

$$f(t) = \frac{dQ(t)}{dt} = -\frac{dP(t)}{dt}, \quad (1.22)$$

где P – вероятность безотказной работы системы;

Q – вероятность отказа системы.

Интенсивность отказов:

$$\lambda(t) = \frac{1}{P(t)} \frac{dQ(t)}{dt} = -\frac{1}{P(t)} \frac{dP(t)}{dt}. \quad (1.23)$$

Среднее время безотказной работы:

$$t_{cp} = \int_0^{\infty} t f(t) dt. \quad (1.24)$$

Аналитическое выражение для вероятности безотказной работы системы (вероятности отказа) может быть выражено через вероятности безотказной работы составляющих ее элементов (подсистем):

$$F(t) = \sum_{i=1}^n \frac{\partial Q}{\partial q_i} f_i(t) = \sum_{i=1}^n \frac{\partial P}{\partial p_i} f_i(t). \quad (1.25)$$

Для интенсивности отказов:

$$\Lambda(t) = \frac{1}{P} \sum_{i=1}^n \frac{\partial P}{\partial p_i} f_i(t). \quad (1.26)$$

Для среднего времени безотказной работы:

$$T_{cp} = \int_0^{\infty} t F(t) dt = \sum_{i=1}^n \int_0^{\infty} t f_i(t) \frac{\partial P}{\partial p_i} dt, \quad (1.27)$$

где p_i – вероятность безотказной работы элемента (подсистемы).

Функцию надежности в случае разнородных элементов (что имеет место в очистном забое), можно представить в виде произведений p_j :

$$P = \sum_{i=1}^m a_i \prod_{j=1}^r p_j, \quad (1.28)$$

где m – число путей от входа к выходу схемы;

r – число звеньев в i -м пути;

a_i – целые коэффициенты, равные числу путей с данным количеством ребер графа.

Распределение показателей надежности по подсистемам очистного забоя представляет, в общем случае, задачу нелинейного программирования, где функцией цели является минимум функции какого-либо технико-экономического показателя, а граничными условиями – условия вида:

$$ПНС \geq ПНС_{зад} = f(ПНЭ), \quad (1.29)$$

где $ПНС$ – показатель надежности системы;

$ПНС_{зад}$ – заданный показатель надежности системы;

$ПНЭ$ – показатель надежности подсистемы (элемента системы).

Среднее время безотказной работы подсистемы:

$$T_{ср.н.} = \sum_{i=1}^k \frac{a_i}{\sum_{j=1}^m \lambda_{ij}} = \sum_{i=1}^k \frac{a_i}{\Lambda_i}. \quad (1.30)$$

Под сложной технической системой понимают систему, состоящую из закономерно соединенных в единое целое конечного числа частей, которые можно рассматривать как отдельные подсистемы. Взаимосвязанные подсистемы обладают нестационарными свойствами, содержат линейные и нелинейные элементы, и подвержены действию большого числа случайных возмущений [22].

Современный подход к описанию поведения системы основан на выделении трех пространств: входа системы, внутреннего состояния и выхода. Все эти пространства задаются в виде стохастических моделей.

Очистной забой наиболее правильно рассматривать как динамическую систему. В соответствии с [23], под динамической системой следует понимать систему, описываемую дифференциальными или разностными уравнениями.

Под системой в теории надежности принято понимать совокупность подсистем (элементов), объединенных функционально или конструктивно с определенным алгоритмом взаимодействия при выполнении определенной задачи в процессе применения по назначению [24]. Сложная техническая система, в общем случае, может характеризоваться тремя периодами эксплуатации:

- периодом поддержания готовности к применению τ_z ;
- периодом подготовки к применению τ_n ;
- периодом применения по назначению τ_{np} .

Тогда суммарная продолжительность эксплуатации системы (цикл применения):

$$\tau_s = \tau_z + \tau_n + \tau_{np}. \quad (1.31)$$

Очистной забой можно рассматривать как систему с комбинированным обслуживанием, которая при наличии ремонтно-профилактических работ, проводимых с периодом T_n , обладает элементами систем со случайным периодом обслуживания.

Показатель технической готовности системы с комбинированным обслуживанием:

$$k_z(t') = \begin{cases} k_{z1}(t'), & \text{при } t' \in [T_z] \\ 0, & \text{при } t' \in [T_{c.n.}] \end{cases} \quad (1.32)$$

где $k_{z1}(t')$ – вероятность события $t' \in [T_{c.n.}]$, вычисленная при условии, что $t' \notin [T_{c.n.}]$;

$T_{c.n.}$ – длительность неплановых снижений производительности;

$T_{c.n.}$ – длительность плановых снижений производительности.

Простая система при отказе элементов либо полностью прекращает выполнять свои функции, либо продолжает их выполнение при наличии резервного элемента [25]. Наиболее правильно, под отказом очистного забоя следует понимать случайное событие, обусловленное выходом показателей надежности функционирования очистного забоя за допустимые пределы и связанное с этим частичное или полное невыполнение производственных задач [26].

Пусть на всем протяжении эксплуатации очистной забой как сложная техническая система, состоит из n элементов: $\{S_i\}$. Предположим, что с каждым элементом S_i связана пара взаимоисключающих событий A_i^o и A_i^p . Соответственно, событие A_i^o – является отказом i -го элемента (подсистемы), а событие A_i^p – его работоспособное состояние. Вероятности событий A_i^o и A_i^p соответственно равны P_i^o и P_i^p , $P_i^o = 1 - P_i^p$ и находятся как пересечения случайных обобщенных величин, характеризующих устойчивость сохранения надежной работы очистного забоя ST и нагрузки на очистной забой LD :

$$P_i^p \approx \Phi\left(\frac{m(ST) - m(LD)}{\sqrt{D(ST) + D(LD)}}\right), \quad P \leq P_i^p \leq \hat{P} \leq 0,5, \quad (1.33)$$

где $\Phi(Z)$ – табличная функция Лапласа нормального распределения аргумента Z [27];

$m(ST)$ и $D(ST)$ – математическое ожидание и дисперсия обобщенной устойчивости надежного функционирования очистного забоя;

$m(LD)$ и $D(LD)$ – математическое ожидание и дисперсия распределения нагрузки на i -й элемент (подсистему) очистного забоя;

\hat{P} и $\underset{\vee}{P}$ – нижний и верхний пределы вероятности надежной работы элемента (подсистемы) очистного забоя.

Рассмотрим множество Ω_n всех 2^n всех возможных состояний $\omega = (p_1, \dots, p_i, \dots, p_n)$ системы S , характеризующих нормальную работу и выход из строя элементов (подсистем) очистного забоя.

Функцию p_i представим как бернуллиеву переменную, которая в соответствии с двумя возможными исходами может принимать только 2 значения: $p_i = 1$, если S_i находится в состоянии A_i^p и $p_i = 0$, если S_i находится в состоянии A_i^o . Разобьем Ω_n на две части: Ω_1 и Ω_0 . Пусть Ω_1 представляет собой множество работоспособных состояний, а Ω_0 – множество отказов. Тогда очистной забой работоспособен (надежен), если $\omega \in \Omega_1$ и неработоспособен при $\omega \in \Omega_0$.

Пусть состояния ω_i во времени представляют собой последовательность независимых испытаний с вероятностью исходов $p_i = P(p_i = 1)$; $p_i' = 1 - p_i = P(p_i = 0)$; $i = (\overline{1, n})$ каждого i -го испытания. Тогда, в общем случае, вероятность надежного или ненадежного P' состояний очистного забоя в момент времени t будет иметь вид [27]:

$$P = P(\omega \in \Omega_1) = \sum_{\omega \in \Omega_1} \prod_{i=1}^n P_i^{p_i} \cdot P_i'^{(1-p_i)}; \quad (1.34)$$

Так как очистной забой является сложной технической системой с последовательным соединением элементов (подсистем), то, анализируя соотношение (1.34) и опираясь на результаты работы [27], можно сказать следующее. Для оценки сложной технической системы m -го порядка, нет необходимости исследовать структуру взаимодействия его подсистем и определять ее изменения в течение всего периода отработки лавы. Достаточно проанализировать поведение соотношения (1.34) при условии $n \rightarrow \infty$, воспользовавшись результатами работы [28]:

$$\begin{cases} P > 1 - \exp(-kn) \text{ при } k_p > \bar{p}, \\ P < 1 - \exp[-kn + 0(\ln n)] \text{ при } k_p > \underline{p}, \\ P < \exp(-\bar{k}n) \text{ при } k_p < \bar{p} \end{cases} \quad (1.35)$$

где k_p – коэффициент работоспособности;

$k_p = m/n$; m – число работоспособных подсистем (элементов);

n – общее число подсистем очистного забоя;

\bar{p} – средняя вероятность надежного функционирования подсистем (элементов);

\underline{p} – граничная вероятность безотказной работы подсистем,

$\underline{p} = \underset{\vee}{p} / \left(1 + \underset{\vee}{p} - \hat{p} \right)$; $\bar{k} = k(k_p / \bar{p})$ – функции, определяемые соотношением:

$$k = k_p \ln(k_p / p) + (1 - k_p) \cdot \ln(1 - k_p) \cdot (1 - p) \geq 0. \quad (1.36)$$

Таким образом:

1. Функционирование очистного забоя будет надежным, если значение коэффициента работоспособности k_p превышает некоторую среднюю вероятность работоспособного состояния его подсистем ($k_p \geq \bar{p}$). Если $k_p < \bar{p}$ и ситуация в очистном забое изменяется независимо от человека, то надежность и

эффективность функционирования очистного забоя стремится к нулю и наоборот.

2. Определение приемлемого значения коэффициента работоспособности k_p , достаточно сложная задача, решение которой возможно только после детального исследования конкретного очистного забоя, взаимодействия его с другими подсистемами угольной шахты.

Следует отметить, что в настоящее время интерес представляет использование энергоэнтروпийной концепции опасностей, описанной в работе [29]. По данным этой работы производственная деятельность потенциально опасна, так как связана с проведением технологических процессов, а последние - с энергопотреблением (выработкой, хранением, преобразованием механической, электрической, химической, ядерной и другой энергии).

2. Опасность проявляется в результате несанкционированного либо неуправляемого выхода энергии, накопленной в оборудовании и/или вредных веществах, непосредственно в них самих работающих, во внешней относительно людей и техники среде.

3. Такой внезапный выход энергии может сопровождаться происшествиями с гибелью или травмированием людей, повреждениями оборудования или объектов окружающей их природной среды.

4. Происшествиям предшествуют цепи предпосылок, приводящие к потере управления технологическим процессом, нежелательному выбросу используемых в нем энергии или вредных веществ, их воздействию на людей, оборудование и окружающую среду.

5. Звеньями причинной цепи происшествия являются ошибочные и несанкционированные действия персонала, неисправности и отказы техники, а также нерасчетные воздействия на них извне.

Правомерность данной концепции обусловлена ее эмпирическим характером и непротиворечивостью фундаментальным законам энтропии, в частности - объективному стремлению последней к росту. Согласно II началу термодинамики, производственная деятельность, связанная, как правило, с противодействием такому росту, приводит соответствующие системы в неустойчивое, а стало быть - потенциально опасное состояние. Это же справедливо и для интеллектуальной работы человека, требующей усилий по уменьшению энтропии (на сей раз - в информационном, а не термодинамическом смысле), которые способны причинять вред его здоровью.

Заметим, что сформулированная нами концепция аварийности и травматизма может быть обобщена с тем, чтобы учесть закономерности появления не только происшествий, но и профессиональных заболеваний. Для этого необходимо откорректировать сделанные утверждения на предмет замены энергии энтропией, а опасности - вредностью. Например, в первом утверждении слово "опасна" поменять на слово "вредна", слово "энергопотреблением" - выражением "понижением энтропии" и добавить "различных видов информации"; во втором - сменить слово "опасность" на "вредность", а выражение "несанкционированного и неуправляемого выхода энергии" - на "расхода ресурсов на снижение энтропии"; в третьем - перейти от

фразы "Такой случайный и внезапный выход энергии" к фразе "Несвоевременный, скачкообразный рост энтропии в организме человека" и добавить словосочетание "а постепенный - с профессиональными заболеваниями работающих".

1.5. Современное состояние безопасности высоконагруженных горных выработок

В настоящее время проблема безопасности в горной промышленности имеет огромное значение. В первую очередь, это касается работы угольных шахт, которые характеризуются такими специфическими видами опасностей, как например, метановая, повышенная опасность обрушений кровли и т.п.

Несмотря на то, что практически на всех подсистемах шахт и рудников работают «свои» подсистемы обеспечения безопасности, ведутся научные исследования и разработки способов и средств безопасности, периодически констатируется и материализуется в виде государственных и ведомственных документов, множество правильных положений по вопросам безопасности, на сферу безопасности отвлекаются большие человеческие, материальные и финансовые ресурсы, число опасных событий на шахтах и рудниках не снижается.

Одна из главных причин такого положения – отсутствие общесистемного подхода к вопросам безопасности на горнодобывающих предприятиях. Это приводит к экстенсивному развитию сферы безопасности, то есть к тенденции наполнять эту сферу все большим числом надзорных и контролирующих структур; к чрезмерной дифференциации видов потенциальных опасностей; к использованию неизмеряемых оценок для описания состояния и проблем безопасности, которые не выходят за пределы конкретизации типа «больше», «меньше», «поднять уровень», «расширить применение» и т.п. [30].

Наиболее остро этот вопрос стоит по отношению к высоконагруженной лаве (горной выработке, работающей в режиме повышенных нагрузок), как основной производственной единице угольной шахты. В настоящее время пока нет конкретного определения понятия «высоконагруженная лава». По нашему мнению высоконагруженная лава – это лава, эксплуатация которой характеризуется использованием технологического оборудования, приконтурной области массива и прилегающих выработок с высоким значением коэффициента готовности ($k_z \rightarrow 1$). В угольных шахтах на мощных пластах, в благоприятных горно-геологических условиях, такие лавы способны добывать свыше 100 тыс. т угля.

Однако такое простое увеличение материальных и человеческих ресурсов на обеспечение безопасности без количественной оценки их общей результативности стратегически неэффективно.

Для радикального изменения сложившейся ситуации необходим переход от экстенсивного развития сферы безопасности к интенсивному. Нужна разработка методологических основ, на базе которых определяются общие связи между параметрами и факторами безопасности. Возможность такого

перехода обусловлена развитием в последние десятилетия общей научной дисциплины – науки о безопасности – адеологии [30].

Естественно, первым шагом на пути к переходу от экстенсивного развития безопасности к интенсивному должна стать разработка научных основ современной, то есть базирующейся на общенаучных результатах в области безопасности процесса подземной добычи угля, концепции безопасности. Этот вопрос частично рассмотрен в работах [16, 17, 31, 32]. В этих работах основное внимание направлено на рассмотрение важнейшей характеристики безопасности – надежности.

Основные положения концепции безопасности применительно к функционированию угольных шахт, аналогично результатам работы [30], можно сформулировать следующим образом:

1. Опасность и безопасность любого вида являются случайными событиями. Совместно они образуют полную группу сопряженных событий. В количественном смысле сумма значений параметров (факторов) опасности и безопасности равна единице.

Исходное концептуальное положение теории безопасности (первая аксиома безопасности) [13, 30]: *Нет и не может быть абсолютной безопасности, то есть опасность никогда не равна нулю, а безопасность никогда не равна единице.*

2. Существуют две главные категории безопасности [13, 31]: опасные ситуации и опасные события.

Опасные ситуации – это ограниченное число независимых случайных событий, каждое из которых само по себе не является опасным происшествием, но совпадение которых во времени вызывает объективно неизбежное свершение соответствующего опасного события. Опасные ситуации представляют собой только необходимые предпосылки опасного события, достаточность которых для свершения опасного события проявляется в их одномоментности. Разделение опасных ситуаций и опасных событий означает «разложение» опасности на две фазы: первая, предшествующая – возникновение опасных ситуаций; вторая – свершение собственно опасного события.

3. Любая опасность всегда реализуется в последовательности двух событий (вторая аксиома безопасности): *Возникновение опасных ситуаций; свершение опасного события* [13].

4. Опасные ситуации и опасные события любого вида неединичны – они повторяются, причем интервал между ними – случайная величина. Этим обстоятельством объясняется, в частности, утверждение о невозможности абсолютной безопасности. Параметром, характеризующим эту повторяемость, является частота возникновения опасных ситуаций (r , *1/единица времени*). Обратные величины численно равны периодам повторяемости опасных ситуаций: (t , *1/единица времени*) и опасных событий: (T , *1/единица времени*), в пределах определенного интервала времени период повторяемости являются квазипостоянными величинами:

$$t = \frac{1}{r}; T = \frac{1}{R}. \quad (1.37)$$

5. Величины r и R связаны между собой: в прямой задаче (при прогнозной оценке опасности): r – аргументы, R – функция. В обратной задаче (при анализе происшедших опасных событий): r – функция; R – аргументы.

6. Несмотря на большое разнообразие реальных видов опасных событий, которые происходят в угледобывающей отрасли, возможна их типизация по единому, достаточно простому классификационному признаку – по числу предшествующих опасных ситуаций. Каждому виду опасного события должна соответствовать своя модель опасности.

Структура и вид модели опасности определяются видом и числом опасных ситуаций, провоцирующих данное опасное событие. Логических ограничений для числа опасных ситуаций не существует. Есть практическое ограничение: формальный учет при анализе слишком большого числа опасных ситуаций приводит к таким оценкам частоты опасного события, которые выходят за пределы реального смысла анализируемого события. Поэтому следует учитывать только главные опасные ситуации, чтобы не усложнять анализ и расчеты несущественными факторами. Отсюда вытекает необходимость обоснования содержательного смысла и числа опасных ситуаций для анализа опасных событий. Для определения полной меры опасности необходимо оценивать комплексную опасность, под которой понимается возможность одновременного свершения в некотором интервале времени нескольких опасных событий различного вида.

7. В соответствии с п. 4, мера опасности оценивается частотами и периодами опасных событий. Кроме того, меру опасности можно оценивать безразмерной величиной – вероятностью, или риском опасного события, которая непосредственно связана с частотами опасных ситуаций и опасных событий.

Меру опасности в расчетах удобнее оценивать размерной величиной – частотой опасных событий (*1/единица времени*, например, *1/год*, *1/сут.*, *1/ч* и т.п.).

Величина меры опасности (риска), в общем случае, имеет два определения:

1. величина риска тождественна вероятности опасного события;
2. в некоторых случаях под риском понимается удельная частота опасных событий по отношению к единичному объекту угольной шахты (например, механизированный комплекс, приконтурная область и т.п.).

Риск опасного события, выраженный через вероятность – безразмерная величина, то есть она не зависит от масштаба времени (в отличие от размерных величин частоты опасных событий).

8. Мера безопасности оценивается устойчивостью объектов и субъектов опасности против опасных событий. Устойчивость R_0 представляет собой дополнение до единицы величин частот или рисков опасных событий. Частота

опасного события может иметь значения, большие, чем единица ($R \gg 1$); в этих случаях для определения устойчивости используется соотношение:

$$R_0 = R - 1, \quad (1.38)$$

или общая формула:

$$T = 1 \pm R_0 T. \quad (1.39)$$

Здесь знак «+» используется при $R \ll 1$, и знак «-» – при $R \gg 1$.

9. Общий анализ расчетных зависимостей и конкретные расчеты параметров опасных событий для различных исходных данных позволяют сформулировать следующие общие выводы о связи между частотами опасных ситуаций и опасных событий:

А. Между частотами опасных ситуаций и провоцируемых ими опасных событий имеет место нелинейная (в большинстве случаев очень слабая) связь, которая существенно зависит от вида модели опасности.

Отсюда следует практический вывод об управлении безопасностью: *Воздействие на частоты предшествующих опасных ситуаций, как правило, не приводит к ожидаемым («очевидным») результатам.* В особенности, это утверждение справедливо по отношению к факторам опасности с большой частотой проявления, например, непрерывное выделение метана из угольного забоя, отбитого угля, кровли и почвы выработки. По данным работы [13] устранение этой опасной ситуации в виде случаев недопустимого загазирования выработок, например, в 2 раза, способно уменьшить частоту опасного события «взрыв газа» в гораздо меньшей степени – около 1,2 раза.

Б. Частота опасного события близка по величине наиболее редкой опасной ситуации.

Это обстоятельство в некоторых случаях дает возможность проведения довольно точной экспертной оценки частоты опасного события по частоте редкой опасной ситуации. Тогда опасные ситуации с большой частотой следует рассматривать как своего рода постоянные факторы опасности, слабо влияющие на риск опасного события.

В. Для экспертных оценок следует иметь в виду, что частота опасных событий всегда меньше минимальной частоты опасных ситуаций.

Г. В прогнозе и управлении опасными событиями главное внимание необходимо обращать на опасные ситуации с относительно малыми частотами их проявления.

10. Между понятиями «охрана труда» и «безопасность» есть существенное различие. Понятие «охрана труда» соотносится с опасными ситуациями, а понятие «безопасность» - с опасными событиями. То есть средства и мероприятия, направленные на уменьшение частоты опасных ситуаций, относятся к охране труда. Мероприятия и средства, уменьшающие частоту (вероятность) совпадения во времени опасных ситуаций и частоту (риск) свершения опасного события относятся к безопасности.

Таким образом:

Цель охраны труда состоит в уменьшении частоты (вероятности) опасных ситуаций, способных трансформироваться в опасное событие.

Цель безопасности состоит в уменьшении частоты (риска) свершения опасных событий, то есть уменьшения частоты совпадения во времени опасных ситуаций. Количественными критериями здесь соответственно являются допустимые и недопустимые частоты (риски) опасных событий. Риск допустимый – максимальная, нормативно определенная, то есть установленная официальным нормативным документом (задача будущего), величина риска опасного события. Риск недопустимый – величина риска опасного события, превышающая допустимую максимальную норму. Соответственно, частота допустимая – максимальная нормативно-допустимая частота опасного события, частота недопустимая – величина, превышающая максимальную допустимую частоту опасного события.

Таким образом, целью безопасности является не полное исключение опасности, а обеспечение технически достижимого, экономически и социально обоснованного минимально допустимого риска труда или иного вида деятельности.

Численные значения частот (рисков) опасных событий применительно к процессу ведения подземных горных работ должны определяться, исходя из реальных пределов жизни и деятельности человека, и требуемого срока безремонтного (безаварийного) функционирования машин и технологического оборудования, продолжительности устойчивости приконтурной области и т.п.

11. К организационно-аналитическим задачам обеспечения безопасности и охраны труда при ведении подземных горных работ следует отнести следующие:

- идентификация видов, частот и числа опасных ситуаций, которые предшествуют опасным событиям, то есть детерминирование соответствующих моделей опасности;
- прогнозное определение рисков (частот) опасных событий различного вида;
- составление банка данных об опасных событиях и опасных ситуациях за весь период существования шахты (рудника);
- разработка методов и средств оценки и прогноза частот опасных ситуаций и опасных событий.

12. Под прогнозом обычно подразумевают определение времени и места опасного события некоторого вида. Решение такой задачи практически нереально. Использование самого совершенного аналитического аппарата, аппаратуры и датчиков все же не дает 100% -й уверенности в том, что точно в определенном месте и в точно определенное время произойдет конкретное опасное событие. Реально лишь прогнозировать частоту и периодичность опасных ситуаций и опасных событий.

13. Цель управления безопасностью состоит в уменьшении числа опасных ситуаций; масштабов разрушений и экономического ущерба. Управление безопасностью заключается, таким образом, в уменьшении частот (рисков) опасных событий до допустимых величин. К управлению безопасностью также относится и определение времени до наиболее вероятного опасного события данного вида. Иными словами, управление безопасностью

есть установление уровня безопасности, который характеризуется заданными параметрами частоты и периодичности опасных ситуаций и опасных событий.

14. Контроль безопасности является важнейшей частью системы управления безопасностью. Контроль безопасности направлен на уменьшение частоты опасных событий, и может быть условно разбит на две фазы:

1. Слежение за возникновением опасных ситуаций;
2. Минимизация вероятности пересечения опасных ситуаций (одномоментного их проявления в одном месте).

При организации контроля необходим учет структурных и количественных связей между параметрами опасных ситуаций и опасных событий. Эти данные являются основой для создания методологии контроля безопасности – установления рациональной периодичности, пространственной схемы расположения первичных датчиков контроля параметров уровня безопасности и инструментальной точности и достоверности контроля.

15. Экономические оценки в сфере безопасности.

Цена опасного события M отражает частоту этого события и стоимостное выражение ущерба от него:

$$M = R\sigma, \quad (1.40)$$

где σ – абсолютный ущерб от опасного события, грн.

Цена безопасности – сумма планируемых или фактически израсходованных средств на обеспечение безопасности. По данным [30], в настоящее время она составляет 1 – 2% от цены опасных событий, что является одной из основных причин неудовлетворительного обеспечения безопасности ведения подземных горных работ при добыче угля.

Соответственно, повышение цены безопасности должно привести к уменьшению цены опасных событий. В этом проявляется качество безопасности как рыночной категории. То есть затраты на безопасность могут приносить прибыль, если сопоставлять их с ущербом от опасных событий, а инвестиции в безопасность – рентабельны.

Проведенный в работе [33] анализ показывает, что из-за технических причин (несовершенство техники, оборудования и технологий) а также сложности горно-геологических условий и т.п., происходит до 25% производственных травм, а из-за организационных причин (недостатки в организации рабочих мест и технических операций, в обеспечении материальными средствами защиты; недостаточное знание безопасных методов труда, правил, норм и инструкций по технике безопасности; ошибки в технической документации и т.п.) – 75%. В связи с этим, необходимо создание комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования для каждой из подсистем угольной шахты.

В работе [34] приведены общие принципы создания, внедрения и эксплуатации таких систем:

- преемственность и этапность разработки и внедрения системы контроля и управления;
- иерархичность, принцип первого руководителя;

- приоритет межотраслевой функциональности перед отраслевой специализацией;
- системный подход и комплексность;
- сочетание централизации хранения с множественностью центров обработки информации;
- компонентная структура программного обеспечения;
- унификация пользовательского интерфейса, единообразие доступа к информации;
- отделение прикладной логики от общих механизмов;
- самозащищенность и разграничение доступа;
- контролируемая открытость информации;
- эффективность.

К основным особенностям эксплуатации высоконагруженной горной выработки на угольной шахте следует отнести следующие [16]:

1) При эксплуатации высоконагруженной горной выработки имеет место существенно больший дебит метана из рабочего пространства лавы, что накладывает серьезные ограничения на интенсивность ведения работ по газовому фактору. Высокая метанообильность очистных забоев угольных шахт сдерживает рост нагрузки на лаву, поэтому снижение её уровня при помощи различных мероприятий дает положительный экономический эффект. Существующие системы и условия вентиляции угольных шахт не позволяют обеспечить надежность их функционирования по газу.

2) Угольные шахты Украины характеризуются наиболее сложными горно-геологическими условиями в сравнении с ведущими угледобывающими странами мира. При этом средства противоаварийной защиты морально устарели и не отвечают современным требованиям безопасности ведения горных работ.

3) Непосредственными причинами взрывов в угольных шахтах является загазованность выработок из-за низкой эффективности их вентиляции и дегазационных мероприятий, запыленность и несовершенство аппаратуры контроля за пылегазовым режимом. Действие перечисленных факторов усиливается при эксплуатации горных выработок в режимах повышенных нагрузок.

4) В целом, неудовлетворительное состояние безопасности труда на угольных шахтах обусловлено сложными горно-геологическими условиями ведения горных работ, в особенности на больших глубинах и пластах, склонных к газодинамическим явлениям, несовершенством эффективности систем противоаварийной защиты.

5) При скорости подвигания лавы, соответствующей эксплуатации очистного забоя в режиме повышенной нагрузки, могут иметь место резкие смещения кровли, то есть опасность по фактору «обрушения пород из кровли» увеличивается. Аналогично, возрастает опасность по фактору «повышенное метановыделение».

6) «Человеческий фактор» имеет значительный удельный вес среди причин аварий и несчастных случаев в очистных забоях.

Таким образом, концепция современной технологии обеспечения безопасного функционирования высоконагруженной горной выработки, основанная на внедрении методов контроля и моделирования должна включать в себя 4 уровня, основанные на использовании многоуровневой модели ее функционирования:

1. датчики и исполнительные механизмы (уровень 0);
2. устройства связи с объектами (уровень 1);
3. устройства управления (уровень 2);
4. автоматизированные рабочие места (уровень 3).

Основной особенностью комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования должно быть то, что часть «интеллекта» с уровня 2 переносится на уровень 0 и 1. При этом сокращается время и соответственно затраты на монтаж систем и резко сокращается расход кабельной продукции. Перенос интеллекта на нижние уровни позволяет проводить глубокую и детальную диагностику всех систем горной выработки, что, в свою очередь, позволяет, резко улучшить эксплуатационные и иные характеристики высоконагруженной лавы.

Внедрение комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования позволит достичь **технический эффект** за счет:

- получения полной и достоверной (объективной) информации о работе технологического оборудования в горной выработке, работающей в режиме повышенных нагрузок;
- проведение оперативного технического и, если это необходимо, коммерческого учета расхода энергоносителей и материалов и отгрузке готовой продукции;
- выявления и последующего снижения технологических и случайных потерь;
- определения «узких» мест в технологических цепочках горной выработке, работающей в режиме повышенных нагрузок;
- доступа к информации в базе данных за любой предыдущий период.

Социальный эффект от внедрения комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования можно достичь за счет:

- повышения культуры производства;
- повышения престижности профессии;
- освобождения работников от ответственного монотонного труда;
- улучшения психологического климата среди персонала, обслуживающего горной выработке, работающей в режиме повышенных нагрузок.

Экономический эффект от внедрения комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования можно достичь за счет: за счет уменьшения времени отработки лавы, что достигается путем сокращения времени, затрачиваемого на мероприятия по контролю и прогнозу газовой ситуации в рабочем пространстве лавы и вероятности возникновения газодинамических явлений и иных аварийных ситуаций, связанных с работой технологического оборудования и/или действиями обслуживающего горную выработку персонала, а также исключения расходов, связанных с ликвидацией

последствий аварий и выплаты компенсаций семьям, пострадавших при несчастных случаях.

1.6. Современные методы контроля и моделирования применительно к оценке и прогнозу надежности функционирования горных выработок

Как известно, на сегодняшний день шахты и рудники Украины характеризуются наиболее сложными горно-геологическими условиями в сравнении с другими странами.

Комплексная механизация и автоматизация производственных процессов приводит к уменьшению доли тяжелого физического труда, но и требует от горнорабочих повышения профессионального уровня. Труд горнорабочих становится более интеллектуальным, увеличивается его умственная напряженность. Управление, обслуживание машин и механизмов требуют более высокого общеобразовательного уровня и специальных профессиональных знаний. Для рабочих ряда горных специальностей, связанных с управлением системами машин, механизмов и электроаппаратуры, целесообразно проводить профессиональный отбор, позволяющий подбирать кадры в соответствии с требованиями применяемой горнодобывающей техники.

Анализ причин травматизма и аварий свидетельствует о значительном удельном весе среди причин этих происшествий человеческого фактора, особенно, аварий с групповым травматизмом. Повышение уровня механизации и автоматизации в комплексно механизированных забоях, а следовательно, скорости технологических операций и процессов, уменьшая физическую нагрузку на человека, сопровождается значительным увеличением его нервного напряжения. Специфика применения механизированных комплексов сопровождается групповым взаимодействием работающих с различными механизмами в условиях постоянно изменяющейся производственной среды и непрерывного перемещения рабочего места. Управление и обслуживание механизированных комплексов, ремонт и наладка оборудования становятся большей частью функциями умственного труда и требуют более высокого профессионального уровня. При добыче полезных ископаемых обязательны организация мониторинга изменений в окружающей горной среде и разработка планов изоляции и локализации возможных негативных последствий (по аналогии с планом ликвидации аварий). Актуально это, в первую очередь, при разработке цветных, редких и радиоактивных металлов в сложных горно-геологических условиях. При разработке таких рудных месторождений горняки нередко сталкиваются с непредвиденными технологическими трудностями, обусловленными непредсказуемостью геомеханических процессов.

С увеличением глубины ведения работ повышается риск ошибок в выборе параметров очистных и проходческих выработок или самой технологии подготовки и добычи полезного ископаемого, поскольку их организация и проектирование традиционно производятся на основе геологоразведочных данных, являющихся довольно приблизительными. В ходе ведения работ в

блоке геомеханические исследования обычно не производятся и прогноз последствий разработки месторождения не осуществляется. Исследования, как правило, проводятся лишь после аварии.

Несмотря на многовариантность поставляемого оборудования, весьма сложно подобрать такой его комплект, который можно было бы эффективно адаптировать к местным условиям, в том числе с учетом особенностей горного массива, шахтной инфраструктуры, квалификации кадров и т.п. В результате возникает противоречие: с одной стороны существует реальная возможность поставки современного добычного, проходческого и контролирующего оборудования, а с другой – дороговизна приобретения и сложность эксплуатации в малопредсказуемых по уровню благоприятности условиях украинских угольных шахт.

Вопросам надежности ведения подземных горных работ посвящено большое число исследований [13, 35 – 38].

Опыт показал, что наилучших результатов по повышению надежности ведения очистных работ можно достичь путем создания автоматизированных систем контроля и прогноза.

В работе [38] рассмотрена структура «интеллектуальной» шахты – шахты будущего. Более правильно, как нам представляется, называть такую шахту высокоавтоматизированной. Основными ее элементами являются:

- широко развитая система сбора и хранения информации;
- высокоскоростные, обоенаправленные системы связи и обмена информацией для мониторинга и управления в реальном времени;
- компьютеризованный информационный менеджмент, шахтное планирование, системы контроля в реальном времени;
- автономные и телеуправляемые машины и оборудование, связанные с общешахтной коммуникационной сетью;
- коммуникативные и мониторинговые системы связи с другими шахтами компании, машиностроительными предприятиями и системами оповещения населения.

Уровень «интеллектуальности» шахты или рудника зависит от уровня ее автоматизации (рис. 1.3). Современная шахта соответствует уровню 1. Разработка и внедрение комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования шахты, рудника, или их отдельной (ых) технологической подсистемы является одним из основных шагов на пути перехода на 2-й уровень.

Работы в этом направлении должны иметь свое логическое завершение, «конечную цель». Такой целью является создание высокоавтоматизированной шахты, рудника, очистного или проходческого забоя, основными характеристиками которой являются наличие единой общешахтной информационной сети, безлюдной технологии добычи полезного ископаемого с максимально возможным уровнем безопасности.

На сегодняшний день общепризнанным научным направлением совершенствования способов повышения надежности процессов подземной добычи полезных ископаемых, является создание дистанционно управляемых и

частично автоматизированных машин, оборудования и механизмов. Такие человеко-машинные системы способны обеспечить высокий уровень надежности, высокие эффективность и производительность труда. Существует достаточное число работ посвященных этой проблеме [39 – 45].

В настоящее время в Великобритании создана компьютерная система контроля поддержки технологического управления (MAYNOS), которая непрерывно выдает информацию о горных машинах и условиях труда, включая срочные контролирующие меры.

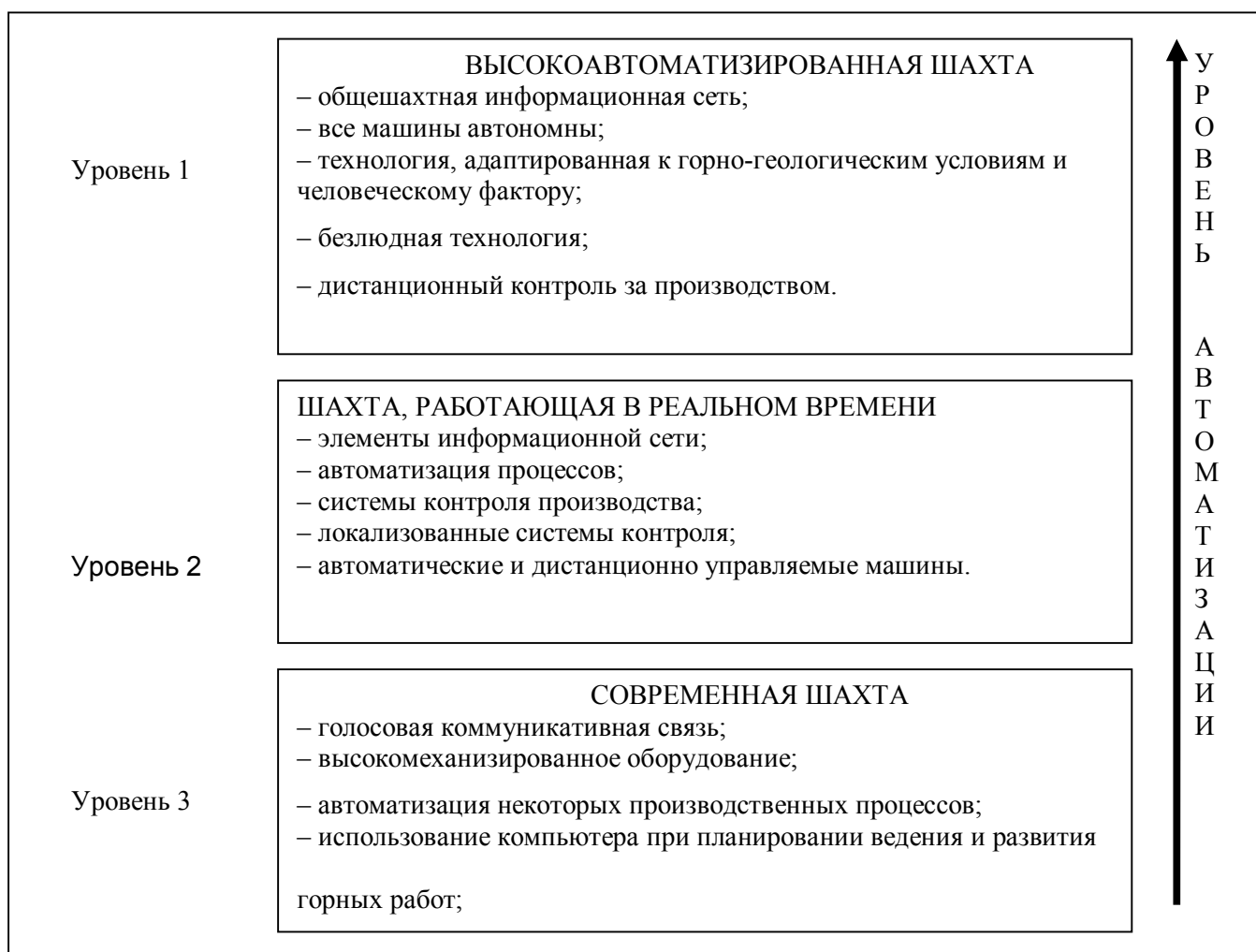


Рис. 1.3. Уровни автоматизации шахты

Наиболее известны мониторинговые системы фирмы TRANSMITTON; ряд корпораций США выпускает системы (MC – 2000, CENTURION, DAN, MUNDIOS, NATIONAL – FEMCO, EZ-100, которые предназначены для автоматизированного управления технологиями и оборудованием шахт [45]. Таким образом, не вызывает сомнений актуальность проблемы обеспечения надежности подземной добычи полезных ископаемых. Многообразие и сложность горно-геологических условий добычи и подготовки месторождений различных типов существенно затрудняет решение этой проблемы.

Уровень безопасности горной выработки (шахты, рудника) является вероятностной величиной. Он выражается произведением вероятностей [8]:

$$P = F[P_1P_2P_3P_4], \quad (1.41)$$

где F – функция, определяющая зависимость между общим уровнем вероятности безопасной (надежной) работы шахты или рудника и вероятностями безопасной (надежной) работы его подсистем;

P_1 – вероятность безопасной работы шахты или рудника по фактору состояния шахтной атмосферы;

P_2 – вероятность безопасной работы шахты или рудника по фактору устойчивости приконтурной области;

P_3 – вероятность безопасности шахты или рудника по фактору работы технологического оборудования;

P_4 – вероятность безопасной работы шахты или рудника по человеческому фактору.

Система контроля и управления надежностью функционирования должна осуществлять непрерывный контроль всех параметров, определяющих значения P_1 , P_2 , P_3 и P_4 . Величина P_4 значительно сложнее поддается оценке, в связи с чем, в наиболее опасных местах шахты или рудника должны быть размещены подсистемы автоматической защиты и блокировок. Последние, являясь неотъемлемой частью системы контроля и управления, по-видимому, и должны придавать ей окончательно законченный, целостный вид.

Автором настоящей монографии разработаны структурная, математическая, оптимизационная и имитационная компьютерная модели функционирования очистного забоя [14, 16, 32, 46]. Научно обоснован набор информативных параметров комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя [16]. Полученные результаты могут быть распространены и на рудные месторождения, так как разработаны они исходя из постановки задачи об очистном забое как сложной технической системе, которой является любая технологическая система шахты рудника, разреза и т.п., а также это предприятие в целом.

На рис. 1.4, в качестве примера, представлена Структурная схема взаимодействия системы контроля и управления с технологическим оборудованием подсистем шахты или рудника. Как видно из рис. 1.4, структура и взаимодействие системы контроля и управления с технологическим оборудованием осуществляется на основе иерархического принципа. Сбор и первичная обработка информации происходят непосредственно на месте ведения работ при помощи серийно выпускаемой контрольно-измерительной аппаратуры, а проблемная обработка и выработка контрольно – управляющих сигналов, а также сбор отчетной информации и осуществление прогноза – информационно – управляющим блоком системы контроля и управления, находящимся на поверхности, на центральном диспетчерском пункте.

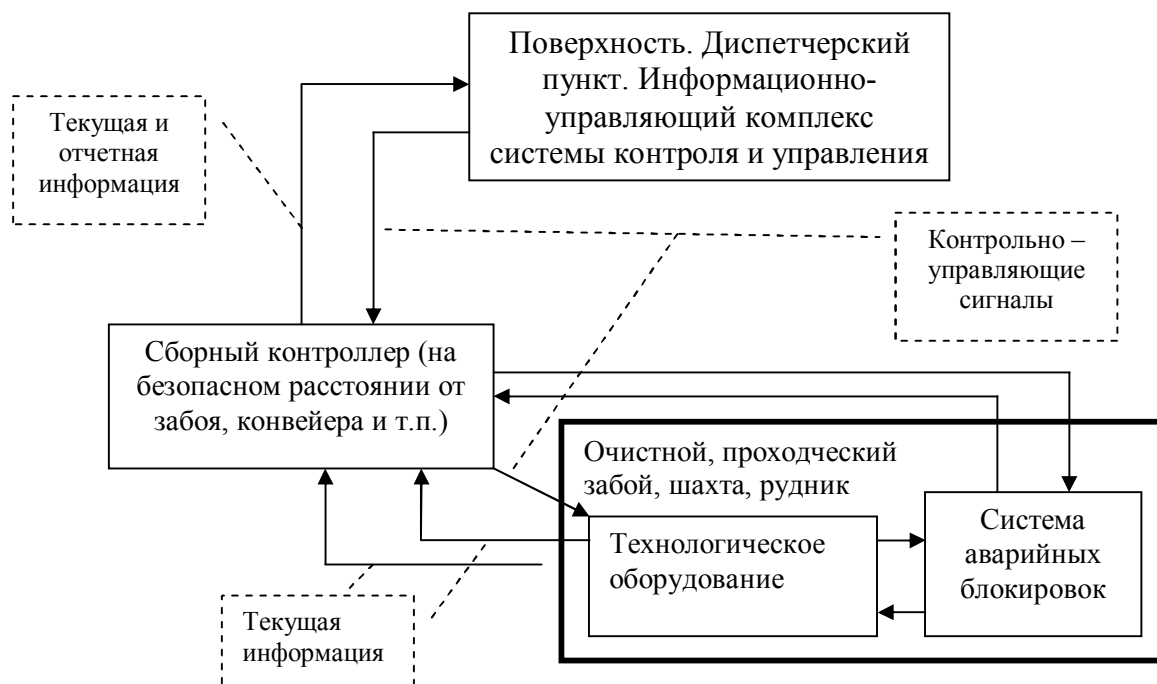


Рис. 1.4. Структурная схема взаимодействия системы контроля и управления с технологическим оборудованием подсистем шахты или рудника

Выводы

1. Опыт эксплуатации и контроля, а также несовершенство большинства современных технологий показывают, что неразрушающий контроль каждого объекта или его наиболее ответственных элементов во время эксплуатации позволяет установить его индивидуальный ресурс. На основе этих данных часть объектов снимается с эксплуатации раньше назначенного срока (гарантированного ресурса), часть отрабатывает запланированный ресурс, а эксплуатация оставшихся объектов может быть продлена в 1,5 - 2 раза.

На основе полученных данных после окончания гарантийного срока сохранения устойчивости около 70% из контролируемых объектов сохраняют свою устойчивость (надежность, долговечность) и их безопасная эксплуатация может быть продолжена, а у 50% из них реальный ресурс (надежность, долговечность) оказывается в 2-3 раза больше гарантированного. Кроме того, практически полностью исключается возможность возникновения аварийных ситуаций, связанных с потерей устойчивости породными обнажениями (вывалы, обрушения, выбросы, разрушения оснований зданий и сооружений), потерей эксплуатационной надежности ответственными технологическими системами.

2. При использовании моделей можно быстро и достаточно полно изучить процессы, протекающие при работе систем и их элементов, найти рациональные проектные решения, выявить слабые места в функционировании систем и их составных элементов, и, в конечном счете, обеспечить разработку и экспериментальную отработку функционирования сложных технических

систем при минимальных затратах времени и средств. Так, затраты на ремонт и межремонтное обслуживание машины в эксплуатации в среднем в год могут составлять до 25% стоимости оборудования.

Затраты на капитальные ремонты машин, работающих в особо тяжелых условиях эксплуатации, достигают 50% их стоимости. Значительного числа конструкторских ошибок, приводящих к отказу узлов и агрегатов изделий в эксплуатации, удастся избежать за счет применения на стадиях проектирования и экспериментальной отработки методов физического и математического моделирования.

3. Оптимизация работы горной выработки, как единой технологической системы связана с разработкой и использованием прикладных программ, контролирующе – управляющего и иного оборудования чрезвычайно большой сложности, что, либо существенно затрудняет задачу оптимизации, либо делает ее нереальной. Для успешного решения этой задачи, необходимо разбиение горной выработки на подсистемы.

4. Анализ работы современных добычных участков показывает, что резервы повышения эффективности горных работ значительны. Эти резервы кроются, в первую очередь, в увеличении надежности, которая в настоящее время находится на низком уровне из-за значительных простоев забоев, вызванных несоответствием применяемых технологических схем и их параметров горно-геологическим условиям, отсутствием достаточной увязки по основным и сопряженным с ними процессами, несовместностью выполнения во времени отдельных процессов и операций и т.д. Устранение отмеченных недостатков позволит повысить эффективность ведения работ и производительность труда. Однако оно встречает известные затруднения в связи с неопределенностью и изменчивостью горно-геологических и горнотехнических условий даже при отработке одного выемочного столба или проходке выработки.

5. Получено аналитическое выражение, являющееся количественной оценкой эффективности ведения горных работ, которое может быть использовано непосредственно для планирования эксплуатации конкретной горной выработки.

6. Комбинированное обслуживание является наиболее приемлемым для эксплуатации горной выработки.

7. Концепция современной технологии обеспечения безопасного функционирования высоконагруженной горной выработки, основанная на внедрении методов контроля и моделирования должна включать в себя 4 уровня, основанные на использовании многоуровневой модели ее функционирования:

- датчики и исполнительные механизмы (уровень 0);
- устройства связи с объектами (уровень 1);
- устройства управления (уровень 2);
- автоматизированные рабочие места (уровень 3).

8. Уровень безопасности горной выработки (шахты, рудника) является вероятностной величиной. Он выражается произведением вероятностей:

$$P = F[P_1P_2P_3P_4],$$

где F – функция, определяющая зависимость между общим уровнем вероятности безопасной (надежной) работы шахты или рудника и вероятностями безопасной (надежной) работы его подсистем;

P_1 – вероятность безопасной работы шахты или рудника по фактору состояния шахтной атмосферы;

P_2 – вероятность безопасной работы шахты или рудника по фактору устойчивости приконтурной области;

P_3 – вероятность безопасности шахты или рудника по фактору работы технологического оборудования;

P_4 – вероятность безопасной работы шахты или рудника по человеческому фактору.

2. Моделирование геомеханического состояния приконтурной области породного массива, вмещающего горную выработку

2.1. Моделирование физического механизма разрушения горных пород

На сегодняшний день построение физических моделей разрушения неоднородных и трещиноватых материалов типа горных пород осуществляется, в первую очередь, на основе статистических теорий, которые позволяют описывать механизм разрушения с единых позиций, как множественный процесс накопления рассеянных повреждений.

Разрушение твердых тел, в том числе и горных пород, можно представить как процесс образования, развития и слияния трещин. При этом трещины нарушают сплошность среды, что затрудняет строгое применение аппарата статистической термодинамики для изучения процессов их образования. Дилатансии горных пород при допредельных, не приводящих к макроразрушению режимах нагружения уделяется значительное внимание, поскольку именно на этой стадии возникает необратимое изменение многих физико-механических свойств пород, определяющих их эксплуатационные свойства как составляющего материала подземных искусственных макросистем (горные выработки и иные искусственные и естественные подземные объекты).

Горную породу можно рассматривать как среду, состоящую из совокупности большого числа отдельных структурных элементов. В начальном состоянии эти элементы скреплены между собой цементирующими прослойками и, частично, межзатомными связями (в дислокациях). Полученные в [47, 48] результаты показывают перспективность использования статистической модели так называемого пучка нитей (стержней), которая достаточно полно качественно и количественно отражает механизм разрушения горных пород отрывом в процессе контролируемых деформаций. В работах [49, 50] предложен термодинамический метод оценки степени поврежденности горных пород и энтропийный критерий разрушения. Горные породы при любом виде эксплуатации подземного сооружения испытывают сложный комплекс изменяющихся по уровню, периодичности и длительности приложения статических и динамических нагрузок. Такая многофакторная ситуация требует комплексного анализа процессов с позиций синергетики [51]. Основным преимуществом термодинамического метода является возможность изучения процессов разрушения не вникая в их механизм на микроуровне. Такой подход в ряде случаев позволил подойти к анализу надежности функционирования различного рода подземных сооружений на базе системных, общепромышленных представлений, включить надежность как важнейшую характеристику любой подземной макросистемы в общий алгоритм мониторинга промышленной безопасности горного предприятия. Однако для более точного и достоверного прогноза надежности функционирования участков породного массива как подсистем тех или иных промышленных объектов на горных предприятиях, необходим также учет процессов оказывающих влияние на состояние горных пород, и идущих на микроуровне.

Процесс разрушения в твердых телах является многостадийным и многоуровневым, что обусловлено вовлечением в него элементов разрушения, соответствующих различным уровням дефектности и характеризующих степень повреждения структуры материала. По существу, основной целью всех научных исследований механизма разрушения горных пород в смысле их практического приложения, является возможность реализации более достоверного прогноза вероятности разрушения породного массива в окрестности подземного сооружения (горной выработки). Основной особенностью породного массива является то, что в нем весьма трудно выделить ограниченный объем, для которого известны или могут быть установлены начальные и граничные условия, как это требует аппарат механики сплошных сред при определении реакции на нагрузку внешними силами.

Последовательной (иерархической) смене уровней разрушения можно поставить в соответствие вполне определенный спектр квазистационарных состояний. При этом развитие неустойчивостей возникает при достижении горной породой критического состояния (предел прочности, критическая деформация и т.п.). Направление эволюции дефектной структуры (спектр квазистационарных состояний) чувствительно к начальным условиям, то есть, с точки зрения установления уровня дефектности структуры, и перехода между этими уровнями, характер разрушения определяется начальным уровнем дефектности и соответствующим ему состоянием (так называемым типом дефектности). Поэтому, нетрудно сделать вывод о том, что стабилизируя тот или иной уровень структуры, можно управлять процессом разрушения.

Количественной характеристикой дефектности структуры горной породы, в общем случае, является плотность дефектов n_i ($i = 1, 2, 3, \dots$), зависящая от времени и интенсивности внешних воздействий. Каждый тип дефекта представляет собой элемент процесса разрушения [52]. Очевидно, что в такой системе дефекты (кинетические элементы) обладают способностью к рождению, уничтожению, перераспределению и переносу в пространстве.

Используем статистико-термодинамический подход, который дает возможность получить феноменологические уравнения с некоторым числом экспериментально определяемых констант для описания процесса разрушения. Для этого представим часть свободной энергии, зависящую от дефектности структуры в форме разложения Ландау [53] по параметру плотности микротрещин β , который является тензорной величиной [54]. Для одноосного действия внешних сил представим свободную энергию $F(\varepsilon, \beta)$ в виде следующего разложения по степеням параметра β :

$$F(\varepsilon, \beta) = F_0(\varepsilon) + a \cdot \varepsilon \cdot \beta + \frac{1}{2} b \cdot \beta^2 + \frac{1}{3} c \cdot \beta^3 + \frac{1}{4} d \cdot \beta^4, \quad (2.1)$$

где $F_0(\varepsilon)$ – часть свободной энергии, описывающая поведение материала в отсутствие повреждений (упругая деформация);

β – плотность микротрещин;

a, b, c, d – феноменологические коэффициенты, зависящие от температуры;
 ε – величина деформации.

В равновесном состоянии свободная энергия минимальна, то есть должно выполняться условие:

$$\frac{\partial F}{\partial \beta} = 0. \quad (2.2)$$

Предполагая, что в равновесном состоянии слагаемые из (2.1), ответственные за фазовый переход не участвуют в формировании структуры, можно получить уравнение, связывающее коэффициенты b и c :

$$\frac{1}{2}b \cdot \beta_e^2 + \frac{1}{3}c \cdot \beta_e^3 = 0, \quad (2.3)$$

где β_e – значение плотности микротрещин β в равновесном состоянии.

И выражение для свободной энергии:

$$F = F_0 + \varepsilon \cdot \beta \cdot \beta_e + \frac{1}{4} \frac{d_0}{\varepsilon^2} \beta_e^4, \quad (2.4)$$

Здесь коэффициент d_0 связан с d следующим соотношением:

$$d = \frac{d_0}{\varepsilon^2}. \quad (2.5)$$

Тогда условие $\frac{\partial F}{\partial \beta} = 0$ приводит к соотношению:

$$a \cdot \varepsilon + \frac{d_0}{\varepsilon^2} \beta_e^3 = 0. \quad (2.6)$$

Из требования минимальности свободной энергии $\frac{\partial^2 F}{\partial \beta^2} > 0$ вытекает условие $d > 0$, а поскольку β_e , по определению, положительная величина, то из (2.6) следует, что $a < 0$, то есть, вводя обозначение $A = -a$, где $A > 0$, на основании (2.6), получим:

$$\beta_e = (A/d_0)^{1/3} \varepsilon. \quad (2.7)$$

То есть деформация пропорциональна равновесной плотности трещин.

Рассмотрим теперь возможность перехода в новое, энергетически более выгодное состояние, которому соответствует явление резкого изменения плотности микротрещин. Уравнение равновесия $\frac{\partial F}{\partial \beta} = 0$ в точке перехода (при достижении величиной деформации критического значения $\varepsilon_{кр}$) имеет вид:

$$A \cdot \varepsilon_{кр} + b \cdot \beta + c \cdot \beta^2 + (d_0 / \varepsilon_{кр}^2) \beta^3 = 0. \quad (2.8)$$

Предполагая, что переход осуществляется из состояния со значением плотности микротрещин $\beta = \beta_e$ в состояние со значением этой плотности $\beta = \beta_\phi$, получим с учетом уравнения связи между феноменологическими коэффициентами:

$$b + \frac{2}{3}c \left(\frac{A}{d_0} \right)^{1/3} = 0. \quad (2.9)$$

Получим следующее соотношение:

$$\beta_\phi^2 + \beta_e(c_0 + \beta_e) + \beta_e^2 = 0, \quad (2.10)$$

где $c_0 = c \cdot \varepsilon_{кр}^2 / d_0$.

Величину $\varepsilon_{кр}$ можно определить, используя условие превышения величины накопленной потенциальной энергии деформирования количества тепла, которое выделяется при образовании микротрещин:

$$g \cdot \varepsilon_{кр}^2 = Q \cdot \beta_\phi, \quad (2.11)$$

где g – известный коэффициент, зависящий от упругих характеристик материала (породы) [53];

Q – удельная теплота плавления.

Так как для определения β_ϕ и c необходимо еще одно уравнение, воспользуемся тем, что рассматриваемый переход осуществляется в направлении уменьшения энергии, то есть, в энергетически более выгодное состояние. Величина энергии перехода ΔE соответствует выражению:

$$\Delta E = Q(\beta_\phi - \beta_e), \quad (2.12)$$

где $(\beta_\phi - \beta_e)$ – соответственно, разность плотностей микротрещин в конечном и начальном состояниях, а все остальные параметры соответствуют деформации $\varepsilon = \varepsilon_{кр}$. Используя условие $\frac{\partial F}{\partial \beta} = 0$, последнее соотношение можно переписать в следующем виде:

$$(c_0 + 3\beta_e)(3\beta_e^2 + \beta_\phi c_0) = 12\varepsilon_{кр}^2 Q / d_0. \quad (2.13)$$

Из последнего соотношения, используя (2.10) и уравнение связи между феноменологическими коэффициентами, можно получить выражение для плотности микротрещин в конечном состоянии:

$$\beta_\phi = \left(\frac{Q}{g} \right)^{1/2} \frac{12Q(1 + \beta_0)^2 - \nu(9 + 15\beta_0 + 7\beta_0^2)}{\nu(9 + 24\beta_0 + 19\beta_0^2 + 5\beta_0^3)}, \quad (2.14)$$

где $\beta_0 = c \cdot Q / d_0 g$, $\nu = (A^4 Q^3 / d_0^4 g^3)^{1/6}$.

Общее решение данного уравнения довольно громоздко, однако, в предельном случае, при условии $Q \ll (d_0 A \cdot g^{3/2})$, что вполне справедливо для случая разрушения материала типа горной породы, для параметров c и β_ϕ можно записать следующие выражения:

$$c = d_0 g / Q; \quad \beta_\phi = 2Q(3g)^{1/2}; \quad \varepsilon_{кр}^2 = 2\sqrt{3}Q^2 / g^{3/2}. \quad (2.15)$$

Таким образом, комбинации введенных феноменологических констант, входящих в разложение свободной энергии (2.1) определяются через физические параметры материала, а величину β_e можно измерить.

Изменение концентрации микротрещин во времени можно ввести в соответствие с изменением величины свободной энергии относительно изменения количества микротрещин, записав уравнение эволюции микротрещин:

$$\frac{\partial F}{\partial t} = \alpha \frac{\partial F}{\partial \beta}, \quad (2.16)$$

где α – коэффициент пропорциональности.

В соответствии с последним выражением, для значений деформаций, когда величина $\frac{\partial F}{\partial \beta} < 0$, имеет место уменьшение концентрации микротрещин со временем, т.к. производная по времени от этой величины становится отрицательной.

Так как феноменологические постоянные в выражении для свободной энергии определены, то для зависимости деформации от времени $\varepsilon = \varepsilon(t)$ (2.16) можно проинтегрировать и найти изменение во времени концентрации микротрещин $\beta = \beta(t)$.

Таким образом, заключение данного параграфа можно сделать следующие выводы:

1. Процесс разрушения горных пород является многостадийным. При этом эволюция процесса разрушения связана с развивающимся во времени усложнением дефектной структуры в виде систем микротрещин.

2. Направление эволюции дефектной структуры горных пород чувствительно к начальным условиям, то есть определяется как условиями деформирования и нагружения, так и начальным состоянием дефектности горной породы как твердого тела.

2.2. Современные подходы к определению геомеханического состояния приконтурной области породного массива, содержащего очистную выработку

Очистную выработку можно рассматривать как сложную техническую систему, состояние которой определяется рядом подсистем, таких как технологическое оборудование, шахтная атмосфера, подземные рабочие, находящихся в искусственно созданной полости (выработке), ограниченной приконтурной областью массива, которая является еще одной подсистемой. Все эти подсистемы, как будет показано в последующих разделах, функционируют по схеме последовательно соединенных элементов. В соответствии с данными работы [50], подсистема «Приконтурная область» полностью определяет надежность функционирования всех остальных подсистем, являясь, в то же время зависимой от их воздействий.

На сегодняшний день внедрение прогрессивных технических средств, способов и технологий, обеспечивающих активное управление геомеханическими процессами в приконтурной области массива, невозможно без детального изучения и непрерывного контроля этих процессов. Излишне

говорить о негативных последствиях неуправляемого хода геомеханических процессов. В настоящее время уже накоплен огромный аналитический и экспериментальный материал в этом направлении.

Изучению геомеханического состояния приконтурной области массива, содержащей горную выработку, посвящено значительное число исследований.

На их основании составлена классификация подходов к определению геомеханического состояния приконтурной области породного массива, которая показана на рис. 2.1. Основными классификационными признаками были: количество определяемых параметров, достигаемые точность и адекватность получаемых моделей и решений реальным процессам и объектам.

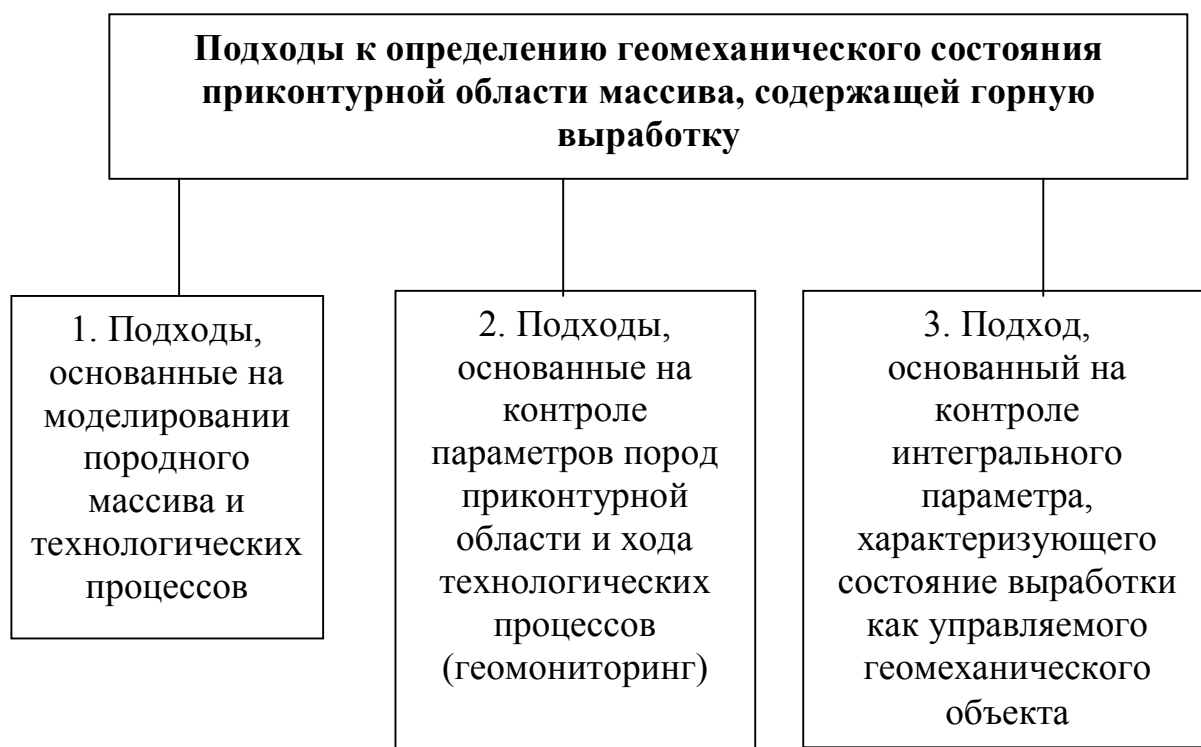


Рис. 2.1. Подходы к определению геомеханического состояния пород приконтурной области массива

Рассмотрим более подробно, подходы, представленные на рис. 2.1.

1. Подходы, основанные на моделировании породного массива и технологических процессов.

В настоящее время существует огромное число теорий и гипотез, позволяющих описывать геомеханические процессы в породном массиве. Достаточно полный их обзор приведен в работе [55]. Последние исследования в этой области изложены в работах Вылегжанина, Егорова, [56 – 58], А.Н. Шашенко [55, 59], В.В. Виноградова [60], А.Н. Ставрогина [61, 62], В.В. Назимко [63, 64] и других ученых. Системный подход в применении технологических комплексов при ведении горных работ рассмотрен, в работах Д.Д. Глазова, например, [65]. Учет влияния технологических процессов при

этом позволяет с большой степенью точности оценивать геомеханическое состояние массива.

Данный подход имеет ряд достоинств и недостатков.

К достоинствам следует отнести, в первую очередь, весьма глубокую проработку вопроса, использование современных достижений смежных научных дисциплин, в особенности положений теории фракталов, синергетики и т.п.

Недостатком данного подхода является то, что он на основе некоторых моделей позволяет делать расчеты и выдавать рекомендации преимущественно для стадии проектирования. Доказать же адекватность таких моделей весьма непросто...

Моделирование геомеханических процессов при ведении горных работ, несмотря на большую сложность, уже становится возможным даже в натуральных условиях. Однако для реализации такого моделирования, необходимо знать, что моделировать. Последнее представляет серьезную сложность, так как необходима детальная информация о геомеханической ситуации (начальные условия моделирования), получить которую в реальных условиях чаще всего возможно лишь косвенным путем.

Данный подход получил свое развитие при использовании численного моделирования. Сочетая эти возможности с возможностями современной вычислительной техники и использованием прикладных компьютерных программ, этот подход позволяет моделировать геомеханические процессы в широких пределах вариаций начальных и граничных условий. Среди последних работ в этой области следует отметить работы Л.В. Новиковой, А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижковой, Н.В. Хозяйкиной [50, 55, 66 – 71]. Однако, в такой постановке, данный подход также имеет ряд недостатков.

Основным его недостатком, является сложность в достижении приемлемого уровня между геомеханическими процессами, реально происходящими в породном массиве, и "идущими" в модели. Работы по совершенствованию методов численного моделирования ведутся весьма интенсивно, однако, учитывая большую сложность самих численных методов, они еще далеки от своего завершения.

2. Геомониторинг. Основан, в первую очередь, на использовании основных положений первого подхода. В то же время, геомониторинг лишен ряда недостатков предыдущего подхода за счет использования современных компьютерных систем и датчиков для сбора первичной информации. Современная измерительная техника позволяет измерять практически любые физические величины, в весьма сложных условиях. Таким образом, основным достоинством геомониторинга является возможность высокоточного и своевременного получения и обработки большого объема геомеханической информации в интересующей области породного массива. Основные публикации в этой области – работы А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижковой [55, 72], В.С. Ямщикова [39, 73, 74], разработки донецкого научно-исследовательского института «Автоматгормаш им. В.А. Антипова» [40] и другие.

Недостатком же данного подхода является то, что контроль многих параметров, который он успешно реализует, – малоперспективен [75, 76]. Это связано, в первую очередь, с тем, что при многопараметровом контроле предельное число факторов, которое может быть учтено в модели и при этом она поддается анализу, не может превышать четырех.

То есть, для дальнейшего развития данного подхода необходимы серьезные исследования с целью обоснования и выбора 1 – 2 параметров (не более 4-х), полностью характеризующих геомеханическое состояние в любой точке породного массива. Несмотря на достижения современной науки и возможности измерительно-вычислительной техники, эта задача, на сегодняшний день, в рамках данного подхода все еще далека от своего решения.

3. Подход, основанный на контроле одного интегрального параметра, характеризующего геомеханическое состояние породного контура. Данный подход имеет своей целью выбор одного параметра, величина которого в любой момент времени сможет обобщенно охарактеризовать геомеханическое состояние участка породного массива. Кроме того, этот интегральный параметр должен быть функцией многих переменных – параметров, каждый из которых является характеристикой одного (или группы) свойств контролируемого объекта (породного массива). Очевидно, что выбор такого параметра сложен, в силу того, что он должен соответствовать ряду требований:

1. Интегральный параметр должен быть доступен для определения только путем косвенных измерений. В этом случае, появляется возможность выбора пути измерения того или иного физического параметра, наиболее доступного в данных конкретных условиях для измерения.

2. Интегральный параметр должен содержать информацию о геомеханическом состоянии объекта в целом, то есть быть величиной, полностью определяющей степень соответствия объектом (горной выработкой) своим функциональным задачам. Одновременно необходимо, чтобы по динамике его величины можно было прогнозировать изменение геомеханической ситуации для любого момента времени с учетом изменяющихся внешних (например, нагрузка на лаву, число вышедших в смену горнорабочих и т.п.) и внутренних (например, изменение физико-механических свойств разрабатываемого пласта и т.п.) условий.

Таким параметром, по нашему мнению, правильность которого будет показана в последующих разделах монографии, является энтропия.

Использование энтропии как интегрального параметра, характеризующего геомеханическое состояние исследуемого участка породного массива в сочетании с методами современного геомониторинга, позволит существенно повысить достоверность определения и прогноза состояния горной выработки как сложной технической системы. Это объясняется, в первую очередь, своего рода, уникальностью энтропии, как параметра, непосредственно характеризующего степень нарушенности (поврежденности) пород, слагающих приконтурную область массива. С другой стороны, величина энтропии не может быть определена путем прямых

измерений. Как будет показано в последующих разделах настоящей работы, ее значение может быть определено через другие физические параметры горных пород, причем выбор этих параметров будет определяться не только целью и задачами исследований, но и простотой, точностью и трудоемкостью проведения измерений в данных конкретных условиях.

2.3. Кинетико – термодинамический подход к анализу процесса разрушения горных пород

Раздробленность массива системами трещин, образовавшихся в процессе его генезиса и существования, приводит к эффекту структурного ослабления. На величину структурного ослабления оказывает влияние множество факторов, важнейшими из которых является ориентировка трещин, интенсивность трещиноватости, сцепление по трещинам и т.п. Решающую роль играет ориентировка трещин, а интенсивность трещиноватости определяет характер развития процесса разрушения и интегральную величину сцепления в массиве.

По данным работы [77], динамика сред, определяющаяся дискретной иерархией, складывается из взаимодействия ряда механизмов, создающих неустойчивость и при этом слабое возмущение системы может не затухать со временем, а нарастать.

Существующие на сегодняшний день термодинамические модели прочности объектов [78] отражают зависимости между их внешними и внутренними параметрами. В качестве внутренних параметров могут использоваться термодинамические силы, а в качестве внешних – энтропия или энергия взаимодействия объекта со внешней средой. В таких моделях интегральными характеристиками индивидуальной ненадежности объектов являются характеристики накопленной энтропии S физической структуры объекта. Изменение энтропии $\frac{d_i S}{dt}$ может служить интегральным по объему и механизмам физико-химических процессов базовым термодинамическим критерием потенциальной ненадежности. Эта величина может быть интерпретирована как скорость необратимого изменения интегрального состояния или интегральных параметров объекта для реальных условий его взаимодействия со внешней средой:

$$\frac{d_i S}{dt} \approx \frac{dy}{dt}, \quad (2.17)$$

где y – интегральные параметры или функции состояния объекта.

Необратимые изменения состояния технологических систем являются следствием 2-го начала термодинамики или неравновесного характера физической структуры объектов. Интегральный процесс изменения во времени энтропии может быть представлен в виде:

$$\frac{d_i S}{dt} = \sum_k B_k \exp(-t/\tau_k), \quad (2.18)$$

где B_k – коэффициенты, определенные для данного объекта и заданных внешних условий;

τ_k – время релаксации необратимых процессов.

Для относительно малых величин τ_k , соответствующих начальному этапу (эволюции объекта), то есть этапу максимального проявления дефектов или потенциалов отказов и «внеплановых» деградационных процессов, допустима следующая запись в форме некоторой аппроксимирующей экспоненты:

$$\frac{d_i S}{dt} = B_n \exp(-t/\tau_n), \quad (2.19)$$

где B_n – коэффициент начального этапа эволюции;

τ_n – постоянная времени начального этапа эволюции.

Для относительно больших значений $\tau_k \gg \tau_n$, соответствующих «плановым» деградационным процессам стационарного этапа эволюции, при условии $t \ll \tau_k$, допустима аппроксимация:

$$\frac{d_i S}{dt} = B, \quad (2.20)$$

где B – постоянный коэффициент стационарного этапа эволюции.

Согласно 2-му началу термодинамики, неодинаковые значения какого-либо из факторов интенсивности (напряжений, температур) в различных частях системы обуславливают возникновение необратимого термодинамического процесса, приводящего к их выравниванию [78].

Полученные в работе [79] результаты свидетельствуют о том, что подход, основанный на математической теории энтропии эффективен для изучения особенностей поведения геомеханических объектов в подземных условиях. При изучении пространственно-временной взаимосвязи процессов изменения приращений напряжений, их можно рассматривать как случайные процессы и использовать методы причинного анализа. Полученные результаты подтвердили то, что при ведении горных работ изменения во времени напряженно-деформированного состояния массива пород около выработанных пространств находятся в нелинейной пространственной взаимосвязи. Выявлены участки массива, в которых проявляются особенности формирования напряженного состояния, причем дополнительная обработка полученных результатов подтвердила наличие таких особенностей и дала им количественную оценку [79].

Несмотря на качественное рассмотрение протекающих временных процессов в породном массиве при изменении напряженно-деформированного состояния около выработанных пространств, оказалось, что энтропийный метод вскрывает сущность протекающих физических явлений с возникающими в них особенностями. Имеющаяся априорная информация может быть весьма полезна для последующего изучения, в частности, моделирования, в результате которого можно будет установить механизм и сделать количественные оценки проявлений нелинейности в изменении напряженно-деформированного состояния породного массива.

Воспользовавшись результатами работы [79], запишем выражение для математической энтропии:

$$H(t) = -\ln P(t). \quad (2.21)$$

Очевидно, что $H(t) = \int_0^t \lambda(\tau) d\tau$. Иногда величину $H(t)$ называют израсходованным ресурсом и принимают в качестве количественной обобщенной меры накопленных повреждений.

Величина $\frac{dH}{dt} = \lambda(t)$ является скоростью изменения энтропии или обобщенной скоростью накопления повреждений. Очевидно, что $\lambda(t) \geq 0$, а величина $H(t)$ в общем случае, изменяется от 0 до ∞ . Рассмотрим величину

$$H^*(t) = \int_0^{t^*} \lambda(t) dt, \quad (2.22)$$

где t^* – время до отказа.

Так как величина t^* является случайной, то величина энтропии $H^*(t)$, соответствующая моменту отказа также является случайной величиной. Ее математическое ожидание:

$$\langle H(t) \rangle = \langle \int_0^{t^*} \lambda(t) dt \rangle = 1. \quad (2.23)$$

Одним из основных преимуществ энтропийного подхода к анализу надежности важных производственных объектов является возможность установления характера причинно-следственной связи между случайными процессами без непосредственного обращения к постановке краевой задачи [79, 80].

Функция вероятности разрушения [81, 82] структурных связей $P(\sigma)$ представляет собой фактически степень накапливаемой поврежденности, которая по мере разрушения материала (породы) возрастает от нуля до единицы: $(0 \leq P(\sigma) \leq 1)$, если исходная поврежденность принята за нулевую [81].

В той или иной степени любой параметр поврежденности является субъективным, как и информация об эволюции материала, которую он содержит. В связи с этим, более достоверную информацию об эволюции материала может содержать какая-то величина, которая бы содержала эту информацию в обобщенном виде, не дающая без необходимости сведений о микроструктуре и других особенностях. Таким параметром является энтропия как мера нарушенности (поврежденности) породы или материала. Знание закономерности динамики изменения этой величины, ее критического значения, которое соответствует потере устойчивости породы, из которой состоит контур выработки, позволит достаточно просто и достоверно прогнозировать его устойчивость.

Таким образом, энтропийный метод позволяет рассматривать испытываемое породное обнажение, его свойства, в частности, прочностные, не зная его структуры, в чем и состоит его основное преимущество [83].

Образование горной выработки – причина нарушения равновесия нетронутого породного массива [80]. Поперечное сечение выработки – область внутри массива с нулевой объемной плотностью потенциальной энергии $W_{\sigma \text{выр.}} = 0$ (до образования выработки). После ее образования на границе раздела сред создаются положительные градиенты объемной плотности энергии в окружающем выработку массиве: $W_{\sigma \text{мас.}}$. Для этого случая должно быть справедливо условие:

$$W_{\sigma \text{мас.}} - W_{\sigma \text{выр.}} > 0, \quad (2.24)$$

а также градиентов температур массива $T_{\text{мас.}}$ и шахтного воздуха $T_{\text{возд.}}$:

$$T_{\text{мас.}} - T_{\text{возд.}} > 0. \quad (2.25)$$

Согласно второму началу термодинамики, это является необходимым и достаточным условием для протекания в массиве вокруг выработки самопроизвольных термодинамических процессов перераспределения и преобразования потенциальной энергии в работу, перехода из области с более высокой в область с более низкой температурой [78]. При этом, под работой подразумеваются не только смещения контура выработки и разного рода газодинамических явлений, но и выход газа в шахтную атмосферу.

Выполнение натурных измерений и наблюдений за деформациями и смещениями горных пород в выработках связано с большими сложностями. Сами по себе породные массивы, представляющие собой сложные многокомпонентные поликристаллические системы с существенными механическими и структурными неоднородностями, представляют собой неизмеримо более трудный объект для изучения, чем традиционные мономинеральные кристаллы в физике твердого тела, металлоконструкции в строительной механике и т.д. Если же учесть естественную, притом меняющуюся влажность горных пород, водопритоки, химическую агрессивность среды, трудность доступа в нужные участки массива, необходимость в ряде случаев организации дистанционных измерений, то сложности таких измерений становятся еще более наглядными.

Как указывается в [84, 85], одна из основных величин, являющихся однозначной функцией состояния материальной системы – это внутренняя энергия, изменение которой не зависит от пути процесса и определяется суммой обобщенных работ. Отсюда следует, что ни количество работы, ни количество теплоты, ни тем более параметры их определяющие (напряжения, деформации, температура и др.), не могут быть приняты в качестве критериев прочности. В качестве критерия прочности может быть принят [86] только уровень внутренней энергии, накапливаемой в локальных объемах деформируемого твердого тела. Такие представления хорошо согласуются с молекулярно-кинетическими и дислокационными представлениями о процессах деформирования и разрушения твердого тела [84 – 87].

В основе теории кинетических процессов лежит представление о том, что между атомами и радикалами в исходном и активированном состоянии поддерживается термодинамическое равновесие [88]. Скорость этих процессов,

то есть их число и интенсивность за единицу времени, определяется зависимостью:

$$C(T) = C \exp\left(-\frac{U}{RT}\right), \quad (2.26)$$

где T – температура;

U – внутренняя энергия;

R – газовая постоянная.

В основу аналитического описания предельного состояния материала в процессе его деформирования и разрушения в [86] положено математическое выражение основного закона термодинамики – закона сохранения и превращения энергии. Условие прочности на основе этих представлений может быть записано в виде [86]:

$$U(\vec{r}, t) = U(\vec{r}, 0) + \Delta U(\vec{r}, t) \leq U_* = const, \quad (2.27)$$

где $U(\vec{r}, t)$ – уровень удельной внутренней энергии в локальных объемах материала в момент времени деформирования t ;

$U(\vec{r}, 0)$ – начальный уровень удельной внутренней энергии в локальных объемах твердого тела (при $t=0$), характеризующий наследственные свойства материала, предысторию его нагружения;

$\Delta U(\vec{r}, t)$ – изменение удельной внутренней энергии в локальных объемах материала за время деформирования t ;

\vec{r} – параметр, характеризующий координаты локальных объемов материала;

U_* – предельное (критическое) значение удельной внутренней энергии, соответствующее разрушению материала (горной породы).

Необратимо поглощаемую материалом (горной породой) энергию деформации можно разделить на 2 части [85]. Первая, сравнительно небольшая (10 – 30%), обусловлена накоплением в деформируемых объемах скрытой энергии $\Delta U_e(\vec{r}, t)$, которая связана с зарождением и задержкой в деформируемых объемах материала различного рода дефектов и повреждений (субмикроскопических нарушений сплошности) и их развитием в микро- и макротрещины критического размера. Вообще говоря, лучшей характеристикой состояния деформируемого материала является количество скрытой энергии на грамм-моль вещества, так как она отражает искаженность кристаллической решетки и фрагментацию [89].

В деформируемом участке породного массива концентрация повреждений происходит не гомогенно. Накопление скрытой энергии удовлетворяет уравнению вынужденной диффузии [86, 87]:

$$\frac{U_e(\vec{r}, t)}{\gamma t} = \text{div}[D \text{grad} U_e(\vec{r}, t)] + \omega_e(\vec{r}, t), \quad (2.28)$$

где D – коэффициент диффузии;

$\omega_e(\vec{r}, t)$ – мощность внутренних источников скрытой энергии.

Вторая, значительная (до 70 – 90%) часть поглощаемой энергии деформации [86, 87], вследствие колебательного движения дефектов и

процессов возврата (уничтожения дефектов и повреждений), трансформируется в тепловую энергию, которая накапливается в деформируемых объемах породы в виде теплосодержания $\Delta U_T(\vec{r}, t)$.

Изменение теплосодержания в локальных объемах материала можно описать дифференциальным уравнением типа нестационарной теплопроводности с внутренними источниками тепла [90, 91]:

$$\frac{U_T(\vec{r}, t)}{\gamma t} = \text{div}[\lambda \text{grad} U_T(\vec{r}, t)] + q_v(\vec{r}, t), \quad (2.29)$$

где λ – коэффициент теплопроводности горной породы;

$q_v(\vec{r}, t)$ – мощность внутренних источников тепла.

В соответствии с принципом суперпозиции энергии [86, 91], изменение внутренней энергии в локальных объемах деформируемого твердого тела имеет вид:

$$\Delta U(\vec{r}, t) = \Delta U_e(\vec{r}, t) + U(\vec{r}, t), \quad (2.30)$$

Для решения конкретной задачи, отвечающей заданным условиям деформирования и разрушения необходимо использовать условия однозначности:

- геометрические условия, характеризующие форму и размеры тела, в которых протекает процесс деформирования и разрушения;

- физические условия, характеризующие физические свойства материала и окружающей среды;

- начальные или временные условия, характеризующие распределение скрытой и тепловой энергии в деформируемых объемах горной породы в начальный момент времени ($t = 0$). Эти условия отражают наследственные свойства породы и предысторию её нагружения;

- граничные условия, характеризующие взаимодействие деформируемых объемов горной породы с окружающей средой;

- условия нагружения, характеризующие вид и интенсивность нагружения, сложность и неоднородность напряженно-деформированного состояния.

Условие прочности (2.27) совместно с уравнениями (2.28) – (2.30) и условиями однозначности полностью формулируют поставленную задачу деформирования и разрушения горной породы. Решение уравнений (2.27) – (2.30) интегрально описывает предельное механическое состояние горной породы в процессе её деформирования и разрушения.

Перечисленные характеристики U_*, D, \vec{r}, λ , в общем случае, являются случайными величинами с некоторой плотностью распределения $\rho = \rho(U_*, D, \vec{r}, \lambda)$ и поэтому должен быть применен статистический подход, изложенный, например, в работе [93].

Таким образом, с термодинамической точки зрения, разрушение горной породы наступает в тот момент, когда в объемах породы, ответственных за разрушение, накапливается внутренняя энергия критической величины, определяемая силами межатомных связей [86, 89]. В связи с этим, при

исследовании процесса разрушения горных пород необходимы тщательные экспериментальные исследования энергетического баланса того участка породного массива, в котором происходит разрушение.

Если рассматривать разрушение горных пород с позиций ползучести и длительной прочности, то наиболее применим термодинамический анализ [86, 88, 94]. В соответствии с ним принято, что в основе пластической деформации и разрушения твердого тела лежат две противоположные и взаимосвязанные тенденции – рост плотности свободной (скрытой) энергии различного рода дефектов и повреждений, зарождающихся и накапливающихся в деформируемых объемах за счет работы внешних сил, и снижение (высвобождение) её за счет различного рода релаксационных процессов, протекающих внутри тела. При этом первая тенденция связана с элементарными микроскопическими актами, ответственными за деформационное упрочнение и повреждаемость материала, а вторая – с динамическим возвратом (отдыхом), сопровождающимся тепловым эффектом пластической деформации.

Независимо от существующего многообразия дислокационных моделей и механизмов, общим для всех элементарных актов является то, что в любом из них микроскопические единицы и их комплексы должны получить некоторое минимальное количество избыточной энергии (энергии активации) для структурных перегруппировок. Такой минимум соответствует пути с наименьшей затратой энергии. Эта энергия передается элементарным структурным единицам и их комплексам за счет тепловых флуктуаций [84, 85, 86], иными словами, кинетический процесс является термоактивационным.

Термодинамический анализ элементарных микроскопических актов, связанных с пластической деформацией и разрушением горных пород, позволяет разделить их на две характерные группы, отличающиеся кинетическими закономерностями [86, 95]. К первой группе можно отнести элементарные акты, связанные с размножением и задержкой (накоплением) в деформируемых объемах устойчивых дефектов и повреждений. Эти элементарные акты обуславливают накопление свободной (скрытой) энергии U_e различного рода дефектов и повреждений и отвечают за деформационное упрочнение и повреждаемость материала. Ко второй группе принадлежат элементарные акты, связанные с размножением, перемещением и уничтожением (аннигиляцией) неустойчивых дефектов и повреждений. Эти элементарные акты определяют высвобождение свободной (скрытой) энергии в результате их взаимодействия, аннигиляции и объединения в комплексы и отвечают за динамический возврат (отдых) материала в термодинамическое равновесное состояние, что макроскопически проявляется в виде теплового эффекта деформации.

Таким образом, скорость протекания двух указанных групп элементарных актов можно интегрально оценить по скорости изменения плотности свободной (скрытой) энергии U_e и по мощности теплового эффекта деформации \dot{q} соответственно.

Для определения кинетики изменения плотности свободной (скрытой) и тепловой составляющих внутренней энергии в локальных объемах горной породы, ответственных за разрушение, воспользуемся дифференциальными уравнениями баланса энергии в локальной форме [94, 96]:

$$\frac{\gamma U_{\ominus}}{t} = -\operatorname{div} J_{\ominus} + \dot{U}_e \quad (2.31)$$

$$\frac{\gamma U_T}{t} = -\operatorname{div} J_T + q. \quad (2.32)$$

и феноменологическими соотношениями, связывающими потоки с термодинамическими силами J :

$$J_{\ominus} = -D_{\ominus} \operatorname{grad} U_{\ominus} - D_{T\ominus} \operatorname{grad} U_T, \quad (2.33)$$

$$J_T = -D_{\ominus} \operatorname{grad} U_{\ominus} - D_{T\ominus} \operatorname{grad} U_T, \quad (2.34)$$

и соотношениями взаимности Онзагера:

$$D_{T\ominus} = D_{\ominus T} \quad (2.35)$$

где D_{\ominus} и D_T – коэффициенты переноса свободной (скрытой) тепловой составляющих внутренней энергии;

$D_{\ominus T}$ и $D_{T\ominus}$ – перекрестные коэффициенты, учитывающие взаимное влияние потоков.

Следуя молекулярно-кинетической теории [84, 97], удельную скорость микроскопического процесса, то есть число элементарных актов в одном моле вещества за единицу времени можно определить:

$$J_0 = \frac{RT}{h} \exp\left(-\frac{U_0}{RT}\right), \quad (2.36)$$

где h – постоянная Планка;

U_0 – свободная энергия активации элементарного акта.

Интегральной мерой воздействия внешних сил на элемент горной породы является потенциальная энергия A упругих деформаций. Согласно теории упругости, эту энергию можно представить как сумму двух составляющих: энергии изменения объема A_v и энергии формоизменения A_f , связанных соответственно с шаровой σ_0 и девиаторной σ_i частями тензора напряжений.

В соответствии с (2.36), скорость элементарных актов зарождения вакансий будет [86]:

$$\vec{J} = J_0 \exp\left(\mp \frac{A_v}{RT}\right) \cdot \exp\left(-\frac{A_f - U_e}{2RT}\right), \quad (2.37)$$

а скорость элементарных актов уничтожения вакансий:

$$\overleftarrow{J} = -J_0 \exp\left(\mp \frac{A_v}{RT}\right) \cdot \exp\left(-\frac{A_f - U_e}{2RT}\right). \quad (2.38)$$

Тогда результирующая эффективная скорость изменения плотности вакансий определяется как разность выражений (2.37) и (2.38):

$$J = \vec{J} - \overleftarrow{J} = 2J_0 \cdot \exp\left(\mp \frac{A_v}{RT}\right) \cdot \operatorname{sh}\left(\frac{A_f - U_e}{2RT}\right). \quad (2.39)$$

Согласно теории упругости, составляющие потенциальной энергии упругих деформаций, связанные с изменением объема A_v и формы A_f являются функциями напряженного состояния элемента тела [95].

$$A_v = \beta \sigma_0^2; \beta = \frac{k_0^2}{2k}; A_f = \gamma \sigma_i^2; \alpha = \frac{k_\sigma^2}{6G}, \quad (2.40)$$

где σ_0 – гидростатическое напряжение;

σ_i – интенсивность напряжений;

k – модуль объемной упругости;

G – модуль сдвига;

k_σ – коэффициент, учитывающий перенапряжение на атомных связях.

Тогда уравнение (2.39) с учетом (2.40) можно представить в виде:

$$J = 2J \cdot \exp\left(\mp \frac{\beta \sigma_0^2}{RT}\right) \cdot \operatorname{sh}\left(\frac{\alpha \sigma_i^2 - U_e}{2RT}\right), \quad (2.41)$$

где знак «+» принимается при растяжении, а знак «-» – при сжатии.

Умножив правую и левую части (2.41) на величину свободной энергии (химического потенциала) μ' одной вакансии, можно получить дифференциальное уравнение, описывающее кинетику изменения плотности свободной (скрытой) энергии в деформируемом элементе горной породы:

$$\dot{U}_e = \frac{dU_e}{dt} = J\mu' = A_0 \cdot \exp\left(\mp \frac{\beta \sigma_0^2}{RT}\right) \cdot \operatorname{sh}\left(\frac{\alpha \sigma_i^2 - U_e}{2RT}\right), \quad (2.42)$$

где $A_0 = \frac{2\mu'RT}{h} \exp\left(-\frac{U_0}{RT}\right)$.

Для случая протекания в элементе породы (2.42) может быть записано в более общем виде:

$$\dot{U}_e = A_\Sigma \cdot \exp\left(\mp \frac{\beta \sigma_0^2}{RT}\right) \cdot \operatorname{sh}\left(\frac{\alpha \sigma_i^2 - U_0}{2RT}\right), \quad (2.43)$$

где $A_\Sigma = \frac{2RT}{h} \sum_i^n \mu'_i \exp\left(-\frac{U_{0i}}{RT}\right)$,

U_{0i} – свободная энергия активации i -го элементарного акта размножения дефектов;

μ'_i – свободная энергия (химический потенциал) i -го элементарного дефекта.

Анализ последнего уравнения показывает, что в деформируемом элементе тела скорость изменения свободной энергии по мере увеличения её плотности уменьшается. Это подтверждается и результатами работы [79], в соответствии с которой скрытая (свободная) энергия сначала возрастает быстро, затем рост её замедляется, а также падает её доля от работы деформации. Уменьшение этой доли выявляется особенно резко, если рассматривать поглощенную энергию на каждом этапе сжатия. Эта зависимость может быть объяснена следующим образом [79]. На начальных стадиях

пластической деформации происходит интенсивное накопление искажений решетки, причем растет не только количество искажений, но и увеличивается степень их отклонения от состояния равновесной решетки, а, следовательно, уменьшается энергия активации, необходимая для их уничтожения. Иными словами, уменьшается устойчивость искажений. Одновременно идет обратный процесс – разупрочнения, разрушения искажений, который вызван тепловым движением. По мере уменьшения устойчивости искажений, все большая и большая часть искажений успевает уничтожаться в процессе самой деформации. Их энергия превращается в теплоту, которая выделяется совместно с теплотой внутреннего трения. Теоретически возможно достижение такого состояния, когда энергия вновь образующихся искажений будет равна энергии исчезающих. Тогда наступит насыщение скрытой энергией. Вероятно, при малых скоростях нагружения и высоких температурах возможно наступление такого состояния [79].

С энергетической точки зрения, вначале, когда материал находится в равновесном состоянии ($U_e = 0$), скорость процесса максимальна; затем, по мере возрастания плотности свободной энергии, скорость процесса уменьшается и асимптотически стремится к нулю. При этом, если плотность свободной энергии достигает величины $\alpha\sigma_i^2$, то устанавливается новое равновесное состояние, отвечающее внешним условиям, характеризующимся параметрами σ_0, σ_i, T .

Как отмечается в работе [95], термодинамическое равновесное состояние характеризуется минимумом свободной энергии, поэтому изменение плотности свободной энергии элемента деформируемой горной породы U_e (твердого тела) является истинной мерой его термодинамической неустойчивости, следовательно, движущей силой процесса перехода в равновесное состояние. Однако, в ходе этого процесса высвобождается не вся свободная энергия. Часть её, независимо от продолжительности возврата, остается в элементе тела в виде энергии $U_e = 0$ устойчивых (в данных условиях) дефектов и повреждений, чем и определяется различие между предыдущим и последующим равновесными состояниями. В результате этого эффективной движущей силой перехода в новое равновесное состояние служит только часть свободной энергии, которая высвобождается в виде тепловой энергии:

$$q = U'_e = U_e - U_e(\infty). \quad (2.44)$$

Если в элементе горной породы протекает одновременно n различных элементарных актов, ответственных за процесс перехода в новое равновесное состояние, то кинетическое уравнение высвобождения свободной (скрытой) энергии имеет вид:

$$U'_e = -B_\Sigma \exp\left(\mp \frac{\beta\sigma_0^2}{RT}\right) \cdot sh\left(\frac{\alpha\sigma_i^2 - U_e}{2RT}\right); \quad (2.45)$$

здесь
$$B_\Sigma = \frac{2RT}{h} \sum_i^n \mu'' \exp\left(-\frac{U_{0i}''}{RT}\right),$$

где U_{0i} – свободная энергия активации i -го элементарного акта перехода;

μ_i'' – свободная энергия (химический потенциал) i -го элементарного дефекта.

Интенсивность перехода также можно охарактеризовать скоростью теплового эффекта [95]:

$$\dot{q} = \dot{U}_e = B_{\Sigma} \exp\left(\mp \frac{\beta \sigma_0^2}{RT}\right) \cdot sh\left(\frac{\alpha \sigma_i^2 - U_e}{2RT}\right). \quad (2.46)$$

Следует помнить, что хрупкое и пластическое разрушение – это всего лишь два крайних случая разрушения. По отношению к горной породе, которая является реальным физическим телом, можно утверждать, что процесс его разрушения не является чисто пластическим, либо чисто хрупким. Как правило, они разрушаются по смешанному механизму, обусловленному физико-механическими свойствами породы и соотношением компонент напряжений в массиве. Описанный выше кинетико-термодинамический подход к анализу процесса разрушения горных пород не затрагивает вопроса о конкретном механизме разрушения, что является одним из его основных преимуществ перед другими методами рассмотрения указанных процессов.

2.4. Использование энтропии в задачах оценки степени нарушенности горных пород

Опыт отработки и эксплуатации месторождений твердых полезных ископаемых показывает, что разрушение отдельных элементов породного массива в окрестности исследуемого объекта еще не означает потери его общей устойчивости. Разрушение породы происходит, как правило, в некоторых локализованных областях и не всегда является потерей ее полной несущей способности, нарушением условий безопасного и надежного функционирования подземных сооружений [98].

В соответствии с работой [55], механическое разрушение горных пород вследствие силового воздействия можно определить, как результат некоторого деформирования и разрыва структурных связей. Исследование этого процесса, целесообразно осуществлять на основе использования физических моделей, имитирующих реальные горные породы. К ним могут быть отнесены структурные модели, рассматривающие горные породы на атомно-молекулярном уровне, и бесструктурные, когда изучаемый объект представляется в виде сплошного однородного тела. Структурные модели, как статические, так и динамические, изучаются методами физики твердого тела; бесструктурные – методами механики сплошной среды. Существуют также комбинированные модели, с помощью которых горную породу представляют как сплошное тело, состоящее из хаотически расположенных структурных элементов, обладающих, в свою очередь, микроструктурой более низкого уровня. При этом структурные элементы и на макро-, и на микроуровне имеют отличающиеся физико-механические характеристики. Изучение таких моделей

ведется также на основе механики сплошной среды, но с привлечением методов теории вероятностей.

Рентгеноструктурные исследования горных пород [55], позволили достаточно точно установить их строение, в соответствии с чем, они могут быть разделены на кристаллические и аморфные. Причем подавляющее большинство литологических разновидностей, в том числе все породы осадочного типа, относятся к группе поликристаллических твердых тел.

Принимая в качестве основной структурную модель горной породы в виде идеальной кристаллической решетки, по углам которой находятся частицы, удерживаемые силами связи, можно рассчитать величину усилия, которое потребуется, чтобы разорвать эту связь и тем самым разрушить деформируемое твердое тело. Впервые эту задачу для хрупких материалов удалось решить Гриффитсу [99]. Опираясь на аналитические исследования Г.В. Колосова и Инглиса [100], в которых рассматривалась задача о распределении напряжений вокруг эллиптических вырезов при заданных граничных условиях, Гриффитс показал, что прочность хрупких твердых тел определяется прочностью на разрыв структурных связей, существенно ослабленных за счет микродефектов. Эти микродефекты (трещины) неизбежно, по разным причинам, присутствуют в исходном материале. В осадочных породах, например, их наличие связано с генезисом и последующим метаморфизмом.

Иоффе [101], производя опыты с каменной солью, установил, из предположений Гриффитса, что наиболее опасными являются микротрещины, расположенные на поверхности нагружаемого объекта. Эти результаты легли в основу так называемых микродефектных теорий прочности. Микродефектные теории рассматривают разрушение как результат дезинтеграции твердого тела вдоль одной магистральной трещины. Так разрушаются, например, породные откосы, склоны и т.п. В горных выработках хрупкое разрушение происходит иначе, оно реализуется в виде системы трещин. В настоящее время можно считать установленным [55], что разрушение только путем отрыва или только путем сдвига, невозможно, в принципе. Если пластическая деформация, вызываемая касательными напряжениями, разрыхляет материал и готовит его к разрыву, то нарушение сплошности происходит под действием нормальных растягивающих напряжений.

Систематическое изучение температурно-временной зависимости прочности было начато С.Н. Журковым [85]. Основное уравнение термофлуктуационной (кинетической) теории прочности имеет реальный физический смысл и отражает закономерности процессов, протекающих в нагруженном твердом теле.

На современном этапе развития кинетическая теория прочности, хотя и объясняет физику процессов, лежащих в основе разрушения твердых тел, не может быть использована для количественных расчетов. Она разработана, по сути дела, только для случая одноосного растяжения, в то время как породный массив в окрестности горных выработок находится в условиях сложного напряженного состояния.

Кинетическая теория прочности не рассматривает процессы слияния микродефектов в магистральные трещины, являющиеся признаком разрушения твердого тела. Идея суммирования повреждений была сформулирована Больцманом и получила существенное развитие в работах Л.М. Качанова, Ю.М. Работнова, Г.Г. Литвинского и других.

Инженерные теории прочности исходят из предположения, что разрушение твердых тел происходит в том случае, когда определенная комбинация компонентов напряжений (деформаций) достигает критического уровня. Теории прочности Мора, Треска-Сен-Венана и Губера-Мизеса являются наиболее употребимыми при решении упругопластических задач в механике горных пород.

Значительные объемы исследований прочности и разрушения горных пород в сложном напряженном состоянии выполнены под руководством А.Н. Ставрогина [61, 62].

Однако, для неоднородных твердых тел, к которым относятся горные породы, детерминированная модель сплошной среды, которая используется в перечисленных выше моделях прочности, является недостаточной. Так как места концентрации напряжений являются локальными и приурочены к неоднородностям, которые размещены в материале случайным образом, то существенное значение приобретает статистическая трактовка прочности.

Развитие статистические теории прочности получили в работах Вейбулла, Т.А. Конторовой, Я.И. Френкеля, Фишера, Холломона, С.Д. Волкова, Н.Н. Афанасьева, Л.Г. Седракияна, Бреди, В.В. Болотина, Б.М. Струнина и др.

Устойчивость приконтурной области, в общем случае, зависит от целого ряда факторов: величины и характера нагрузки, состояния пород, геометрических параметров выработки, тектонических процессов и ряда других величин. При создании выработки одним из важнейших вопросов является обеспечение ее устойчивости в течение достаточно продолжительного интервала времени, причем очень важным здесь является достоверная оценка величины этого интервала. С другой стороны, такие параметры, как геометрия выработки, породы, ее составляющие, величины нагрузок, тектонические процессы, недоступны для корректировки с целью увеличения устойчивости. Ряд других параметров, таких как характер нагрузки, которой подвергается приконтурная область и способ образования выработки, для коррекции доступны. Очевидно, что характер нагрузки может быть, в простейшем случае, статическим или переменным. В том и другом случаях устойчивость прямо зависит от величины этой нагрузки. Однако известно, что переменное нагружение приводит к появлению трещин усталости и образованию других дефектов структуры, что, в конечном счете, имеет своим следствием потерю несущей способности. То есть, говоря иными словами, не вызывает сомнений, что при сравнении устойчивости двух выработок или других объектов, один из которых испытывает статическую нагрузку, а другой – нагрузку той же величины, но переменную, в последнем случае устойчивость будет существенно ниже. Если больше приблизиться к реальности, то следует сказать, что, как правило, на тот или иной объект, испытывающий переменное

нагружение, одновременно действует и статическая нагрузка. Величина последней также непосредственно влияет на срок службы объекта (выработки). Процессы в породах и материалах, происходящие под действием внешних статических и переменных механических нагрузок, воздействия тепловых и радиационных полей, агрессивных сред и других факторов чрезвычайно сложны. Однако они имеют своим следствием всегда одно и то же – потерю устойчивости (несущей способности) приконтурной областью массива. В этой связи подобные процессы постепенного разрушения материалов и пород, составляющих приконтурную область, принято называть накоплением поврежденности.

В настоящее время известно большое число методов оценки поврежденности различных материалов, в соответствии с которыми тот или иной параметр материала, изменение которого наиболее адекватно отражает процесс накопления поврежденности, называют параметром или мерой поврежденности.

С целью изучения процесса развития поврежденности в материале Качанов [102] ввел безразмерную величину Ψ , называемую сплошностью:

$$\Psi = \frac{\sigma}{\sigma_s}, \quad (2.47)$$

где σ и σ_s – действующее и истинное напряжения соответственно.

Для неповрежденного материала $\Psi = 1$, а для полностью поврежденного $\Psi = 0$. Позже вошла в употребление дополнительная величина $\omega_c = 1 - \Psi$, которую называют параметром поврежденности, или просто поврежденностью. Этот параметр изменяется от $\omega_c = 0$ для неповрежденного состояния до $\omega_c = 1$ для полностью поврежденного состояния [103].

В [103], согласно кинетической теории прочности, процесс зарождения и накопления усталостных повреждений протекает в 3 стадии:

- 1) возбуждение межатомных связей под влиянием механической нагрузки;
- 2) разрыв напряженных связей за счет термических флуктуаций;
- 3) накопление разорванных связей, приводящее к образованию микротрещин.

Если теперь объединить первую и вторую стадии накопления повреждений, назвав их повреждениями на микроуровне, то полная долговечность N от первого цикла нагружения до разрушения:

$$N = N_T + N_{жс}, \quad (2.48)$$

где N_T – долговечность на стадии I (стадия рассеянной поврежденности) и

$N_{жс}$ – живучесть (стадия локализованной поврежденности) – период развития магистральной трещины вплоть до разрушения объекта.

В [104] степень разупорядоченности структуры оценивают энтропией микроструктуры S_m :

$$0 < S_m = \left(\frac{R}{V_m} \right) \ln W \ll \infty, \quad (2.49)$$

где R – газовая постоянная;

$1 < W < \infty$ – число конфигураций, характерных для определенного типа структур;

V_m – молярный объем.

Энтропия – это фундаментальная физическая величина, которая служит мерой необратимости и неупорядоченности системы. Формула Больцмана устанавливает связь между термодинамической энтропией и вероятностью состояния:

$$S = k \ln W, \quad (2.50)$$

где k – постоянная Больцмана;

W – термодинамическая вероятность состояния.

Математическая энтропия:

$$H(t) = -\ln P(t) = \int_0^t \lambda(\tau) d\tau, \quad (2.51)$$

где $P(t)$ – вероятность отказа;

$\lambda(t)$ – интенсивность отказов.

Величину $H(t)$ иногда называют израсходованным ресурсом и принимают в качестве обобщенной меры накопленных повреждений.

Тогда $\lambda(t) = \frac{dH}{dt}$ – скорость изменения энтропии или обобщенная скорость накопления повреждений, и значение энтропии H^* , соответствующее разрушению, будет равно:

$$H^* = \int_0^{t^*} \lambda(t) dt, \quad (2.52)$$

где t^* – время до отказа.

В целом, с учётом точки зрения информатики, понятия физической и информационной энтропии в рамках энергоинформационной теории формулируются следующим образом.

Физическая энтропия представляет собой количественную характеристику степени несоответствия текущего состояния какого-либо фрагмента материального мира его потенциально возможному минимальному комплексному информационному отображению в виде минимально возможного количества причинно-следственных связей, обуславливающих существование данного фрагмента. В зависимости от цели и задач исследований, в современной науке используются следующие виды энтропии:

Информационная энтропия текущего состояния какого-либо фрагмента материального мира представляет собой количественную характеристику степени сложности его комплексного информационного отображения в виде количества причинно-следственных связей, обуславливающих существование данного фрагмента в текущем состоянии.

Динамическая энтропия объекта определяется степенью сложности потенциальных (имеющих большую вероятность реализации в следующий момент времени) внутренних и внешних взаимодействий элементов его микро- и макроструктуры, способных изменить текущее состояние объекта: вызвать в

нём структурные перестройки, изменить внутренние взаимодействия элементов его структуры или внешние взаимодействия. Чем больше возможных вариантов изменения текущего состояния внутренних и внешних взаимодействий структурных элементов объекта в следующий момент времени (чем менее определённым является его состояние), тем больше его динамическая энтропия.

Структурно-статистическая энтропия определяется степенью сложности структурной организации внутренних и внешних взаимодействий элементов материала на уровне микро- и макроструктуры в текущий момент времени, обуславливающих стабильность его состояния, а также его физической массивностью (количеством структурных элементов). Чем сложнее структура и внутренние и внешние стабилизирующие взаимодействия структурных элементов объекта, а также чем больше его физическая массивность (количество структурных элементов), тем больше его структурная энтропия.

Таким образом, структурно-статистическая энтропия наиболее пригодна для оценки степени нарушенности горных пород. Однако, несмотря на свою «конкретность», этот вид энтропии все же является достаточно общей характеристикой, анализ которой не содержит исчерпывающей информации о процессе разрушения горной породы.

Наибольший интерес представляет исследование процесса разрушения горной породы с использованием информационной энтропии [105], которая широко применяется в статистической физике. Для определенного статистического распределения вероятностей P_k , информационной энтропией называют величину:

$$H = -\sum_{k=1}^n P_k \ln P_k, \text{ при условии } \sum_{k=1}^n P_k = 1. \quad (2.53)$$

Величина H равна нулю, если какое-либо из значений P_k равно 1, то есть неопределенность в информации отсутствует. Соответственно, величина H имеет максимальное значение в том случае, когда вероятности P_k равны между собой и неопределенность в информации максимальна.

Применительно к анализу процессов разрушения горной породы, под вероятностью P_k следует понимать вероятность того, что k -я структурная связь разрушена. В случае полного разрушения породы, $H = H_{\max}$, так как неопределенность в информации о наличии неразрушенных связей максимальна (все связи разрушены).

Таким образом, величина энтропии горной породы может быть определена и с помощью выражения для информационной энтропии [105]:

$$H = -\int_x f(x) \ln f(x) dx, \quad (2.54)$$

где $f(x)$ – это, применительно к задаче наших исследований, функция распределения структурных связей по прочности.

Таким образом, термодинамический (энтропийный) метод позволяет рассматривать испытываемое породное обнажение, его свойства, в частности,

прочностные, не зная его структуры, в чем и состоит его основное преимущество [106].

В работе [107] отмечается, что в отличие от металлов, горные породы имеют повышенную чувствительность к переменным нагрузкам, что связывается со сложностью их строения, ярко выраженной дефектностью структуры. В связи с этим можно утверждать о целесообразности оценки их нарушенности по изменению энтропии. Результаты, полученные в работах [108 – 117], а также данные лабораторных экспериментов и шахтных наблюдений, свидетельствуют о прямой зависимости величины энтропии горных пород от степени их нарушенности.

Использование энтропии в качестве информативного параметра для оценки степени поврежденности пород, слагающих породное обнажение, позволяет, таким образом, наиболее достоверно оценивать и прогнозировать их устойчивость при воздействии статических и переменных нагрузок. Объясняется это не только свойствами энтропии как информативного, комплексного параметра, но и тем, что она не измеряется непосредственно, а определяется путем косвенных измерений через другие параметры породы. При этом набор таких параметров в определенной степени произволен, определяется целью и задачей исследований, а также удобством и возможностью их измерения.

2.5. Аналитические исследования зависимости энтропии от степени нарушенности горных пород

Как было показано выше, построение физических моделей разрушения неоднородных и трещиноватых материалов типа горных пород осуществляется на основе статистических теорий, которые позволяют описывать механизм разрушения с единых позиций, как множественный процесс накопления рассеянных повреждений. В натуральных условиях прогноз повреждения горных пород и возможных масштабов разрушений должен осуществляться на основе вероятностных методов надежности и долговечности, в основе которых должны быть физико-статистические модели разрушения [47, 48].

Результаты проведенного качественного анализа такой модели позволяют уточнить физический и статистический смысл полной кривой напряжение-деформация $\sigma - \varepsilon$ для горных пород [111]. Анализ этой кривой позволяет получить исчерпывающую информацию о прочностных свойствах горной породы. На рис. 2.2 приведен пример полной кривой напряжение-деформация.

По данным работы [118] при нагружении породных образцов от нуля и до полного разрушения отчетливо выделяются две стадии: допредельного – А, и запредельного деформирования – В (рис. 2.2). Стадия допредельного деформирования (восходящая ветвь до предела прочности материала отражает упругое деформирование структурных связей) и не имеет особенностей по сравнению с обычным способом испытаний.

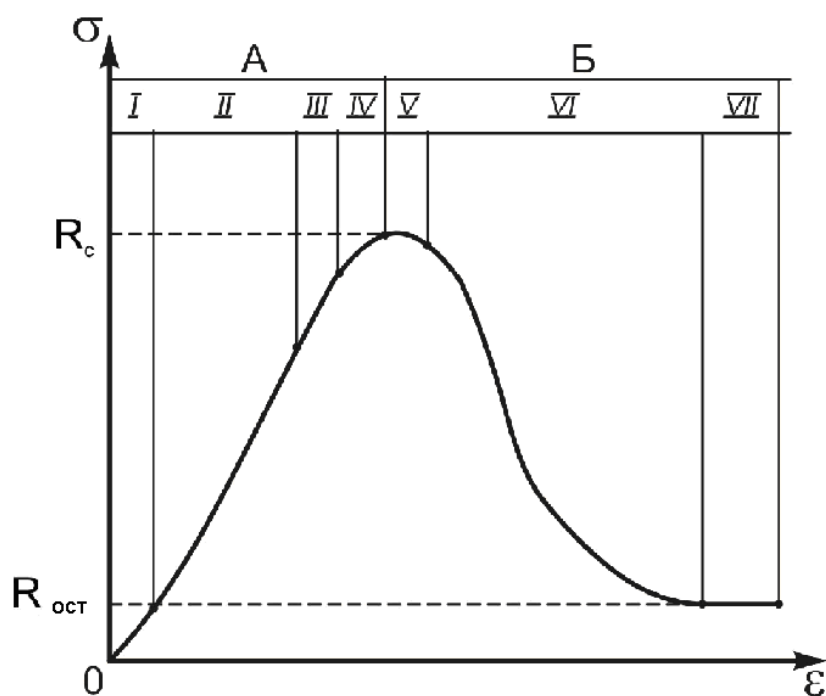


Рис. 2.2. Этапы деформирования горных пород

Здесь Г.Т. Кирничанский [111] выделяет четыре характерные области:

I – закрытие пор и трещин, притирка граней образца к плитам пресса;

II – упругое деформирование при сохранении постоянства модуля Юнга и коэффициента Пуассона;

III – увеличение коэффициента Пуассона, микрорастрескивание образца;

IV – коэффициент Пуассона примерно равен 0,5; активное ветвление и слияние микротрещин.

Следует отметить, что в допредельной области деформирования фактическая величина разрушения горной породы весьма мала. Об этом свидетельствует тот факт, что, судя по форме допредельной части кривой $\sigma - \varepsilon$, в этой области наблюдается чисто упругое деформирование, и после снятия нагрузки, образец, как правило, восстанавливает свои первоначальные форму и размеры. Сохраняется также и значение его предела прочности.

В связи с этим, существенный интерес представляет изучение стадии запредельного деформирования. Разрушение на этом уровне характеризуется, прежде всего, тем, что коэффициент бокового расширения становится больше 0,5 и при этом происходит увеличение объема деформируемого тела (дилатансия). Явление дилатансии впервые наблюдалось и было исследовано Бриджменом [119].

Увеличение объема деформируемых образцов горных пород происходит вплоть до полной их дезинтеграции и достигает 10-15%.

На стадии запредельного деформирования можно выделить три характерные области: V – пластического течения, VI – разупрочнения и разрыхления материала и VII – эквиволюмиального течения.

В области V коэффициент Пуассона равен 0,5, деформирование материала происходит без увеличения объема ($\varepsilon_v = \varepsilon_1 + \varepsilon_2 + \varepsilon_3 = 0$). Эта область очень

мала для хрупких материалов, к которым относится большинство горных пород, и достаточно велика для пластичных материалов с выраженными вязкими свойствами, например, металлы, каменная соль или марганецкие глины.

В области VI происходит постепенное разрушение структурных связей, поворот и сдвиг отдельных кристаллов. В области VI происходит постепенное разрушение структурных связей, поворот и сдвиг отдельных кристаллов. Коэффициент Пуассона больше 0,5, деформирование материала сопровождается увеличением объема ($\varepsilon_v = \varepsilon_1 + \varepsilon_2 + \varepsilon_3 > 0$). Прочность образцов падает, однако на любом уровне нагружения оставшиеся структурные связи обеспечивают их прочность и способность к упругому деформированию, о чем свидетельствуют петли гистерезиса, получаемые при циклическом нагружении и разгрузке (см. рис. 2.3 б) [118]. Приблизительная параллельность петель гистерезиса позволяет и в запредельной области использовать ту же величину модуля Юнга, что и в упругой. Следует отметить также, что при деформировании пластичных пород петли гистерезиса имеют меньшую площадь, то есть диссипация упругой энергии для них ниже, чем для хрупких пород.

Крутизна ниспадающей ветви графиков « $\sigma - \varepsilon$ » отражает структурные особенности горных пород, их склонность к хрупкому разрушению. Часто эту часть диаграммы линеаризируют и тогда крутизна ее может быть оценена численно с помощью так называемого модуля спада, или хрупкости.

Область VII (см. рис. 2.2) характеризуется полной дезинтеграцией испытуемых образцов, некоторая целостность которых обеспечивается благодаря внутреннему трению и зацеплению соприкасающихся частей. Дальнейшего увеличения объема не происходит. На этом уровне нагружения говорят о так называемой остаточной прочности $R_{ост}$ горных пород и о максимальном значении величины объемного разрыхления ε_v^* .

Описанный выше процесс деформирования горных пород за пределом прочности наглядно может быть представлен в виде механической модели, изображенной на рис. 2.3. а. Прочность стержней и угол их наклона являются величинами случайными. Прочность всей системы определяется суммарной прочностью стержней. По мере их разрушения прочность механической системы снижается, однако на любом уровне нагружения ее упругие свойства сохраняются. Подбирая соответствующим образом стержни с заданными деформационными и прочностными характеристиками, можно получить модель практически любого твердого тела. График деформирования такой модели показан на рис. 2.3. б.

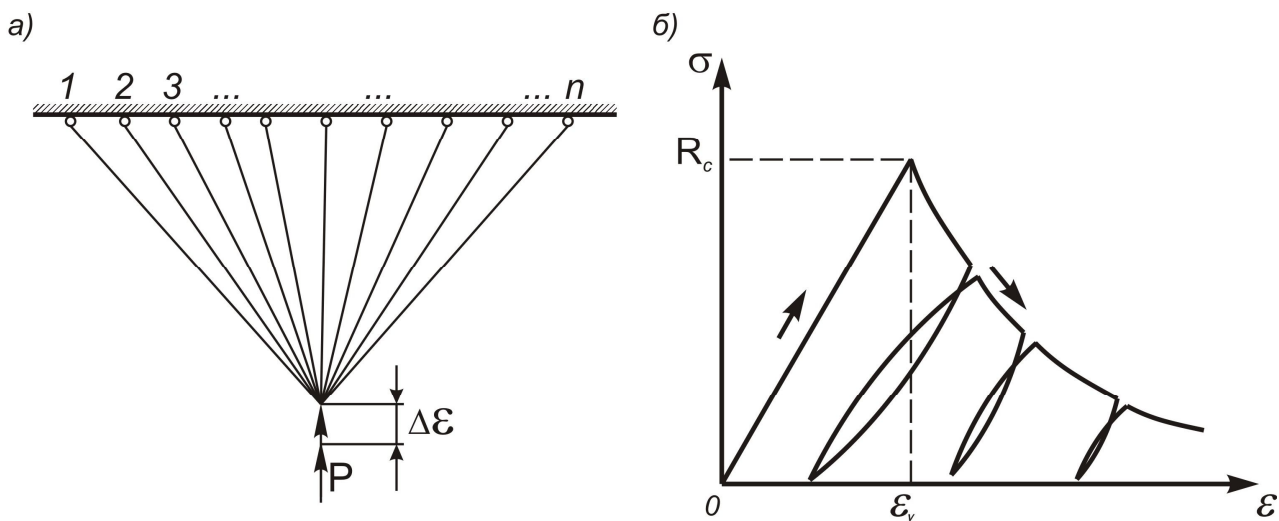


Рис. 2.3. Структурная механическая модель деформирования горных пород за пределом прочности:

- а) структурная модель;
- б) модельный график деформирования.

Модель представляет собой стержневую статически неопределимую систему, нагружаемую в режиме заданных деформаций. Обобщенный вид диаграммы деформирования горной породы в режиме заданных деформаций представлен на рис. 2.4.

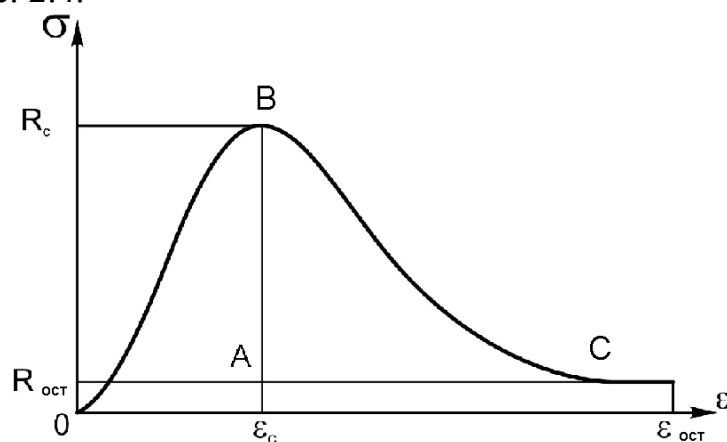


Рис. 2.4. Обобщенный вид диаграммы деформирования горной породы в режиме заданных деформаций

Таким образом, по нашему мнению, для прогнозирования поведения горных пород и возможных масштабов разрушений наиболее целесообразно использовать вероятностные методы исследования с соответствующей физико-статистической моделью разрушения [98]. В классической модели наиболее слабого звена предполагается, что разрушение элементарного объема материала определяется локальной прочностью наименее прочного элемента, и неустойчивое развитие одной трещины приводит к разрушению всего объема [47, 48]. Хотя такая модель и является эффективным средством решения некоторых практических задач механики горных пород, но в большинстве

случаев она ограничена и не отражает физической сущности процессов деформирования и разрушения трещиноватых материалов типа горных пород.

Полученные ранее результаты [47, 48] показывают перспективность использования статистической модели так называемого пучка нитей (стержней), которая достаточно полно качественно и количественно отражает механизм разрушения горных пород отрывом в процессе контролируемых деформаций. Таким образом, используя результаты работ [47, 48, 81, 119] и основываясь на изложенных выше рассуждениях, можно сформулировать следующие требования к статистической модели так называемого пучка стержней:

а) возникающие при заданном деформировании напряжения распределяются на структурные связи пропорционально их жесткости и ориентации относительно оси приложения нагрузки;

б) разрушение начинается с разрушения наиболее жестких связей и по мере увеличения деформаций последовательно распределяется на менее жесткие;

в) в дальнейшем, по мере выхода из строя структурных связей напряжения перераспределяются на уцелевшие вплоть до полного исчерпания несущей способности всего пучка;

г) после разрушения всех структурных элементов, материал сохраняет некоторую остаточную прочность, величина которой не зависит от приложенной нагрузки и числа циклов деформации.

Предложенная в такой постановке структурная модель накопления рассеянных повреждений в горных породах при их нагружении дает физически обоснованный, хотя и приближенный подход к описанию всего процесса разрушения.

Функция вероятности разрушения [81, 120] структурных связей $P(\sigma)$ представляет собой фактически степень накапливаемой поврежденности, которая по мере разрушения материала (породы) возрастает от нуля до единицы ($0 \leq P(\sigma) \leq 1$), если исходная поврежденность принята за нулевую.

Очевидно, что распределение прочности структурных связей, полученное при одном режиме нагружения, может быть пересчитано на другие (например, длительные, циклические) или другие масштабные уровни разрушения. Это позволяет непосредственно выйти на статистические методы прочностной надежности и долговечности элементов подземных сооружений при различных режимах их эксплуатации.

Таким образом, **задачу исследования накопления повреждений** в горной породе можно свести к исследованию модели материала (горной породы), в соответствии с которой:

1. Горная порода представляет собой неоднородный стохастически трещиноватый материал, который состоит из большого количества структурных связей (стержней) различной степени прочности с функцией вероятности разрушения $P(\sigma)$, с помощью которой определяется относительное количество разрушенных связей при напряжениях, не превышающих R_c .

2. Прочность (жесткость) стержней является случайной величиной, распределенной по какому-то закону;

3. Прочность всей системы R определяется суммой прочностей всех стержней $R = \sum_{i=1}^n R_i$;

4. По мере разрушения наиболее нагруженных стержней, нагрузка перераспределяется на менее нагруженные (менее жесткие) стержни;

5. Величина предела прочности убывает от R_c до $R_{ост}$ по какому-то закону;

6. Интерес для исследований представляет только запредельная ветвь полной кривой напряжение – деформация;

7. Нагружение образцов необходимо осуществлять в режиме заданных деформаций.

На основании физических представлений, и в соответствии с работой [81], теоретические кривые распределения прочности должны обладать следующими свойствами:

1. надежной аппроксимацией не только в области среднего значения, но и в области значений с малой вероятностью;

2. не принимать отрицательных значений, то есть нижний предел кривой должен являться существенно положительной величиной или в отдельных случаях равняться нулю;

3. верхний предел должен превышать наблюдаемые величины прочности лабораторных образцов в несколько раз;

4. иметь по возможности меньшее число параметров, которые оцениваются по выборочным данным, и допускать простые методы их определения;

5. функции плотности распределения должны иметь наиболее простой аналитический вид без сложных интегральных выражений и специальных функций.

В работах Г.Т. Рубца [48, 81, 119] был сделан обоснованный выбор функции вероятности разрушения (закона распределения структурных связей по прочности) применительно к процессу разрушения горных пород. В качестве такой функции было предложено использовать функцию распределения Седракяна.

Развивая этот подход, результаты проведенного качественного анализа модели, представленной на рис. 2.4, позволяют уточнить физический и статистический смысл полной кривой напряжение-деформация для горных пород. Восходящая ветвь этой кривой до предела прочности отражает упругое деформирование и начальный постепенный характер разрушения отдельных связей. Процесс при этом сохраняет устойчивость и в общем случае, на этом участке $\frac{d\sigma}{d\varepsilon} > 0$. Нисходящая ветвь кривой (после предела прочности, где

$\frac{d\sigma}{d\varepsilon} = 0$), соответствует разрушению оставшихся связей и для этой ветви так называемый модуль спада $\frac{d\sigma}{d\varepsilon} < 0$.

Будем считать горную породу неоднородным стохастически трещиноватым материалом, в котором при $\sigma = 0$ разрушение не происходит и функция вероятности разрушения, с помощью которой определяется относительное количество разрушенных связей при напряжениях не превышающих предел прочности $P(\sigma) = 0$, а когда все связи разрушены, $P(\sigma) = 1$. Часть пучка (относительная прочность поперечного сечения), в которой связи уже разрушены, равна $P(\sigma)$ и остаточная несущая способность зависит от количества неразрушенных связей $1 - P(\sigma)$.

Введем понятия условного $\sigma_{усл}$ и истинного $\sigma_{ист}$ напряжений. Условное напряжение представляет собой нагрузку, отнесенную к постоянной (начальной) площади поперечного сечения образца, а истинное напряжение – это нагрузка, отнесенная к переменной площади, вследствие образования трещин и разрыва сплошности.

Если $\sigma_{усл}$ – условное напряжение в сечении неразрушенного пучка, то тогда истинное (действительное напряжение) $\sigma_{ист}$ запишется следующим образом:

$$\sigma_{ист} = \frac{\sigma_{усл}}{1 - P(\sigma_{ист})}, \quad 0 \leq P(\sigma_{ист}) \leq 1, \quad 0 \leq \sigma_{ист} \leq \infty. \quad (2.55)$$

Тогда:

$$\sigma_{усл} = \sigma_{ист} [1 - P(\sigma_{ист})], \quad (2.56)$$

в которой $\sigma_{ист} = \varphi(\varepsilon)$ – диаграмма деформирования структурных связей.

Для упрощения математических вычислений полагаем структурные связи равножесткими, идеально хрупкими и подчиняющимися закону Гука:

$$\sigma_{ист} = E \cdot \varepsilon, \quad (2.57)$$

где E – модуль Юнга.

Подставляя (2.57) в (2.56), получаем непосредственно зависимость между напряжением и деформацией, которая, в общем случае, может быть описана распределением Гаусса, Вейбулла и некоторыми другими:

$$\sigma(\varepsilon) = E \cdot \varepsilon [1 - P(E \cdot \varepsilon)], \quad (2.58)$$

где $P(E \cdot \varepsilon)$ представляет теперь функцию вероятности разрушения для элементарных связей по их предельным деформациям.

Зависимость (2.58) описывает, в первом приближении, полный процесс деформирования и разрушения материала, как детерминированный результат стохастического процесса накопления повреждений при последовательном разрыве структурных связей с функцией вероятности их разрушения $P(\sigma)$ и с учетом перераспределения напряжений на неразрушенные.

Путем варьирования функциональным видом кривой распределения элементарных связей по прочности $P(\sigma)$, которая может принимать разнообразные конкретные выражения типа Гаусса, Вейбулла и др., и зависимостями $\sigma_{уст} = \varphi(\varepsilon)$, для совокупности связей одновременно с выбором необходимого количества параметров в обеих зависимостях, можно с заданной точностью аппроксимировать полную диаграмму деформирования $\sigma(\varepsilon)$.

Производная от (2.58) имеет следующий вид:

$$\sigma'(\varepsilon) = E[1 - P(E \cdot \varepsilon) - E \cdot \varepsilon \cdot P'(E \cdot \varepsilon)]. \quad (2.59)$$

Уравнение (2.59) может быть упрощено и приведено к выражению для определения величины максимальной деформации ε_m :

$$\{\ln[1 - P(E \cdot \varepsilon_m)]\}'_{\varepsilon} = -\frac{1}{\varepsilon_m}. \quad (2.60)$$

Если функция $P(\sigma)$ имеет обратную, то решение уравнения (2.60) значительно упрощается и для значений ε_m можно получить явное выражение в конечном виде. Подставив найденное значение ε_m в (2.58), находим максимальное значение полной диаграммы деформирования $\sigma(\varepsilon)$:

$$\varepsilon_m = E^2 \varepsilon_m^2 P(E \cdot \varepsilon_m). \quad (2.61)$$

Условие (2.59) может быть справедливо не только в отдельной точке ε_m , но и на некотором интервале значений ε . В этом случае полная диаграмма деформирования после достижения предела прочности не имеет ниспадающей ветви $\sigma(\varepsilon)$, а будет параллельна оси ε и иметь горизонтальный участок. Распределение структурных связей удовлетворяет следующему дифференциальному уравнению:

$$1 - P(E \cdot \varepsilon) = E \cdot \varepsilon \cdot P'(E \cdot \varepsilon). \quad (2.62)$$

Или его решение:

$$P(E \cdot \varepsilon) = 1 - \frac{1}{E \cdot \varepsilon}. \quad (2.63)$$

Из уравнения (2.56) можно получить выражение для функции вероятности разрушения структурных связей материала:

$$P(\sigma) = 1 - \frac{\sigma(\varepsilon)}{\sigma'(0) \cdot \varepsilon}. \quad (2.64)$$

Плотность распределения для $P(\sigma)$ запишется в виде:

$$f(\sigma) = P'(\sigma) = \frac{\sigma(\varepsilon) - \varepsilon \cdot \sigma'(\varepsilon)}{[\sigma'(0) \cdot \varepsilon]^2}. \quad (2.65)$$

В качестве функции вероятности разрушения примем закон Вейбулла:

$$P(\sigma) = 1 - \exp\left[-\left(\frac{\sigma}{b}\right)^c\right], \quad c > 0, \quad (2.66)$$

в котором параметр c представляет собой показатель однородности структурных связей материала по прочности, а b – параметр масштаба. По

нашим данным, для углей и горных пород параметр c находится в пределах $1 < c < 5$.

Подставляя значение $P(\sigma)$ из (2.66) в (2.58), получаем теоретическое уравнение для диаграмм полного процесса деформирования и разрушения в виде:

$$\sigma(\varepsilon)_{теор.} = E \cdot \varepsilon \cdot \exp \left[- \left(\frac{E \cdot \varepsilon}{b} \right)^c \right]. \quad (2.67)$$

Уравнение (2.67) содержит 3 неизвестных параметра E, b, c , которые подлежат оцениванию на основании экспериментальной зависимости $\sigma(\varepsilon)$.

Из условия $\sigma'(0) = E$, получаем первое уравнение для определения параметра E путем численного определения через конечные разности вблизи начала координат кривой $\sigma(\varepsilon)$ или же графическим методом. Подставляя (2.66) в (2.60), находим теоретическое выражение для значений деформаций горной породы ε_m , при котором достигается максимум σ_m зависимости $\sigma(\varepsilon)$:

$$\varepsilon_m = \frac{b}{E \cdot c^{1/c}}. \quad (2.68)$$

Подставляя (2.68) в (2.61), находим третье уравнение, устанавливающее связь экспериментального значения σ_m с параметрами кривой:

$$\sigma_m = \frac{b}{(\varepsilon \cdot c)^{1/c}}. \quad (2.69)$$

Значения $\sigma'(0)$, σ_m и ε_m , определенные из полной диаграммы деформирования $\sigma(\varepsilon)$, позволяют составить систему трех уравнений с тремя неизвестными параметрами E, b, c :

$$\begin{cases} E = \sigma'(0), \\ \varepsilon_m = \frac{b}{E \cdot c^{1/c}}, \\ \sigma_m = \frac{b}{(\varepsilon \cdot c)^{1/c}}. \end{cases} \quad (2.70)$$

Подстановкой b и c в (2.66) определяем интегральную кривую распределения прочности связей Вейбулла или функцию, позволяющую вычислять вероятность разрушения структурных связей при данном напряжении σ .

Путем несложных преобразований, находим выражения для определения параметров b и c :

$$c = \frac{1}{\ln \left(\frac{E \cdot \varepsilon_m}{\sigma_m} \right)}, \quad b = \varepsilon_m E \cdot c^{1/c}. \quad (2.71)$$

Рассмотренный подход дает только приближенные оценки, так как кривая совпадает с экспериментальной только лишь в двух точках, а поведение

теоретической кривой в других точках, особенно в запредельной области, остается произвольным. Такие оценки могут быть использованы как первое приближение для нахождения более точных оценок, например, методом наименьших квадратов.

Выбор функции вероятности разрушения структурных связей сопряжен с несколькими противоречивыми требованиями, которым она должна удовлетворять. Она должна иметь простой аналитический вид с небольшим количеством параметров (не более 3 – 4), быть достаточно гибкой, иметь обратную, а при подстановке в зависимость $\sigma - \varepsilon$, допускать простые методы оценки параметров без сложных вычислительных процедур.

Таким требованиям приближенно соответствует функция распределения Седракяна, которая была предложена для описания прочностных свойств материалов на основе теоретических представлений статистики экстремальных значений. Если учесть, что прочность первичных элементов имеет масштабный уровень, меньший, чем у структурных связей, то распределение прочности имеет вид:

$$P(\sigma) = 1 - \left[1 - \left(\frac{\sigma}{b} \right)^p \right]^q, \quad (2.72)$$

где b – параметр масштаба кривой;

p и q – параметры формы распределения.

Подстановка (2.72) в (2.58) дает следующее выражение для полной кривой деформирования:

$$\sigma(\varepsilon) = E \cdot \varepsilon \left[1 - \left(\frac{E \cdot \varepsilon}{b} \right)^p \right]^q, \quad (2.73)$$

которая имеет 4 неизвестных параметра.

Вычисляя производную (2.73) и приравнявая ее 0, находим уравнение для нахождения его корней:

$$\sigma'(\varepsilon) = E \left[1 - \left(\frac{E \cdot \varepsilon}{b} \right)^p \right]^{q-1} \left[1 - (1 + p \cdot q) \left(\frac{E \cdot \varepsilon}{b} \right)^p \right] = 0. \quad (2.74)$$

Из первого сомножителя (2.74) получаем уравнение для нахождения значения касания кривой $\sigma^+(\varepsilon)$ первого порядка; для него в этой точке обращается в нуль не только $\sigma^+(\varepsilon)$ (верхняя граница кривой), но и ее производная $\sigma'(\varepsilon)$.

Это значение: $\varepsilon_\kappa = \frac{b}{E}$, определяется на экспериментальной кривой, например, графическим методом сглаживания линейной зависимостью запредельной ветви кривой до пересечения с осью ε .

Второй сомножитель из (2.74) дает уравнение для определения того значения деформации ε_m , при котором достигается максимум кривой $\sigma(\varepsilon)$:

$$\varepsilon_m = \frac{b}{E(1 + p \cdot q)^{1/p}}. \quad (2.75)$$

Подставляя значение ε_m из (2.75) в (2.73), находим максимум кривой $\sigma(\varepsilon)$:

$$\sigma_m = \frac{b}{E(1+p \cdot q)^{1/p}} \left(\frac{p \cdot q}{1+p \cdot q} \right)^q. \quad (2.76)$$

Уравнения (2.74) – (2.76) вместе с условием $\sigma'(0) = E$, составляют систему 4 уравнений с четырьмя неизвестными E, b, p и q , подлежащими определению на основе экспериментальных данных $\sigma'(0), \varepsilon_\kappa, \varepsilon_m, \sigma_m$ для полной кривой деформирования:

$$\begin{cases} E = \sigma'(0), \\ \varepsilon_m = \frac{b}{E(1+p \cdot q)^{1/p}}, \\ \sigma_m = \left(\frac{p \cdot q}{1+p \cdot q} \right)^q \frac{b}{(1+p \cdot q)^{1/p}}, \\ \varepsilon_\kappa = \frac{b}{E}. \end{cases} \quad (2.77)$$

Система (2.77) может быть решена только численными методами, поэтому для получения простого и явного решения ее необходимо упростить, положив, например, $p = 1$. В этом случае система (2.77) имеет решение в явном виде и для определения ее параметров получаем формулы:

$$q = \frac{\varepsilon_\kappa}{\varepsilon_m} - 1; \quad b = \frac{\sigma_m (q+1)^{q+1}}{q^q}; \quad E = \frac{b}{\varepsilon_\kappa}. \quad (2.78)$$

Функция вероятности разрушения структурных связей $P(\sigma)$ представляет собой, фактически, меру накапливаемой поврежденности, которая по мере нагружения горной породы возрастает от 0 до 1, если уровень исходной поврежденности принят за нулевой.

В соответствии с этим подходом функция распределения имеет следующий вид:

$$f(\sigma) = \frac{q}{b} \left(1 - \frac{\sigma}{b} \right)^{q-1}. \quad (2.79)$$

Автором настоящей работы были проведены исследования накопления поврежденности в образцах горных пород с использованием этого метода исследований [8, 16, 50, 112, 120]. На рис. 2.5 изображено семейство кривых, каждая из которых соответствует определенному циклу нагружения. Эти кривые могут быть получены путем циклического нагружения образца горной породы до предела прочности и последующего снятия нагрузки. При этом величина предела прочности уменьшается от цикла к циклу. Результаты исследований с использованием предложенного подхода приведены в работах [81, 112, 120]. Таким образом, фактически, запредельная ветвь полной кривой $\sigma - \varepsilon$ является огибающей пиков кривой, полученной путем нагружения образца до соответствующего предела прочности. Такой способ циклического

разрушения образцов позволяет более детально исследовать процесс постепенной потери несущей способности горной породой. Соответственно этому, в ходе эксперимента может быть получено значение информационной энтропии, соответствующее каждому из проведенных циклов нагружения.

Подставляя пределы изменения σ и вид $f(\sigma)$:

$$S = - \int_a^b \frac{q}{b} \left(1 - \frac{\sigma}{b}\right)^{q-1} \ln \left[\frac{q}{b} \left(1 - \frac{\sigma}{b}\right)^{q-1} \right] d\sigma, \quad (2.80)$$

где параметр b определяется из соотношения (2.78), а $a = \sigma_{ост} \approx 0$.

После интегрирования и преобразований имеем:

$$S = \left(1 - \frac{\sigma}{b}\right)^q \left[\ln \frac{q}{b} + (q-1) \left(\ln \left(1 - \frac{\sigma}{b}\right) - \frac{1}{q} \right) \right] \Big|_0^b. \quad (2.81)$$

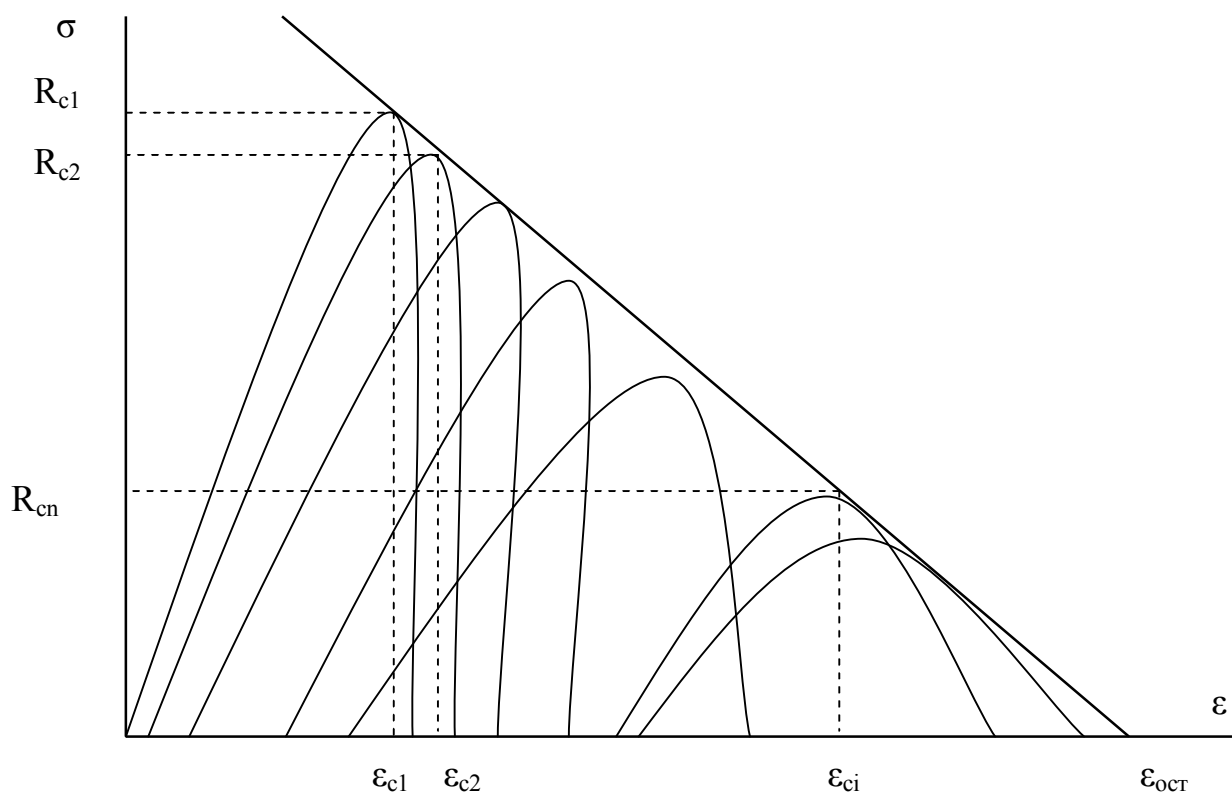


Рис. 2.5. Схема к определению параметров полной кривой напряжение-деформация графическим путем по результатам циклических нагружений образца горной породы в режиме заданных деформаций

После подстановки в (2.81) пределов интегрирования, это выражение теряет зависимость от σ .

$$S = \ln \frac{q}{b} + \frac{1}{q} - 1. \quad (2.82)$$

Таким образом, мы получили окончательное выражение для определения информационной энтропии образца породы.

Если величину ΔS принять в качестве меры поврежденности породного обнажения, то изменение поврежденности при циклическом нагружении предлагается определять следующим образом:

$$\Delta S = S_i - S_{i-1}, \quad (2.83)$$

где i – номер цикла нагружения.

Следует отметить, что полученное с его помощью значение информационной энтропии не совсем однозначно соответствует энтропии, как термодинамической величине и не в полной мере отражает физический смысл процесса разрушения. Информационная энтропия содержит информацию о количестве разрушенных в горной породе структурных связей, не являясь при этом однозначной характеристикой затраченной на разрушение горной породы энергии.

В связи с этим, представляло интерес определить значение термодинамической энтропии горных пород. В общем случае, изменение термодинамической энтропии состоит из двух частей [104, 121]:

$$dS = d_e S + d_i S, \quad (2.84)$$

где $d_e S \neq 0$ при теплообмене и другом взаимодействии с внешней средой;

$d_i S = 0$ для обратимых процессов.

При разрушении горной породы под нагрузкой, в общем случае, $d_e S > 0$, $d_i S < 0$, так как идет взаимодействие с внешней средой (прессом) и изменения внутри системы (разрушение горной породы). Если пренебречь теплообменом с окружающей средой (теплообразование при разрушении образцов горных пород на прессе в обычных условиях мало) и другими потерями энергии на прессе (химические реакции, излучение и т.п.), то:

$$d_e S = 0. \quad (2.85)$$

Используя данные работы [122], формулы первого и второго начала термодинамики можно записать следующим образом:

$$dS = d_i S = \frac{dQ}{T}, \quad dQ = dU + dA, \quad (2.86)$$

где $d_i S$ – рассматривается как прирост энтропии внутри твердого тела (породы) во время протекания процесса изменения термодинамического состояния;

dQ – изменение количества теплоты;

dU – изменение внутренней энергии;

dA – элементарная работа.

Необратимый прирост энтропии внутри тела при неупругом и необратимом протекании процесса обычно определяют в виде соотношения [122]:

$$dS_i = \frac{1}{T} \sigma \delta \varepsilon^n, \quad (2.87)$$

где $\delta \varepsilon^n$ – изменение величины необратимой деформации;

σ – величина приложенной нагрузки.

Соотношение (2.87) может быть переписано в виде, соответствующем режиму заданных деформаций, который реализовывался при экспериментальных исследованиях на образцах горных пород:

$$dS_i = \frac{1}{T} d\sigma \cdot \varepsilon^n. \quad (2.88)$$

В нашем случае в систему (образец горной породы) происходит приток энергии со стороны пресса. Изменением температуры при разрушении образца можно пренебречь, то есть $dU = 0$. Тогда выражение (2.88) с учетом того, что $dQ = dA = TdS$, можно преобразовать к виду:

$$dA = TdS = dE_\sigma, \quad (2.89)$$

где dE_σ – энергия, идущая на деформацию горной породы, равная площади области ABC , представленной на рис. 2.4.

Рассмотрим процесс деформирования образца горной породы, представленный на рис. 2.4. Очевидно, что энергия, израсходованная на его разрушение равна площади области ABC , заключенной между запредельной ветвью кривой напряжение – деформация и прямой $\sigma = R_{ocm}$. Таким образом, справедливо следующее выражение:

$$E_\sigma = \int_{\varepsilon_c}^{\varepsilon_{ocm}} \sigma(\varepsilon) d\varepsilon. \quad (2.90)$$

Тогда выражение для энтропии S имеет следующий вид:

$$S = \frac{E_\sigma}{T} = \frac{1}{T} \int_{\varepsilon_c}^{\varepsilon_{ocm}} \sigma(\varepsilon) d\varepsilon. \quad (2.91)$$

Для определения величины энтропии по выражению (2.91), необходимо знание аналитического вида функции $\sigma(\varepsilon)$, описывающей вид полной кривой напряжение-деформация.

Попытки описания кривой $\sigma - \varepsilon$ делались многими учеными-геомеханиками. Наиболее интересны среди них исследования Г.Т. Кирничанского [111], А.Н. Шашенко [75], Г.Т. Рубца [48, 81, 119], В.В. Виноградова [60] и Б.М. Усаченко [124].

По нашему мнению, наиболее удобным для аналитического описания с точки зрения правильности описания процесса снижения прочности образцов горных пород является степенная функция, предложенная в работе [75]. Применительно к цели наших исследований, вид этой функции зависимости напряжений от величины заданной деформации можно записать следующим образом:

$$\sigma(\varepsilon) = A / \varepsilon^2 - B. \quad (2.92)$$

Принимая в соответствии с данными работы [60], величину коэффициента остаточной прочности для хрупких горных пород

$k_{ocm} = \frac{R_{ocm}}{R_c} \approx 0,1$, коэффициенты A и B из соотношения (2.92) можно определить

из условия $k_{ocm} R_c \leq \sigma(\varepsilon) \leq R_c$:

$$\begin{cases} R_c = \frac{A}{\varepsilon_c^2} - B, \\ k_{ocm} R_c = \frac{A}{\varepsilon_{ocm}^2} - B. \end{cases} \quad (2.93)$$

Из последнего соотношения при условии $k_{ocm} \approx 0,1$ имеем:

$$A = \frac{(R_{ocm} - R_c) \varepsilon_{ocm}^2 \varepsilon_c^2}{\varepsilon_{ocm}^2 - \varepsilon_c^2}. \quad (2.94)$$

Подставляя полученный вид функции $\sigma(\varepsilon)$ в (2.91), интегрируя и подставляя пределы интегрирования, получаем выражение для определения критического (соответствующего разрушению) значения энтропии горной породы:

$$S_* = \frac{E_\sigma}{T} = \frac{A}{T} \left(\frac{1}{\varepsilon_{ocm}} - \frac{1}{\varepsilon_c} \right) + \frac{B}{T} (\varepsilon_{ocm} - \varepsilon_c) \approx \frac{A}{T} \left(\frac{1}{\varepsilon_{ocm}} - \frac{1}{\varepsilon_c} \right), \quad ([S] = \left[\frac{H}{M \cdot K} \right]). \quad (2.95)$$

Знак приближенного равенства в выражении (2.95) поставлен в связи с тем, что мы пренебрегаем вторым слагаемым, как величиной второго порядка малости.

Следует отметить, что величина энтропии, найденная по выражению (2.95) является, по аналогии с результатами работы [105, 124], термодинамической энтропией однородной деформации единицы объема горной породы.

Если необходимо определить текущее значение энтропии образца горной породы, то выражение (2.95) приобретает следующий вид:

$$S = \frac{E_\sigma}{T} = \frac{A}{T} \left(\frac{1}{\varepsilon_i} - \frac{1}{\varepsilon_c} \right), \quad (2.96)$$

где ε_i – текущее значение деформации горной породы.

На рис. 2.6 – 2.8 представлены, в качестве примера, некоторые кривые, иллюстрирующие изменение термодинамической энтропии при росте деформации при испытании на одноосное сжатие в режиме заданных деформаций за пределом прочности. Исходные данные для построения этих зависимостей были взяты из работы Г.Т. Кирничанского [111].

Как видно из представленных зависимостей, величина термодинамической энтропии горных пород находится в экспоненциальной зависимости от деформации за пределом упругости, что соответствует кинетической концепции прочности твердых тел.

Таким образом, величину энтропии можно использовать для оценки прочности горной породы.

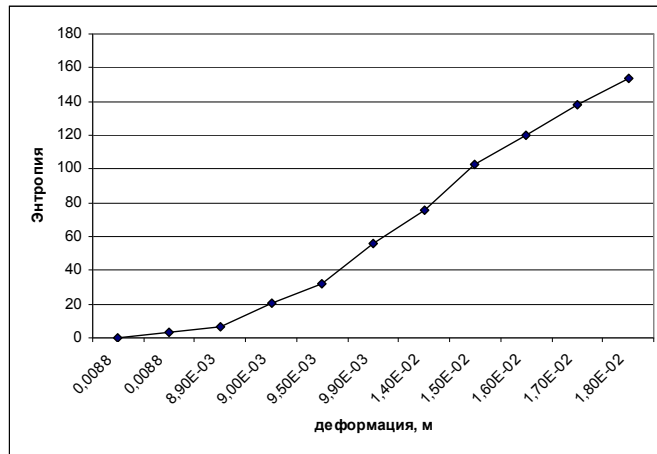


Рис. 2.6. Зависимость энтропии выбросоопасного угля от величины деформации за пределом упругости

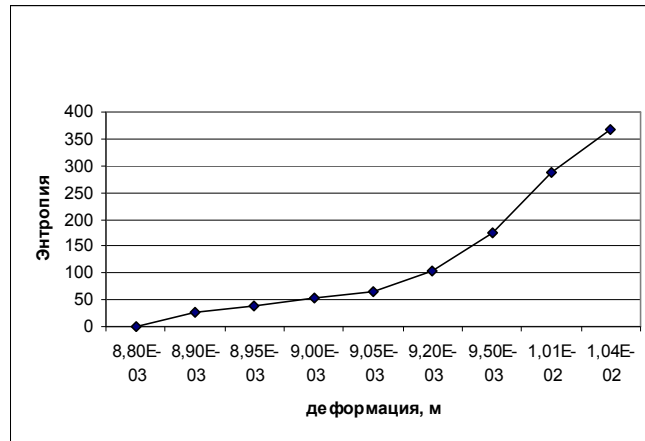


Рис. 2.7. Зависимость энтропии выбросоопасного песчаника от величины деформации за пределом упругости

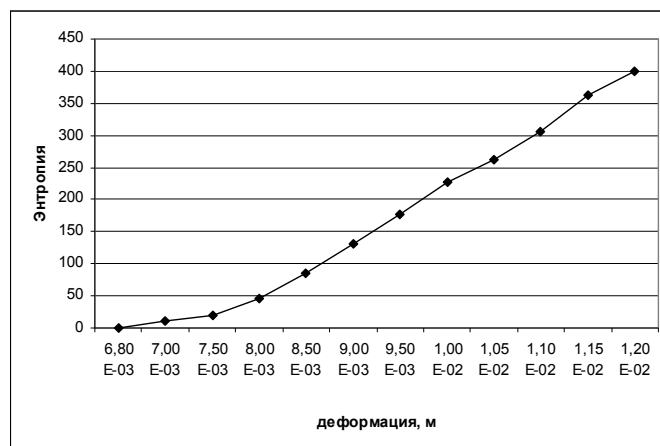


Рис. 2.8. Зависимость энтропии невыбросоопасного песчаника от величины деформации за пределом упругости

2.6. Установление взаимосвязи энтропии и потенциальной энергии напряженно-деформированного состояния пород приконтурной области массива, вмещающей очистной забой

Взаимосвязь величины энтропии пород приконтурной области массива, содержащей горную выработку, и потенциальной энергии их напряженно-деформированного состояния, является необходимым и достаточным условием разработки принципиально новых, более точных методов определения и прогноза геомеханического состояния разрабатываемого участка массива. Однако, весьма важным, в особенности, применительно к ведению работ на выбросоопасных угольных пластах, является возможность прогноза вероятности возникновения больших деформаций (газодинамические явления, пучения пород почвы и т.п.). Представляет научный и практический интерес установить взаимосвязь энтропии и потенциальной энергии напряженно-деформированного состояния пород приконтурной области массива. Основываясь на исходных идеях, развитых в работах [120, 125], а также основных положениях кинетической теории прочности [84], попытаемся получить количественную оценку величины потенциальной энергии напряженно-деформированного состояния приконтурной области массива, содержащей горную выработку. В качестве параметра, характеризующего напряженно-деформированное состояние, используем энтропию, изменение которой, как было показано в [8, 81, 126], однозначно характеризует процесс разрушения горных пород.

Предлагаемое выражение, правомерность которого подтверждается данными работ [102, 103] и результатами, полученными по аналогии с соотношениями для сплошности, предложенными Качановым [102], имеет вид:

$$\frac{dS}{dt} = -\alpha \frac{\sigma - \sigma_n}{S^\nu}, \quad (2.97)$$

где S – энтропия горной породы;

α – размерный реологический параметр, зависящий от типа, структуры и свойств горной породы, ее влажности и температуры;

σ – напряжение, действующее в горной породе;

σ_n – предел прочности;

ν – показатель интенсивности трещинообразования (скорость процесса разрушения).

Характерной особенностью такого описания процесса разрушения является, как следствие, невозможность мгновенного разрушения породы, как бы велика ни была внешняя нагрузка. В этом основное преимущество соотношения (2.75), так как оно хорошо согласуется с физикой процесса разрушения горных пород и подтверждается многочисленными экспериментальными исследованиями [81, 118, 120].

Разрушение происходит в момент, когда $S = S^*$ (S^* – критическое значение энтропии для данной породы в конкретных условиях разрушения). Рассматривая процесс хрупкого разрушения породы при сжатии, логично

обобщить (2.97) на случай образования в породах не только трещин отрыва, но и трещин сдвига, которые развиваются под действием сжимающих напряжений. Микротрещины сдвига возникают в очагах скопления дислокаций при местных концентрациях напряжений, связанных с неоднородностью породы на различных структурных уровнях. Образование трещин сдвига – достаточно длительный процесс. Он состоит из большого числа коротких моментов распространения, разделенных сравнительно продолжительными периодами покоя. Хрупкое разрушение горных пород при сжатии происходит в две стадии: по мере прорастания трещин скорость сдвига возрастает, и в момент, когда на площадке разрушения окажутся преодоленными силы сцепления, процесс принимает критический характер и переходит в быструю стадию разрушения – потерю устойчивости. Таким образом, анализ процесса роста трещин сдвига при хрупком разрушении подтверждает возможность использования соотношения (2.97) для случая сжатия породы.

В работе [125] на основе известного выражения энтропии породного массива S показано, что в качестве определяющих критериев устойчивости массива может быть использована поверхностная энергия трещин и пустот. Зависимость энтропии породного массива от поверхностной энергии имеет вид [126]:

$$S = k \cdot \ln A \cdot \exp(1/T) \cdot [B \cdot \Sigma W_i + P^2 + D], \quad (2.98)$$

где A , B , C и D – константы, определяемые свойствами породы;

ΣW_i – поверхностная энергия, отнесенная на единицу объема разрушенной породы;

P – среднее значение действующих в породном массиве механических напряжений;

k – постоянная Больцмана.

Поверхностная энергия трещин и пустот может быть накоплена за счет истощения долговечности породы. То есть, чем больше ΣW_i , тем больше породный массив поврежден.

С помощью взрыва или других воздействий можно эффективно изменять естественную ориентацию разрушенных пород, размещая отдельные блоки или куски в хаотическом порядке, что значительно увеличивает энтропию [126]:

$$S \approx N_p \cdot k \{ (n - 1) \ln(Z/l) + \ln n \}, \quad (2.99)$$

где N_p – количество блоков отдельных элементов системы;

n – количество сегментов, из которых состоит блок;

$Z = x/y$ – среднее количество узлов (расчетных или условных) выработанного пространства, через которые могут переместиться куски породы во время разрушения;

x – суммарное число узлов, которые займут блоки, находившиеся перед разрушением в одном горизонтальном слое;

y – количество блоков в этом слое перед разрушением.

Полученные выше результаты, и результаты работ [126 – 128], дают все основания предположить, что величина энтропии пород приконтурной области массива находится в однозначной функциональной связи с потенциальной

энергией напряженно-деформированного состояния, заключенного в этой области.

Первое начало термодинамики в дифференциальной форме имеет вид [105]:

$$dQ = T \cdot dS = dU + dA, \quad (2.100)$$

где T – термодинамическая температура;

dU – изменение внутренней энергии системы;

dA – работа, совершаемая над системой или системой над другими телами;

dQ – количество теплоты.

Используя известное соотношение [129] для функции состояния системы можно связать изменение энтропии системы dS с изменением ее энергии:

$$\frac{dQ}{T} = dS. \quad (2.101)$$

Породный массив как термодинамическая система при ведении горных работ является неравновесной системой, в которой происходят необратимые изменения [129, 130]. Таким образом, энтропия этой системы возрастает:

$$\Delta S > 0. \quad (2.102)$$

В соответствии с работой [138], если щель глубиной L сделана по всей поверхности забоя, то коэффициент интенсивности нормальных напряжений имеет вид:

$$K = 1,12 \sigma_{y0} \sqrt{\pi L}, \quad (2.103)$$

и приток энергии на единицу площади при подвигании забоя на единицу продвижения рабочего органа:

$$-\frac{\Delta \mathcal{E}}{\Delta S'} \approx 4 \frac{(1 - \mu^2)}{E} \sigma_{y0}^2 L, \quad (2.104)$$

где $\Delta \mathcal{E}$ – изменение механической энергии;

$\Delta S'$ – изменение площади;

μ – коэффициент Пуассона;

E – модуль Юнга;

σ_{y0} – компонента напряжений нетронутого массива.

Умножив обе части (2.104) на $\Delta S'$ и приняв $\Delta \mathcal{E} = dA$, имеем:

$$dA = -4 \frac{(1 - \mu^2)}{E} \sigma_{y0}^2 dV, \quad (2.105)$$

где dV – объем отделяемой от массива породы;

dA – элементарная работа сил горного давления, реализующая деформацию пород приконтурной области массива в выработку.

Величина σ_{y0} , хотя и имеет ясный физический смысл, не отражает всей полноты геомеханических процессов в породном массиве.

В работе [131] на основе результатов [132] показано, что в каждой рассматриваемой точке массива опасность его разрушения можно определить на основе сравнения так называемого эквивалентного напряжения σ_e с

пределом прочности пород на одноосное сжатие. Л.Я. Парчевским и А.Н. Шашенко в статье [133] было получено условие:

$$(\sigma_1 - \sigma_3)^2 - R_c^2 \psi - (1 - \psi) R_c (\sigma_1 + \sigma_3) = 0, \quad (2.106)$$

или в общем случае напряженного состояния:

$$(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{xy}^2 - R_c^2 \psi - (1 - \psi) R_c (\sigma_x + \sigma_y) = 0. \quad (2.107)$$

Из выражения (2.106) может быть получена формула для приведения сложного напряженного состояния к простому одноосному. Она имеет следующий вид:

$$\sigma_e = \frac{(\psi - 1)(\sigma_1 + \sigma_3) + \sqrt{(\psi - 1)^2 (\sigma_1 + \sigma_3)^2 + 4\psi (\sigma_1 - \sigma_3)^2}}{2\psi} \leq R_c. \quad (2.108)$$

Аналитический критерий прочности П.П. Баландина [134] для предельного состояния имеет вид:

$$R_c = \frac{(\psi - 1)(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)}{2\psi} + \frac{\sqrt{(\psi - 1)^2 (\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)^2 + 4\psi [(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2]}}{2\psi}. \quad (2.109)$$

Выражение (2.107) можно привести к такому же виду:

$$R_c = \frac{(\psi - 1)(\sigma_1 + \sigma_3) + \sqrt{(\psi - 1)^2 (\sigma_1 + \sigma_3)^2 + 4\psi (\sigma_1 - \sigma_3)^2}}{2\psi}. \quad (2.110)$$

Из (2.110) при $\sigma_2 = 0$ получим критерий прочности для плоского напряженного состояния

$$R_c = \frac{\psi - 1}{2\psi} (\sigma_1 + \sigma_3) + \frac{1}{2\psi} \sqrt{(\psi - 1)^2 (\sigma_1 + \sigma_3)^2 + 4\psi [\sigma_1^2 + \sigma_3^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2]}. \quad (2.111)$$

Из выражения (2.85) может быть получена формула для приведения сложного напряженного состояния к простому одноосному. Она имеет следующий вид:

$$\sigma_e = \frac{(\psi - 1)(\sigma_1 + \sigma_3) + \sqrt{(\psi - 1)^2 (\sigma_1 + \sigma_3)^2 + 4\psi (\sigma_1 - \sigma_3)^2}}{2\psi} \leq R_c. \quad (2.112)$$

Здесь σ_e – так называемое эквивалентное напряжение, то есть напряжение, эквивалентное одноосному напряженному состоянию.

Перейти к эквивалентному напряжению σ_e можно, таким образом, используя при этом коэффициент структурного ослабления k_c , величина которого определяется по известным методикам [135]. Тогда применительно к рассматриваемому случаю разрушения приконтурной области массива, можно записать следующее приближенное выражение:

$$\sigma_e = \sigma_{0y} k_c. \quad (2.113)$$

Величина σ_e является обобщенной характеристикой напряженно-деформированного состояния участка породного массива с точки зрения

приближения величиной потенциальной энергии к критическому значению, соответствующему потере устойчивости.

Учитывая то, что входящее в соотношения (2.103) – (2.106) значения σ являются параметрами, характеризующими начальное (нетронутое) напряженно-деформированное состояние породного массива, то, опираясь на результаты работы [118], можно записать следующее выражение:

$$\sigma_e \approx \sigma_{0y}. \quad (2.114)$$

Тогда соотношение (2.105) с учетом (2.100) и (2.107) может быть записано:

$$TdS - dU = -4 \frac{1-\mu^2}{E} \sigma_e^2 dV, \quad (2.115)$$

или

$$dS = \frac{1}{T} [dU - 4 \frac{(1-\mu^2)}{E} \sigma_e^2 dV]. \quad (2.116)$$

Последнее соотношение является аналитическим выражением первого начала термодинамики, записанного в форме, пригодной для описания процесса освобождения потенциальной энергии напряженно-деформированного состояния породного массива на границе разрушения. Оно устанавливает однозначную взаимосвязь между приращением энтропии пород приконтурной области массива и их термодинамических параметров (температура, внутренняя энергия); напряженно-деформированное состояние (эквивалентное напряжение, объем, коэффициент Пуассона, модуль Юнга). Поэтому оно может быть использовано для определения степени приближения состояния приконтурной области массива к предельному, то есть для прогноза возникновения больших деформаций.

2.7. Исследование закономерностей поведения приконтурной области массива при отработке очистного забоя

Современные тенденции развития производительных сил в мировой экономике сопровождаются непрерывным увеличением числа аварий и катастроф. При этом наблюдается весьма тревожная тенденция роста крупных аварий, приводящих к масштабным материальным потерям, значительному ущербу окружающей среде и нередко, к многочисленным жертвам среди населения и персонала объектов повышенной опасности.

Как известно, на сегодняшний день шахты и рудники Украины характеризуются наиболее сложными горно-геологическими условиями в сравнении с другими странами.

Комплексная механизация и автоматизация производственных процессов приводит к уменьшению доли тяжелого физического труда, но и требует от горнорабочих повышения профессионального уровня. Труд горнорабочих становится более интеллектуальным, увеличивается его умственная напряженность. Управление, обслуживание машин и механизмов требуют более высокого общеобразовательного уровня и специальных

профессиональных знаний. Для рабочих ряда горных специальностей, связанных с управлением системами машин, механизмов и электроаппаратуры, целесообразно проводить профессиональный отбор, позволяющий подбирать кадры в соответствии с требованиями применяемой горнодобывающей техники.

В настоящее время при эксплуатации очистных забоев отмечается высокий уровень травматизма, в том числе из-за обрушений пород вследствие повышенного горного давления, возникающего как результат существенно возросших скоростей подвигания лав. Конструкции механизированных крепей и их сопряжений со штреками, а также охранные конструкции являются в процессе работы весьма нагруженными, что нередко приводит к их поломкам, и, как следствие, травмированию горнорабочих.

Основными параметрами, определяющими устойчивость кровли в указанных зонах, являются напряженное состояние массива, скорость подвигания лавы и площадь кровли, поддерживаемая секциями крепи очистного участка.

Системы отработки подземных месторождений полезных ископаемых с оставлением незакрепленных обнажений горных пород всегда сопряжены со значительной опасностью по фактору «обрушение пород из кровли». Особую опасность в этом смысле представляют очистные забои с неустановившимся распределением горного давления в рабочем пространстве лавы, в котором рабочие вынуждены находиться в течение длительного времени.

С увеличением глубины ведения работ повышается риск ошибок в выборе параметров очистных и проходческих выработок или самой технологии подготовки и добычи полезного ископаемого, поскольку их организация и проектирование традиционно производятся на основе геологоразведочных данных, являющихся довольно приблизительными. В ходе ведения работ в блоке геомеханические исследования обычно не производятся и прогноз последствий разработки месторождения не осуществляется. Исследования, как правило, проводятся лишь после аварии.

Основные факторы, формирующие выбросоопасную ситуацию в механизированном забое, - это высокие уровни механических напряжений, газового давления и газоносности нетронутого массива, а также низкая прочность и большая начальная скорость газоотдачи угля. Особое значение имеет напряженно – деформированное состояние пород призабойной области, а также связанные с ними пористость и проницаемость угля, определяемая совокупным влиянием природных факторов и технологии ведения очистных работ [136].

Распределение давления газа в угольном пласте, как важнейшая из составляющих, формирующих выбросоопасную ситуацию, характеризуется, с одной стороны, газоносностью и давлением газа в нетронутом массиве, а с другой - распределением пористости и проницаемости вблизи свежеобнаженной поверхности (забоя).

По данным работы [136], даже при неизменных горно-геологических и горно-технологических условиях, распределением давления газа можно

управлять, меняя режим подвигания забоя, глубину внедрения исполнительного органа и время между последовательными внедрениями в массив.

Интенсивность выемочных работ в очистном забое определяется из выражения [136]:

$$I = \frac{l_c}{T_c}, \quad (2.117)$$

где l_c – подвигание очистного забоя за технологический цикл (сутки), м;

T_c – время работы машины по выемке угля в цикле (сутки), ч.

Шахтные инструментальные исследования в действующих очистных забоях – наиболее эффективный и достоверный метод изучения геомеханических процессов в углепородном массиве при отработке очистного забоя. Специфика управления горным давлением в очистном забое обусловлена тем, что он непрерывно перемещается в пространстве, что влечет за собой постоянное перераспределение концентрации напряжений в приконтурной области массива, вмещающего очистной забой. Широко распространенным видом проявления горного давления в приконтурной области массива при ведении очистных работ является обрушение пород кровли, которое зависит от некоторых критических размеров породных обнажений, от уровня действующих напряжений, деформационно-прочностных свойств горных пород и их структурно-текстурных особенностей.

В связи с этим представляло интерес исследовать геомеханические процессы, идущие в приконтурной области массива при отработке очистного забоя. В качестве примера рассмотрим 1017 лаву шахты «Западно-Донбасская» ПО «Павлоградуголь».

Основные горно-технологические параметры 1017 лавы приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1.

Основные горно-технологические параметры 1017 лавы

Вид управления кровлей	Полное обрушение
1	2
Угол падения пласта, град.	2...4
Шаг обрушения непосредственной кровли, м	1,5 – 2,0
Тип комбайна	ГШ – 200В
Тип крепи	Дм
Тип конвейера	СП-251
Среднесуточная нагрузка на лаву, т/сут	1335
Среднемесячная добыча, т	40050
Длина лавы, м	208
Мощность угольного пласта, м	1,42
Мощность вынимаемого пласта, м	1,1
Мощность присекаемых пород, м	0,32

Окончание табл. 2.1.

1	2
Суммарная длина ниш, м	0
Коэффициент извлечения	0,95
Ширина захвата выемочной машины, м	0,63
Скорость подачи комбайна, м/мин	2,5
Длительность добычной смены, мин	360
Количество добычных смен	3
Плотность добываемого угля, т/м ³	1,26
Количество рабочих циклов в сутки	5,2
Добыча с цикла, т	267

Характеристики боковых пород приведены в таблице 2.2.

Таблица 2.2.
Характеристики боковых пород

Номер слоя	Мощность слоя (m), м	Боковые породы	Крепость пород (f)	Предел прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$), МПа	Предел прочности на растяжение (σ_p), МПа	Объемная плотность (γ), т/м ³
		<u>Ложная кровля</u>				
1	0,0 – 0,15	Аргиллит	1,5	15,0	0,9	2,39
2	0,0 – 0,15	Алевролит	1,8	18,0	0,7	2,36
		<u>Непосредственная кровля</u>				
3	1,0 – 1,5	Аргиллит	1,6	15,9	0,4	2,32
4	1,0 – 1,5	Алевролит	2,9	28,5	1,0	2,36
5	1,0 – 1,5	Песчаник	3,6	35,6	1,8	2,39
		<u>Основная кровля</u>				
6	5,9 – 12,3	Аргиллит	1,6	15,9	0,4	2,32
7	0,0 – 4,0	Алевролит	2,9	28,5	1,0	2,36
8	1,9 – 6,6	Алевролит	2,9	28,5	1,0	2,36
9	0,0 – 4,3	Песчаник	3,6	35,6	1,8	2,39
		<u>Ложная почва</u>				
10	0,0 – 1,2	Аргиллит	1,5	15,0	0,9	2,38

Геологическую и вынимаемую мощность пласта измеряли рулеткой один раз в смену. Расстояние от забоя до точки первого контакта перекрытия с кровлей, а также толщину породной подушки на перекрытии определяли на

каждом цикле передвижки крепи. Продолжительность технологических операций хронометрировали с точностью до 5 мин.

Первая замерная станция была оборудована на сопряжении 1017 лавы с конвейерным штреком. Затем ее перемещали вверх по лаве и в каждом месте дислокации замеры выполняли до и после прохода комбайна и передвижки секций крепи. Результаты наблюдений за смену заносили в специальные формуляры. Полученные экспериментальные результаты представлены в виде кривых на Рис. 2.9, 2.10.

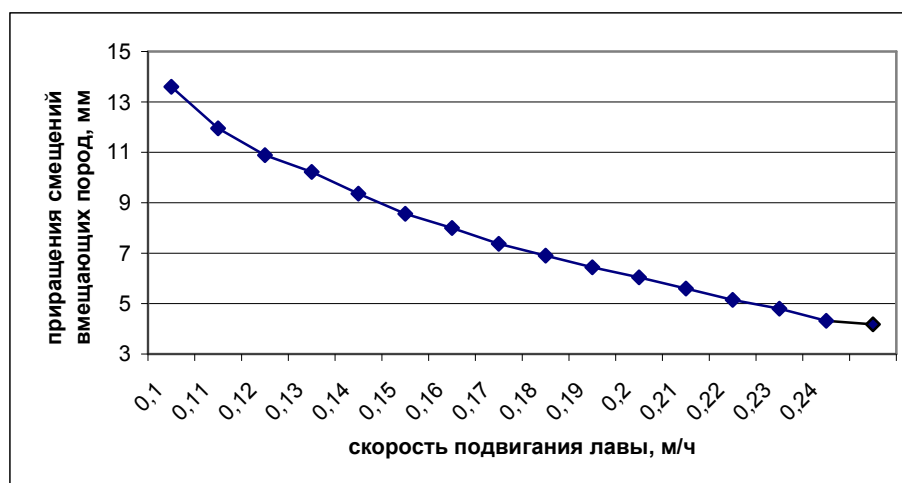


Рис. 2.9. Зависимость приращения смещений Δu вмещающих пород от скорости подвигания лавы $v_{оч}$.



Рис. 2.10. Зависимость давления в стойках механизированной крепи p от скорости подвигания лавы $v_{оч}$.

Результатами наблюдений подтверждается гипотеза о влиянии ширины бесстоечного призабойного пространства на характер опускания кровли: при удалении первой стойки крепи на 2,5 – 3 м от забоя линия опускания пород приближается к экспоненте, а это вызывает растягивающие напряжения в

нижних слоях непосредственной кровли, раскрытие трещин и вывалообразование в выработанном пространстве [136].

Передвижка секций механизированной крепи сопровождалась их подбучиванием обрушающимися непосредственно за крепью нижними слоями пород кровли. Обрушение вышележащих слоев пород периодически повторялось через 3,0 – 5,0 м подвигания очистного забоя. В момент обрушения зависающих в выработанном пространстве пород давление в гидростойках механизированной крепи увеличивалось до номинального ($41,0 \pm 3,5$ МПа) и в последующие один – два выемочных цикла постепенно снижалось до величины начального распора гидростоек, после чего процесс нагружения секций повторялся. Характер взаимодействия механизированной крепи с кровлей показывает, что основными элементами процесса сдвижения вышележащих слоев пород являются:

- отрыв по линии закола и обрушение блоков породы на крепь;
- сползание обрушенных блоков на почву пласта (при этом давление на крепь зависит от массы разрыхленных пород нижних слоев кровли);
- увеличение длины зависающих консолей пород, обуславливающее повышение давления на механизированную крепь.

В результате инструментальных наблюдений установлено, что разгрузка массива в форме газодинамического явления происходит, в основном, в две стадии – микроудар и толчок. Имевшие место микроудары сопровождалась сотрясением массива, повышенным пылеобразованием, сравнительно небольшим выбросом угля, породы и газа в лаву и вентиляционный штрек, и были приурочены к шагу обрушения пород кровли (3,0 – 5,0 м). Микроудары происходили не в каждом выемочном цикле (примерно один микроудар за 4 – 7 циклов). В выемочном цикле, который предшествовал микроудару, наблюдалось увеличение давления в гидростойках механизированной крепи до номинального. За выемочный цикл в результате микроудара приращение смещений боковых пород, в среднем увеличивалось на 2,7 - 3,4 мм, а скорость нагружения гидростоек, наоборот, снижалась до 7,0 – 7,6 МПа/ч. Дальнейшая разгрузка массива происходила в виде глубинных толчков, которые сопровождалась звуковыми эффектами и осыпанием угля и породы с обнаженных поверхностей выработки.

Проведенные инструментальные исследования показали, что наиболее интенсивные проявления горного давления в выемочных циклах происходят при отсутствии вертикальных и/или горизонтальных смещений. Этот факт подтверждает существующее мнение о том, что общий запас накапливаемой потенциальной энергии, реализующейся при газодинамическом явлении обратно пропорционален работе, совершаемой массивом при его деформации, то есть интенсивность динамического явления тем меньше, чем больше энергии затрачивается на перемещение пород в предшествующем «нединамическом, квазистационарном» режиме [137].

По данным работы [138], опускание кровли характеризуется сочетаниями различных геологических и горно-технических факторов. Поэтому проверка и объективная оценка аналитических методов определения размеров смещения

кровли в выработанном пространстве лавы возможны только путем сравнения результатов непосредственных замеров в шахтных условиях с данными аналитических расчетов. Было отмечено, что при уменьшении скорости подвигания очистного забоя происходит уменьшение отжима угля в выработанное пространство. Снижение устойчивости обнаженных поверхностей пласта и пород кровли при повышенных скоростях подвигания лавы было обусловлено, по-видимому, сотрясанием горного массива вследствие микроударов и толчков. При этом в период между обрушениями пород кровли, давление на секции крепи возрастало до уровня настройки предохранительных клапанов, а скорость увеличения давления в гидростойках определялась, в основном, скоростью подвигания лавы (Рис. 2.10).

Отсюда можно сделать вывод о том, что увеличение скорости подвигания лавы является фактором, осложняющим взаимодействие механизированной крепи с боковыми породами.

Зависимость, представленная на Рис. 2.9 лучше всего описывается аналитическим выражением вида:

$$\Delta u = a + \exp(v_{oc}), \quad (2.118)$$

где Δu – приращение смещений вмещающих пород;

a – постоянная, зависящая от физико-механических свойств пород приконтурной области и особенностей технологии ведения очистных работ;

v_{oc} – скорость подвигания лавы.

Несколько иной вид имеет зависимость, представленная на рис. 2.10:

$$p = \exp(v_{oc})/b, \quad (2.119)$$

где p – давление в стойках механизированной крепи;

b – постоянная, зависящая от физико-механических свойств пород кровли и почвы выработки и особенностей технологии ведения очистных работ;

v_{oc} – скорость подвигания лавы.

Известно [8], что изменение уровня опасности (безопасности) в очистном забое имеет циклический характер. Скорость изменения уровня опасности ведения работ $v_{он.}$ может быть выражена следующим выражением:

$$v_{он.} = \frac{K_3}{K_{кр.j}} v_j, \quad (2.120)$$

где K_3 – коэффициент запаса надежности функционирования;

$K_{кр.j}$ – критическое значение уровня надежности функционирования очистного забоя по j -му фактору опасности;

v_j – скорость изменения величины j -го фактора опасности.

Параметры a и b в зависимостях (2.118) и (2.119), как уже было сказано, характеризуют одни и те же свойства пород приконтурной области, а также зависят от технологии ведения очистных работ. Однако, несмотря на это, приравнивать их нельзя, так как они описывают хоть и взаимосвязанные, но все же разные процессы.

Опираясь на результаты натуральных измерений, например, [58], можно

предположить, что параметры a и b являются соответственно приращениями смещений и величиной давления в стойках крепи при остановленном забое.

Тогда, на основе проведенных исследований можно сформулировать вывод о том, что увеличение скорости подвигания лавы приводит к уменьшению смещений вмещающих пород, и, следовательно, повышает уровень безопасности ведения очистных работ по фактору «устойчивость приконтурной области». В то же время, увеличение скорости подвигания лавы приводит к повышению давления в стойках крепи, что, наоборот, снижает уровень безопасности.

Используя соотношение (2.120), выражение для скорости изменения уровня опасности ведения очистных работ по фактору «устойчивость приконтурной области», можно представить следующим образом:

$$v_{\text{он.}} = \frac{a + \exp(v_{\text{оч}})}{\exp(v_{\text{оч}})/b} + f_{\Sigma}(x_1, \dots, x_N), \quad (2.121)$$

где $f_{\Sigma}(x_1, \dots, x_N)$ – суммарная составляющая случайных изменений уровня опасности;

x_1, \dots, x_N – параметры, влияющие на изменение уровня опасности.

Последнее выражение может быть использовано в работе автоматизированных компьютерных систем контроля и управления надежностью и безопасностью ведения очистных работ на угольных шахтах.

2.8. Разработка алгоритма расчета устойчивости приконтурной области массива, вмещающего горную выработку

Большинство приборов, применяющихся в настоящее время для измерения интенсивности взаимодействия механизированной крепи с боковыми породами - механического типа, обработка данных с которых основана на оценке средних величин просадки и изменении давления в гидравлических стойках крепи за определенные промежутки времени. Фактическое опускание кровли состоит из последовательных скачков, различающихся по величине и длительности действия. Величины скачков опускания определяются движущейся массой пород кровли, характеризующей короткоживущую динамическую систему. Такое «взвешивание» пород кровли с использованием механизированной крепи возможно только во время переходных динамических процессов при скольжении пород по линиям раскрытых трещин. В эти моменты давление на крепь представляет собой суперпозицию сил веса и реактивных сил инерции пришедших в движение пород кровли, которым противодействует сила трения скольжения, возникающая между блоками при движении последних и сопротивление крепи.

Системы отработки подземных месторождений полезных ископаемых с оставлением незакрепленных обнажений горных пород всегда сопряжены со значительной опасностью по фактору «обрушения пород из кровли». Особую опасность в этом смысле представляют высоконагруженные лавы с неустановившимся распределением горного давления в рабочем пространстве

лавы, в котором рабочим приходится находиться в течение длительного времени.

По данным работы [139], одной из основных причин недостаточной эффективности использования очистных механизированных комплексов является аварийность механизированных крепей, сопровождающаяся зажатием нежестко секций и стоек, деформациями и разрушением перекрытий и оснований секций крепей, разрушением и потерей связности пород непосредственной кровли в призабойном пространстве и проникновением разрушенных пород под крепь. Ручная уборка этой породы и погрузка её на конвейер связаны со значительным ростом трудоемкости и снижением нагрузки на забой, а транспортирование породы забойным конвейером приводит к его быстрому выходу из строя.

В настоящее время на шахтах с производственной мощностью около 1 млн т в год для обеспечения их жизнедеятельности необходимо поддерживать от 60 до 150 км горных выработок различного назначения. При этом требования к сохранению устойчивости для различных выработок весьма отличаются друг от друга, как по времени сохранения устойчивости, так и по надежности. Непосредственно в рабочем пространстве лавы долговременная устойчивость не нужна, так как обычно принимается один из двух вариантов управления кровлей: полное обрушение, либо плавное опускание. При отработке высоконагруженной лавы, как правило, применяется полное обрушение. С другой стороны, эксплуатация высоконагруженной лавы, как показала практика, приводит к повышению устойчивости кровли в лаве. В то же время, вследствие высоких скоростей подвигания высоконагруженных лав, усиливаются динамические процессы во всем вмещающем их массиве, что влечет за собой увеличение количества не только обрушений кровли, но и возникновение различных газодинамических явлений (вывалы, обрушения, выбросы и т.д.). Таким образом, под потерей устойчивости здесь необходимо понимать возникновение газодинамических явлений.

Газодинамическое явление в отдельно взятой выработке обуславливает, как правило, нарушение функционирования, как минимум, добычного участка, что при эксплуатации высоконагруженной лавы приводит к значительно большим экономическим издержкам, в сравнении с отработкой обычной лавы. В таких условиях определение вероятности развязывания газодинамических явлений в приконтурной области массива представляется весьма актуальной научно-прикладной задачей.

Существующие системы контроля за геомеханическим состоянием горного массива, в основном, охватывают большие площади обнажений. Для их функционирования требуется большое количество ручных операций, что исключает их использование непосредственно в забое рабочими без присутствия специально подготовленного наблюдателя. Выбор некоторого осредненного опорного значения физического параметра, используемого в системе контроля и взятого за эталон ненарушенного массива при значительной неоднородности породного массива может привести к аварийному обрушению всей кровли или её части.

В работе [140] описан электрометрический прибор, способный в автоматическом режиме последовательно опрашивать контролируемый участок кровли, и в случае нарушения её сплошности, сигнализировать о факте и местонахождении опасности.

Принцип работы прибора основан на текущем определении электрического сопротивления участка горного массива (R_i), сравнении его с начальным электросопротивлением (R_o), характеризующим устойчивый массив, автоматического расчета величины коэффициента потери сплошности (коэффициент устойчивости) $K_y = R_i/R_o$. В случае превышения K_y некоторой величины, характеризующей неустойчивое состояние пород, прибор выдает соответствующий сигнал. Использование такого прибора предполагает установку многоэлектродных прижимных устройств в месте проведения работ.

Такой подход применим, в основном, к электропроводным горным породам. Для неэлектропроводных обводненных пород наиболее предпочтительно измерять диэлектрическую проницаемость ϵ и тангенс угла диэлектрических потерь $tg \delta$ [141, 142].

В работе [82] установлена взаимосвязь скорости изменения энтропии породного обнажения и его устойчивости. Выбор энтропии в качестве информативного параметра объясняется тем, что её величина непосредственно измерена быть не может, а вычисляется через другие физические параметры, контроль которых в данных конкретных условиях наиболее прост и точен. С другой стороны, энтропия, как термодинамическая величина, отражает своим изменением эволюцию материала без необходимости анализа микроструктурных изменений в нем. То есть, на сегодняшний день, задача контроля устойчивости породных обнажений, в определенной степени, сводится к выбору физического параметра, величину которого в данных условиях можно контролировать с наибольшей точностью и простотой, и сравнении изменения его величины с изменением энтропии, которая в данном случае выступает в качестве эталонной физической величины, отвечающей за адекватность выбора физического параметра. В случае неадекватности закономерности изменения выбранного физического параметра и энтропии, производят те же исследования с другим физическим параметром.

На рис. 2.11 представлена блок-схема алгоритма расчета долговременной устойчивости приконтурной области массива горных пород при эксплуатации высоконагруженной лавы.

Рассмотрим его подробнее.

Выбор контролируемого физического параметра горной породы. На основе знания физических свойств пород приконтурной области, а также конкретных условий проведения натурных измерений выбирают физический параметр породы, который в данном случае можно будет измерять с наибольшей простотой и точностью. Таким параметром для электропроводящих или обводненных горных пород целесообразнее измерять диэлектрические параметры - относительную диэлектрическую проницаемость ϵ и тангенс угла диэлектрических потерь $tg \delta$. При использовании изолированных (бесконтактных) датчиков в некоторых случаях можно

осуществлять контроль диэлектрических параметров и у электропроводных пород. Возможен также выбор другого физического параметра для осуществления контроля, например, акустический контроль.

2. Выбор образцов и условий для лабораторных испытаний. В соответствии с выбранным физическим параметром контроля выбирают тип и размеры образцов для испытаний. Обычно это призматические образцы, которые разрушают в условиях, качественно подобных тем условиям, в которых будет происходить разрушение элементов приконтурной области массива. Один из вариантов таких испытаний - разрушение образцов горной породы в режиме одноосного циклического нагружения показан на рис. 2.12, а датчики контроля диэлектрических свойств горных пород показаны на рис. 2.13.

3. Определение P_{io} и S_o в лабораторных условиях. Перед началом испытаний измеряют начальное значение выбранного диагностического параметра P_{io} и определяют начальное значение энтропии горной породы S_o .

4. Ускоренное разрушение образцов в лабораторных условиях и определение $P_{икр}$, $S_{кр}$ и 3-4 текущих значений P_i , S_i . Образец, извлеченный из наиболее опасного с точки зрения потери устойчивости участка приконтурной области массива разрушают в ускоренном (форсированном) режиме в условиях нагружения, качественно подобных тем, в которых находится приконтурная область массива. Периодически определяют значения P_i и S_i вплоть до разрушения образца. Значения P_i и S_i , определенные непосредственно перед разрушением считают критическими: $P_{икр}$ и $S_{кр}$.

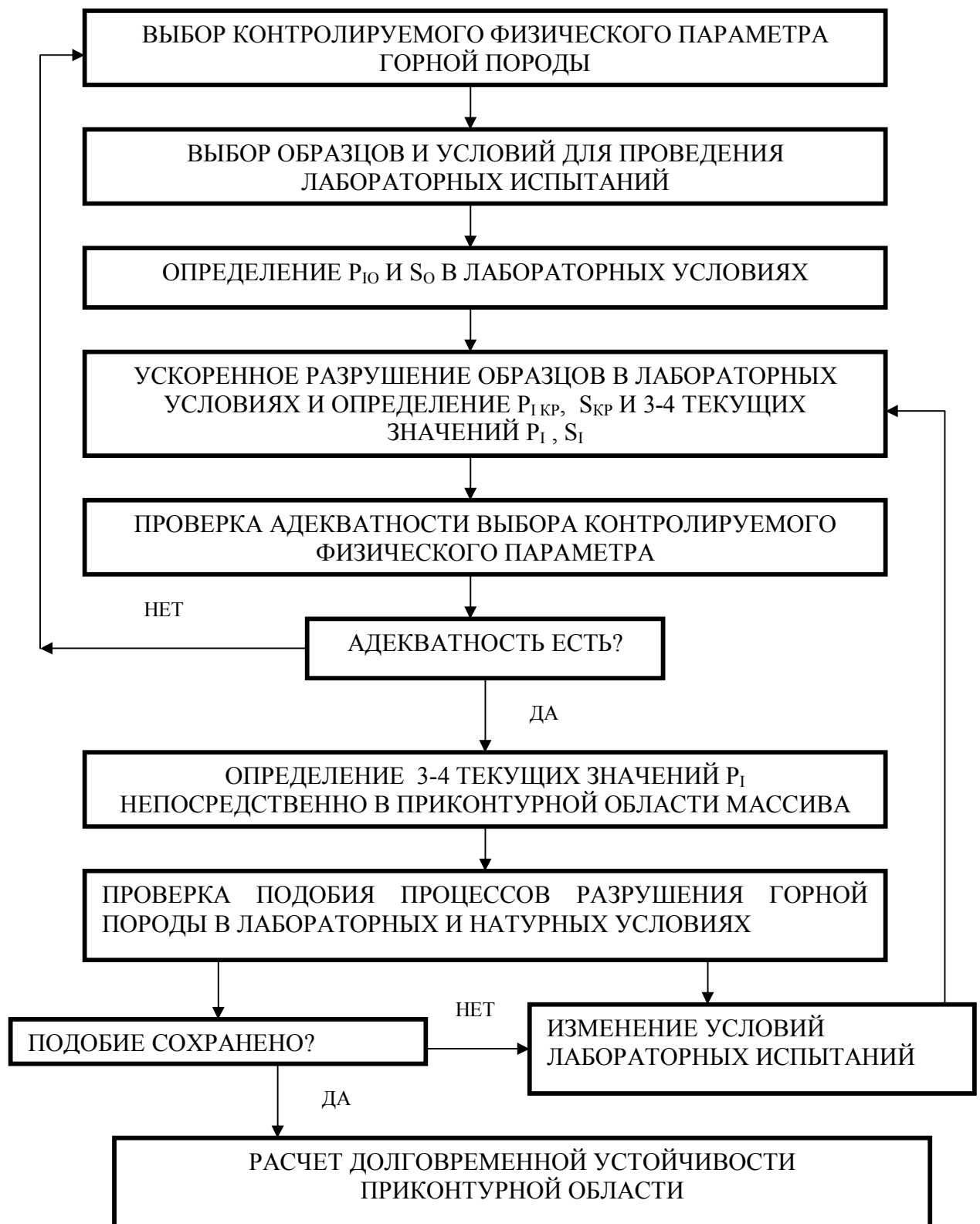


Рис. 2.11. Блок-схема алгоритма расчета устойчивости приконтурной области массива горных пород при эксплуатации высоконагруженной лавы

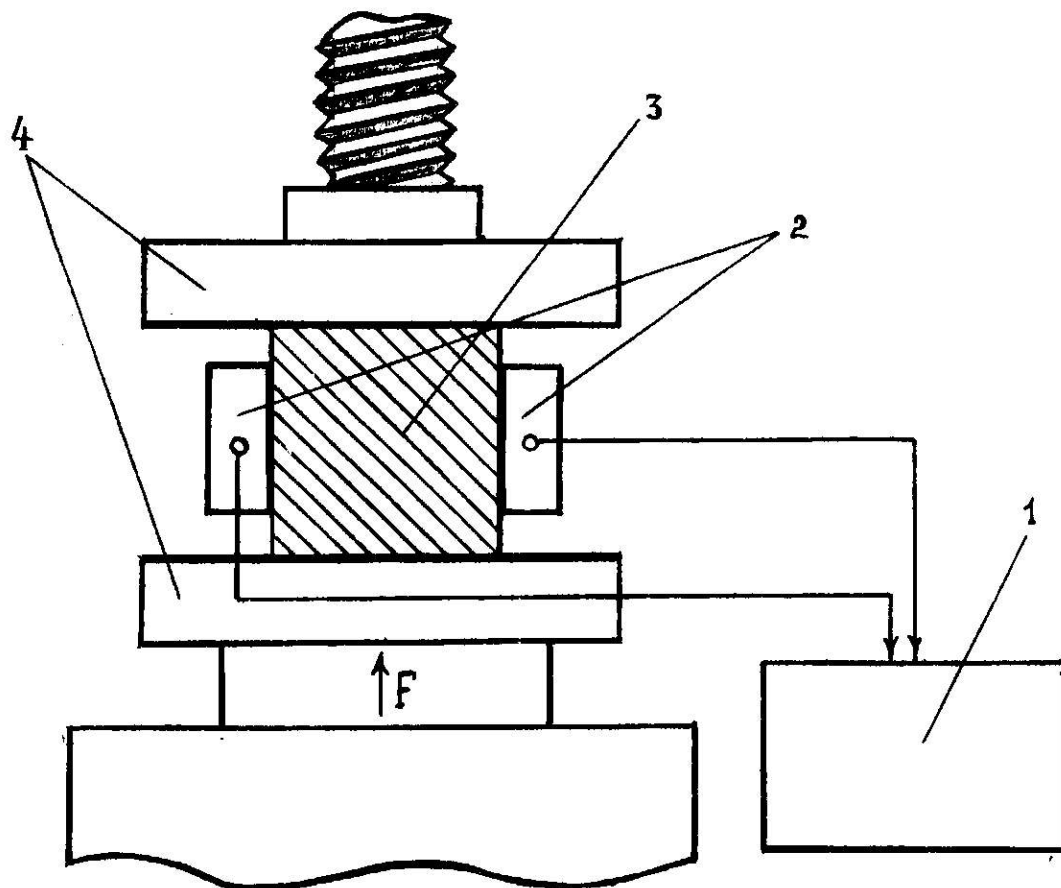


Рис. 2.12. Схема лабораторных исследований образца горной породы для расчета устойчивости приконтурной области массива:

- 1 – измерительная аппаратура;
- 2 – датчики контроля эволюции материала образца;
- 3 – образцы горной породы;
- 4 – плиты пресса.

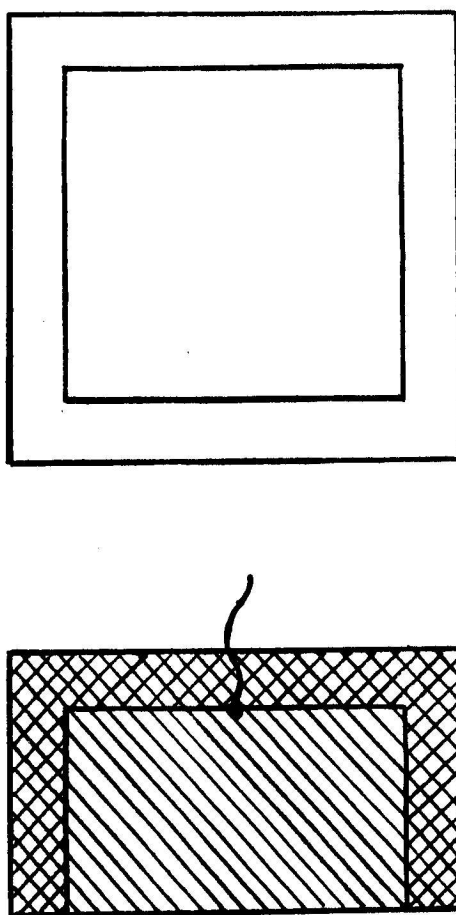


Рис. 2.13. Накладной емкостной датчик для измерения диэлектрических параметров образцов горных пород

Для правильной оценки величины интервала между измерениями P_i , необходимо хотя бы приблизительно знать долговечность образца при заданном режиме нагружения. Для этого необходимо провести пробный эксперимент, который заключается в разрушении образца в лабораторных условиях при разных режимах нагружения с целью определения времени до разрушения.

5. Проверка адекватности выбора контролируемого физического параметра. Полученные текущие значения P_i и S_i аппроксимируют к известной функциональной зависимости с помощью, например, метода наименьших квадратов [143]. Сравнивают полученные таким путем аналитические зависимости P_i и S_i от времени нагружения (степени поврежденности) образца. В случае совпадения их вида есть адекватность выбора контролируемого физического параметра.

5. Определение 3-4 текущих значений P_i непосредственно в приконтурной области массива. В приконтурной области массива размещают датчики, с помощью которых производят последовательные измерения контролируемого физического параметра P_i .

6. Проверка подобия процессов разрушения горной породы в лабораторных и натуральных условиях. Эту проверку производят в 2 этапа.

Во-первых, сопоставляют результаты аппроксимации 3-4 текущих измерений P_i в лабораторных и натуральных условиях. При совпадении вида этих аналитических зависимостей, считают, что подобие сохранено.

Во-вторых, необходимо провести проверку эквивалентности лабораторного и натурального режимов нагружения. В соответствии с данными работы [105], энтропия представляет собой наиболее объективную меру накопленных повреждений. Два указанных процесса разрушения в соответствии с работой [105] будут подобными, если выполняется равенство

$$S(t_1, \xi_1) = S(t_2, \xi_2), \quad (2.122)$$

где t_1 – время до разрушения образца в режиме ξ_1 (лабораторные условия);

t_2 – продолжительность сохранения устойчивости приконтурной области в режиме ξ_2 (натурные условия).

Несколько иначе условие (2.122) можно сформулировать следующим образом [105]. Два процесса разрушения являются эквивалентными (подобными), если они вызывают в образце горной породы и в приконтурной области массива одинаковое приращение необратимой составляющей энтропии. Тогда (2.122) может быть переписано в виде:

$$\int_0^{t_y} \dot{S}(\xi_y, t) dt = \int_0^{t_n} \dot{S}(\xi_n, t) dt \quad (2.123)$$

где $\dot{S}(\xi_y, t)$, $\dot{S}(\xi_n, t)$ – скорости роста необратимой составляющей энтропии в ускоренном и натурном режимах.

По аналогии с результатами работы [105] введем коэффициент ускорения:

$$k = \dot{S}(\xi_y, t) / \dot{S}(\xi_n, t). \quad (2.124)$$

Тогда:

$$t_y = t_n / k. \quad (2.125)$$

В случае сохранения подобия, производят расчет долговременной устойчивости приконтурной области. Если подобие не сохранено, изменяют условия лабораторных испытаний.

8. Расчет долговременной устойчивости приконтурной области.

Его производят по формуле, полученной автором в работе [144]:

$$t = \frac{\ln(S_* / S_0)}{k_s}, \quad (2.126)$$

где t – время сохранения устойчивости приконтурной областью;

S_* и S_0 – соответственно критическое и начальное значения энтропии пород приконтурной области;

k_s – скорость изменения (роста) энтропии.

Величина k_s определяется путем пересчета в единицы энтропии результатов периодических измерений выбранного физического параметра непосредственно пород приконтурной области.

2.9. Моделирование выхода метана из угольного пласта при движении комбайна

Как известно, одной из актуальных является проблема метана, который существенно осложняет ведение горных работ, требует значительных затрат на проветривание выработок и дегазацию пластов, создает реальную угрозу возникновения пожаров и взрывов в зонах его скопления. В то же время шахтный метан – ценнейший энергоноситель, который выбрасывается в атмосферу, загрязняя её и ухудшая экологическую обстановку угледобывающих регионов.

На шахтах, разрабатывающих высокогазоносные углепородные массивы, существенно сдерживает нагрузки на лавы газовый фактор. Повышение эффективности работы дегазационно-газодобывающих систем – резерв роста как угле-, так и газодобычи. Реализация этого резерва позволит значительно поднять уровень безопасности труда горнорабочих. К тому же попутно будет использоваться ценный энергоноситель – шахтный метан.

Применение новой угледобывающей техники приводит с одной стороны к концентрации горных работ и повышению нагрузки на очистной забой, а с другой стороны к ухудшению состояния проветривания очистного забоя вследствие уменьшения свободного сечения призабойного пространства при одновременном увеличении количества добываемого в единицу времени угля.

Высокопроизводительная экологически целесообразная разработка метановых угольных пластов с применением специальных мероприятий по снижению выделений метана из сложных и разрабатываемых угольных пластов практически не осуществима. Поэтому задача повышения нагрузки на лаву должна решаться комплексно с позиций совершенствования технологии, улучшения техники экологических показателей и одновременного решения проблемы борьбы с газом.

Для предотвращения образования опасных скоплений метана при высокой нагрузке на очистной забой конструкции механизированных крепей должны обеспечивать рациональное воздухораспределение по технологическим дорогам в зависимости от расположения источников метановыделения. Исследования аэрогазодинамики, выполненные в 45 очистных забоях, оборудованных традиционными механизированными крепями, показали, что характер распределения скоростей и количества воздуха по площади сечения выработок для разных типов крепей вне зоны расположения комбайна существенно не отличается. Наибольшая скорость и расход воздуха наблюдаются в сечении первой дороги, примыкающей к угольному забою. Причем в зависимости от мощности пласта, ширины призабойного пространства и крепи по ней проходит 70 – 80% движущегося по очистной выработке воздуха. Такое распределение воздушных масс способствует разбавлению метана, выделяющегося из основных источников – обнаженной поверхности пласта и отбиваемого угля.

Исследования показали, что количество воздуха, перетекающее в выработанное пространство в районе расположения комбайна, зависит в

основном от загроможденности машинной дороги и плотности подбуртовки обрушившейся породы за органной крепью. Утечки могут достигать 20% общего количества воздуха, движущегося по очистной выработке. У комбайна поток претерпевает существенные изменения, характер которых зависит от типа машины, компоновки ее в забое и от направления выемки относительно вентиляционной струи.

Вследствие выноса метана отклонившимся в районе комбайна воздушным потоком на границе выработанного пространства и очистной выработки (особенно вблизи вентиляционного штрека) могут наблюдаться опасные скопления. Повышенное содержание метана, как правило, фиксируется в 5 – 10 м от комбайна по направлению движения вентиляционной струи. Причем опасное скопление газа перемещается по лаве по мере движения комбайна. В случае остановки опасное скопление на границе выработанного пространства с очистной выработкой ликвидируется через 2 – 3 мин.

Для определения, на каком расстоянии в выработанном пространстве отмечаются скопления газа, которые при размывании воздушным потоком могут влиять на газовую обстановку за комбайном, исследовалось распределение содержания метана в выработанных пространствах вблизи очистных выработок. Наблюдения были проведены при различных схемах проветривания выемочных участков и типах изоляторов под вентиляционным штреком. На всех объектах поступления метана из выработанного пространства составляет более 60% от общего на участке (рис. 2.14.).

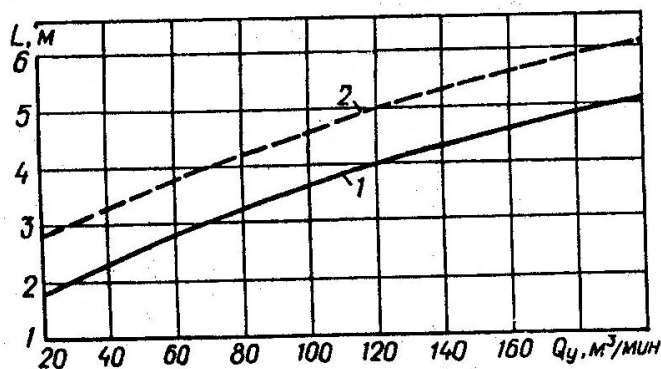


Рис. 2.14. Зависимость расстояния L , на которое распространяется воздушный поток в выработанном пространстве, от утечек воздуха Q_y из лавы в зоне работы комбайна:

- 1 – эмпирическая регрессионная кривая;
- 2 – доверительная граница.

Выходным эффектом схемы проветривания, в том числе и при аварийной ситуации, по данным работы [145], является создаваемый ею уровень безопасности труда по фактору вентиляции, характеризуемый степенью соответствия фактического воздухораспределения требуемому. Уровень безопасности (надежности) или функциональная эффективность схемы

вентиляции зависит не только от частоты отказов, но и от степени нарушения следующего неравенства:

$$Q_i^{\min} \leq Q_i(t) \leq Q_i^{\max}; \quad (i = 1, \dots, n_g), \quad (2.127)$$

где n_g – количество ветвей шахтной вентиляционной сети;

$Q_i(t)$ – фактический расход воздуха;

Q_i^{\min} и Q_i^{\max} – соответственно минимально и максимально допустимые значения этой величины по критерию безопасности.

Средний уровень безопасности схемы проветривания E может быть определен следующим выражением:

$$E = E_p \cdot K_z + E_{отк} (1 - K_z), \quad (2.128)$$

где $E_p = 1$ – уровень безопасности при работоспособном состоянии потребителя;

K_z – коэффициент готовности;

$1 - K_z$ – вероятность отказа.

В упрощенном виде можно выразить производительность очистного забоя $A_{o.з.}$ в виде зависимости от количества подаваемого в него воздуха Q_g и абсолютной газообильности очистного забоя $\delta_{o.з.}$.

$$A_{o.з.} = \int Q_g \delta_{o.з.}; \quad (A_{o.з.} \rightarrow \max \text{ при } Q_g \rightarrow \max \text{ и } \delta_{o.з.} \rightarrow \min) \quad (2.129)$$

При высокой газообильности участка возникает необходимость периодической остановки добычного комбайна, чтобы снизить до нормы концентрацию метана в исходящей струе лавы. Нередко это приводит к быстрому уменьшению абсолютной газообильности очистного забоя $I_{оч}$ и участка $I_{уч}$. Однако в ряде случаев даже длительная (4 – 6 ч и более) остановка не снижает газообильность. На рис. 2.15 в качестве примера приведена зависимость абсолютной газообильности добычного участка от скорости подвигания забоя 13-ой западной лавы пласта m_3 (шахта им. Засядько).

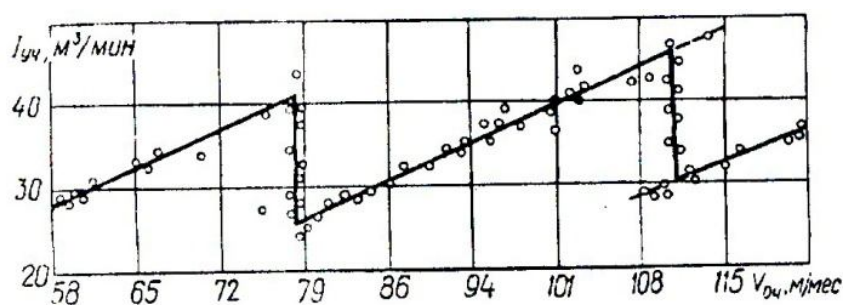


Рис. 2.15. Зависимость абсолютной газообильности участка от скорости подвигания очистного забоя на пласте m_3 .

В оценке нормального и аварийного режимов проветривания любое, даже незначительное, проявление опасности без принятия нейтрализующих или предупреждающих мер может стать причиной аварийной ситуации. В то же время соответствующими техническими решениями (в том числе по

проветриванию) предусматривается обеспечение безопасных условий работы. На первый план выступает правильность оценки проявления опасности с учетом предвиденных заранее неравномерностей её колебания. Из повседневного анализа безопасности выработок, который осуществляется средствами контроля газового режима (этого требуют Правила безопасности), поступают сведения об этих неравномерностях. Их учитывают при принятии предупредительных мер, то есть нормальным режимом проявления опасности следует считать такой, при котором колебания концентрации газа не выходят за пределы тех её значений, на какие рассчитывают при осуществлении мер предупреждения.

Особое место в формировании газовой опасности в очистных забоях при системе разработки длинными столбами по простиранию, проветриваемых по возвратноточной на целик схеме, занимают зоны сопряжения с воздухоотводящими выработками (вентиляционными штреками – при восходящем способе проветривания и конвейерными штреками – при нисходящем). Вследствие недостаточного поступления воздуха, проходящего по этим зонам, и значительного (до 50% общей газообильности выемочного участка) количества метана, выносимого выработанным пространством, в таких местах формируются недопустимые по Правилам безопасности концентрации метана.

Если рассмотреть единицу длины очистного забоя при установившемся периодическом процессе выемки угля, то можно заметить, что выделение метана из угольного пласта происходит в два этапа. Первый заключается в выходе метана с поверхности забоя и продолжается в течение времени, прошедшего с момента обнажения поверхности до возврата комбайна в эту же точку. Интенсивность метановыделения с единицы поверхности угольного пласта при этом изменяется во времени по следующему закону [146]:

$$I(\tau) = G_{nl} e^{-\omega\tau}, \quad (2.130)$$

где G_{nl} – начальная интенсивность метановыделения в момент мгновенного обнажения пласта, м³/мин,

ω – коэффициент, характеризующий интенсивность метановыделения с поверхности забоя.

Время, в течение которого происходит выход метана с единицы поверхности пласта в точке с координатой x (с момента обнажения до возврата комбайна в эту же точку), равно $2 \cdot (L - x) / v_k$,

где v_k – средняя скорость движения комбайна, м/мин;

L – длина лавы, м.

Проинтегрировав выражение (2.130) по времени, получим количество метана, выделяющееся с единицы поверхности пласта:

$$Q_{nl} = \int_0^{\frac{2(L-x)}{v_k}} G_{nl} e^{-\omega\tau} d\tau. \quad (2.131)$$

Второй этап заключается в выходе оставшегося в рассматриваемых блоках угля метана, когда они разрушаются и дробятся комбайном.

Интенсивность метановыделения из единицы массы отбитого угля при этом изменяется во времени по следующему закону [146]:

$$I_{oy}(\tau) = \gamma_y m_y r G_{oy} e^{-a\tau}, \quad (2.132)$$

где γ_y – удельный вес угля, т/м³;

m_y – мощность угольного пласта, м;

r – захват исполнительного органа комбайна, м;

G_{oy} – начальная интенсивность метановыделения, м³/мин;

a – коэффициент, характеризующий скорость газовыделения с единицы массы отбитого угля.

При построении функций регрессии по экспериментальным данным [147] найдено, что в среднем отношении $G_{oy} / a = 0,44$.

Проинтегрируем выражение (2.132) по времени за период $[0, \infty]$. Тогда количество метана, выделяющееся из отбитого угля, равно:

$$Q_{oy}^L(\tau) = \int_0^{\infty} G_{oy} \gamma_y m_y r e^{-a\tau} d\tau. \quad (2.133)$$

Всего с единицы длины забоя выделится количество метана:

$$Q^L = \int_0^{\frac{2(L-x)}{v_k}} G_{nl} e^{-\omega\tau} d\tau + \int_0^{\infty} G_{oy} \gamma_y m_y r e^{-a\tau} d\tau. \quad (2.134)$$

Если проинтегрировать выражение (2.134) по длине лавы, получим общее количество метана Q_y , которое содержалось в полосе угля длиной L:

$$Q^L = \left[\int_0^{\frac{2(L-x)}{v_k}} G_{nl} e^{-\omega\tau} d\tau + \int_0^{\infty} G_{oy} \gamma_y m_y r e^{-a\tau} d\tau \right] dx \quad (2.135)$$

С другой стороны, эта полоса угля массой:

$$M = \gamma_y m_y r L. \quad (2.136)$$

изначально содержит количества метана Q_y :

$$Q_y = M x_y, \quad (3.137)$$

где x_y – газоносность угольного пласта м³/т.

То есть уравнение газового баланса для этой полосы угля будет следующим:

$$M x_y = \int_0^L \left[\int_0^{\frac{2(L-x)}{v_k}} G_{nl} e^{-\omega\tau} d\tau + \int_0^{\infty} G_{oy} \gamma_y m_y r e^{-a\tau} d\tau \right] dx. \quad (2.138)$$

Проинтегрировав по времени, и перейдя от переменной интегрирования x к переменной t , получим:

$$M x_y = \int_0^{\frac{T}{2}} \left[\frac{G_{nl}}{\omega} + \frac{G_{oy} \gamma_y m_y r}{a} - \frac{G_{nl}}{2\omega^2} e^{2\omega t} \right] v dt, \quad (2.140)$$

где T – время цикла, мин, $T = \frac{2L}{v_k}$.

Далее получаем:

$$\gamma_y m_y r L x_y = \left(\frac{G_{nl}}{\omega} + 0,44 \gamma_y m_y r \right) L - \frac{v_k G_{nl}}{2\omega^2} (1 - e^{-\omega t}). \quad (2.141)$$

Отсюда начальная интенсивность метановыделения из пласта равна:

$$G_{nl}(L, v_k) = \frac{2\omega^2 \gamma_y m_y r L (x_y - 0,44)}{2\omega L - (1 - e^{-\omega \tau}) v_k}. \quad (2.142)$$

Таким образом, с помощью полученной формулы, можно рассчитать выход метана с единичной длины забоя в любой момент времени τ технологического цикла T .

На рис. 2.16 схематически изображено движение комбайна в очистном забое.

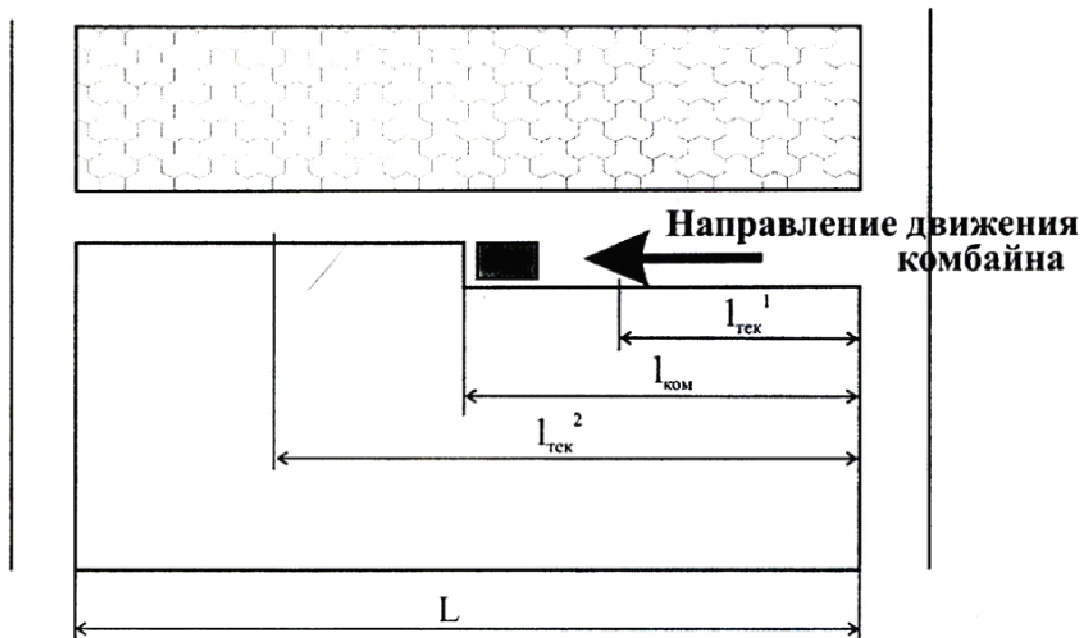


Рис. 2.16. Движение комбайна в очистном забое

Причем (см. рис. 2.16):

$$\left\{ \begin{array}{l} \tau = \frac{l_{ком} - l_{тек}}{v_n}, \text{ если } l_{ком} > l_{тек} \\ \tau = \frac{l_{ком} - l_{тек}}{v_n}, \text{ если } l_{ком} < l_{тек} \end{array} \right. , \quad (2.143)$$

где $l_{ком}$ – координата положения комбайна,

$l_{тек}$ – текущая координата точки, для которой вычисляется выход метана.

Приведенный выше алгоритм был реализован как компьютерное приложение на языке Visual Basic. Если принять:

$\gamma_y = 1,37 \frac{\text{м}}{\text{м}^3}$, $m_y = 1,0 \text{ м}$, $r = 0,8 \text{ м}$, $L = 250 \text{ м}$, $x_y = 20 \frac{\text{М}^3}{\text{Т}}$, $v_n = 3 \frac{\text{М}}{\text{МИН}}$, то

получим следующую картину распределения выхода метана из угольного пласта и отбитого угля по очистному забою в момент времени, когда комбайн находится на отметке 150 м (рис. 2.17):

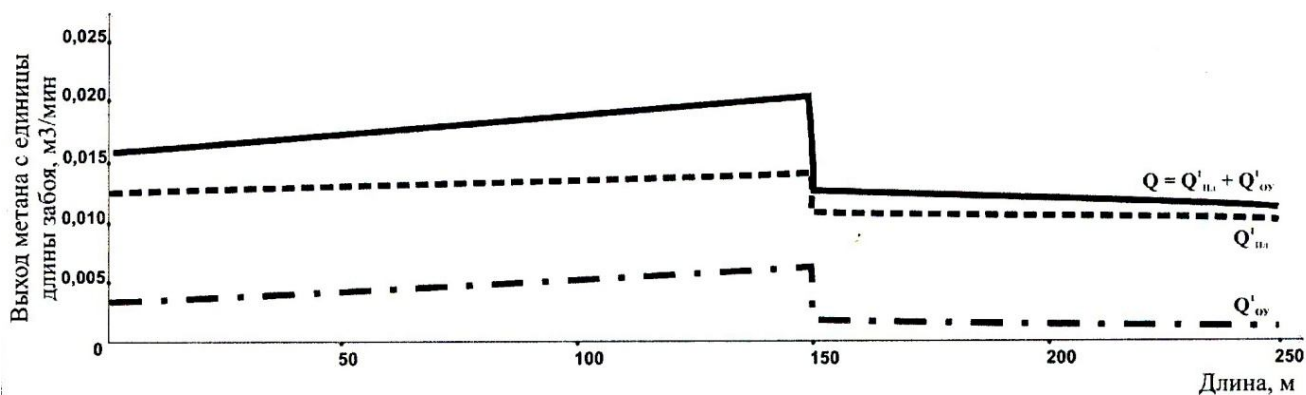


Рис. 2.17. Распределение дебита метана с единицы длины очистного забоя

Если учесть проветривание, например, с интенсивностью $960 \text{ м}^3/\text{мин}$, и рассчитать процентное содержание метана в атмосфере очистной выработки при различных длинах лавы (200 м, 250 м и 300 м), получим график, представленный на рис. 2.18:

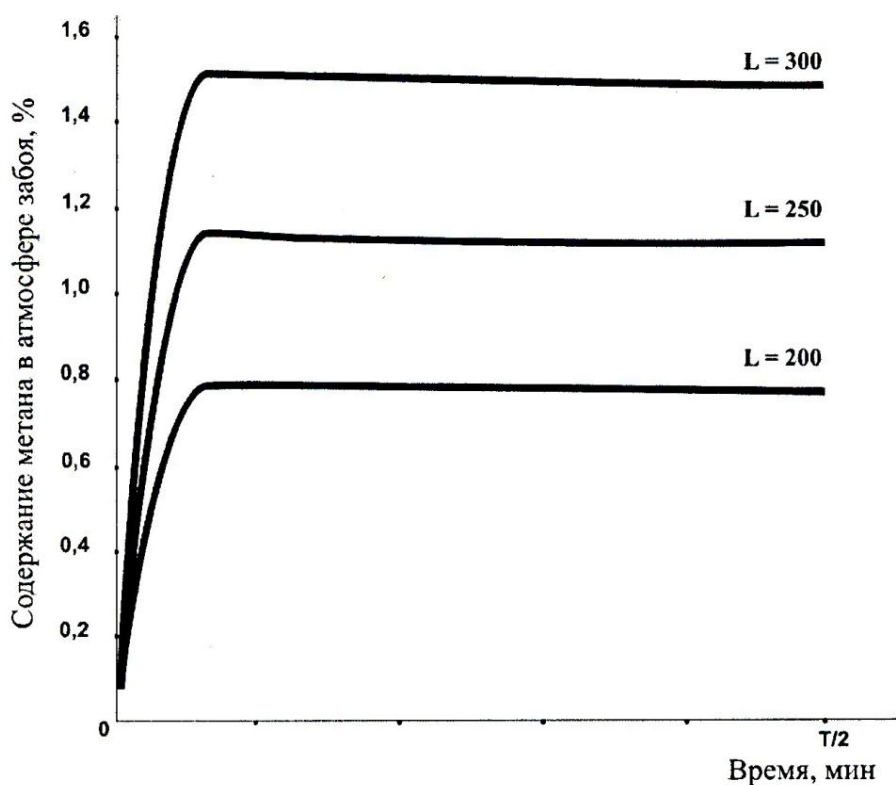


Рис. 2.18. Распределение содержания метана во время работы лавы, равное половине цикла

Предполагая, что метановыделение из пород почвы и кровли имеет аналогичный характер, все приведенные выше рассуждения можно применить и для расчета выхода метана с единичной длины забоя с учетом выхода метана из газоносных пород почвы и кровли в любой момент времени τ технологического цикла T . Но коэффициенты ω , G , T для почвы и кровли будут иметь другие значения.

Изменение дебита метана на участке в зависимости от длины лавы (при тех же начальных условиях) можно проследить на графике, изображенном на рис. 2.19.

Как видно из рис. 2.18 и 2.19, при увеличении длины лавы на каждые 50 м, при прочих равных параметрах, происходит повышение дебита метана на участке примерно на 4 м³/мин. И это только за счет газа, выделяющегося из обнажаемого угольного пласта и отбитого угля. Содержание метана на выходе из очистного забоя при этом повышается приблизительно на 0,4%. Это происходит в основном за счет того, что увеличивается площадь обнаженного угольного пласта, с поверхности которого выделяется метан, и за счет значительного увеличения массы отбитого угля.

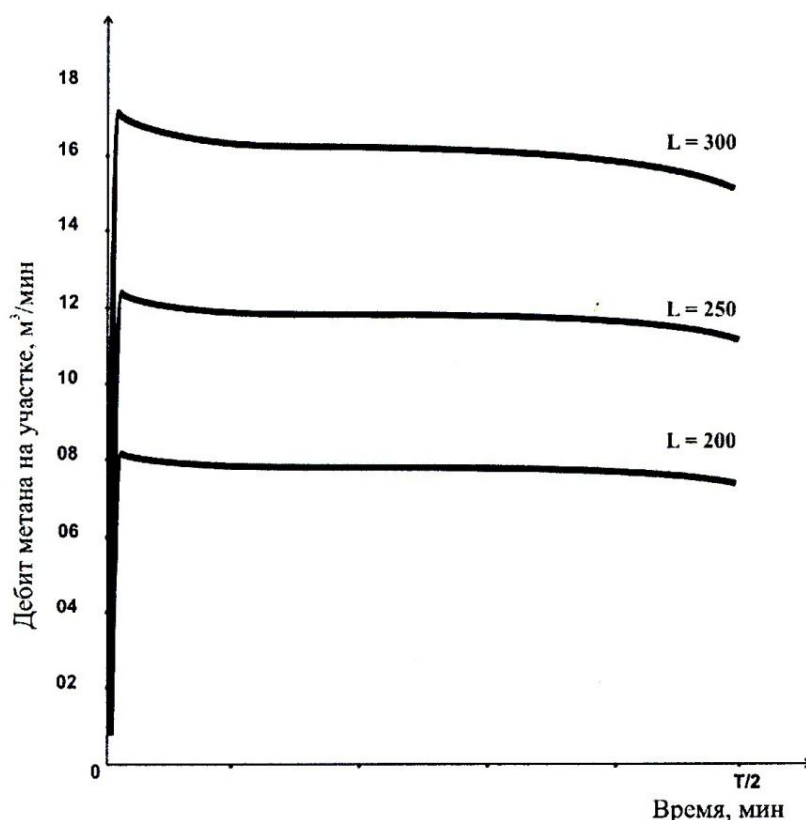


Рис. 2.19. Распределение дебита метана, м³/мин, за время работы лавы, равное половине цикла

Таким образом:

- получено уравнение для расчета выхода метана с единицы длины забоя в любой момент времени на протяжении технологического цикла выемки угля;

- разработанный алгоритм реализован как компьютерное приложение на языке Visual Basic.

2.10. Выводы

1. Направление эволюции дефектной структуры горных пород чувствительно к начальным условиям, то есть определяется как условиями деформирования и нагружения, так и начальным состоянием дефектности горной породы как твердого тела.

2. Использование энтропии как интегрального параметра, характеризующего геомеханическое состояние исследуемого участка породного массива в сочетании с методами современного геомониторинга, позволит существенно повысить достоверность определения и прогноза состояния горной выработки как сложной технической системы. Это объясняется, в первую очередь, своего рода, уникальностью энтропии, как параметра, непосредственно характеризующего степень нарушенности (поврежденности) пород, слагающих приконтурную область массива.

3. Задачу исследования накопления повреждений в горной породе можно свести к исследованию модели материала (горной породы), в соответствии с которой:

- Горная порода представляет собой неоднородный стохастически трещиноватый материал, который состоит из большого количества структурных связей (стержней) различной степени прочности с функцией вероятности разрушения $P(\sigma)$, с помощью которой определяется относительное количество разрушенных связей при напряжениях, не превышающих R_c .

- Прочность (жесткость) стержней является случайной величиной, распределенной по какому-то закону;

- Прочность всей системы R определяется суммой прочностей всех стержней $R = \sum_{i=1}^n R_i$;

- По мере разрушения наиболее нагруженных стержней, нагрузка перераспределяется на менее нагруженные (менее жесткие) стержни;

- Величина предела прочности убывает от R_c до $R_{ост}$ по какому-то закону;

- Интерес для исследований представляет только запредельная ветвь полной кривой напряжение – деформация;

- Нагружение образцов необходимо осуществлять в режиме заданных деформаций.

4. Рассмотрены подходы к определению геомеханического состояния пород приконтурной области массива, содержащей горную выработку. Показано преимущество подхода контроля энтропии как интегрального параметра, обобщенно характеризующего геомеханическое состояние пород приконтурной области массива.

5. Рассмотрены виды энтропии применительно к ее использованию в современных научных исследованиях. Показана возможность использования информационной и термодинамической энтропии в задачах геомеханики и прогноза возникновения больших деформаций приконтурной области массива.

6. Получены аналитические выражения, позволяющие определять величину информационной и термодинамической энтропии единицы объема горной породы путем обработки параметров запредельной ветви полной кривой напряжение-деформация.

7. Приращение энтропии пород приконтурной области массива при их отбойке от массива находится в линейной зависимости от объема отбываемых пород, коэффициента Пуассона, эквивалентного напряжения, действующего в рассматриваемой точке массива, изменения внутренней энергии, и в обратно пропорциональной зависимости от модуля Юнга и температуры отбываемых пород, и является интегральным параметром, характеризующим напряженно – деформированное состояние пород приконтурной области массива, их физико-механические и термодинамические свойства, что позволяет определять предельное состояние породного массива с использованием одного комплексного (интегрального) информативного параметра - энтропии и может быть использовано для определения степени приближения состояния приконтурной области массива к предельному, то есть для прогноза возникновения больших деформаций приконтурной области массива.

8. Получено уравнение для расчета выхода метана с единицы длины забоя в любой момент времени на протяжении технологического цикла выемки угля;

Разработанный алгоритм реализован как компьютерное приложение на языке Visual Basic.

3. Математические методы моделирования надежности функционирования горной выработки

3.1. Общие положения

Горнодобывающая промышленность относится к таким отраслям, в которых традиционные методы авторегулирования имеют значительные затруднения при разработке систем полной автоматизации технологических процессов на очистных и проходческих работах. Эти затруднения связаны, в основном, с необходимостью учета сложных и динамичных условий, в которых протекают технологические процессы. Многофакторность условий и стохастичность их динамики не позволяют заранее предвидеть ситуации, складывающиеся в зоне работы механизмов.

Эта особенность приводит к тому, что при автоматизированной системе, работающей в сложных динамичных и заранее не предвиденных условиях (комбайн, погрузочная машина, нерельсовый транспорт), как правило, находится человек-оператор. Он наблюдает условия работы оборудования (состояние груди забоя, кровли, почвы, расположение взорванной горной массы и негабарита, согласованность работы звеньев технологической цепи и т.п.), оценивает их на основе опыта, полученного в процессе обучения (вырабатывает обобщенные характеристики условий, сжимая и обрабатывая многомерный поток информации), и принимает решения, оперативно адаптирующие работу машин к конкретным условиям в зоне работы (маневр, смена режима работы, пуск, останов и т.п.).

Современный уровень развития методов и средств технической кибернетики позволяет начать разработку вопросов автоматизации и замены мозговых функций человека-оператора с использованием специализированных бортовых вычислительных и логических устройств. Эти средства могут заменить человека не только в простых, но и в сложных ситуациях. Причем в рабочих зонах, подверженных внезапным и опасным процессам, связанным с горно-геологическими и технологическими факторами, электронное устройство оперативнее и качественнее выполнит операции по управлению оборудованием. Оно обладает нужным объемом памяти, не подвержено эмоциям, быстрее и логичнее реагирует на информацию, представленную в виде сигналов. Таким образом, влияние так называемого «человеческого фактора» сводится к минимуму. Кроме того, применение бортовых вычислителей значительно сократит системы датчиков и повысит надежность работы автомата.

В горном производстве отставание в области автоматизации основных звеньев технологических цепей объясняется объективными причинами:

1. Условия в рабочей зоне складываются из большого количества влияющих факторов, связанных как с горнотехническими условиями, так и с вопросами согласования работы машин и механизмов между собой;

2. Конкретная ситуация, возникающая в рабочей зоне, обладает сильной динамикой и большим количеством комбинаций, формирующихся из потока влияющих факторов;

3. Непредвиденность ситуаций в рабочей зоне. Если с качественной стороны можно предусмотреть условия, которые могут сложиться в ней в ближайшем будущем, то количественно оценить конкретную ситуацию через требуемый оперативный отрезок времени, практически невозможно.

Горнодобывающие предприятия, как объекты исследования надежности, имеют следующие особенности: независимость работы отдельных элементов системы, например горной выработки и целых участков; изменение во времени и пространстве условий и схем производственных процессов в зависимости от развития горных работ; прерывный и неравномерный характер работы шахт с наличием трех состояний [14]: «работа», «частичная работа», «не работа». Состояние «частичная работа» является, чаще всего, основным состоянием [14].

В данном случае под фразой «частичная работа», подразумевается работа очистной (или любой другой горной выработки) с нагрузкой, меньшей максимальной (номинальной). Очевидно, что эксплуатация горной выработки наиболее эффективна при её максимальной нагрузке.

Такое разделение режимов работы вполне подходит для анализа работы горной выработки. С другой стороны, при рассмотрении горной выработки как единой производственно-технологической системы, нельзя говорить о независимости его элементов, так как последние работают, как правило, по схеме последовательного соединения.

При разработке модели надежности горной выработки, необходимо, чтобы разработанная модель:

- связывала скорость (производительность) и надежность отдельных машин и процессов;
- отражала технологические и иные связи взаимодействующих подсистем горной выработки;
- учитывала влияние горно-геологических условий;
- учитывала влияние человеческого фактора;
- позволяла прогнозировать надежность и эффективность горной выработки в любой момент времени и на этой основе выбирать оптимальные технологические параметры.

Горная выработка является, в общем говоря, динамической системой. В соответствии с работой [148], под динамической системой понимается совокупность функционально связанных технических устройств и людей, предназначенных для достижения определенной цели.

Цель может быть представлена совокупностью задач, решаемых системой в процессе ее функционирования. В сущности, функционирование системы и есть решение задач, которые привели к необходимости создания именно такой системы. Функциональное совершенство системы характеризуется ее эффективностью.

Высокая эффективность – главное, но не единственное требование, предъявляемое к технической системе. К ней предъявляется ряд требований, прямо не связанных с ее функционированием: стоимость разработки и производства системы, ремонтпригодность, затраты на обслуживание и др. При определении качества системы эти требования также должны учитываться.

Таким образом, качество технической системы – это ее эффективность, рассмотренная совместно с факторами, определяющими экономические, эксплуатационные, технологические и другие характеристики, без которых невозможно установить, какой ценой достигнута положенная в основу качества эффективность.

Любая система работает в условиях, которые описываются входным сигналом X :

$$X^T = [x_1, x_2, \dots, x_m]. \quad (3.1)$$

Число m элементов матрицы-столбца (вектора) X определяется числом входов в систему, если под входом понимать место, где действует на систему учтенное в данной задаче возмущение. Само возмущение описывается сигналом X_i ($i = 1, \dots, m$). Сигнал X_i может быть случайной или неслучайной функцией времени, случайным или неслучайным событием.

Выходной сигнал Y системы представляется совокупностью n выходных сигналов, если под выходом понимать место, где фиксируется один из промежуточных или конечных результатов работы системы в условиях, определяемых сигналом X :

$$Y^T = [Y_1, Y_2, \dots, Y_n]. \quad (3.2)$$

В соответствии с работой [149], любой технологический объект (в нашем случае – горную выработку) может быть схематически представлен следующим образом (см. рис. 3.1):

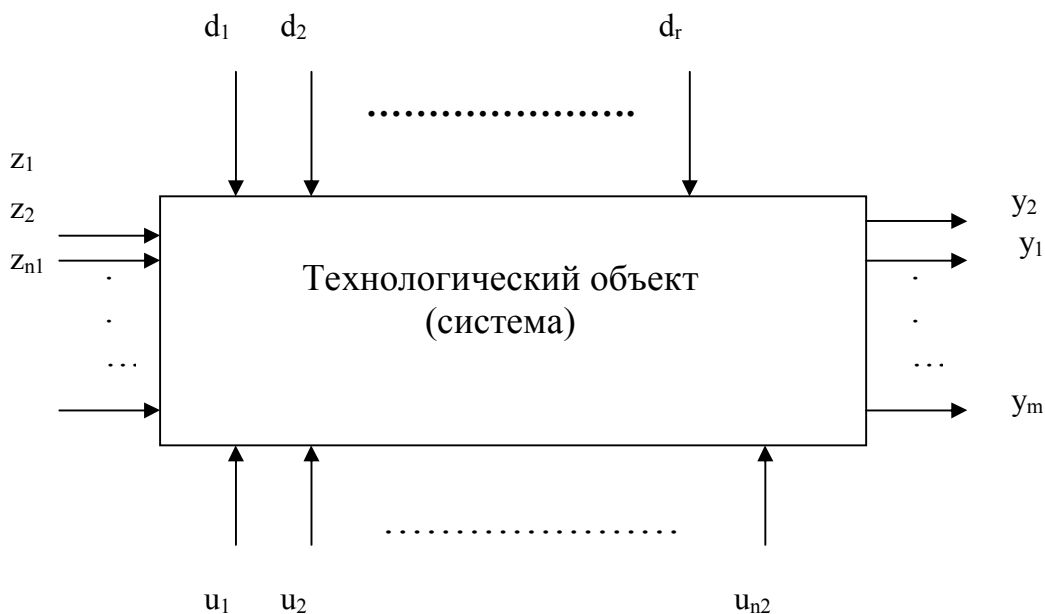


Рис. 3.1. Схематическое представление технологического объекта

Все переменные, определяющие состояние объекта, независимо от их физической сущности, можно разделить на 4 группы:

1. Группа $Z = (z_1, \dots, z_{n1})$. В нее входят факторы, которые характеризуют качество сырья или промежуточных продуктов, и не допускают целенаправленного изменения. К входным и промежуточным продуктам относятся исходные вещества или продукты предыдущих звеньев

технологической цепи. Информация о значениях переменных этой группы формируется в результате лабораторных анализов, измерений и т.п.

2. Группа $U = (u_1, \dots, u_{n_2})$. Ее образуют управляемые факторы процесса. С их помощью реализуется заданный технологический режим. К ним относятся показания расходомеров, положения уставок регуляторов и т.п. На значения управляемых факторов накладываются технологические ограничения, то есть ограничивается область их допустимых значений.

Переменные групп Z и U объединяются в группу $X = (x_1, \dots, x_n)$ и называются контролируруемыми входными или независимыми переменными процесса.

3. Группа $Y = (y_1, \dots, y_m)$ – выходные параметры.

4. Группа неконтролируемых факторов: $D = (d_1, \dots, d_r)$. Они характеризуют действующие на объект возмущения, которые не могут быть измерены количественно: неконтролируемые примеси в отбитой горной массе, износ резцов и т.п.

При построении автоматизированных систем необходимо решить задачу автоматической выработки и ввода в объект таких входных воздействий, при которых выходные величины удовлетворяли бы определенным условиям. Эти условия обычно соответствуют принятому критерию управления. Удовлетворяют ли выходные величины заданным условиям, определяется с помощью контрольно-измерительных или вычислительных устройств, которые выполняются таким образом, чтобы на выходе их получались величины, называемые рассогласованиями, невязками и т.п. Наиболее рационально такой алгоритм можно осуществить с помощью структурной системы управления, построенной по методу обратного оператора, как это показано на Рис. 3.2:

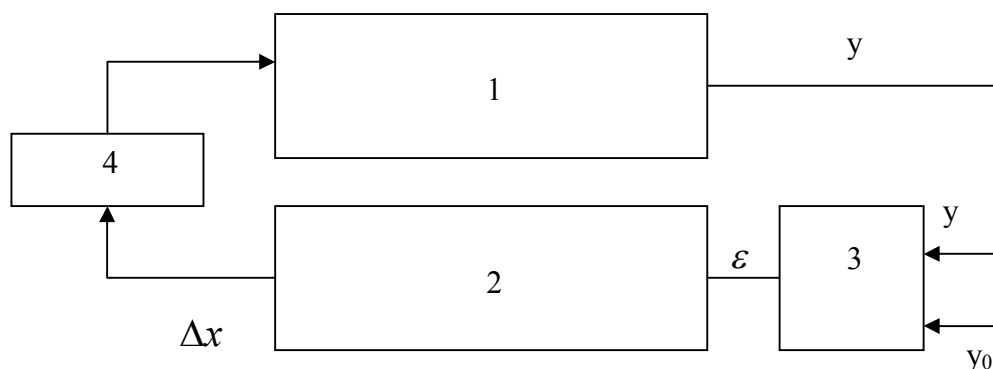


Рис. 3.2. Структурная система управления, построенная по методу обратного оператора

Объект 1 описывается системой уравнений:

$$\left\{ \begin{array}{l} y_1 = f_1(x_1, \dots, x_m) \\ \cdot \\ \cdot \\ y_n = f_n(x_1, \dots, x_m) \end{array} \right. , \quad (3.3)$$

где $f(x)$ – оператор, определяющий математические связи между векторами входных и выходных величин.

Объект 1 является необратимым звеном, по отношению к которому вектор x можно только задавать, а вектор y – только получать. По определению, вектор x должен удовлетворять условию:

$$\varepsilon = S(y_0, x), \|\varepsilon\| < \varepsilon_0, \quad (3.4)$$

где оператор S осуществляет связи между заданным вектором y_0 , вектором входных величин и вектором отклонений, какая-либо норма которого не должна превышать определенного числа ε_0 .

Согласно методу обратных операторов, систему управления необходимо построить в виде совокупности устройств, обратимых по отношению к объекту 1. Такой совокупностью является система, состоящая из устройств 2, 3, 4, так как они приближенно реализуют преобразования, обратные тем, которые производятся над соответствующими переменными в объекте.

Применительно к работе горной выработке, метод обратных операторов может быть реализован в виде Комплексной системы контроля и управления надежностью её функционирования. Вопросам построения и функционирования Комплексной системы контроля и управления надежностью её функционирования посвящен ряд работ [8, 16, 32, 33,]. Однако правильное ее построение, реализация алгоритма работы и взаимодействия с горной выработкой, как сложной технической системой невозможно без создания адекватной модели надежности горной выработки.

При этом, по данным работы [150] в сложных системах отказы отдельных элементов не всегда приводят к отказу всей системы, кроме того, у сложных систем есть целый спектр состояний – динамическое равновесие, нарушение равновесия, адаптация к неблагоприятным ситуациям, опасные и критические ситуации и, наконец, авария.

Под сложной системой понимают систему, состоящую из закономерно соединенных в единое целое конечного числа частей, которые можно рассматривать как отдельные подсистемы. Взаимосвязанные подсистемы обладают нестационарными свойствами, содержат линейные и нелинейные элементы, и подвержены действию большого числа случайных возмущений [151].

Современный подход к описанию поведения системы основан на выделении трех пространств: входа системы, внутреннего состояния и выхода. Все эти пространства задаются в виде стохастических моделей.

Горную выработку наиболее правильно рассматривать как динамическую систему. В соответствии с [152], под динамической системой следует понимать систему, описываемую дифференциальными или разностными уравнениями.

Под системой в теории надежности принято понимать совокупность подсистем (элементов), объединенных функционально или конструктивно с определенным алгоритмом взаимодействия при выполнении определенной задачи в процессе применения по назначению [19]. Сложная система, в общем случае, может характеризоваться тремя периодами эксплуатации:

- периодом содержания готовности к применению τ_z ;
- периодом подготовки к применению τ_n ;
- периодом применения по назначению τ_{np} .

Тогда суммарная продолжительность эксплуатации системы (цикл применения):

$$\tau_s = \tau_z + \tau_n + \tau_{np}. \quad (3.5)$$

Горную выработку можно рассматривать как систему с комбинированным обслуживанием, которая при наличии ремонтно-профилактических работ, проводимых с периодом T_n , обладает элементами систем со случайным периодом обслуживания.

Показатель технической готовности системы с комбинированным обслуживанием:

$$k_z(t') = \begin{cases} k_{z1}(t'), & \text{при } t' \in [T_z] \\ 0, & \text{при } t' \in [T_{c.n.}] \end{cases} \quad (3.6)$$

где $k_{z1}(t')$ – вероятность события $t' \in [T_{c.n.}]$, вычисленная при условии, что $t' \notin [T_{c.n.}]$;

$T_{c.n.}$ – длительность unplanned снижений производительности;

$T_{c.n.}$ – длительность planned снижений производительности.

Простая система при отказе элементов либо полностью прекращает выполнять свои функции, либо продолжает их выполнение при наличии резервного элемента [21]. Горная выработка в результате функциональной избыточности, обладает способностью при отказе отдельных элементов и даже подсистем функционировать с некоторым снижением показателей эффективности [19]. Это свойство сложных технических систем, к которым относятся горные выработки, затрудняет формулировку по отношению к нему понятия отказа. Наиболее правильно, под отказом горной выработки следует понимать случайное событие, обусловленное выходом показателей надежности функционирования горной выработки за допустимые пределы и связанное с этим частичное или полное невыполнение производственных задач [153].

3.2 Задача о максимуме произведения применительно к надежности функционирования горной выработки

Анализ работы современных сложных технических систем любого типа целесообразно осуществлять с использованием задачи о максимуме произведения. В соответствии с работой [151], задача о максимуме произведения формулируется следующим образом: *необходимо найти N неотрицательных чисел, сумма которых не превосходит заданного числа $a > 0$ и которые имеют при этом максимальное произведение.*

Для горной выработки, как одной из наиболее технологически нагруженных горных выработок эта задача может быть сформулирована следующим образом:

Пусть: $0 < a \leq 1$ – суммарная вероятность безаварийной работы;

$P_1 \cdot P_2 \cdot \dots \cdot P_n$ произведение вероятностей безаварийной работы подсистем горной выработки;

n – число подсистем горной выработки.

Тогда должно выполняться условие:

$$\begin{cases} 0 < \sum_{i=1}^n P_i \leq 1 \\ \prod_{i=1}^n P_i \rightarrow \max \end{cases} \quad (3.7)$$

Величины $\sum_{i=1}^n P_i$ и $\prod_{i=1}^n P_i$ являются фазовыми координатами, а совокупность величин $P_1 \cdot P_2 \cdot \dots \cdot P_n$ – управляющими параметрами.

Если выполняется условие (3.7), то соотношение между надежностью и эффективностью функционирования горной выработки оптимально.

Для оптимального режима функционирования горной выработки должны выполняться следующие условия:

$$\begin{cases} P_{i \text{ доп}} \leq P_i(t) \leq 1 - P_i(t-1), \\ P_i(t) \in [P_{i \text{ доп}}; 1] = \Omega \end{cases} \quad (3.8)$$

где Ω – область управления.

Если в каждый момент времени выполняется соотношение (3.8), то управление считается допустимым.

Изменение уровня надежности функционирования очистного забоя целесообразно рассматривать как аддитивный случайный процесс изменения вероятности безаварийной работы:

$$P(t) = P'(t) + P''(t), \quad (3.9)$$

где $P'(t)$ – стационарная составляющая вероятности безаварийной работы;

$P''(t)$ – стохастическая составляющая вероятности безаварийной работы.

В работе [8] было показано, что горная выработка как сложная техническая система может быть условно разделена на 4 подсистемы, функционирование которых происходит одновременно, причем они соединены последовательно.

Будем считать, что время t может принимать лишь дискретное множество значений: $t = 0; 1, \dots, N$, причем N – время отработки очистного забоя.

Тогда управление может быть выражено с помощью следующего соотношения:

$$\{P_1(t), P_2(t), P_3(t), P_4(t)\}. \quad (3.10)$$

В каждый момент времени t состояние горной выработки характеризуется в соответствии с [8] 4-мя фазовыми координатами: x_1, x_2, x_3, x_4 , то есть точкой X пространства E^4 . Таким образом, каждый момент времени t фазовое состояние $X(t)$ имеет 4 координаты.

Применительно к подсистемам очистного забоя, их состояние характеризуется наборами фазовых координат [8]:

- подсистема «Атмосфера очистного забоя»: a_1, a_2, \dots, a_l ;
- подсистема «Приконтурная область»: b_1, b_2, \dots, b_k ;
- подсистема «Технологическое оборудование»: c_1, c_2, \dots, c_m ;
- подсистема «Обслуживающий персонал»: d_1, d_2, \dots, d_q .

Таким образом, в каждый момент времени t состояние каждой из подсистем очистного забоя характеризуется соответственно наборами l, k, m, q координат (параметров).

Тогда, окончательно, для любого момента времени фазовые состояния подсистем горной выработки могут быть аналитически описаны следующим образом:

$$\begin{aligned} P_1(t) &= f_1\{a(t)\} = \{a_1(t), a_2(t), \dots, a_l(t)\}; & P_2(t) &= f_2\{b(t)\} = \{b_1(t), b_2(t), \dots, b_k(t)\}, \\ P_3(t) &= f_3\{c(t)\} = \{c_1(t), c_2(t), \dots, c_m(t)\}; & P_4(t) &= f_4\{d(t)\} = \{d_1(t), d_2(t), \dots, d_q(t)\}, \end{aligned} \quad (3.11)$$

где f_1, \dots, f_4 – некоторые функции;

$a_i(t), \dots, d_i(t)$ – функции изменения параметров состояния подсистем горной выработки (например, концентрация метана в шахтной атмосфере или давление эмульсии в стойках механизированной крепи).

Для каждой из подсистем горной выработки последовательность $\{a(0), a(1), \dots, a(t), \dots; b(0), b(1), \dots, b(t), \dots; c(0), c(1), \dots, c(t), \dots; d(0), d(1), \dots, d(t), \dots\}$ является траекторией ее движения. Начальное состояние $\{a(0); b(0); c(0); d(0)\}$ должно быть задано. Это состояние горной выработки (применительно к очистному забою) – до начала отработки лавы, после проведения разрезной печи, установки и монтажа механизированного комплекса и всего остального технологического оборудования.

Выражение (3.11) с учетом условия (3.7) может быть переписано в ином виде:

$$\begin{cases} 0 < P_1(t) = \{a(t)\} = f_1 \{a_1(t), a_2(t), \dots, a_l(t)\} \leq 1, \\ 0 < P_2(t) = \{b(t)\} = f_2 \{b_1(t), b_2(t), \dots, b_k(t)\} \leq 1, \\ 0 < P_3(t) = \{c(t)\} = f_3 \{c_1(t), c_2(t), \dots, c_m(t)\} \leq 1, \\ 0 < P_4(t) = \{d(t)\} = f_4 \{d_1(t), d_2(t), \dots, d_q(t)\} \leq 1. \end{cases} \quad (3.12)$$

Дальнейшее развитие (эволюция) горной выработки (очистного забоя) однозначно определено, если существует управление $P_1(t), \dots, P_4(t)$, задаваемое с помощью соотношений:

$$\begin{aligned} P_1(t) &= f_{1t} [P_1(t-1), P_1(t)]; & P_2(t) &= f_{2t} [P_2(t-1), P_2(t)], \\ P_3(t) &= f_{3t} [P_3(t-1), P_3(t)]; & P_4(t) &= f_{4t} [P_4(t-1), P_4(t)]. \end{aligned} \quad (3.13)$$

$$J = \sum_{i=1}^4 P_i(t), \quad (3.14)$$

где f_{ii} – вектор-функция.

Таким образом, задача оптимального управления горной выработкой (очистным забоем) заключается в том, чтобы, зная его начальное состояние $\{P_1(0), P_2(0), P_3(0), P_4(0)\}$, выбрать такое допустимое управление $\{P_1(t), P_2(t), P_3(t), P_4(t)\}$, которое придаст функционалу (3.14) максимальное значение.

Более корректно, соотношение (3.14) имеет следующий вид:

$$\begin{cases} J_1 = \sum_{i=1}^l a_i(t), \\ J_2 = \sum_{j=1}^k b_j(t), \\ J_3 = \sum_{g=1}^m c_g(t), \\ J_4 = \sum_{h=1}^q d_h(t). \end{cases} \quad (3.15)$$

Рассмотрим стационарный процесс, который, пользуясь результатами работы [19], который разобьем на $n = \frac{t}{\Delta t}$ интервалов, где t продолжительность процесса; Δt – длительность интервала. Обозначим P_1 – вероятность не превышения процессом уровня x за время Δt . Тогда можно записать следующее приближенное выражение:

$$P_x(t) \approx P_1^n.$$

Для оценки вероятности P_1 используем оценку [105]:

$$P_x(t) \geq P_0 - N_x(t), \quad \text{при } t \leq P_0 [N_x(t)]^{-1}, \quad (3.16)$$

где P_0 – вероятность не превышения заданного уровня в начальный момент времени.

$$N_x(t) = \int_0^t n_x(\tau) d\tau, \quad (3.17)$$

где $n_x(\tau)$ – среднее число выбросов в единицу времени за уровень x .

Тогда:

$$P_x(t) = (F_x - n_x \Delta t)^{t/\Delta t}, \quad (3.18)$$

где F_x – функция распределения величины x .

Положив $\Delta t = 1$, получим:

$$P_x(t) = (F_x - n_x \Delta t)^t. \quad (3.19)$$

Для стационарного процесса выражение (3.19) может быть переписано в виде:

$$P_x(t) = \exp[t \ln(F_x - n_x)]. \quad (3.20)$$

Для нестационарного процесса:

$$P_x(t) = \exp\left\{ \int_0^t \ln[F_x(\tau) - n_x(\tau)] d\tau \right\}. \quad (3.21)$$

При обосновании этих зависимостей не делалось никаких предположений о законе распределения ординаты процесса и его длительности. Поэтому выражение (3.21) можно использовать для произвольного процесса любой длительности, что удовлетворяет условиям функционирования горной выработки.

Таким образом, условия (3.7) и (3.12) являются условиями оптимального соотношения между надежностью и эффективностью функционирования горной выработки. Получены аналитические выражения, позволяющие выбирать оптимальное соотношение между безопасным и наиболее эффективным режимами эксплуатации горной выработки.

3.3. Горная выработка как стохастическая система

При решении инженерных задач надежности функционирования горной выработки, необходимо определить вероятность её нахождения в работоспособном состоянии [155]:

$$P(t) = P[x(\tau) \in \Omega], \tau \in [0, t], \quad (3.22)$$

где Ω – область работоспособности горной выработки;

t – время отработки горной выработки.

Первый выход случайного процесса из заданной области приводит к отказу горной выработки.

Пусть областью работоспособности является прямая $x = a$. В этом случае:

$$P(t) = G(a) - n_a \int_0^t [1 - F_a(\tau)], \quad (3.23)$$

где $G(a)$ – функция распределения ординаты процесса;

$F_a(\tau)$ – функция распределения продолжительности отрицательного выброса за уровень a .

Более подробно алгоритмы моделирования случайных процессов изложены в работе [14].

По своей сути горная выработка представляет собой искусственную полость, перемещающуюся в массиве и снабженную крепью для сохранения устойчивости призабойного пространства, технологическое оборудование и горнорабочих для обеспечения добычи полезного ископаемого. Горная выработка представляет собой расширяющуюся систему. Таким образом, её можно рассматривать как природно-искусственную сложную техническую систему [8, 17, 36, 40].

Горная выработка входит в состав более широкой системы: угольная шахта, рудник и т.п., в пределах которой обеспечивается учет всех обстоятельств его функционирования и эффективности использования.

Функционирование горной выработки представляет собой обмен веществом, энергией и информацией. Производственная деятельность горной выработки характеризуется не только количеством и качеством добытого полезного ископаемого, но и связанными с этим затратами ресурсов, времени и другими потерями. Очевидно, что чем ближе результат обмена к пределу, тем выше потенциал структуры горной выработки. Чем более совершенная структура, тем ниже ее энтропия, и наоборот. Потеря структурности ведет к нарастанию энтропии, понимаемой как непроизводительное расходование материалов, энергии и труда. Способность преодолевать внутренние противоречия организации структуры и достигать более высокого уровня ее организации составляет существо управления процессом обеспечения надежности функционирования и управления горной выработки.

Воспользовавшись результатами работы [151], обозначим через $X^{(0)}(T)$ суммарное время, которое очистной забой находился в полностью работоспособном состоянии (работал в режиме максимальной нагрузки) период $(0, T)$. Тогда коэффициент готовности K_z выражается следующим соотношением:

$$K_z = \lim_{T \rightarrow T_k} \frac{X^{(0)}(T)}{T}, \quad (3.24)$$

где T_k – время завершения отработки горной выработки.

Предположим, что в исследуемом горной выработке возможно проведение некоторых восстановительных работ. Обозначим через E_i состояние очистной выработки в произвольный момент времени t при проведении восстановительной работы с номером i . Если в рассматриваемый момент система (горная выработка) неработоспособна и в ней не производятся восстановительные работы, то считаем, что выработка находится в «нулевом» состоянии E_0 .

Пусть $x(t)$ – процесс, характеризующий состояние горной выработки в момент t . Тогда:

$$x(t) = \begin{cases} E_0, & \text{если система в момент } t \text{ неработоспособна,} \\ E_i, & \text{если в момент } t \text{ в системе проводится восстановительная работа} \\ & \text{с номером } i \text{ (} i = 1, 2, \dots, s \text{)} \end{cases}$$

Аналогично тому, как выше был определен K_z , определим K_i ($i = 1, 2, \dots, s$) как долю времени, которую система проводит в состоянии E_i ($x(t) = E_i$) при длительной эксплуатации:

$$K_i = \lim_{T \rightarrow T_k} \frac{X^{(i)}(T)}{T}, \quad (3.25)$$

где $X^{(i)}(T)$ – случайное суммарное время, которое система (горная выработка) провела в состоянии E_i за период $(0, T)$ $\left(\sum_{i=0}^s X^{(i)}(T) = T, \sum_{i=0}^s K_i = 1, K_0 = K_z \right)$.

Вероятность того, что выработка безотказно проработает в интервале времени $(t, t + z)$:

$$R(t, z) = \bar{G}(t) \cdot \bar{F}(t + z) + \int_0^t (\bar{G}(t - x) \cdot \bar{F}(t + z - x) dH(x)), \quad (3.26)$$

где $\bar{F}(t) = 1 - F(t)$ – вероятность того, что выработка безотказно проработает время, большее t ; $\bar{G}(t) = 1 - G(t)$ – вероятность того, что очередная плановая предупредительная профилактика будет назначена через время, большее t .

Воспользовавшись узловой теоремой восстановления, получаем выражение для вероятности выполнения задачи при $t \rightarrow \infty$ ([151]):

$$R(z) = \lim_{t \rightarrow \infty} R(t, z) = \frac{1}{M\tilde{X}} \int_0^\infty \bar{G}(x) \cdot \bar{F}(x + z) dx, \quad (3.27)$$

где $M\tilde{X}$ – средняя длительность интервала между соседними моментами обновления.

По формуле полного математического ожидания:

$$\begin{aligned} M\tilde{X} &= M\eta + M\gamma = \int_0^\infty x \cdot dG(x) + T_{an} P\{\xi \leq \eta\} + T_{mn} P\{\xi > \eta\} = \\ &= \int_0^\infty x \cdot dG(x) + T_{an} \int_0^\infty F(x) \cdot dG(x) + T_{mn} \int_0^\infty \bar{F}(x) \cdot dG(x) \end{aligned}, \quad (3.28)$$

где η – интервал от момента предыдущего обновления до момента начала плановых восстановительных работ;

γ – длительность восстановления;

ξ – случайное время безотказной работы выработки, имеющее распределения $F(x) = P\{\xi < x\}$;

T_{an} – средняя продолжительность внепланового аварийно-профилактического ремонта;

z – оперативное время работы выработки, необходимое для выполнения производственной задачи;

$G(x)$ – закон распределения.

В случае, когда плановые работы назначаются через время τ , среднее время, которое выработка простаивает в состоянии скрытого отказа за период между точками регенерации (восстановления) производственного процесса $x(t)$ (имеется в виду простой во время ремонтной смены при отсутствии информации о нарушении её работоспособности): $MX^{(1)} = \int_0^{\tau} F(x)dx$. Среднее время, которое проводит выработка в состоянии аварийно-профилактического ремонта: $MX^{(2)} = T_{an} F(\tau)$.

Среднее время, которое проводит выработка в состоянии предупредительного профилактического ремонта: $MX^{(3)} = T_{nn} \bar{F}(\tau)$.

Тогда выражения для коэффициентов K_i , определяющих долю времени, которое выработка проводит в состоянии E_i при длительной эксплуатации:

$$\begin{aligned} K_1 &= \frac{\int_0^{\tau} F(x)dx}{\tau + T_{nn} + (T_{an} - T_{nn})F(\tau)}; \\ K_2 &= \frac{T_{an} F(\tau)}{\tau + T_{nn} + (T_{an} - T_{nn})F(\tau)}; \\ K_3 &= \frac{T_{nn} \bar{F}(\tau)}{\tau + T_{nn} + (T_{an} - T_{nn})F(\tau)}. \end{aligned} \quad (3.29)$$

Так как установлено [8], что горная выработка, в общем случае, состоит из 4-х основных последовательно соединенных подсистем, то очевидно, что при отказе хотя бы одной из этих подсистем, наступает отказ всего очистного забоя. Отказ проявляется не мгновенно, а через некоторое случайное время ξ независимо от порядкового номера отказавшей подсистемы. При обнаружении отказа в i -й подсистеме, производится ее техническое обслуживание (выполнение профилактических или аварийно-восстановительных работ), средняя длительность которых T_i ($i = 1, \dots, 4$).

Процесс функционирования и восстановления работоспособности горной выработки можно описать следующим образом.

Горная выработка работает до отказа, далее от момента появления отказа до момента её ликвидации горной выработки, простаивает. В случайный момент проявления отказа начинается внеплановый аварийно-профилактический ремонт. После восстановления, горная выработка вновь функционирует до отказа, и весь процесс обслуживания повторяется. Предполагается, что при простое выработки и ремонте отказавшей подсистемы, работоспособные подсистемы не ухудшают своей работоспособности.

Тогда:

$$K_2 = \lim_{t \rightarrow \infty} \frac{t}{t + MY(t)} = \frac{1}{1 + \lim_{t \rightarrow \infty} \frac{MY(t)}{t}}, \quad (3.30)$$

где t – время безотказной работы выработки за некоторый период;

$MY(t)$ – среднее время простоя и ремонта выработки за тот же период.

Среднее число отказов выработки за интервал $(0, t)$ определяется как сумма функций восстановления:

$$\Lambda_{\Sigma}(t) = v(t) = \sum_{i=1}^4 H_i(t), \quad (3.31)$$

где $v(t)$ – поток отказов выработки;

$H(t)$ – функция восстановления.

Среднее суммарное время простоя выработки:

$$T_n \Lambda_{\Sigma}(e) = T_n \sum_{i=1}^4 H_i(t). \quad (3.32)$$

Так как функция восстановления $H_i(t)$ i -й подсистемы, то по формуле условного математического ожидания, определяем выражение для средней длительности восстановления за рассматриваемый период функционирования $(0, t)$:

$$T_s = \sum_{i=1}^4 \bar{T}_i \cdot H_i(t), \quad (3.33)$$

где \bar{T}_i – средняя длительность восстановления i -й подсистемы.

Тогда на основании элементарной теоремы восстановления легко определяется значение предела:

$$\lim_{t \rightarrow \infty} \frac{MY(t)}{t} = \sum_{i=1}^4 \frac{\bar{T}_i + T_n}{T_{cp.i}}, \quad (3.34)$$

где $T_{cp.i}$ – средняя длительность безотказной работы i -й подсистемы.

3.4. Исследование параметров надежности горной выработки

Надежность определяют как свойство объекта сохранять во времени способность к выполнению требуемых функций в заданных режимах и условиях эксплуатации. Это определение, широко используемое в международной литературе, включает в себя, как частный случай, параметрическое определение понятия надежности, согласно которому надежность есть свойство объекта сохранять во времени в установленных пределах значения всех параметров, характеризующих способность выполнять требуемые функции в заданных режимах и условиях применения, технического обслуживания, хранения и транспортирования.

Понятие надежности тесно связано с понятием долговечности. Под долговечностью понимают свойство системы, обеспечивающее её длительную эффективность при заданных условиях эксплуатации. За меру долговечности обычно принимается либо время работы системы от начала эксплуатации до выхода из строя, либо полная наработка (то есть суммарное время полезного функционирования). Долговечность системы является случайной величиной. Применительно к анализу надежности функционирования горной выработки как сложной (большой) технической системы, представляется наиболее

целесообразным использовать многостадийную модель накопления повреждений, отражающую тот факт, что многие процессы потери работоспособности (накопления повреждений) состоят из двух или более стадий, каждая из которых протекает по своим законам. Болотин в 1959 г. ([93]) предложил многостадийную модель в сочетании с гипотезой об автомодельности для каждой стадии в отдельности. Так, введя безразмерное время, отнесенное к продолжительности каждой стадии, выражение для меры повреждения для b -й подсистемы (процесса) можно записать следующим образом:

$$\psi_b(t) = \psi_{k-1} + (\psi_k - \psi_{k-1}) g_k \left[\frac{t - T_{b,k-1}(q)}{T_{b,k}(q) - T_{b,k-1}(q)} \right]^2, \quad (3.35)$$

$$T_{b,k-1}(q) < t \leq T_{b,k}(q); \quad k = 1, \dots, m.$$

где ψ_{k-1} и ψ_k – меры повреждений, соответствующие началу и завершению k -й стадии ($\psi_0 = 0$, $\psi_m = 1$);

$T_{b,k-1}(q)$, $T_{b,k}(q)$ – моменты начала и завершения k -й стадии при $q = \text{const}$ ($T_{b,k}(q) = 0$);

q – интенсивность действия повреждающего фактора.

Продифференцировав полученное уравнение по t можно записать следующую систему уравнений:

$$\frac{d\psi}{dt} = \begin{cases} \psi_1 f_1(\psi) / T_{b1}(q), & (0 \leq \psi \leq \psi_1), \\ (\psi_2 - \psi_1) f_2(\psi) / [T_{b2}(q) - T_{b1}(q)], & (\psi_1 < \psi < \psi_2), \\ \dots, \\ (\psi_m - \psi_{m-1}) f_m(\psi) / [T_{bm}(q) - T_{b,m-1}(q)], & (\psi_{m-1} < \psi \leq 1). \end{cases} \quad (3.36)$$

Здесь функции $f_k(\psi)$ удовлетворяют условиям:

$$\int_0^{\psi} \frac{d\psi}{f_1(\psi)} \int_0^t f_2[q(\tau)] d\tau, \quad \int_0^1 \frac{d\psi}{f_1(\psi)} = 1. \quad (3.37)$$

Для каждой стадии в отдельности уравнение (3.36) допускает решение путем разделения переменных. В результате можно прийти к следующей последовательности уравнений:

$$\int_{T_{k-1}}^{T_k} \frac{d\tau}{T_{bk}[q(\tau)] - T_{b,k-1}[q(\tau)]} = 1, \quad (k = 1, \dots, m). \quad (3.38)$$

Решив которые можно найти значения T_1, \dots, T_m . Очевидно, что полный ресурс $T_1 = T_m$ ([156]).

Как известно, основным показателем надежности отдельных технологических процессов при добыче полезного ископаемого, является коэффициент готовности k_g , который имеет реальный экономический смысл только для простых систем, работающих с постоянной нагрузкой [14, 157]. В этом случае он позволяет определить средний выход продукции. Технологические системы угольных шахт относятся к сложным техническим

системам, работающим с переменными нагрузками. Поэтому коэффициент готовности горнодобывающего предприятия не может быть единственным критерием надежности. Надежность работы угольной шахты и ее основных элементов можно оценить лишь с помощью системы взаимоувязанных критериев, учитывающих безопасность, производительность и экономичность проводимых горных работ.

Средняя продолжительность безотказной работы T_n определяется как математическое ожидание случайной величины $(t_{н.р.} + t_{п.о.})$ – продолжительности безотказной работы:

$$T_n = \int_0^{t_{н.р.}} t_{н.р.} f_{н.р.}(t) dt + \int_{t_{н.р.}}^{t_{п.о.}} t_{п.о.} f_{п.о.}(t) dt, \quad (3.39)$$

где $t_{н.р.}$, $t_{п.о.}$ – соответственно время нормальной работы и время развития опасности;

$f_{н.р.}(t)$ и $f_{п.о.}(t)$ – плотности их распределения.

Примем время цикла $t_{ц}$ – продолжительность работы выработки, начиная с момента ликвидации аварийной ситуации, вплоть до следующего момента начала ведения работ в нормальном режиме, включая в этот интервал работу очистного забоя в режимах: «нормальный режим работы», «допустимый режим работы» и «работы прекратить». Наряду с оценкой надежности функционирования горной выработки, необходимо оценивать и ее функциональную эффективность, которая характеризуется ее непосредственным выходным эффектом ($BЭ$). Под $BЭ$ следует понимать комплексную величину, характеризующую выход готовой продукции (полезного ископаемого), его качество, а также объемы потребления электроэнергии и материалов.

При анализе функциональной эффективности горной выработки, ее $BЭ$ целесообразно представлять в виде безразмерной величины, принимающей значения в диапазоне от нуля до единицы (безразмерные единицы). Схематический график зависимости величины $BЭ$ от режима работы очистного забоя приведен на рис. 3.3.

Тогда общее время цикла $t_{ц}$:

$$t_{ц} = t_{н.р.} + t_{п.о.} + t_{л.о.}, \quad (3.40)$$

где $t_{л.о.}$ – время ликвидации опасности.

Средняя продолжительность ликвидации аварии $T_{л.о.}$ определяется как математическое ожидание случайной величины $t_{л.о.}$:

$$T_{л.о.} = \int_{t_{п.о.}}^{t_{л.о.}} t_{л.о.} f_{л.о.}(t) dt, \quad (3.41)$$

где $f_{л.о.}(t)$ – плотность распределения случайной величины $t_{л.о.}$.

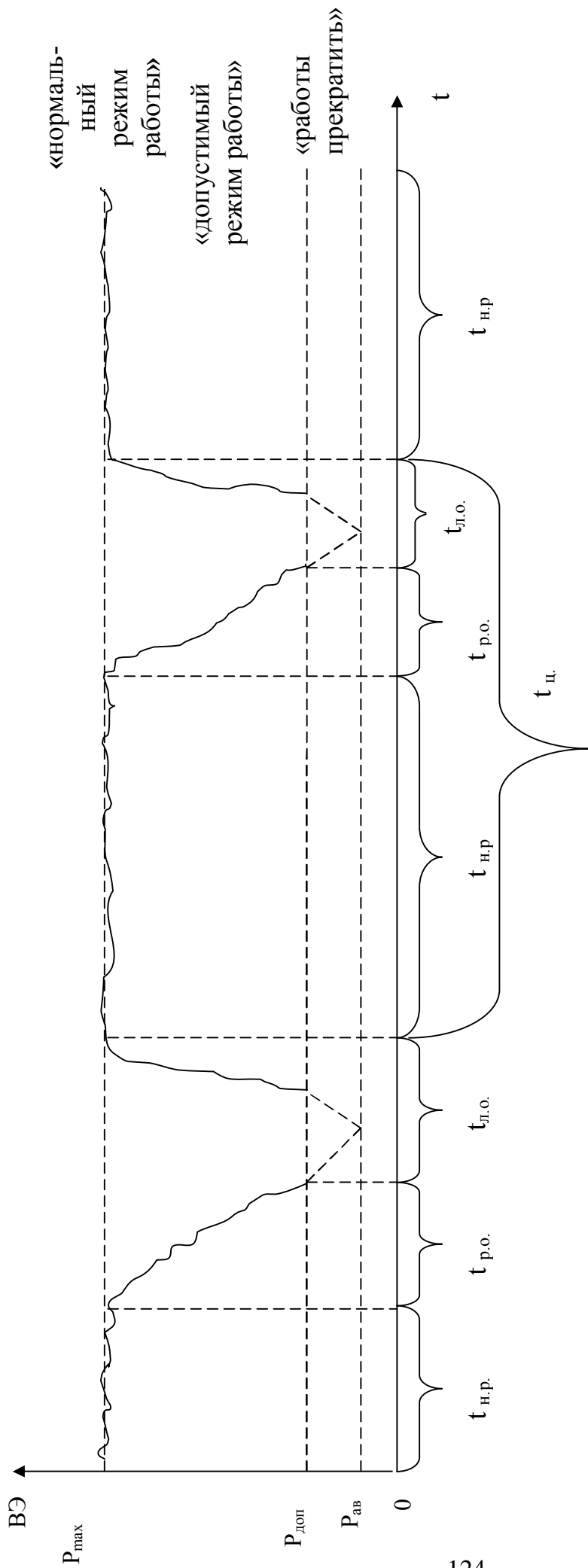


Рис.3.3. Изменение выходного эффекта горной выработки в зависимости от режима её работы:

P_{\max} – максимальная вероятность безаварийной работы;

$P_{\text{доп}}$ – вероятность безаварийной работы, соответствующая режиму «допустимый режим работы»;

$P_{\text{ав}}$ – уровень вероятности возникновения аварии, при котором работы необходимо прекратить для проведения мероприятий по снижению влияния опасных факторов до допустимого уровня;

$t_{\text{н.р.}}$ – время нормальной работы;

$t_{\text{п.о.}}$ – время развития опасности до уровня «работы прекратить»;

$t_{\text{л.о.}}$ – время ликвидации опасности (время проведения профилактических мероприятий).

Тогда комплексным показателем, характеризующим одновременно как свойство безотказности, так и свойство восстанавливаемости горной выработки, является коэффициент готовности k_z , определяемый как вероятность того, что она окажется в состоянии «нормальный режим работы» или «допустимый режим работы» в произвольный момент времени [16]:

$$k_z = \frac{T_n}{T_n + t_{л.о.}}. \quad (3.42)$$

Кроме коэффициента готовности существует также ряд показателей, совокупность которых образует полный набор параметров, определяющих надежность функционирования выработки. К ним относятся:

Коэффициент простоя системы, $Q_s(t)$ – вероятность того, что конечное событие (отказ, авария) существует в момент времени t . Это есть вероятность отказа системы или вероятность отдельного опасного состояния системы в момент времени t , зависящий от конечного события. Коэффициент простоя системы является дополнением коэффициента готовности:

$$k_z(t) + Q_s(t) = 1. \quad (3.43)$$

Показатель надежности системы, $R_s(t)$ – вероятность того, что конечное событие не случится в интервале времени $[0, t]$. Справедливо неравенство [14]:

$$R_s(t) \leq k_z(t). \quad (3.44)$$

Показатель ненадежности системы, $F_s(t)$ – вероятность того, что конечное событие случится до момента времени t . Этот показатель является дополнением показателя надежности [14]:

$$\begin{aligned} R_s(t) + F_s(t) &= 1, \\ F_s(t) &\geq Q_s(t). \end{aligned} \quad (3.45)$$

Плотность вероятности отказов, $f(t)$ [14]:

$$f(t) = \frac{dF_s(t)}{dt}. \quad (3.46)$$

Для определения величины k_z по (3.42), необходимо знание величин $f_{н.р.}(t)$, $f_{р.о.}(t)$, $f_{л.о.}(t)$, что представляет собой достаточно сложную задачу. Поэтому на практике их значения необходимо определять на основе анализа информации об изменениях состояния горной выработки за предыдущие периоды времени.

По данным работы [157], надежность работы шахтной вентиляции может быть выражена формулой:

$$P(t) = \exp(-\lambda t), \quad (3.47)$$

где $P(t)$ – вероятность безотказной подачи необходимого количества воздуха в выработку за период времени t ;

λ – интенсивность отказов. Исходя из подобия функционирования основных подсистем горной выработки [16] и данных работ [158 – 161], соотношение (3.48) можно применить и к анализу надежности функционирования остальных подсистем горной выработки.

По данным работы [161], длительность $t_{ц}$ производственного цикла в очистном забое складывается из множества $T_{раб}$ периодов работы комбайна и множества $T_{пер}$ перерывов:

$$\begin{aligned} t_{ц} &= T_{раб} + T_{пер}, \\ T_{пер} &= T_{пер.регл.} \cup T_{пер.внешн.} \cup T_{пер.внутр.}, \end{aligned} \quad (3.48)$$

где $T_{пер.регл.}$ – продолжительность перерывов, предусмотренных проведением регламентных ремонтно – профилактических работ;

$T_{пер.внешн.}$ – продолжительность перерывов, обусловленных внешними причинами (отсутствие электроэнергии, сжатого воздуха и т.п.);

$T_{пер.внутр.}$ – продолжительность перерывов, связанных со внутренними причинами в лаве, то есть непосредственно с теми причинами, которые определяют надежность функционирования горной выработки.

С учетом соотношения (3.37), выражение (3.48) можно переписать в следующем виде:

$$t_{н.р.} + t_{р.о.} + t_{л.о.} = T_{раб.} + T_{пер.}. \quad (3.49)$$

Откуда $T_{пер.} = t_{л.о.}$.

Вероятность возникновения k перерывов всех видов распределена по закону Пуассона [161]:

$$P(k) = \frac{\lambda^k}{k!} e^{-\lambda}. \quad (3.50)$$

Математически приведенный график описывается следующей зависимостью:

$$B\exists = \begin{cases} 1, 0 \leq t \leq t_{н.р.}, \\ 0 \leq B\exists \leq 1, t_{н.р.} \leq t \leq t_{н.р.} + t_{р.о.}, \\ 0, t_{н.р.} + t_{р.о.} \leq t \leq t_{н.р.} + t_{р.о.} + t_{л.о.}. \end{cases} \quad (3.51)$$

По аналогии с результатами работ [16, 158], производственная функция горной выработки (величина, характеризующая её производительность с заданным качеством выпускаемой продукции), имеет вид:

$$\Phi = \begin{cases} \Phi_{\max}, & \text{при } P = P_{\max}, \\ \Phi, & \text{при } P_{\text{дон}} \leq P \leq P_{\max}, \\ 0, & \text{при } P < P_{\text{дон}}. \end{cases} \quad (3.52)$$

Тогда относительное приращение эффективности горной выработки $\Delta E(t)$ по аналогии с данными работы [160]:

$$\Delta E(t) = \frac{\Phi_{\text{о}}(t) - \Phi(t)}{\Phi_{\text{ду}}(t) - \Phi(t)}, \quad (3.53)$$

где $\Phi(t)$ и $\Phi_{\text{о}}(t)$ – показатели эффективности соответственно недиагностируемой и диагностируемой горной выработки;

$\Phi_{ou}(t)$ – показатель эффективности горной выработки при осуществлении идеального диагностирования (без затрат и потерь).

В качестве показателя эффективности функционирования горной выработки, с учетом соотношения (3.37) удобно использовать коэффициент эффективности k_s (по аналогии с данными работы [160]):

$$k_s = \frac{t_u - (t_{l.o.} + kt_{p.o.})}{t_u + kt_{p.o.}}, \quad (3.54)$$

где k – коэффициент, учитывающий снижение производительности горной выработки при её функционировании в режиме «допустимый режим работы» ($0 \leq k \leq 1$).

Для обеспечения эксплуатационной надежности и безопасности современные сложные технические системы снабжаются, как правило, системами мониторинга [158]. Под мониторингом машин понимается научно спроектированная система (средства и методы) непрерывных наблюдений и измерений с применением соответствующих оценочных процедур (идентификации, анализа текущего состояния, распознавания особых ситуаций, краткосрочного (1 – 2 с) и долговременного (минуты, часы...) прогнозирования и автоматического принятия оперативных и тактических решений. Общая схема аппаратной реализации системы мониторинга состоит из датчиков с интерфейсами, устройств буферного хранения информации и пакета прикладных программ, осуществляющим соответствующие оценочные процедуры в реальном масштабе времени, терминала с дисплеем и человеком – оператором, каналов обратной связи с сервомеханизмами и системами предотвращения и защиты.

По данным работы [159], в настоящее время существуют два взаимосвязанных пути повышения надежности сложной технической системы и комплексов машин во время эксплуатации. Они в полной мере могут быть применены для повышения надежности и эффективности функционирования горной выработки.

Первый путь – это создание передовых технологий производства высоконадежных элементов, узлов, блоков и более совершенных методов их сборки и отладки на уровне систем и комплексов.

Второй путь – это совершенствование, с одной стороны, существующих программ эксплуатации, а с другой – создание на базе уже имеющихся технологий перспективных систем и комплексов, состоящих, по возможности, из однотипных элементов, узлов и блоков со встроенными в системы запасными элементами, датчиками – измерителями информации, набором микропроцессоров и исполнительных элементов. Для микропроцессоров разрабатываются специальные подпрограммы управления подсистемами и комплексами, реализация которых с помощью исполнительных элементов позволяет существенно повысить надежность очистного забоя и сократить эксплуатационные затраты.

Решение этой задачи может обеспечить комплексная система контроля и управления надежностью функционирования горной выработки, основные принципы построения которой описаны в работах [16, 17, 160].

Математическая модель функционирования объекта контроля (горная выработка) в общем случае имеет вид [159]:

$$F(X, K, U, t) = 0, \quad (3.55)$$

где $X = [x_1(t), x_2(t), \dots, x_m(t)]$ – вектор – функция выходных реакций;

$K = [k_1, k_2, \dots, k_n]$ – вектор параметров математической модели;

$U = [U_1(t), U_2(t), \dots, U_l(t)]$ – вектор – функция входных воздействий.

Математическая модель (3.55) считается полностью известной, если определены вид модели (например, разностная, дифференциальная, логические соотношения и т.п.) и численные значения ее параметров.

Показатель качества и эффективности функционирования горной выработки можно представить векторным потенциалом [159]: $\vec{\Phi} = [\Phi_1, \Phi_2, \dots, \Phi_p]$, где компоненты Φ_i , ($i = 1 \dots p$) – технические характеристики горной выработки, определяющие ее способность выполнять производственное задание. Показатель Φ задается двумя способами:

1. На множестве входных воздействий и параметров горной выработки:

$$\Phi = \Phi(K, U). \quad (3.56)$$

2. На множестве входных воздействий и выходных реакций:

$$\Phi = \Phi(X, U). \quad (3.57)$$

Формула (3.57) характерна для этапа проектирования, так как вытекает из логики создания технической системы – в ходе проектирования известны входные воздействия U , выбираются параметры создаваемой горной выработки K , а следовательно и математическая модель ее функционирования (3.55).

Задание показателя Φ в форме (3.57) целесообразно для случаев, когда входные и выходные характеристики объекта контроля могут быть относительно легко измерены. С использованием комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования горной выработки ([8]), это условие может быть достаточно легко выполнено. Такой способ удобен для эксплуатации и ремонта.

Аналогично данным работы [41], техническое состояние горной выработки можно выразить аналитически следующим образом:

$$\frac{dx}{dt} = Q(x, y, z, t), \quad (3.58)$$

где x – техническое состояние горной выработки;

y и z – факторы, соответственно ухудшающие и восстанавливающие техническое состояние горной выработки;

t – текущее время.

Обозначая $Q(x, y, z, t) = k$, соотношение (3.58) можно переписать следующим образом [41]:

$$Q(k+1) = Q(k) + f'[Q(k)], \quad (3.59)$$

или уравнением в конечных разностях:

$$x = \sum_{k=0}^n [Q(k) + \Delta f[Q(k)]] \quad (3.60)$$

Изменение уровня надежности функционирования горной выработки определяется действием внезапных и постепенных отказов, закономерность которого выражает функция вероятности безотказной работы:

$$P(t) = 1 - [P_1(t)][1 - P_2(t)], \quad (3.61)$$

где $P_1(t)$, $P_2(t)$ – вероятности безотказной работы выработки соответственно при постепенных и внезапных отказах.

По данным работ [14, 157, 159] вероятность безаварийной (безотказной) работы при постепенных отказах подчиняется гамма – закону, а при внезапных – экспоненциальному. Таким образом, вероятность безаварийной работы может

быть представлена зависимостями: $P_1(t) = \sum_{k=1}^{r-1} \frac{(\omega t)^k}{k!} e^{-\omega t}$ – функция гамма –

распределения; $P_2(t) = e^{-\lambda t}$ – экспоненциальная функция,

где r – число нарушений, вызывающих отказ;

ω – параметр потока постепенных отказов.

Тогда, учитывая последние выражения, функция вероятности безотказной работы выражается зависимостью:

$$P(t) = 1 - \left(\sum_{k=1}^{r-1} \frac{(\omega t)^k}{k!} e^{-\omega t} \right) (1 - e^{-\lambda t}) = 1 - \sum_{k=2}^{\infty} \left[\frac{(\omega t)^k}{k!} e^{-\omega t} \right] (1 - e^{-\lambda t}). \quad (3.62)$$

По аналогии с данными работы [16], переход горной выработки из режима «работы прекратить, опасно» в «нормальный режим работы» определяется зависимостью:

$$\Delta P_{ei} = (1 - P_i(t))P_i, \quad (3.63)$$

где $P_i(t)$ – вероятность безаварийной работы выработки перед i – ми работами по устранению и профилактике влияния опасных факторов;

P_i – вероятность обнаружения и устранения режима «работы прекратить, опасно».

$$P_i(t) = P'_{i-1}(t) \left[1 - \sum_{k=2}^{\infty} \frac{(\omega t)^k}{k!} e^{-\omega t} \right] (1 - e^{-\lambda t}). \quad (3.64)$$

С экономической точки зрения, анализ эффективности функционирования горной выработки заключается в определении двух составляющих затрат: затрат на создание и эксплуатацию горной выработки Z_1 и затрат (потерь), обусловленных ненадежностью ее функционирования Z_2 . Сравнение величин Z_1 и Z_2 позволяет сделать вывод об экономической целесообразности достижения данного уровня надежности функционирования горной выработки.

В качестве критерия экономической эффективности, как правило, рассматривают средние удельные приведенные затраты – затраты,

рассчитанные за весь период функционирования горной выработки и отнесенные к единице выпускаемой продукции (количеству полезного ископаемого данного качества).

При анализе функционирования горной выработки, средние удельные затраты Z представляют собой затраты, отнесенные к среднему суммарному объему добычи полезного ископаемого данного качества $A_{вЛ}$ за рассматриваемый период эксплуатации горной выработки:

$$Z = (Z_1 + Z_2) / A_{вЛ}. \quad (3.65)$$

Затраты на создание и эксплуатацию горной выработки – Z_1 , то есть капитальные и эксплуатационные затраты можно представить в следующем виде:

$$Z_1 = \sum_{t=1}^T (W_n k_t + E_t) \beta_t, \quad (3.66)$$

где k_t , E_t – капитальные и эксплуатационные затраты за t -й период времени (месяц, квартал, сутки);

T – продолжительность эксплуатации горной выработки;

W_n , β_t – нормативные коэффициенты.

Затраты (потери) Z_2 , связанные с ненадежностью горной выработки состоят из двух частей:

1. Экономический ущерб от аварий $Z_{ав}$;

2. Затраты на устранение отказов горной выработки и затраты на проведение мероприятий, направленных на снижение влияния опасных факторов (предварительная дегазация, снижение нагрузки на выработку и т.п.).

3.5. Роль имитационного моделирования в исследовании надежности очистного забоя

Недостаточно высокий уровень производства, закладываемый на стадии проектирования предприятий, и неэффективное управление их текущей деятельностью во многом определяет то тяжелое состояние, в котором находится сейчас горнорудная промышленность [161]. Высокий уровень горного производства может быть достигнут лишь на основе знаний о закономерностях и особенностях его функционирования как целостной системы. На практике реализация локальных решений без достаточного количественного учета последствий этого для горных предприятий, в целом, как правило, приводит к необходимости устранения по прошествии некоторого времени их неблагоприятных проявлений, что требует обычно вложения дополнительных ресурсов и затрат времени.

Поэтому, полноценное проектирование и управление такой сложной реальной производственной системой, какой является очистной забой, может быть осуществлено лишь при условии создания специальных средств, позволяющих предварительно провести апробацию решений с целью значительного повышения их обоснованности.

Сущность имитационного моделирования состоит в искусственном воспроизведении на ЭВМ функционирования производственной системы очистного забоя с помощью специально построенной математической модели, хранящейся в памяти машины. Эксперимент состоит в испытании модели на машине и сопровождается варьированием исходными данными, анализом получаемых результатов и уточнением самой модели с целью повышения ее адекватности.

Под имитационным моделированием, в общем случае, понимают применение метода Монте-Карло для исследования сложных систем [159].

Сущность этого метода состоит в том, что процесс имитируется с помощью арифметических и логических операций в той последовательности элементарных актов, которая характерна для исследуемого процесса. При этом в качестве математической модели функционирования системы выступает моделирующий алгоритм, в соответствии с которым в ЭВМ вырабатывается информация, описывающая элементарные явления исследуемого процесса с учетом их взаимного влияния. На рис. 3.4 представлена обобщенная структура исследования методом имитационного моделирования.

Имитационная модель является средством постоянного пользования. Она должна сопровождать имитируемый реально функционирующий объект на протяжении всего периода его существования, видоизменяясь вместе с ним. Такое видоизменение возможно, так как она является открытой моделью.

Развитие имитационного моделирования путем расширения информационной базы, сочетания формальных и неформальных методов в процессе поэтапного синтеза требуемой модели и, наконец, активного подключения человека к диалогу с ЭВМ, по мнению многих исследователей, обеспечит эффективную технологию системно-экологического моделирования. Однако, как указывается в работе [18], если сопоставить имеющиеся информационные запросы и существующее информационное обеспечение их решения (различные математические и имитационные модели, принципы обработки информации, и т.п.), то легко заметить, что не все уровни природных и человеко-машинных комплексов имеют развитый аппарат для своего описания, а тем более, для конструирования эффективных имитационных моделей с целью получения необходимых оценок проблемных ситуаций. Возникающие трудности имеют не только и не столько технический характер накопления моделей различного типа. Наиболее ярко эти трудности проявляются при глобальном моделировании, опыт которого показывает [18] существенную и принципиально неустранимую неполноту наших знаний о происходящих процессах, которая проявляется как во фрагментарности эмпирических данных, так и в отсутствии закономерностей эволюции происходящих процессов. Очевидно, что механический набор иерархии моделей и стремление к накопительству банков данных (моделей поведения технической системы) – это попытка оживления примитивных схем рассуждений о целостной картине эволюции технической системы.

В связи с этим, необходимо применение такой технологии моделирования, которая в отличие от имитационного моделирования учитывает

внутреннюю динамику (эволюцию) структуры моделируемой системы (очистного забоя) и адаптивно синтезирует модели в условиях неполноты и частичной достоверности данных. Такой моделью должна стать компьютерная адаптивно-имитационная модель надежности функционирования очистного забоя.



Рис. 3.4. Обобщенная структура исследования систем методом имитационного моделирования

3.6. Модели системы управления надежностью функционирования очистного забоя

Система управления по своему функционально-целевому назначению является основным звеном в цепи причинно – следственных отношений внешняя среда-система управления - внешняя среда. Системы управления представляют собой особый класс динамических систем, отличающихся наличием самостоятельных функций и целей управления и высоким уровнем специальной системной организации, необходимым для реализации этих целей и функций [162].

Одним из главных условий полезности производственной эксплуатационной базы данных является ее непрерывная актуализация. Получаемая в процессе производства информация об объектах должна непрерывно обновляться и вводиться в базу данных. Идеальным вариантом поддержания базы данных в актуальном состоянии является система непрерывного автоматического мониторинга горных объектов, включающая наряду с интерактивными процедурами ввода информации пользователями, автоматическое пополнение базы данных цифровой информацией с датчиков, отслеживающих поведение объектов, как это реализовано в ряде автоматизированных систем [163, 164].

Локальные системы автоматического управления, будучи самостоятельными конструктивно-компоновочными единицами, должны обрабатывать все данные, получаемые от управляемого объекта и внешних систем, воздействовать на все исполнительные органы как отдельно, так и одновременно, контролировать состояние объекта, обмениваться информацией с другими системами, оптимизировать работу объекта в соответствии с глобальным критерием управления. Принцип действия всех систем автоматического управления должен быть единым, а входные и выходные сигналы должны быть организованы в унифицированные форматы, обладающие большой информационной емкостью. В то же время, такие системы автоматического управления должны передавать на поверхность только необходимый минимальный объем информации.

Применительно к обеспечению надежности функционирования очистного забоя, наиболее целесообразно использование децентрализованной системы управления. В свою очередь, централизованное управление экономически оправданно при большой территориальной сосредоточенности объекта управления, при малом количестве параметров контроля и управления [165, 166].

По данным работы [165], применяемые в настоящее время на шахтах системы автоматического управления могут работать только в специальном помещении на поверхности. Вследствие этого они находятся на значительном расстоянии от управляемых объектов. При этом управляющая машина вынуждена обрабатывать мощные потоки информации. Эффективность такой обработки не всегда оказывается достаточно большой, а надежность системы – низкой. Развитие такой системы затруднительно, так как связано с необходимостью существенной переделки программного обеспечения. Большинство объектов в очистном забое является непрерывными источниками информации, требующей немедленной обработки. Организовать обслуживание одним процессором большого числа таких объектов сложно. Повысить эффективность работы одномашинной системы управления можно путем наращивания дополнительных блоков, построив в итоге мультипроцессорную систему.

Очевидны преимущества этого варианта управления. Топологически же он является централизованным. Кроме того, необходимость введения дополнительных дорогостоящих блоков существенно снижает эффективность

такой системы. Децентрализованная система управления применительно к организации контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя наиболее рационально может быть организована в виде Радиальной (рис.3.5) или Кольцевой (рис. 3.6) структурной схемы.



Рис. 3.5. Радиальная структурная схема децентрализованной системы управления очистного забоя

Кольцевая структура упрощает взаимные связи в системе и сокращает длину линии связи. Для радиальных структур характерно наличие нескольких не связанных между собой локальных систем автоматики и объединяющей центральной подсистемы. Надежность таких подсистем всегда зависит от надежности и живучести центральной подсистемы.

Радиальная структура, как правило, содержит несколько уровней регулирования. На нижнем уровне реализуются функции контроля управления, на верхнем – осуществляется координация работы нескольких микро-ЭВМ, оптимизация задач управления, определение технико-экономических показателей технологического процесса.

Кольцевые структуры имеют следующие преимущества перед радиальными:

1. Работоспособность устройств и подсистем связи и работоспособность средств автоматики не связаны между собой;
2. Имеется возможность простого наращивания системы, и тем самым расширение ее функциональных возможностей;

3. Стоимость систем ниже, чем у радиальных за счет использования простых и дешевых устройств сопряжения и каналов связи.



Рис. 3.6. Кольцевая структурная схема децентрализованной системы управления очистном забое

При построении контролирующе-регулирующих систем очень важна их интеграция на информационном уровне. Сущность этого подхода заключается в следующем. Пусть имеется n подсистем $S_1 \dots S_n$, которые решено объединить в единую систему автоматического управления. Каждая из них имеет в своем составе некоторый набор баз данных, то есть выполняется условие:

$$S_i \subset B_i; \quad (3.67)$$

где $B_i = \{B_{ij}\}, j=1 \dots n_i$.

Предположим теперь, что в наборах баз данных двух подсистем S_k и S_m имеются общие структуры данных. Это возможно, если некоторые базы B_{ki} и B_{mj} тождественны, то есть обладают одинаковыми наборами полей (атрибутов),

либо одна из этих баз включает другую ($B_{ki} \subset B_{mj}$ или $B_{mj} \subset B_{ki}$), то есть имеет в своем составе набор полей второй базы. В этом случае всегда существует возможность создания общей для всех подсистем базы данных (объединение) баз всех подсистем:

$$B = B_1 \cup B_2 \dots \cup B_n. \quad (3.68)$$

Интеграция программных пакетов на функциональном уровне подразумевает выделение в них независимых функций, объединение их в единую систему, устранение дублирующих функций, создание общих функций и системного монитора.

3.7. Разработка имитационной модели комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя

В соответствии с данными работы [167], все имитационные модели представляют собой модели «черного ящика». Это означает, что они обеспечивают выдачу выходного сигнала системы, если на ее взаимодействующие подсистемы поступает входной сигнал. Поэтому, для получения необходимой информации или результатов необходимо осуществлять «прогон» имитационной модели, а не «решать» их. Имитационная модель не способна формировать свое собственное решение в том виде, в каком это имеет место в аналитических моделях, а может лишь служить в качестве средства для анализа поведения системы в условиях, которые определяются экспериментатором. То есть, имитационная модель – не теория, а методология решения проблемы.

Очистной забой является основной производственной единицей современной угольной шахты, поэтому представляло интерес вначале создать модель комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя, как наиболее важной и технологически напряженной выработки современного угледобывающего предприятия.

Целесообразность создания имитационной модели комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя состоит в том, что:

- не существует законченной математической постановки для создания комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя и не разработаны аналитические методы решения сформулированной математической модели;

- частично имеются системы контроля надёжности функционирования отдельных подсистем угольной шахты и лавы, но они не являются целостной системой, осуществляющей контрольно-регулирующие функции по лаве.

В самом общем случае, структуру имитационной модели математически можно представить в виде:

$$\phi = f(x_i, y_i), \quad (3.69)$$

где ϕ – результат действия очистного забоя;

x_i – переменные и параметры, которыми мы можем управлять;

y_i – переменные и параметры, которыми мы не можем управлять;
 f – функциональная зависимость между x_i и y_i , которая определяет величину ϕ .

По сравнению с физической моделью, имитационная модель позволяет достичь тех же результатов, однако при этом ей присущи следующие преимущества и возможности:

- лёгкость повторения и воспроизведения условий проведения эксперимента;
- лёгкость прерывания и возобновления эксперимента;
- управление условиями проведения эксперимента. В физических экспериментах стохастические условия не зависят от экспериментатора; при экспериментах на ЭВМ эти условия определяются самим экспериментатором.

Основными требованиями к имитационной модели являются следующие:

1. Информация, получаемая с помощью имитационной модели, должна быть приемлемой для заказчика-пользователя. Критерии применимости включают в себя надёжность и полезность информации. Выходные данные должны быть разумными, то есть модель не должна давать абсурдных ответов, даже если в качестве входных переменных берутся совершенно абсурдные цифры.

2. Заказчик-пользователь должен понимать, как необходимо поступить или как можно использовать полученные данные.

Любая имитационная модель должна позволять администратору оценивать решения, которые отвечают его собственным понятиям о рациональности и возможных результатах применения сформулированных им стратегий.

В работах [17, 160, 164] рассмотрены основные принципы создания комплексной системы контроля и управления на методическо-структурном уровне. Следующим шагом на пути создания комплексной системы контроля и управления надёжностью функционирования высоконагруженной лавы является разработка имитационной модели надёжности функционирования высоконагруженной лавы. Основываясь на результатах работ [44, 160, 164], по аналогии с данными, изложенными в работах [1, 9, 168], дальнейшие исследования следует построить следующим образом:

Для достижения поставленной цели разработана логико-лингвистическая (имитационная) модель процесса развития аварии, которая является компромиссом между точностью получаемых количественных оценок и неопределённостью исходных данных. Основные характеристики предлагаемой модели [46]:

1. Имитация зарождения и обрыва причинной цепи предпосылок возникновения аварии.

2. Учёт всех факторов, влияющих на надёжность функционирования высоконагруженной лавы.

3. Использование метода Монте-Карло для количественной оценки вероятности возникновения аварии в человеко-машинной системе (высоконагруженная лава);

4. Возможность диагностирования таких состояний высоконагруженной лавы, как «нормальный режим работы», «допустимый режим работы» и «аварийный».

5. Формирование управляюще-предупредительных сигналов на подсистемы высоконагруженной лавы и рабочие места.

6. Выдача прогнозной информации о развитии ситуации в высоконагруженной лаве при выполнении мероприятий по ликвидации опасности.

7. Выдача отчётной информации о работе модели и об изменениях в высоконагруженной лаве на центральный диспетчерский пункт (элемент имитационной модели).

В основу идеи имитационного моделирования положен учёт влияния и взаимовлияния факторов надёжности функционирования высоконагруженной лавы. Работа модели содержит следующие шаги:

- получение и первичная обработка информации с датчиков, расположенных в подсистемах высоконагруженной лавы;

- структурирование и стратификация полученных данных;

- обнаружение опасных отклонений и совмещение факторов, характеризующих надёжность функционирования высоконагруженной лавы;

- формирование и выдача управляюще-предупредительных сигналов на подсистемы высоконагруженной лавы и рабочие места;

- разработка комплекса мероприятий по ликвидации опасности, формирование соответствующих управляющих сигналов на подсистемы высоконагруженной лавы и выдача отчётной информации на центральный диспетчерский пульт. Выдача данных прогноза изменения ситуации в высоконагруженной лаве при выполнении мероприятий по снижению опасности;

- оценка необходимости и способов вмешательства человека;

- сравнение альтернативных действий и выбор из них оптимальных;

- принятие конкурентоспособных решений, определение степени их приемлемости и эффективности;

- реализация решения по корректировке комплекса мероприятий для снижения опасности режима работы высоконагруженной лавы.

Работу имитационной модели в общем виде можно свести к нахождению точечного значения функциональной зависимости между значениями параметров надёжности функционирования высоконагруженной лавы и вероятности неблагоприятных событий в высоконагруженной лаве.

$$Q=f(x_1, x_2, \dots, x_k), \quad (3.70)$$

где x_1, x_2, \dots, x_k – формализованные оценки параметров надёжности функционирования высоконагруженной лавы.

Неявный вид этой зависимости обусловлен особенностями функционирования имитационной модели и процесса развития опасной ситуации в высоконагруженной лаве. Последний характеризуется следующими обстоятельствами:

1. Функционирование высоконагруженной лавы потенциально опасно, так как связано с энергопотреблением.

2. Возникновение и развитие аварийных ситуаций в высоконагруженной лаве происходит из-за несанкционированного или неуправляемого выхода энергии, накопленной в технологическом оборудовании, углепородном массиве и метановоздушной среде.

Возникновение аварийных ситуаций является следствием развития причинной цепи предпосылок, инициаторами и составными частями которой являются ошибочные действия рабочих, неисправности и отказы технологического оборудования, опасное изменение состояния атмосферы высоконагруженной лавы и приконтурной области массива, а также воздействующие на них неблагоприятные внешние факторы. Примеры разработанной имитационной компьютерной модели приведены на рисунках 3.7 – 3.9:

– Общий вид рабочего окна программы (имитационной модели), при состоянии уровня надежности функционирования высоконагруженной лавы «нормальный режим работы» (рис. 3.7);

– Вид рабочего окна имитационной модели в режиме контроля параметров шахтной атмосферы при состоянии уровня надежности функционирования высоконагруженной лавы «допустимый режим работы» (рис. 3.8);

– Вид рабочего окна имитационной модели в режиме контроля параметров приконтурной области массива, вмещающего высоконагруженной лавы, которые изменяются наиболее интенсивно во время отработки высоконагруженной лавы при состоянии уровня надежности функционирования высоконагруженной лавы «аварийный» (рис. 3.9).

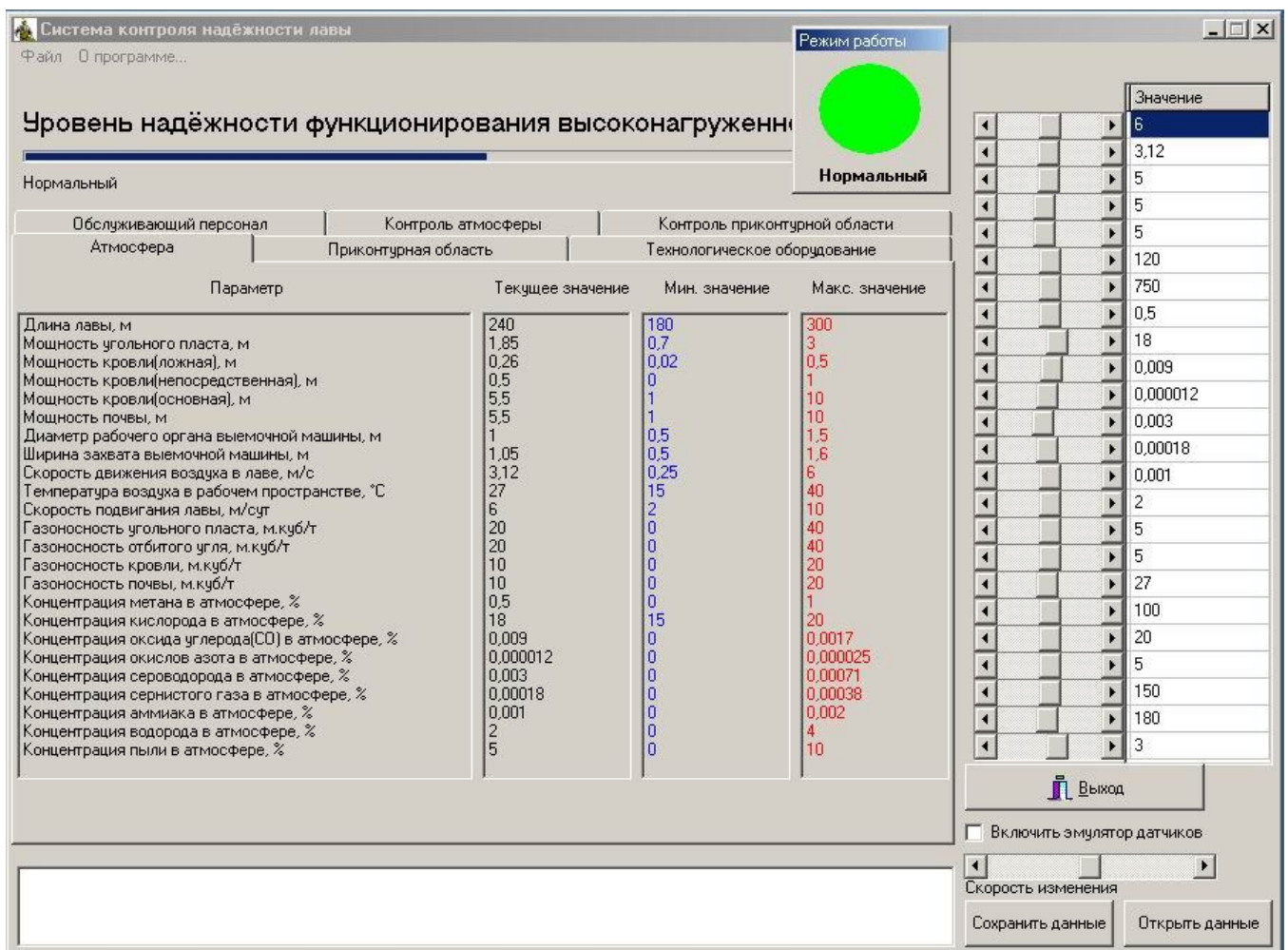


Рис. 3.7. Общий вид рабочего окна программы (имитационной модели), при состоянии уровня надёжности функционирования высоконагруженной лавы «нормальный режим работы»

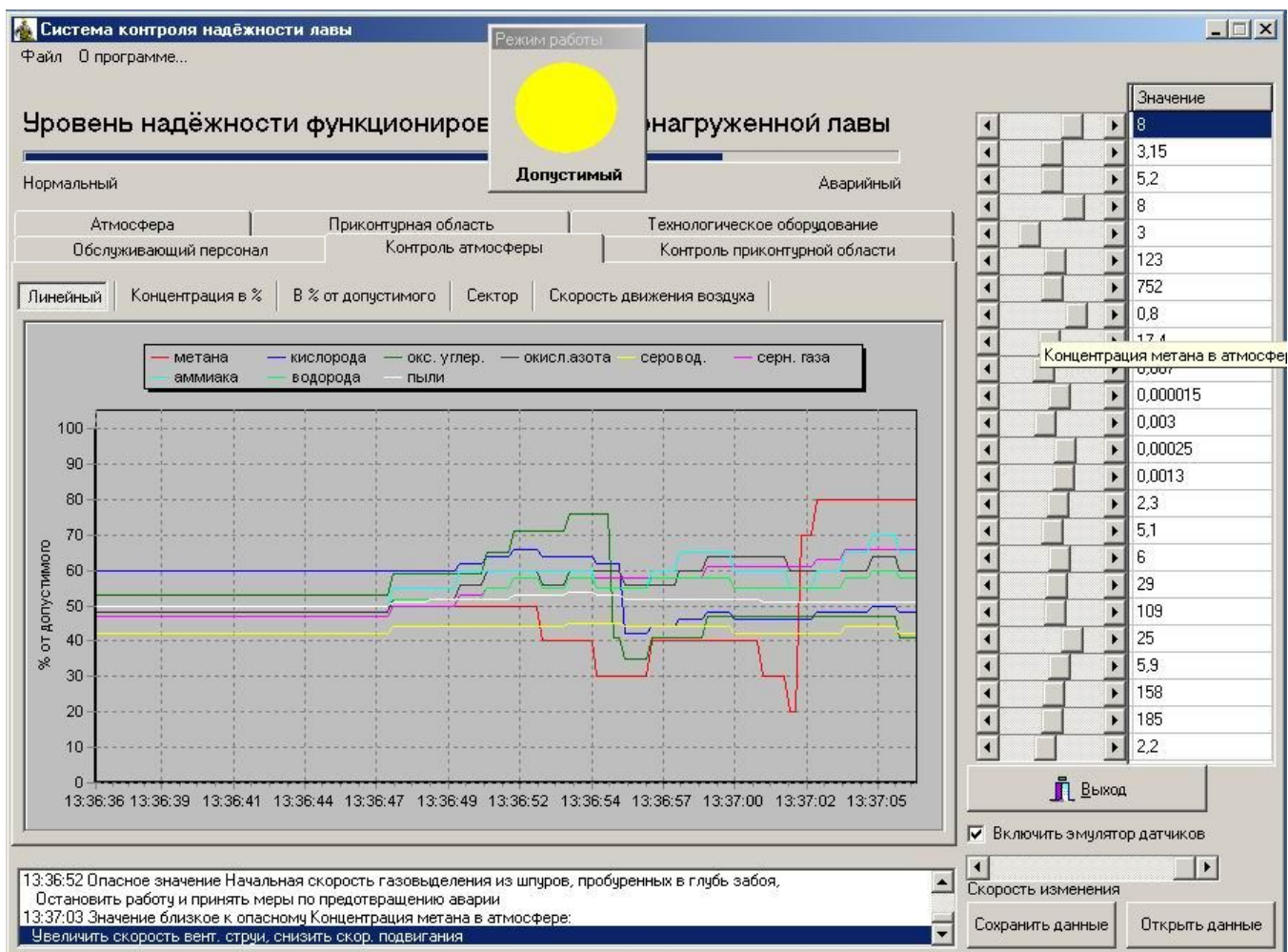


Рис. 3.8. Вид рабочего окна имитационной модели в режиме контроля параметров шахтной атмосферы при состоянии уровня надёжности функционирования высоконагруженной лавы «допустимый режим работы»

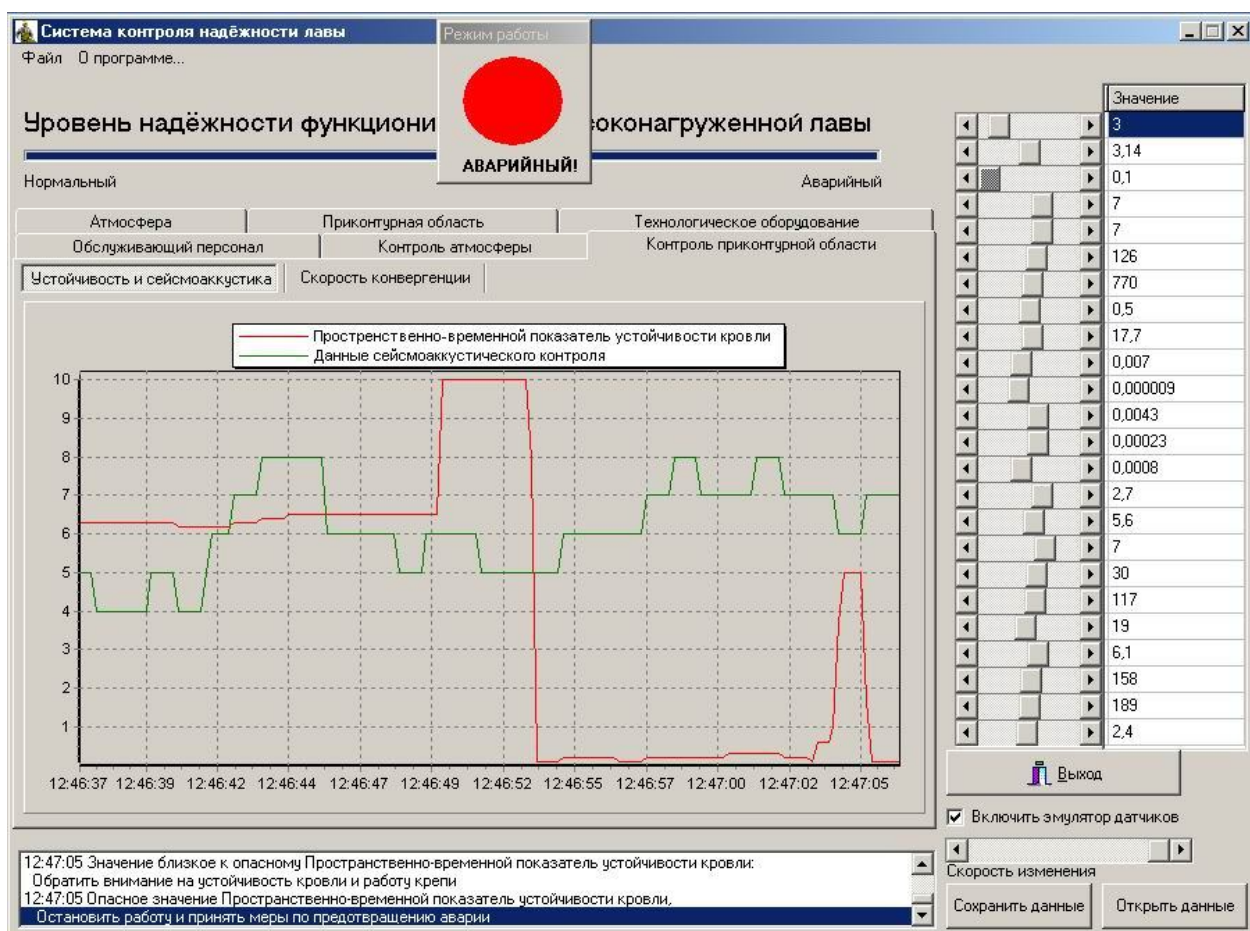


Рис. 3.9. Вид рабочего окна имитационной модели в режиме контроля параметров приконтурной области массива, вмещающего высоконагруженной лавы, которые изменяются наиболее интенсивно во время отработки высоконагруженной лавы при состоянии уровня надёжности функционирования высоконагруженной лавы «аварийный»

3.8. Результаты компьютерного моделирования зависимостей основных технологических и горно-геологических параметров при очистных работах

При интенсивном ведении горных работ на больших глубинах к технологии очистных работ предъявляются два основных требования:

1. обеспечение безопасности с точки зрения вероятности развязывания газодинамических явлений;
2. повышение эффективности отбойки пород и угля за счет учета их напряженно-деформированного состояния и их физико-механических свойств.

Воспользуемся выражением для оценки критического состояния массива и получим детерминированное выражение для предельно допустимой скорости движения его свободной границы при комбайновой выемке.

Используя данные работы [137] и избавляясь в них после преобразований от иррациональности, имеем следующее соотношение:

$$v^2 \left(1 - \frac{v^2}{C_1^2} \right) k_1^2 = \pi \mu C_1^2 \left\{ 4 \sqrt{\left(1 - \frac{v^2}{C_1^2} \right) \left(1 - \frac{v^2}{C_2^2} \right)} - \left(2 - \frac{v^2}{C_2^2} \right)^2 \right\} \gamma, \quad (3.71)$$

где k_1 – коэффициент интенсивности напряжений на свободной поверхности:

$$k_1 = \gamma \mu \sqrt{\frac{\pi \sigma_0^2}{B}} \text{ – коэффициент интенсивности напряжений на свободной}$$

поверхности; a и b – полуоси эллипса (расчет k_1 производится в предположении эллиптической формы выработки).

C_1, C_2 – соответственно продольная и поперечная составляющая вектора скорости;

v – скорость движения свободной поверхности;

$$\mu = \frac{E}{2(1+\nu)};$$

ν – коэффициент Пуассона, получаем уравнение:

$$\begin{aligned} & \left(\frac{k_1^2}{C_1^4} - \frac{2k_1}{C_1^4 C_2^2} + \frac{1}{C_1^4 C_2^4} \right) v^8 + \left(\frac{2k_1}{M C_1^2 C_2^2} - \frac{2k_1^3}{M C_1^2} + \frac{8k_1}{C_1^2 C_2^2} - \frac{8}{C_1^2 C_2^4} \right) v^6 + \\ & + \left(\frac{k_1^4}{M} + \frac{16}{C_2^4} - \frac{8k_1^2}{M C_2^2} - 8 \frac{k_1}{C_1^2} - \frac{8}{C_1^2 C_2^2} \right) v^4 + \left(\frac{8k_1^2}{M} - \frac{16}{C_2^2} + \frac{16}{C_1^2} \right) v^2 = 0 \end{aligned} \quad (3.72)$$

где $M = \pi \mu \gamma C_1^2$.

Входящие в уравнение (3.72) характеристики имеют следующий порядок значений:

$$k_1 \approx 10^8 \text{ Н/м}^2; C_1 \approx 10^3 \text{ м/с}; \mu \approx 10^9 \text{ Н/м}^2; \gamma \approx 10 \text{ Дж/м}^2; C_2 \approx 10^3 \text{ м/с}; \nu \approx 10^8 \text{ Н/м}^2.$$

С учетом этих значений, а также порядка входящих в (3.72) слагаемых, (3.72) можно упростить, и оно примет вид:

$$\frac{k_1^2}{C_1^4} v^6 - \frac{2k_1^3}{\mu C_1^2} v^4 - \frac{8k_1^2}{C_1^2} v^2 + \frac{8k_1^2}{\mu} = 0. \quad (3.73)$$

Уравнение (3.73) представляет собой обыкновенное кубическое уравнение. Его решение найдем методом Кардана:

$$v = \left[\left(19 \frac{C_1^2}{k_1} \right)^{1/6} * 2 \cos \left(\frac{\cos(-0.3 \frac{C_1^3 \sqrt{k_1}}{\mu})}{3} \right) + 2 \frac{k_1 C_1^2}{3M} \right]^{1/2}. \quad (3.74)$$

Полученная зависимость позволяет вести расчет рациональной скорости движения забоя в конкретных горно-геологических условиях, определяемых напряженным состоянием массива (k_1), его свойствами (C_1, M) и энергетическим показателем разрушения (γ).

Для оценки закономерностей предельно допустимой с точки зрения лавинного разрушения величины v , в зависимости от указанных характеристик, выполним расчеты по (3.74) для вариации характеристик в следующем диапазоне:

$$k_1 = 1 \cdot 10^7 - 7 \cdot 10^7 \text{ Н/м}^2; \mu = 1 \cdot 10^8 - 15 \cdot 10^8 \text{ Н/м}^2; \gamma = 2 - 10 \text{ Дж/м}^2;$$

$$C = 0,8 \cdot 10^3 - 2,5 \cdot 10^3 \text{ м/с}; \text{ при базовом варианте } k_1 = 5 \cdot 10^7 \text{ Н/м}^2;$$

$$\mu = 5 \cdot 10^8 \text{ Н/м}^2; \gamma = 4 \text{ Дж/м}^2; C_1 = 10^3 \text{ м/с}.$$

Компьютерное моделирование различных вариаций горно-геологических и технологических условий позволяет получить значения предельно допустимой скорости v комбайна практически для всех возможных условий добычи.

Результаты моделирования представлены на рис. 3.10 – 3.15. Их анализ показывает, что, как и следовало ожидать, с увеличением напряженности массива скорость движения свободной поверхности (забоя) должна уменьшаться. С увеличением напряжений в массиве растет приток энергии и увеличивается участие сил горного давления в разрушении при прочих равных условиях, то есть должна уменьшаться скорость движения забоя. Её рациональная величина должна задаваться определенным значением в конкретных условиях напряженности. Существенно изменяется предельно допустимая величина скорости с изменением свойств пород, определяемых скоростью распространения волн в массиве. Чем плотнее порода и более высокие ее упругие свойства, то есть выше скорость распространения упругих волн, тем выше скорость движения свободной поверхности. Связь при этом линейная, прямо пропорциональная. Это свидетельствует о том, что для более прочных пород с высокими упругими свойствами необходимо больше энергии для разрушения и ее приток необходимо увеличивать, увеличивая скорость движения забоя.

Выполненный анализ показывает, что основным параметром управления разрушением пород комбайнами является скорость движения забоя. Она зависит от напряженности массива, свойств пород и должна определяться для конкретных горно-геологических условий. При этом ее уменьшение в процессе проходки должно осуществляться в некоторых пределах, позволяющих как использовать энергию массива, так и управлять разрушением: увеличивая его в условиях невыбросоопасности и ограничивая в выбросоопасных породах. Основное возмущение равновесного состояния массива при очистных работах стругом происходит за счет отрыва полосы угля в забое на глубину y со скоростью v . При этом вскрытие поверхности (сечения) с напряжениями σ_0 и давлением газа p_0 происходит в течение времени t_1 , равного $t_1 = l/v$ (l - расстояние, определяемое с учетом принципа Сен-Венана в механике, для вскрываемой поверхности мощности пласта). Возмущение распространяется в направлении оси очистной выработки [137].

Воспользуемся расчетами, выполненными в соответствии со схемой по усредненным характеристикам угля для условий Донбасса при вариации параметров $y = 0,05 - 0,2$ м и $t_1 = 0,1 - 0,2$ с [137].

Результаты расчетов приведены на рис. 3.16. Их анализ показывает, что связь $y = f(\sigma)$ и $t_1 = \varphi(\sigma)$ можно промоделировать линейными функциями (пунктирные линии):

$$y = A + B\sigma; t_1 = C + D\sigma, \quad (3.75)$$

где A, B, C, D – постоянные, определяемые для конкретных условий.

В соответствии с данными рис. 3.11, получаем значения $A = 0,01$; $B = 0,0015$; $C = 3,7$; $D = -0,03$. Тогда зависимость (3.75) принимает вид:

$$y = 0,01 + 0,0015\sigma; t_1 = 3,7 - 0,03\sigma. \quad (3.76)$$

Корреляционные отношения соответствуют показателю 0,9.

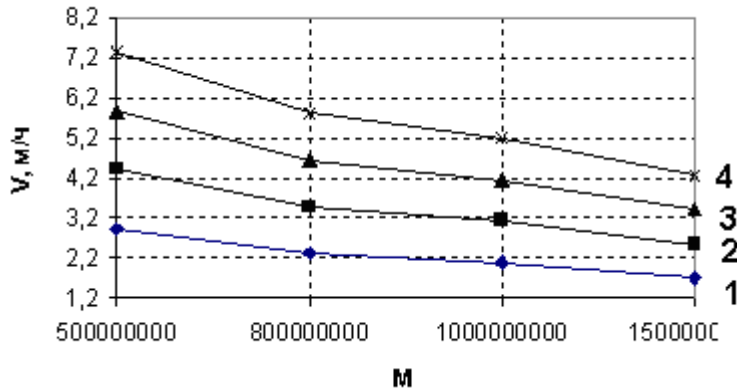


Рис. 3.10. Зависимость рациональной (безопасной) скорости подвигания забоя от физико-механических свойств массива:

- 1 – $C = 500$ м/с;
- 2 – $C = 1000$ м/с;
- 3 – $C = 1500$ м/с;
- 4 – $C = 2000$ м/с.

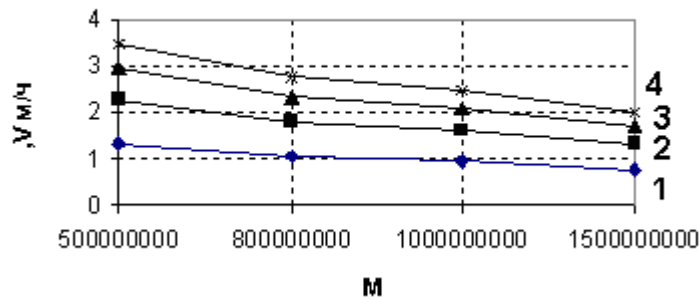


Рис. 3.11. Зависимость рациональной (безопасной) скорости подвигания забоя от физико-механических свойств массива:

- 1 – $K = 1 \cdot 10^7$;
- 2 – $K = 3 \cdot 10^7$;
- 3 – $K = 5 \cdot 10^7$;
- 4 – $K = 7 \cdot 10^7$.

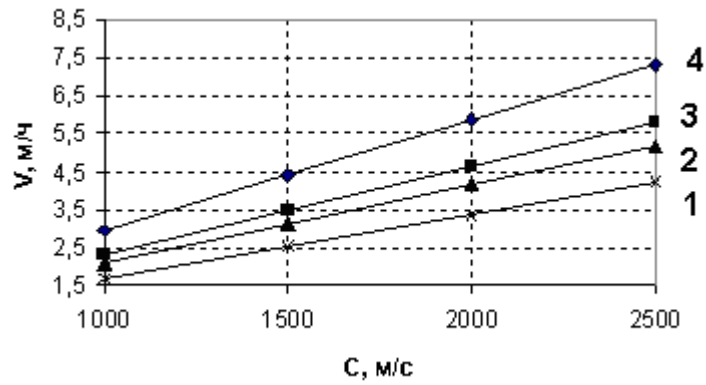


Рис. 3.12. Зависимость рациональной (безопасной) скорости подвигания забоя от свойств массива:

- 1 – $M = 5,0 \cdot 10^8$;
- 2 – $M = 8 \cdot 10^8$;
- 3 – $M = 1,0 \cdot 10^9$;
- 4 – $M = 1,5 \cdot 10^9$.

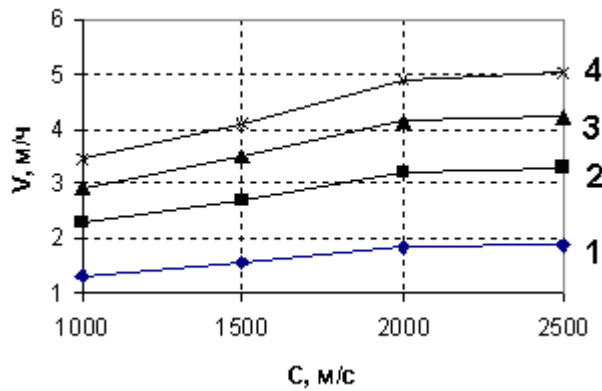


Рис. 3.13. Зависимость рациональной (безопасной) скорости подвигания забоя от свойств массива:

- 1 – $K = 1 \cdot 10^7$;
- 2 – $K = 3 \cdot 10^7$;
- 3 – $K = 5 \cdot 10^7$;
- 4 – $K = 7 \cdot 10^7$.

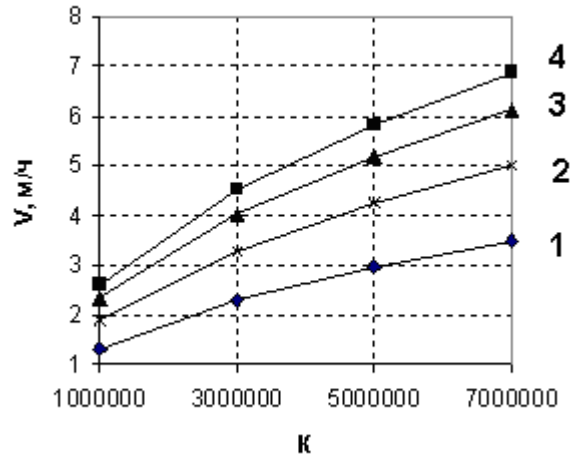


Рис. 3.14. Зависимость рациональной (безопасной) скорости подвигания забоя от свойств массива:

- 1 – $M = 5,0 \cdot 10^8$;
- 2 – $M = 8 \cdot 10^8$;
- 3 – $M = 1,0 \cdot 10^9$;
- 4 – $M = 1,5 \cdot 10^9$.

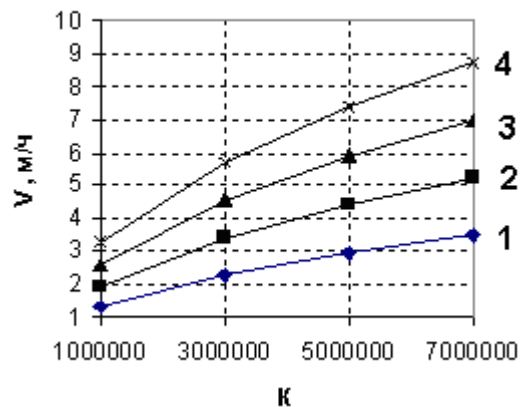


Рис. 3.15. Зависимость рациональной (безопасной) скорости подвигания забоя от свойств массива:

- 1 – $C = 500$ м/с;
- 2 – $C = 1000$ м/с;
- 3 – $C = 1500$ м/с;
- 4 – $C = 2000$ м/с.

Так как наибольшей технической возможностью регулирования обладает скорость движения струга, определим ее значение для обеспечения безопасной выемки выбросоопасного угля. С учетом (3.76), скорость внедрения в угольный пласт определяется зависимостью [137]:

$$v = \frac{h}{3.7 - 0.03\sigma}. \quad (3.77)$$

Напряжения σ в (3.77) возникают в угольном массиве при внедрении в него со скоростью v и характеризуются величиной скачкообразного их изменения. Эта величина при скачкообразном динамическом изменении напряжений определяет характер и режим разрушений угля, перехода его в выброс угля и газа. Условия такого перехода оцениваются зависимостью [137]:

$$\sigma = 1/\chi(\sigma_1 - \sigma_T) - N^2(k-1)\rho_0 - \sigma_p. \quad (3.78)$$

Зависимостью (3.78) определяются предельные напряжения перераспределения горного давления в газонасыщенном угольном пласте, обеспечивающие предупреждение возникновения волны дробления в угле. Подставив их значения в формулу (3.78), определим предельные значения скорости разрушения угля, при которых перераспределение горного давления в призабойной области не вызывает волны дробления, то есть не создает условий развязывания и развития выброса угля и газа:

$$v = h[3,7\chi - 0,03(\sigma_1 - \sigma_T) + 9,25 \cdot 10^{-4}\chi c(k-1)\rho_0 + 0,03\chi\sigma_p]. \quad (3.79)$$

Учитывая закономерность распределения опорного давления, в соответствии с [62], выражение (3.79) можно записать [137]:

$$v = h[3,7\chi - 0,03(1 + \frac{2ay}{h})\sigma_k + 0,03\sigma_T + 0,25 \cdot 10^{-4}\chi c(k-1)\rho_0 + 0,03\chi\sigma_p]^{-1}. \quad (3.80)$$

Анализ выражения для предельной безопасной с точки зрения выбросоопасности скорости выемки пласта показывает, что она зависит от физико-механических свойств угля (прочностных $\sigma_0, \sigma_z, \sigma_k$; физических (ρ_0, C), условий формирования опорного давления (характеристики σ_k, a, h, y), разрушаемости угля (характеристики k, σ_p). Наиболее существенное влияние на скорость оказывают прочностные характеристики слабых газонасыщенных углей, характеризующихся низкими прочностными свойствами, скорость внедрения в пласт должна быть ниже и ограничиваться по величине. Практика показывает, что в таких углях опасность выброса значительно выше, чем в прочных.

По полученной формуле выполнены расчеты скорости движения струга в зависимости от величин входящих параметров: $C = 500-1500$ м/с, $\sigma_k = 1 - 7$ МПа; $\chi = 0,1 - 0,4$; $a/h = 1-7$; $y = 0,05-0,3$ м; $h = 0,7-1,5$ м; $k = 1,4$; $\sigma_p = 0 - 1$ МПа; $\rho_0 = 1400$ кг/м³.

Результаты компьютерного моделирования при базовом варианте $\sigma_k = 4,0$ МПа; $\sigma_z = 0,1$ МПа; $\chi = 0,25$; $a/h = 3$; $y = 0,05$ м; $h = 1$ м; $C = 1000$ м/с; $\sigma_p = 0$ представлены на рис. 3.17, 3.18. Как и следовало ожидать для слабых газонасыщенных углей, характеризующихся низкими прочностными свойствами, скорость внедрения в пласт должна быть ниже и ограничиваться по величине. Практика показывает, что в таких углях опасность выброса значительно выше, чем в прочных.

Как показывает опыт, выбросоопасность углей значительно повышается, при приближении максимума опорного давления к забою. В соответствии с расчетами, при условиях формирования зоны опорного давления с максимумом на расстоянии, $a = h$, скорость должна ограничиваться и быть не более 0,7 м/с.

При увеличении расстояния до максимума в два раза, скорость может быть увеличена в 1,2 раза [137].

Проведенные исследования с использованием компьютерного моделирования позволили получить графические зависимости скорости движения струга и комбайна для всех возможных на практике значений технических и горно-геологических факторов и их сочетаний. Полученные зависимости могут быть использованы непосредственно в практике ведения горных работ для выбора оптимальной скорости движения струга и комбайна с точки зрения обеспечения безопасной и высокоэффективной выемки угля в конкретных горно-геологических условиях.

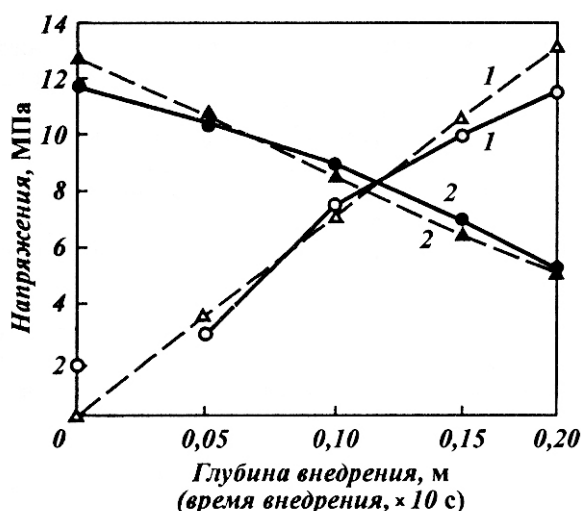


Рис. 3.16. Зависимость напряжений в массиве от глубины внедрения

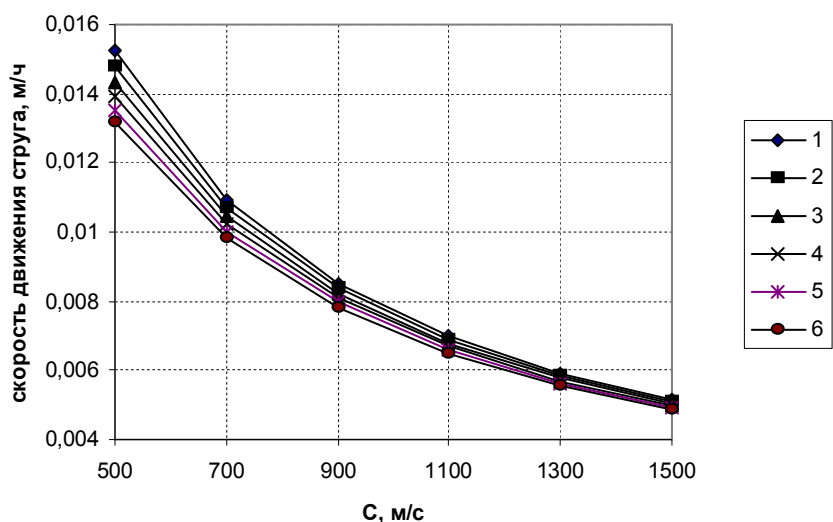


Рис. 3.17. Зависимость рациональной (безопасной) скорости движения струга от физико-механических свойств массива при разных σ_p :

- 1 – $\sigma_p = 0$ МПа; 2 – $\sigma_p = 0,2$ МПа; 3 – $\sigma_p = 0,4$ МПа; 4 – $\sigma_p = 0,6$ МПа;
 5 – $\sigma_p = 0,8$ МПа; 6 – $\sigma_p = 1,0$ МПа.

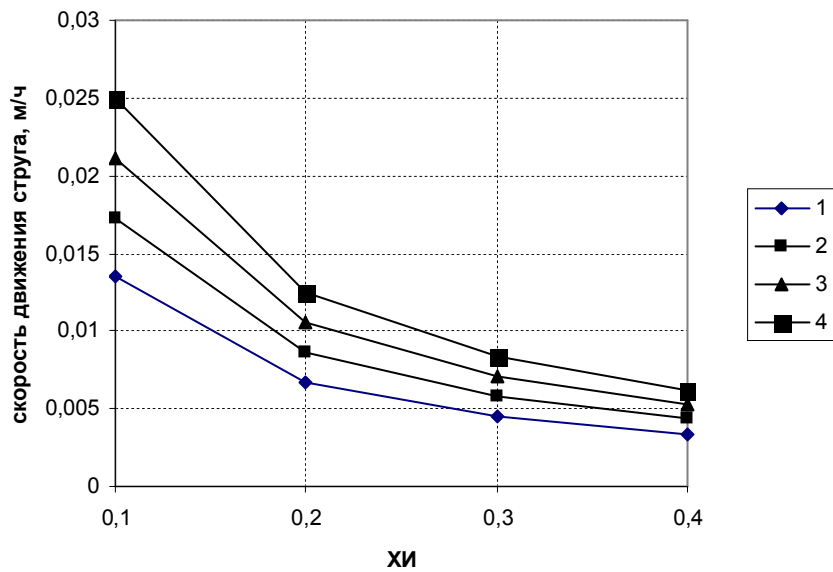


Рис. 3.18. Зависимость рациональной (безопасной) скорости движения струга от физико-механических свойств массива при разных h :

1 – $\chi = 0,7$; 2 – $\chi = 0,9$; 3 – $\chi = 1,1$; 4 – $\chi = 1,3$; 5 – $\chi = 1,5$.

3.9. Надежность технической системы без резервирования

Предположим, что число проверяемых при контроле подсистем горной выработки равно $N_1 \leq N$, а интенсивность отказов i -й подсистемы равна λ_i . При возникновении отказов проверяемых подсистем горной выработки, производится восстановление работоспособности проверяемой части горной выработки с интенсивностью μ . При этом работоспособность непроверяемой части горной выработки не изменится.

Таким образом, возможны следующие несовместные состояния:

x_1 – проверяемые и непроверяемые подсистемы горной выработки исправны;

x_2 – имеет место отказ проверяемых подсистем; горная выработка ремонтируется (обслуживается), непроверяемые подсистемы исправны;

x_3 – имеет место отказ непроверяемых подсистем горной выработки;

x_4 – при нахождении горной выработки в состоянии x_2 появляются отказы непроверяемых подсистем;

x_5 – при нахождении горной выработки в состоянии x_3 появляются отказы проверяемых элементов; горная выработка ремонтируется. На основе изложенного в [19] получено следующее выражение:

$$K_2(t_3) = \left[\frac{\mu}{\delta\Lambda + \mu} + \frac{\partial\Lambda}{\partial\Lambda + \mu} e^{-(\delta\Lambda + \mu)t_3} \right] e^{-1(1-\delta)\Lambda_3}, \quad (3.81)$$

$$\text{где } \Lambda = \sum_{i=1}^N \lambda_i; \partial = \frac{\sum_{i=1}^{N_1} \lambda_i}{\Lambda}.$$

При $\partial = 1$, соотношение (3.81) принимает вид известного коэффициента готовности. При $\partial = 0$ показатель $K_z(t_p)$ равен вероятности безотказной работы системы (горной выработки) за время τ_p .

Из данных работы [19] следует, что применение непрерывного контроля за техническим состоянием горной выработки с последующим восстановлением отказавших контролируемых подсистем приводит к повышению надежности горной выработки. Выигрыш от введения такого вида обслуживания находится в пределах:

$$1 \leq \eta \leq \left[\frac{\mu}{\Lambda + \mu} + \frac{\Lambda}{\Lambda + \mu} e^{-(\Lambda + \mu)t_p} \right] e^{\Lambda t_p}. \quad (3.82)$$

Организация работ по восстановлению работоспособности горной выработки может быть изменена таким образом, что при обслуживании отказов контролируемых подсистем в процессе обслуживания производится проверка исправности также непроверяемых подсистем и работоспособность горной выработки полностью восстанавливается. Подход к решению задачи в рассматриваемом случае аналогичен предыдущему. Преобразование Лапласа функции показателя $K_z(t_p)$ имеет вид:

$$K_z(s) = \frac{(s + \partial\Lambda)(s + \mu)^2}{s^4 + s^3(\Lambda + \partial\Lambda + 2\mu) - s^2\Lambda(3\mu + \partial\Lambda) + \dots} \quad (3.83)$$

$$\dots + s\mu[\Lambda^2 - \Lambda(\partial\Lambda - \mu) + \mu\partial\Lambda] + \partial\Lambda^2\mu^2$$

Обратное преобразование Лапласа функции (3.83) легко выполнить при известных численных значениях параметров Λ и μ .

3.10. Надежность технической системы с комбинированным обслуживанием

Комбинированное обслуживание объединяет в себе характерные черты периодического обслуживания и обслуживания со случайным периодом. На практике обычно комбинированное обслуживание реализуется в виде планового периодического технического обслуживания, проводимого с периодом T_n и обслуживания со случайным периодом, проводимого при обнаружении отказов элементов до планового технического обслуживания. Комбинированное обслуживание в этих условиях можно рассматривать как случайное обслуживание, реализованное на участке T_n . Предшествующее этому отрезку времени плановое техническое обслуживание своими параметрами определяет начальные условия для реализации обслуживания со случайным

периодом. Таким образом, техническое обслуживание со случайным периодом может рассматриваться как частный случай комбинированного обслуживания при T_n , равном общему времени эксплуатации системы (горной выработки). Отмеченная взаимосвязь видов обслуживания позволяет разработать методы исследования надежности систем с комбинированным техническим обслуживанием на основе математического аппарата, разработанного применительно к системам с периодическим плановым техническим обслуживанием и со случайным периодом обслуживания.

Предположим, что время до появления отказов подсистем горной выработки подчиняется экспоненциальному закону распределения. Предположим также, что экспоненциальному закону распределения подчиняется и время восстановления работоспособности подсистем горной выработки. Тогда вероятности состояний горной выработки в момент времени $t_3 \in [T_n]$ для любого периода, обусловленные переходами внутри множеств R, Q и переходами между состояниями этих множеств, могут быть определены, как показано выше, решением уравнений:

$$\frac{d}{dt_3} \bar{K}_2(t_3) = \bar{K}_2(t_3) \Lambda_1, \quad (3.84)$$

где $\bar{K}_2(t_3)$ – вектор-строка вероятностей состояний горной выработки в момент времени $t_3 \in [T_n]$;

Λ_1 – матрица интенсивностей, учитывающая переходы из состояний очистного забоя $x_j \in Q$ в состояния $x_i \in R$.

Вероятности состояний горной выработки в момент времени $t_3 \in [T_n]$, обусловленные только переходами внутри каждого из множеств R, Q и переходами из множества R во множество Q , могут быть определены решением уравнений:

$$\frac{d}{dt_3} \bar{P}(t_3) = \bar{P}(t_3) \Lambda, \quad (3.85)$$

где $\bar{P}(t_3)$ – вектор-строка вероятностей состояний горной выработки в момент времени $t_3 \in [T_n]$;

Λ – матрица интенсивностей переходов.

Решение этих уравнений вышеизложенными методами, позволяет определить показатели надежности горной выработки на интервале $[T_n]$. В качестве начальных условий при решении этих уравнений на промежутке времени $[T_n]$ до первого планового технического обслуживания может быть использована как и ранее, вектор-строка $\bar{P}(0)$. При решении задачи для промежутка времени $[T_{n2}]$ между первым и вторым плановыми обслуживаниями, в качестве начальных условий необходимо выбирать вектор-строку, определяемую по одной из формул: $\bar{P}(1) = \bar{P}(T_n)U'$ или $\bar{K}(1) = \bar{K}_2(T_n)U$, где U и U' – матричные операторы, описывающие степень влияния технического обслуживания на вероятность нахождения в технически

исправном состоянии горной выработки в момент времени $t_3 = T_n$ (показатель технической готовности) и на вероятность безотказной работы горной выработки за время T_n соответственно; $\bar{P}(T_n)$ и $\bar{K}_z(T_n)$ – вероятности состояний, полученные в результате решения уравнений (3.84) и (3.85) соответственно на отрезке времени T_n при начальных условиях, характеризуемых вектором $\bar{P}(0)$.

Если ставится задача исследования надежности систем с комбинированным техническим обслуживанием на произвольном интервале времени $[T_{nj}]$, расположенным между $(j-1)$ -м и j -м техническим обслуживанием, то производится последовательное решение уравнений (3.84) или (3.85) для интервала времени $[T_{nj}]$ по формулам [19]:

$$\begin{aligned}\bar{P}(j-1) &= \bar{P}[(j-1)T_n]U'; \\ \bar{K}(j-1) &= \bar{K}_z[(j-1)T_n]U; \\ \bar{P}'(j-1) &= \bar{P}[(j-1)T_n]U.\end{aligned}\tag{3.86}$$

При этом если необходимо рассчитать показатели технической готовности горной выработки в исправном состоянии в момент времени $t_3 \in [T_{nj}]$, то расчетные формулы получаются на основе соотношения (3.85).

Представляющие практический интерес показатели надежности вычисляются по формуле:

$$H = \sum_{x_i \in R} P(x_i, t),\tag{3.87}$$

где $P(x_i, t)$ – вероятность нахождения горной выработки в состоянии x_i в интересующий момент времени t ;

H – расчетный показатель надежности.

При вычислении показателя технической готовности системы $K_z(t_3)$ или показателя технической исправности $P_u(t_3)$, в качестве расчетного момента времени t_3 выбирается момент времени поступления заявки на применение системы. При вычислении таких показателей, как вероятность нахождения в технически исправном состоянии за время τ_3 или вероятность безотказной работы за время τ_p , в качестве расчетного момента времени t выбирается конец промежутков времени τ_3 и τ_p .

3.11. Нормирование параметров надежности подсистем горной выработки

Так как надежность горной выработки определяется надежностью её подсистем, то возникает необходимость рационального распределения заданных требований по надежности подсистем между элементами.

Первым шагом на пути решения этой задачи является анализ функциональных схем и связей в горной выработки между его подсистемами и их элементами, определение основных элементов подсистем с таким расчетом,

чтобы соответствующий показатель надежности подсистемы P_n определялся по формуле:

$$P_n = \prod_{i=1}^N p_i, \quad (3.88)$$

где p_i – показатель надежности i -го элемента подсистемы;

N – количество элементов в подсистеме.

Горная выработка удовлетворяет требованиям по надежности, если для каждого показателя надежности удовлетворяется условие:

$$P_n > P_{n.mp.}, \quad (3.89)$$

где P_n – действительное значение показателя надежности горной выработки;

$P_{n.mp.}$ – требуемое значение этого же показателя. Неравенство (3.89) может быть выполнено при различных комбинациях уровня надежности элементов подсистемы, которые достигаются при различных затратах средств и времени. Задача состоит в том, чтобы выбрать такую комбинацию уровней надежности элементов подсистемы, при которых выполняется неравенство (3.89) и достигается минимум экономических и иных затрат на обеспечение требуемого уровня надежности создаваемой подсистемы.

Для решения поставленной задачи введем в рассмотрение функцию экономических затрат для каждого элемента подсистемы: $G(p_{ui}, p_{mp.i})$, где p_{ui} и $p_{mp.i}$ – достигнутый и требуемый уровни надежности i -го элемента подсистемы. В отношении функции $G(p_{ui}, p_{mp.i})$ можно сделать следующие допущения.

1. При фиксированном начальном значении надежности i -го элемента p_{ui} , функция $G(p_{ui}, p_{mp.i})$ является неубывающей дифференцируемой функцией, удовлетворяющей условию:

$$G(p_{ui}, p_{mp.i}) + G(p'_{mp.i}, p_{mp.i}) = G(p_{ui}, p_{mp.i}). \quad (3.90)$$

при всех $p'_{mp.i} \leq p_{mp.i}$.

2. Численные значения функции удовлетворяют условиям:

$$G(p_{ui}, p_{mp.i}) = \begin{cases} \geq 0 & \text{при } p_{ui} \leq p_{mp.i}, \\ = 0 & \text{при } p_{ui} > p_{mp.i}. \end{cases} \quad (3.91)$$

3. Суммарные экономические затраты на разработку или адаптацию к использованию подсистемы удовлетворяют равенству:

$$G(P_{u.c.}, P_{c.m.}) = \sum_{i=1}^N G(p_{ui}, p_{mp.i}). \quad (3.92)$$

При сделанных выше допущениях, задача определения оптимальных требований по надежности элементов подсистем сводится к минимизации функции (3.92) при дополнительном ограничении: $P_{c.mp.} \leq \prod_{i=1}^N p_{mp.i}$ [19].

Для решения поставленной задачи может быть использован метод неопределенных множителей Лагранжа, применение которого приводит к следующей системе уравнений [19]:

$$\beta_i + \theta \frac{1}{\rho_{mp.i}} \prod_{i=1}^N \rho_{mp.i} = 0, i = 1, 2, \dots, N; P_{c.mp.} = \prod_{i=1}^N \rho_{mp.i}, \quad (3.93)$$

где θ – неопределенный множитель Лагранжа;

$\beta_i = \partial G(\rho_{ui}, \rho_{mp.i}) / \partial \rho_{mp.i}$. Аппроксимировав функцию $G(\rho_{ui}, \rho_{mp.i})$ на отрезке $[\rho_{ui}, \rho_{mp.i}]$ прямой линией, получаем:

$$\rho_{mp.i} = b_i \sqrt[N]{P_{c.mp.}}, \quad (3.94)$$

где b_i – коэффициенты, определяемые по формуле $b_i = \frac{1}{\beta_i} \sqrt[N]{\prod_{j=1}^N \beta_j}$.

Формула (3.94) может быть записана в другом виде [19]:

$$P_{mp.i} = P_{c.mp.}^{\alpha_i}, \quad (3.95)$$

где $\alpha_i = \frac{1}{\ln P_{c.mp.}} \left[\frac{1}{N} \left(\sum_{j=1}^N \ln \beta_j + \ln P_{c.mp.} \right) - \ln \beta_i \right]$.

Коэффициенты β_i линейной аппроксимации $G(\rho_{ui}, \rho_{mp.i})$ могут быть определены на основе опыта разработки и/или адаптации аналогичных элементов существующих подсистем шахты или рудника.

Начальная часть алгоритма определения надежности необслуживаемых систем может быть использована при разработке статистической модели, учитывающей процесс обслуживания.

Рассмотрим в качестве примера систему, состоящую из четырех элементов (подсистем горной выработки). Моменты времени отказов подсистем t_i для этой системы в одной реализации процесса моделирования можно изобразить с помощью временной оси (рис. 3.19):

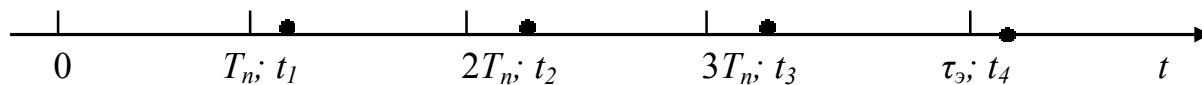


Рис. 3.19. Моделирование работы горной выработки при помощи временной оси

Пусть τ_3 – время эксплуатации горной выработки; T_n – периодичность проведения технического обслуживания. Если обозначить момент поступления заявки на использование горной выработки через t_3 и установить условие: $0 < t_3 < T_n$, то задача определения надежности может быть решена с помощью алгоритма, представленного на рис. 3.19. Случай, когда $t_3 = T_n$ соответствует началу первого технического обслуживания. В соответствии с рис. 3.19, горная выработка работоспособна, так как слева от T_n нет ни одной точки t_i . В рассматриваемой реализации процесса эксплуатации горной выработки будет

находиться в состоянии x_1 , которое характеризуется исправностью всех его подсистем. После технического обслуживания состояние горной выработки будет определяться параметрами матричного оператора U .

Если в момент поступления заявки на применение t_3 горной выработки находится между t_1 и $2T_n$, то имеет место отказ первой подсистемы, и система находится в состоянии x_2 . Если это состояние для горной выработки является работоспособным, то, как и в первом случае, реализация является положительной.

В случае $t_3 = 2T_n$, в соответствии с рис. 3.19, имеет место техническое обслуживание горной выработки, находящегося в состоянии x_2 . Дальнейшее поведение горной выработки зависит от объема технического обслуживания, выполняемого в соответствии с оператором U . Если при техническом обслуживании состояние x_2 обнаруживается и горная выработка переводится в x_1 , то в момент времени $2T_n$ должна быть промоделирована новая реализация выхода из строя первой подсистемы. Для последующего анализа горной выработки рассматривается эта новая реализация времени безотказной работы подсистемы с учетом произведенной замены при техническом обслуживании отказавшей подсистемы.

Многочисленная реализация данного алгоритма позволяет получить статистическую оценку характеристик надежности горной выработки при любых законах распределения времени безотказной работы подсистем и различных видах технического обслуживания.

3.12. Синергетический подход к моделированию надежности функционирования горной выработки

На сегодняшний день многие исследователи отказываются от феноменологических подходов механики, не видя возможности объяснить наблюдаемые проявления процессов разрушения горных выработок при использовании лишь методов теории упругости (зачастую в приближении сопротивления материалов) и локальных прочностных критериев. При этом упускаются из виду возможности механики сплошной среды в описании разрушения, которые открываются при более полном учете реологических свойств материала (горной породы) и выборе более адекватных критериев разрушения. Однако применение методов механики сплошной среды оправданно лишь тогда, когда напряженные породы вблизи выработок не переходят в стадию разрушения, что существенно ограничивает возможности их использования.

Как известно, основными механическими процессами, которые определяют характер и интенсивность проявлений сил горного давления, является деформирование и разрушение горных пород и массивов вблизи подземных горных выработок. В большинстве случаев разрушение пород происходит в некоторых локализованных областях, что приводит к исчерпанию

их несущей способности и нарушению условий безопасного и надежного функционирования сооружений.

Показатель надежности системы в период применения (горная выработка, включающая в себя приконтурную область массива, ее вмещающую; шахтную атмосферу; обслуживающий персонал и технологическое оборудование для ведения подготовительных и/или очистных работ), в соответствии с результатами работы [19], может быть выражен следующим соотношением:

$$P(\tau_{np.}) = P_u(t) \cdot P(\tau_n) \cdot P_o(\tau_{np.}), \quad (3.96)$$

где $P_u(t)$ – вероятность того, что в момент t неконтролируемые в период подготовки к применению подсистемы находятся в технически полностью исправном состоянии;

$P(\tau_n)$ – вероятность того, что за время τ_n не возникнут отказы этих подсистем, приводящие к отказу системы при применении;

$P_o(\tau_{np.})$ – непоявление за период $\tau_{np.}$ отказов подсистем, приводящих к отказу системы в период применения.

Тогда обобщенный показатель надежности [19]:

$$P = K_c \cdot P(\tau_n) \cdot P(\tau_{np.}). \quad (3.97)$$

Надежность функционирования горной выработки, как сложной технической системы в условиях неопределенности геомеханической информации определяется величиной коэффициента готовности составляющих ее элементов. При сравнительно малом значении коэффициента готовности для поддержания надежности системы в заданных пределах предусматривается активная деятельность, направленная на обеспечение работоспособности ее элементов путем адаптации к реальным условиям функционирования. Это позволяет выбирать управляющие стратегии и способы обеспечения устойчивости выработки.

Оценка надежности и безопасности системы по известным показателям надежности ее элементов предполагает переход от показателей надежности элементов к показателям надежности и безопасности системы. Основная трудность такого перехода состоит в адекватном учете взаимодействия элементов системы на ее надежность в целом [13].

Кроме того, современная горная выработка представляет собой сложную техническую систему, состоящую из ряда подсистем. Подсистемы горной выработки функционируют, как правило, как последовательно соединенные элементы. Сущность синергетического подхода, как нам представляется в данном случае, состоит в определении надежности функционирования горной выработки, как функции влияния и взаимовлияния всех подсистем и их элементов. На основе этих данных могут быть разработаны меры по поддержанию уровня надежности функционирования горной выработки в заданных пределах, а также созданы более достоверные по сравнению с существующими методы контроля и прогноза.

В настоящее время, в связи с бурным развитием вычислительной техники, стало возможным с минимальным объемом использования

технических средств мониторинга создавать, накапливать и анализировать базы данных и, получив полную и достоверную информацию о реальном состоянии подсистем, эффективно контролировать и управлять надежностью всех подсистем горного предприятия или его части.

На сегодняшний день, несмотря на привлекательность новых идей синергетического подхода, возникает естественный вопрос, что можно от этого практически ожидать, преодолевая соответствующие математические трудности. Пока на этот вопрос дать исчерпывающий ответ нельзя. Однако уже сейчас синергетика горной среды позволяет выяснить влияние структурных свойств массива, глубины разработки на проявления горного давления и формирование выработанного пространства, объяснить фазовые переходы при возникновении мощных динамических явлений с единых энергетических представлений [58].

Горная выработка в современном представлении является сложной технической системой, функционирование которой происходит при непосредственном и активном участии горнорабочих. Вследствие этого горная выработка – это психоинформационная система, обладающая положительными и отрицательными обратными связями, а также стохастичностью и непредсказуемостью. Главный источник непредсказуемости эволюции горной выработки – это процессы самоорганизации участка горного массива, вмещающего выработку, а также нелинейность всех функциональных зависимостей, обратных связей и бифуркационных механизмов. На сегодняшний день, в качестве основного фактора информации и управления выступают горнорабочие с их нередко неадекватным и трудно прогнозируемым поведением, способностью к риску, наличием эмоций и особенных психофизиологических свойств [25]. По данным работы [169], горные машины до сих пор конструируются без учета человеческого фактора. Давно пора создавать не комбайн, например 1ГШ68, а единую систему «Машина – Оператор – Рабочее место – Среда». Анализ, разработке и оценке надежности современных технико-технологических систем «Человек – Машина – Среда» посвящен ряд работ, например, [6, 7, 169]. В работе [169], планирование горных работ (моделирование) построено на применении динамических моделей. При этом системой планирования обеспечивается прогнозирование опасностей. Различаются три ступени прогнозирования: установление фактора опасности (аварийная сигнализация), установление вида опасности (идентификация) и прогнозирование степени опасности (оценка). При традиционном диспетчерском управлении реализуется только аварийная сигнализация. Таким образом, современный уровень планирования и ведения горных работ не позволяет прогнозировать развитие опасности, и тем самым предупреждать ее реализацию в виде аварии.

Отказы элементов производственной системы горной выработки, являясь случайными, в совокупности образуют последовательность зависимых и независимых событий. Это происходит в том случае, когда отказ элемента (подсистемы) вызывает неуправляемое движение материальных потоков: потеря устойчивости боковых пород, газодинамические явления, взрывы газа и

пыли и т.п. Это неуправляемое движение, вызванное отказом первого элемента, оказывает воздействие на другие элементы в качестве внешней нагрузки (возмущения). Если ее величина превышает предельно допустимый уровень для следующего элемента, то происходит его отказ. Так проявляется зависимость надежности одного элемента от надежности другого. При этом отказы приобретают лавинообразный характер, вовлекая все новые элементы.

Предположим, что на систему (горную выработку) действует n видов опасных факторов с параметрами $q_1(t), q_2(t), \dots, q_n(t)$, которые являются некоторыми нестационарными случайными функциями времени. Реакция системы на их действие: $R = c_1 q_1 + c_2 q_2 + \dots + c_n q_n$ – линейная функция. Отказ системы произойдет, когда величина R превысит некоторое критическое значение R^* . То есть условие отказа системы имеет следующий вид:

$$R[Q(t)] \geq R^*, \quad (3.98)$$

где $Q(t) = f(q_1, q_2, \dots, q_n, t)$.

Рассмотрение механизма формирования отказа горной выработки на основе приведенной выше модели лавинообразного вовлечения подсистем в состояние отказа, в принципе, не вызывает возражений.

Синергетический подход к анализу эволюции (в нашем случае – функционирования) системы, в общем случае, сводится к анализу совместного действия внешних и внутренних факторов, могущих в той или иной степени повлиять на эволюцию этого объекта. Аналитически это можно выразить следующим образом:

$$\Psi = \Psi(\psi_1, \psi_2, \dots, \psi_n), \quad n \rightarrow \infty, \quad (3.99)$$

где Ψ – некоторый обобщенный функционал, характеризующий эволюцию системы (объекта),

ψ_n – функция многих переменных, характеризующая эволюционный «вклад» n -й подсистемы рассматриваемой системы (объекта), естественно, при ее условном разделении на совокупность таких подсистем.

Проанализируем изменение состояния горной выработки при изменении какого-либо параметра, определяющего ее функционирование, как системы. Применительно к очистному забою это может быть, например, объем добываемого угля, скорость подвигания лавы и т.п.

Если принять E_0 – эффективность очистного забоя, работающего в нормальном режиме, а E_j – j -й «вклад» в изменение эффективности E_0 при изменении i -го фактора его функционирования, то степень изменения эффективности, обусловленная изменением j -го фактора, вызывающего это изменение описывается выражением [170]:

$$\partial_j = (E_0 - E_j) / E_0. \quad (3.100)$$

Здесь следует отметить, что упрощенно величина эффективности E_0 принимается в качестве начального значения, соответствующего начальному этапу эксплуатации очистного забоя (рис. 3.20).

Обозначим через S_i i -й фактор, вызывающий j -е изменение эффективности. Количественно влияние i -го фактора на j -е изменение эффективности характеризуется информационной мерой – количеством информации, содержащимся в S_i относительно состояния эффективности:

$$a_{\psi_i, S_i} = \lg \frac{P(\delta_i / S_i)}{P(\delta_i)}, \quad (3.101)$$

где $P(\delta_i / S_i)$ – вероятность изменения состояния эффективности при наличии фактора S_i ;

$P(\delta_i)$ – априорная вероятность изменения состояния δ_j .

Для системы факторов $\varphi_k(S_1, S_2, \dots, S_k)$,

$$a_{\psi_i, S_i} = \lg \frac{P(\varphi_k / \delta_i)}{P(\varphi_k)}. \quad (3.102)$$

Существенной является возможность вычисления информационной меры системы факторов $\varphi_k(S_1, S_2, \dots, S_k)$ по информационным мерам отдельных параметров:

$$a_{\delta_j, \varphi_k} = a_{\delta_j, S_1} + a_{\delta_j, S_2} + a_{\delta_j, S_2 / S_1} + \dots + a_{\delta_j, S_k / S_1, \dots, S_{k-1}}, \quad (3.103)$$

где $a_{\delta_j, S_k / S_1, \dots, S_{k-1}} = \lg \frac{P(\delta_j / S_1 \dots S_k)}{P(\delta_j / S_1, \dots, S_{k-1})}$.

Количество информации, которое содержится в факторе S_k относительно изменения состояния δ_j , если известно, что факторы S_1, \dots, S_{k-1} имеют место, показывает, какую дополнительную информацию относительно степени изменения состояния δ_j содержит параметр S_k , если известны параметры S_1, \dots, S_{k-1} . Последнее выражение можно назвать условной информационной мерой параметра S_k .

Горная выработка создается для добычи полезного ископаемого и обладает многоцелевым поведением, нестационарностью, а также весьма устойчивой внутренней структурой. Надежность её функционирования определяется, в общем случае, тремя группами параметров [17, 171]:

Управляющие воздействия $\vec{U} = (\vec{U}_1, \vec{U}_2, \vec{U}_3, \vec{U}_4)$, с их помощью обеспечивается поддержание заданного уровня надежности функционирования. Значения управляющих воздействий лимитируются следующими ограничениями:

$$\min \vec{U}_j < \vec{U}_j < \max \vec{U}_j, j = 1, 2, 3, 4, \quad (3.104)$$

где j – число подсистем горной выработки.

Входные контролируемые воздействия $\vec{G} = (\vec{G}_1, \vec{G}_2, \vec{G}_3, \vec{G}_4)$ содержат факторы, определяющие систему в отношении потребления и переработки (электроэнергия, сжатый воздух и т.п.). Их значения также ограничены:

$$\min \vec{G}_j < \vec{G}_j < \max \vec{G}_j, j = 1, 2, 3, 4. \quad (3.105)$$

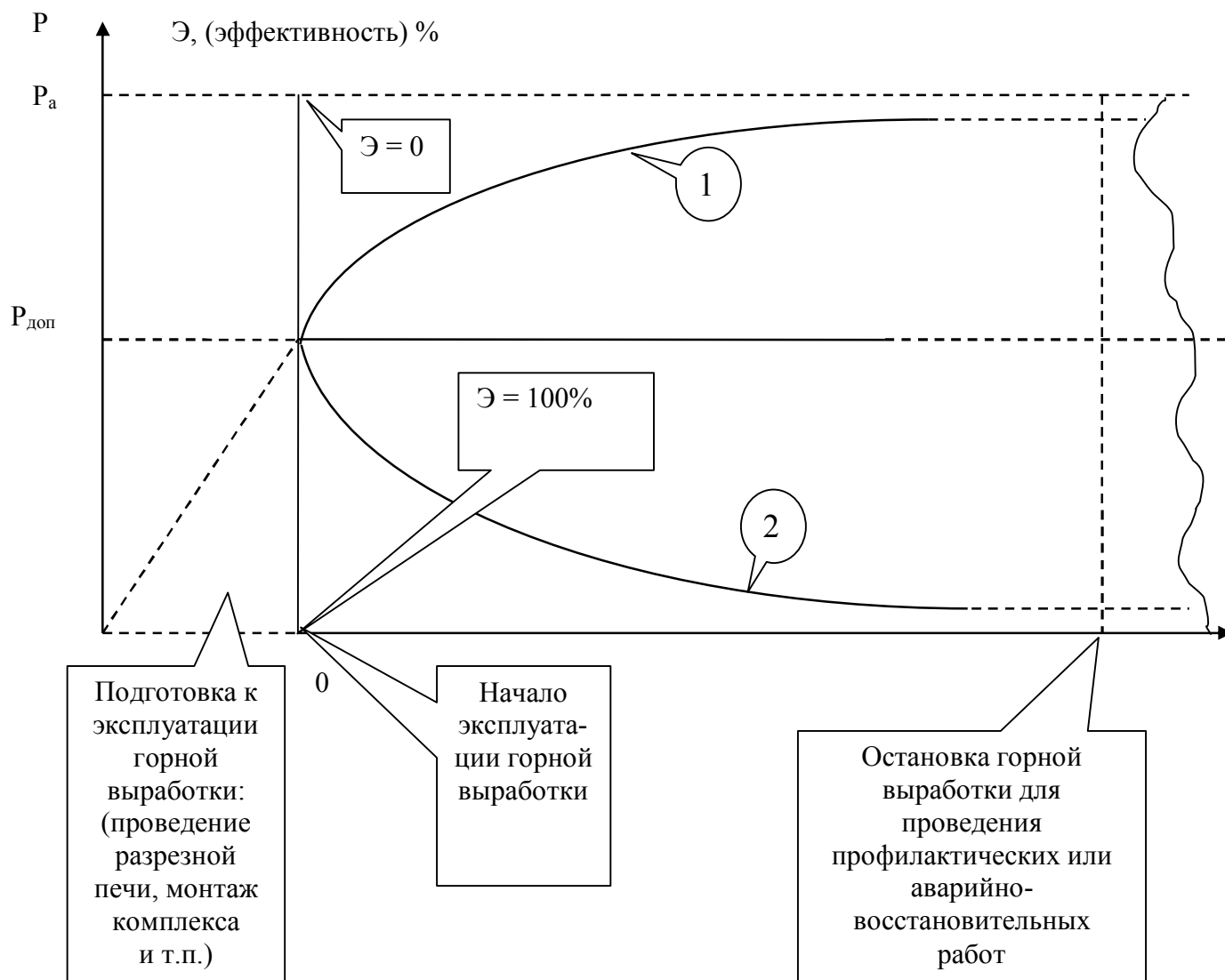


Рис. 3.20. Начальный этап в эксплуатации горной выработки (период от ввода в эксплуатацию до его первой остановки для ликвидации опасности); две ветви параболы 1 и 2 схематически иллюстрируют соответственно 2 возможных варианта эволюции горной выработки:

№1 – «реальный» вариант, при котором сразу же после начала ведения горных работ происходит рост опасности;

№2 – гипотетический вариант, при котором после начала ведения горных работ без выполнения соответствующих мероприятий уровень опасности падает.

Выходные величины: $\vec{V} = (\vec{V}_1, \vec{V}_2, \dots, \vec{V}_k)$, $k = 1, 2, \dots, n$, где n – число показателей, характеризующих работу горной выработки как основной

производственной единицы шахты или рудника. Простейшей схемой, отображающей модель управления применительно к горной выработке, является [45, 57]:

$$\vec{U} \rightarrow \vec{I} \rightarrow \vec{S}. \quad (3.106)$$

Блок вектора \vec{S} – пространство состояний:

$$\vec{S} = (\vec{S}_i) = (\vec{S}_1, \vec{S}_2, \vec{S}_3), i = 1, 2, 3, \quad (3.107)$$

где $\vec{S}_1, \vec{S}_2, \vec{S}_3$ – соответственно векторы состояний: «работа в нормальном режиме», «допустимый режим работы», «работы прекратить, опасно».

Тогда, обозначим траекторию реакции горной выработки на управляющие воздействия:

$$\Omega(\vec{U}) = \{\vec{X}, \vec{Y}, \vec{Z}\}, \quad (3.108)$$

где \vec{X} – вектор качественных характеристик (например, размеры кусков отбитого угля, вид управления кровлей в выработанном пространстве и т.п.);

\vec{Y} – вектор количественных характеристик (например, объем добываемого за смену угля, скорость вентиляционной струи в лаве, скорость подвигания очистного забоя в сутки и т.п.);

\vec{Z} – вектор количественных непрерывных параметров (например, нагрузка на крепь, энергопотребление механизированным комплексом, концентрация метана в рабочем пространстве очистного забоя и т.п.).

В таком случае, каждая из подсистем горной выработки ($\Pi_1, \Pi_2, \Pi_3, \Pi_4$) имеет свою траекторию реакции на управляющие и другие внешние воздействия:

$$\Omega_j(\vec{U}) = \{\vec{X}_j, \vec{Y}_j, \vec{Z}_j\}, j = 1, \dots, 4. \quad (3.109)$$

Пересечения траекторий между подсистемами:

$$\Omega_{lj} = \Omega_l \cap \Omega_j, l \neq j. \quad (3.110)$$

Функции Ω_j являются связями подсистем горной выработки в пространстве управления. Аналогично, под функциями ω_j следует понимать связи элементов подсистем горной выработки: ω_j^1 – связи элементов подсистемы «Атмосфера горной выработки»; ω_j^2 – связи элементов подсистемы «Приконтурная область»; ω_j^3 – связи элементов подсистемы «Технологическое оборудование» и ω_j^4 – связи элементов подсистемы «Обслуживающий персонал».

Приведем полную систему уравнений термодинамики неравновесных процессов [104]:

Закон сохранения массы имеет вид:

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} + \text{div}(\rho \cdot \vec{v}) = 0, \quad (3.111)$$

где \vec{v} – средняя скорость переноса массы, зависящая от координат и времени;
 ρ – плотность.

Закон сохранения импульса в координатной записи:

$$\dot{v}_i = X_i - \frac{1}{\rho} \sum_{j=1}^3 p_{ji}, \quad (3.112)$$

где \dot{v}_i – декартовы компоненты производной средней скорости \bar{v} ;

X_i – компоненты внешних сил;

p_{ji} – тензор внутренних напряжений в подсистемах горной выработки.

Закон сохранения энергии (1-е начало термодинамики) в дифференциальной форме:

$$dU = \theta \cdot dS + \sum_k X_k dX_k, \quad (3.113)$$

где $U(X_k, \theta)$ и $S(X_k, \theta)$ – внутренняя энергия и энтропия как функции обобщенных координат X_k и температуры θ .

Уравнение баланса энтропии имеет вид:

$$\rho \cdot S = -\text{div} \vec{J}_S + \sigma_S(X_i), \quad (3.114)$$

где \vec{J}_S – вектор потока энтропии;

σ_S – скорость производства энтропии вследствие необратимости процессов, вызванных термодинамическими силами X_i .

Феноменологические уравнения записываются через взаимосвязь потоков и потенциалов:

$$J_i = \sum_k L_{ik} (\nabla \varphi_k), \quad (3.115)$$

где L_{ik} – кинетические коэффициенты Онзагера.

Кроме уравнений (3.111) – (3.115), описывающих квазистатические состояния системы, для определенного момента времени вводится кинетическое уравнение Больцмана для функций вероятности распределения параметров элементов подсистем $f(p, q, t)$ в фазовом пространстве (p, q) по всем координатам q и импульсам p :

$$\dot{f} + \nabla_{qp} \{P \cdot f\} - \frac{1}{2} D \cdot \partial^2 f_{qp} = Z(f), \quad (3.116)$$

где P – матрица коэффициентов дрейфа переноса;

D – матрица коэффициентов диффузии течения;

Z – обобщенный функционал, характеризующий состояние системы.

На основе базовых уравнений (3.112) – (3.116) строятся синергетические модели с учетом конкретных физических ограничений на потоки, термодинамические потенциалы и силы в моделируемых процессах.

Формированию каждого Φ_i - го процесса предшествует возникновение необходимого и достаточного условий. Первое – вложенность потенциальных зон $\Omega(\varphi_i)$ одновременного протекания всех процессов:

$$\Omega(\varphi_i) = \Omega_0(\varphi_0) \subset \Omega_1(\varphi_1) \subset \dots \subset \Omega_{i-1}(\varphi_{i-1}). \quad (3.117)$$

Это условие означает, что энергетический источник для формирования Φ_i - го процесса должен обеспечиваться изменением потенциалов $(i-1)$ уровней процессов.

Достаточное условие ограничивает пространственные размеры и определяет местоположение формирования Φ_i - го процесса; возникновение нового процесса возможно только в такой зоне, в которой значения φ_i ($i-1$) потенциалов процессов находятся в определенных пределах:

$$\Omega_i(\varphi_i) = \bigcap_{i=0}^{i-1} \Omega_i, \left(\overset{\vee}{\varphi}_i < \varphi_i < \overset{\wedge}{\varphi}_i \right), \quad (3.118)$$

где $\overset{\vee}{\varphi}_i$ и $\overset{\wedge}{\varphi}_i$ – соответственно верхняя и нижняя границы значений потенциалов процессов.

Нарушение этого условия неизбежно сопровождается затуханием Φ_i - го процесса.

Источник g_i формирования Φ_i - го процесса определяется как разность энергий [172] и характеризует внутреннюю самоорганизацию термодинамического ансамбля процессов:

$$g_i = - \sum_{k,j=0}^n \left[\tau_{jn}^* \frac{\partial \varphi_i}{\partial t} - \tau_{ki}^* \frac{\partial \varphi_k}{\partial t} \right], \quad i = \overline{1, n}. \quad (3.119)$$

Из условия (3.119) следует, что при отсутствии k - х процессов ($k > i$), источник протекания Φ_i - го процесса положителен (формирование ядра i - го процесса). При ликвидации j - х процессов ($j < i$), источник протекания i - го процесса отрицателен (затухание процесса). В случае $g_i > 0$ при условии существования j - х и k - х процессов, наступает стадия устойчивого протекания Φ_i - го процесса. Одновременно положительность всех источников $g_i > 0$ для термодинамического ансамбля процессов возможна только в изолированной системе. В открытых системах возможен противоположный процесс, связанный с самоликвидацией термодинамических потенциалов при отрицательных значениях источников энергии $g_i < 0$. Такой процесс носит название самодезорганизации (хаотизации).

В фазовом пространстве состояний проявления горных физических процессов носят квазипериодический характер [77, 172].

В неравновесной термодинамике существует так называемый принцип «мозаичности», который состоит в разделении системы на составляющие ее физические или химические элементы и соответствующие элементарные процессы [173]. Для каждого «мозаичного» элемента устанавливается соотношение между скоростью протекания процесса и контролирующими термодинамическими силами. Затем скорости различных элементарных процессов различным образом комбинируют друг с другом.

Простейшим эволюционным уравнением является выражение вида [51]:

$$q = \alpha \cdot \dot{q}, \quad (3.120)$$

которое используется в химии для описания автокаталитических реакций, когда скорость \dot{q} образования некоторого вещества пропорциональна его концентрации q . В биологии коэффициенту α придают смысл параметра порядка, представляя его как разность между скоростью продуцирования и

скоростью распада клеток. Применительно к сложным техническим системам, к которым относится и современная горная выработка, в качестве скорости \dot{q} следует понимать скорость изменения конкретного параметра, непосредственно определяющего уровень надежности ее функционирования. Очевидно, что таких параметров в каждой из подсистем горной выработки достаточно много, и они оказывают непосредственное влияние не только на уровень надежности, но и влияют друг на друга.

Синергетическим системам свойственна стохастичность, то есть их временную зависимость нельзя предсказать с абсолютной точностью. Поэтому вводится член $f(t)$, учитывающий флуктуацию сил.

$$\dot{q} = \alpha \cdot q + f(t). \quad (3.121)$$

В случае, если система состоит n элементов (подсистем), то предлагаемый подход требует введения многих переменных – переменных состояния q_1, q_2, \dots, q_n .

Рассмотрим множество Ω_n всех 2^n всех возможных состояний $\omega = (p_1, \dots, p_i, \dots, p_n)$ системы S , характеризующих нормальную работу и выход из строя элементов (подсистем) горной выработки.

Функцию p_i представим как бернуллиеву переменную, которая в соответствии с двумя возможными исходами может принимать только 2 значения: $p_i = 1$, если S_i находится в состоянии A_i^p и $p_i = 0$, если S_i находится в состоянии A_i^o . Разобьем Ω_n на две части: Ω_1 и Ω_0 . Пусть Ω_1 представляет собой множество работоспособных состояний, а Ω_0 – множество отказов. Тогда горная выработка работоспособна (надежна), если $\omega \in \Omega_1$ и неработоспособна при $\omega \in \Omega_0$.

Пусть состояния ω_i во времени представляют собой последовательность независимых испытаний с вероятностью исходов $p_i = P(p_i = 1)$; $p_i' = 1 - p_i = P(p_i = 0)$; $i = (\overline{1, n})$ каждого i -го испытания. Тогда, в общем случае, вероятность надежного или ненадежного P' состояний горной выработки в момент времени t будет иметь вид [174]:

$$P = P(\omega \in \Omega_1) = \sum_{\omega \in \Omega_1} \prod_{i=1}^n P_i^{p_i} \cdot P_i'^{(1-p_i)}. \quad (3.122)$$

Так как горная выработка является сложной технической системой с последовательным соединением элементов (подсистем), то, анализируя соотношение (3.122) и опираясь на результаты работы [174], можно сказать следующее. Для оценки надежности сложной технической системы m -го порядка, нет необходимости анализировать структуру взаимодействия ее подсистем и определять их изменения в течение всего периода эксплуатации горной выработки. Достаточно проанализировать поведение соотношения (3.122) при условии $n \rightarrow \infty$, воспользовавшись результатами работы [154]:

$$\begin{cases} P > 1 - \exp(-\bar{k}n) \text{ при } k_p > \bar{p}, \\ P < 1 - \exp[-kn + 0 \cdot (\ln n)] \text{ при } k_p > \underline{p}, \\ P < \exp(-\bar{k}n) \text{ при } k_p < \bar{p}. \end{cases} \quad (3.123)$$

где k_p – коэффициент работоспособности,

$$k_p = m/n;$$

m – число работоспособных подсистем (элементов);

n – общее число подсистем горной выработки;

\bar{p} – средняя вероятность надежного функционирования подсистем (элементов); выражение « $0 \cdot (\ln n)$ » означает величину высшего порядка малости по отношению к другим членам уравнения;

\underline{p} – граничная вероятность безотказной работы подсистем;

$\underline{p} = \underline{p} / (1 + \underline{p} - \hat{\underline{p}})$; $\bar{k} = k(k_p / \bar{p})$ – функции, определяемые соотношением:

$$k = k_p \ln(k_p / p) + (1 - k_p) \cdot \ln(1 - k_p) \cdot (1 - p) \geq 0. \quad (3.124)$$

Очевидно, что функционирование горной выработки будет надежным, если значение коэффициента работоспособности k_p превышает некоторую среднюю вероятность работоспособного состояния ее подсистем ($k_p \geq \bar{p}$). Если $k_p < \bar{p}$ и ситуация в горной выработке изменяется независимо от человека, то надежность и эффективность функционирования горной выработки стремится к нулю и наоборот.

Определение приемлемого значения коэффициента работоспособности k_p достаточно сложная задача, решение которой возможно только после детального исследования конкретной горной выработки, взаимодействия его с другими подсистемами угольной шахты.

Таким образом, можно сформулировать основные принципы синергетического подхода к моделированию надежности функционирования горной выработки.

1. Горная выработка в современном представлении является сложной технической системой функционирование которой происходит при непосредственном и активном участии горнорабочих. Вследствие этого горная выработка – это психоинформационная система, обладающая положительными и отрицательными обратными связями, а также стохастичностью и непредсказуемостью.

2. Горная выработка рассматривается как нелинейная диссипативная сложная техническая система, состоящая из подсистем и элементов, которые формируют их структурные кластеры;

3. Отказы элементов производственной системы горной выработки, являясь случайными, в совокупности образуют последовательность зависимых и независимых событий. Это происходит в том случае, когда отказ элемента (подсистемы) вызывает неуправляемое движение материальных потоков: потеря устойчивости боковых пород, газодинамические явления, взрывы газа и

пыли и т.п. Это неуправляемое движение, вызванное отказом первого элемента, оказывает воздействие на другие элементы в качестве внешней нагрузки (возмущения). Если ее величина превышает предельно допустимый уровень для следующего элемента, то происходит его отказ. Так проявляется зависимость надежности одного элемента от надежности другого. При этом отказы приобретают лавинообразный характер, вовлекая все новые элементы;

4. Надежность функционирования горной выработки характеризуется тремя группами факторов:

- Управляющие воздействия, с их помощью обеспечивается поддержание заданного уровня надежности функционирования;

- Входные контролируемые воздействия содержащие факторы, определяющие систему (горную выработку) в отношении потребления и переработки (электроэнергия, сжатый воздух и т.п.);

- Выходные величины, характеризующие работу горной выработки как производственной единицы угольной шахты.

5. Функционирование горной выработки соответствует одному из трех режимов:

- «Работа в нормальном режиме»;

- «Допустимый режим работы»;

- «Работы прекратить, опасно».

3.13. Выводы

1. Получены аналитические выражения, позволяющие выбирать оптимальное соотношение между безопасным и наиболее эффективным режимами эксплуатации горной выработки.

2. Необходимо применение такой технологии моделирования, которая в отличие от имитационного моделирования учитывает внутреннюю динамику (эволюцию) структуры моделируемой системы (очистного забоя) и адаптивно синтезирует модели в условиях неполноты и частичной достоверности данных. Такой моделью должна стать компьютерная адаптивно-имитационная модель надежности функционирования очистного забоя.

3. В основу идеи имитационного моделирования должен быть положен учёт влияния и взаимовлияния факторов надёжности функционирования высоконагруженной лавы. Работа модели содержит следующие шаги:

– получение и первичная обработка информации с датчиков, расположенных в подсистемах высоконагруженной лавы;

– структурирование и стратификация полученных данных;

– обнаружение опасных отклонений и совмещение факторов, характеризующих надёжность функционирования высоконагруженной лавы;

– формирование и выдача управляюще-предупредительных сигналов на подсистемы высоконагруженной лавы и рабочие места;

– разработка комплекса мероприятий по ликвидации опасности, формирование соответствующих управляющих сигналов на подсистемы высоконагруженной лавы и выдача отчётной информации на центральный

диспетчерский пульт. Выдача данных прогноза изменения ситуации в высоконагруженной лаве при выполнении мероприятий по снижению опасности;

- оценка необходимости и способов вмешательства человека;
- сравнение альтернативных действий и выбор из них оптимальных;
- принятие конкурентоспособных решений, определение степени их приемлемости и эффективности;
- реализация решения по корректировке комплекса мероприятий для снижения опасности режима работы высоконагруженной лавы.

4. Основные принципы синергетического подхода к моделированию надежности функционирования горной выработки:

- Горная выработка в современном представлении является сложной технической системой функционирование которой происходит при непосредственном и активном участии горнорабочих. Вследствие этого горная выработка – это психоинформационная система, обладающая положительными и отрицательными обратными связями, а также стохастичностью и непредсказуемостью.

- Горная выработка рассматривается как нелинейная диссипативная сложная техническая система, состоящая из подсистем и элементов, которые формируют их структурные кластеры;

- Отказы элементов производственной системы горной выработки, являясь случайными, в совокупности образуют последовательность зависимых и независимых событий. Это происходит в том случае, когда отказ элемента (подсистемы) вызывает неуправляемое движение материальных потоков: потеря устойчивости боковых пород, газодинамические явления, взрывы газа и пыли и т.п. Это неуправляемое движение, вызванное отказом первого элемента, оказывает воздействие на другие элементы в качестве внешней нагрузки (возмущения). Если ее величина превышает предельно допустимый уровень для следующего элемента, то происходит его отказ. Так проявляется зависимость надежности одного элемента от надежности другого. При этом отказы приобретают лавинообразный характер, вовлекая все новые элементы;

- Надежность функционирования горной выработки характеризуется тремя группами факторов:

- Управляющие воздействия, с их помощью обеспечивается поддержание заданного уровня надежности функционирования;

- Входные контролируемые воздействия содержащие факторы, определяющие систему (горную выработку) в отношении потребления и переработки (электроэнергия, сжатый воздух и т.п.);

- Выходные величины, характеризующие работу горной выработки как производственной единицы угольной шахты.

- Функционирование горной выработки соответствует одному из трех режимов:

- «Работа в нормальном режиме»;
- «Допустимый режим работы»;
- «Работы прекратить, опасно».

4. Геомеханические процессы при проведении горных выработок в зоне пород с измененными физико-механическими свойствами

4.1. Структура гетерогенного породного массива, усложненная геологическими нарушениями и устойчивость горных выработок

Состояние породного массива как геологической среды определяется совокупностью физико-механических свойств: плотности, влажности, энергии, структурных связей, теплоемкости, теплопроводности и внешних условий: величины объемных и поверхностных сил, температуры, времени и характера приложения нагрузок. В зависимости от сочетания этих условий горные породы разнятся между собой условиями залегания, составом, структурой и текстурой, механическим состоянием [175]. Таким образом, сложный характер неоднородности массивов горных пород связан как с неоднородностью исходного породообразующего материала, так и с его последующими преобразованиями в ходе геологических процессов, миграции подземных вод и газов [176].

Неоднородность горных пород проявляется посредством изменчивости их физических свойств и вещественного состава в пространстве. Эти изменения могут создавать анизотропию, образовывать физические границы раздела литологических разностей, вызывать случайные вариации значений изучаемых параметров физических полей.

К основным геологическим факторам, определяющим поведение вмещающих пород и угольных пластов и влияющим на устойчивость горных выработок, относятся: слоистость и трещиноватость пород и угольного пласта, тектонические нарушения, обводненность массивов, литологический состав вмещающих пород и их физико-химические свойства, мощность, угол наклона и текстура угольного пласта, его физико-механические свойства. Степень совокупного влияния перечисленных факторов на устойчивость породных обнажений различна. Также различен и уровень изученности этого влияния [175]. Последнее обстоятельство связано с организацией проведения исследований в натуральных условиях, постановки лабораторных экспериментов, выполнения аналитических исследований.

Обводненность также приводит к изменению физико-механических свойств горных пород, в особенности таких, которые содержат глинистые фракции (аргиллиты, алевролиты). Существенное влияние на устойчивость приконтурной области массива оказывает наличие разрывных нарушений и в меньшей степени пликативных. Сложное начальное поле напряжений лишь весьма условно может быть приведено к гидростатическому для довольно узкого диапазона горно-геологических условий (горизонтальное залегание непрочных горных пород).

Проведение выработки вносит возмущение в исходное поле напряжений, существовавшее в нетронутом породном массиве. При этом горные породы, изначально ослабленные структурными дефектами, в условиях сложного напряженного состояния с высокими значениями компонентов напряжений и их градиентом разрушаются, образуя зоны неупругих деформаций. Размеры

зоны неупругих деформаций влияют на физическое состояние выработки: чем больше зона, тем ниже устойчивость, как было показано в работах А.В. Солодянкина [72, 177 – 180], А.Н. Роевко [181 – 183], А.Н. Шашенко [55, 75, 132, 175, 180, 181, 184, 185]. Эта зависимость нелинейна (рис. 4.1, 4.2).

С увеличением глубины разработки угольных пластов увеличивается вероятность пучения пород почвы горных выработок (рис. 4.2). С увеличением глубины горных работ существенно возрастает гравитационная составляющая горного давления. При этом меняются физико-механические свойства пород и их поведение, повышается температура породной среды (до 40-55° С). По мере эксплуатации предприятия увеличивается количество отработанных участков. Меняется пространственная структура массива, сопровождающаяся образованием блочной геофизической среды, то есть происходит самоорганизация сложной механической системы «объект-породный массив» [186, 187], что при определенных условиях носит катастрофический характер, сопровождается человеческими и материальными потерями. Характерными проявлениями последних являются, вывалы пород кровли, горные удары, внезапные выбросы угля, породы и газа (рис. 4.2), интенсивное газовыделение, самовозгорание угля, внезапные прорывы воды, образование провальных воронок на поверхности, оползни естественных и искусственных склонов, разрушение дамб и т.п.

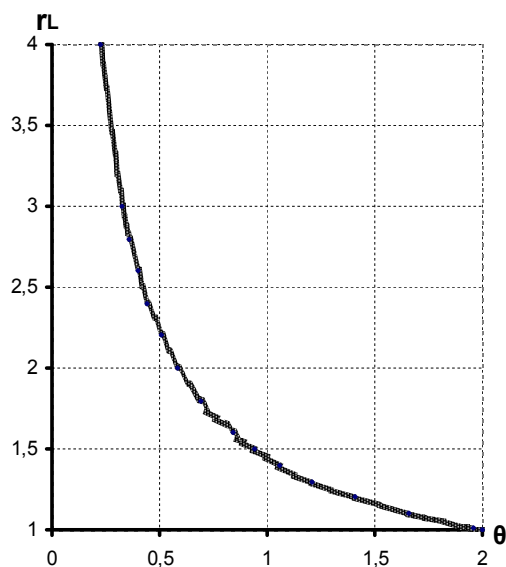


Рис. 4.1. Зависимость размеров зоны неупругих деформаций r_L от комплексного показателя условий разработки $\theta = R_c k_c / \gamma H$, [75].

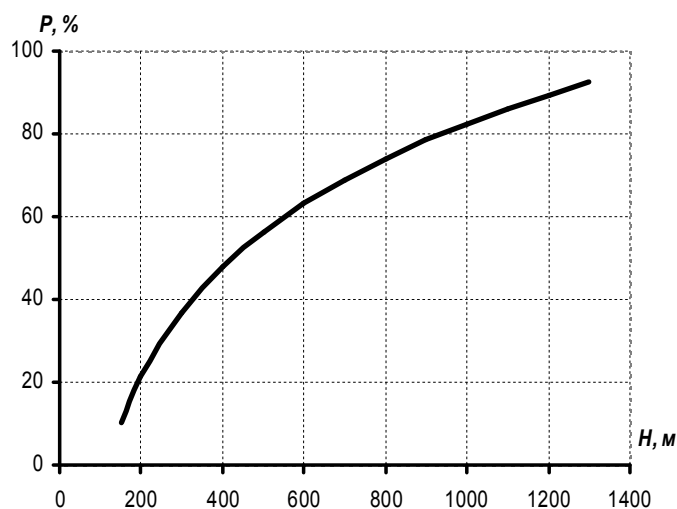


Рис. 4.2. Вероятность пучения пород почвы в выработках в угольных шахтах в зависимости от глубины разработки [187]

Дизъюнктивные нарушения в залегании пластов связаны с разрывом их сплошности. Зоны тектонических нарушений усиливают вероятность возникновения внезапных выбросов угля и газа. Как показывает статистика, в Донбассе за последние 10 лет число выбросов на больших глубинах, приуроченных к зонам разрывных нарушений, превышает 70, а с учетом пликативных 90 % [176].

Анализ геологических показателей, приведенных в Прогнозном каталоге шахтопластов Донецкого угольного бассейна [188], показывает хоть и незначительное, но устойчивое увеличение числа нарушенных пластов с ростом глубины их расположения (рис. 4.3, 4.4) [189].

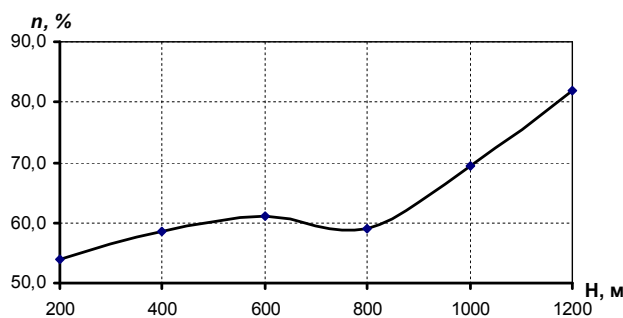


Рис. 4.3. Зависимость частоты нарушенности угольных пластов n от глубины их расположения H

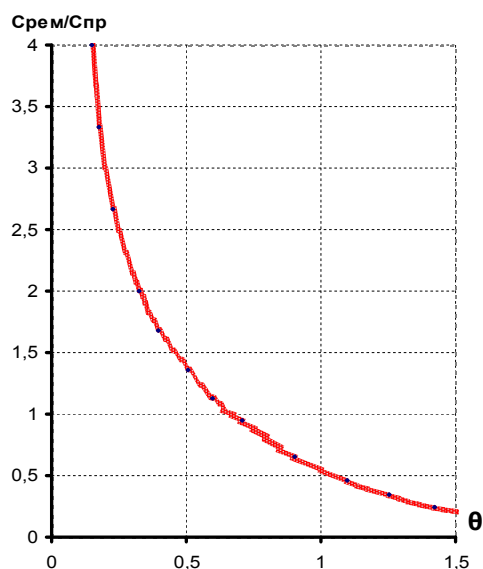


Рис. 4.4. Зависимость стоимости поддержания 1 п.м. выработок $C_{рем}/C_{пр}$ от показателя $\theta = R_c k_c / \gamma H$ (по данным работы [181]).

По всем вышеперечисленным причинам очень высоки затраты на ремонт и поддержание выработок в эксплуатационном состоянии, величина которых увеличивается с ухудшением геомеханических условий, и в первую очередь – с ростом глубины [181, 190] (рис. 4.4). Возросшая величина горного давления приводит к тому, что выработки на глубинах более 600 м, расположенные в породах с пределом прочности на сжатие до 50,0 МПа, перекрепляются по 2-3 раза еще на стадии строительства шахт или новых горизонтов.

Зависимость некоторых геомеханических и стоимостных показателей от комплексного показателя условий разработки θ по данным работ [75, 181, 191], показывает их хорошую корреляцию (рис. 4.5), что вполне логично. Так, при одинаковой прочности пород, снижение показателя $\theta = R_c k_c / \gamma H$ вызвано увеличением глубины горных работ.

Это приводит к значительному возрастанию зон разрушенных и деформированных пород вокруг выработки (см. рис. 4.5, поз. 1), большим смещениям породного контура, формированию критической нагрузки на крепь, деформациям последней, вызывает пучение пород почвы (рис. поз. 2) и вывалообразование пород кровли (рис. 4.5, поз. 3). Эти явления характерны именно для условий больших глубин. В связи с этим резко увеличиваются затраты на ремонт и поддержание выработок в эксплуатационном состоянии (рис. 4.5, поз. 4).

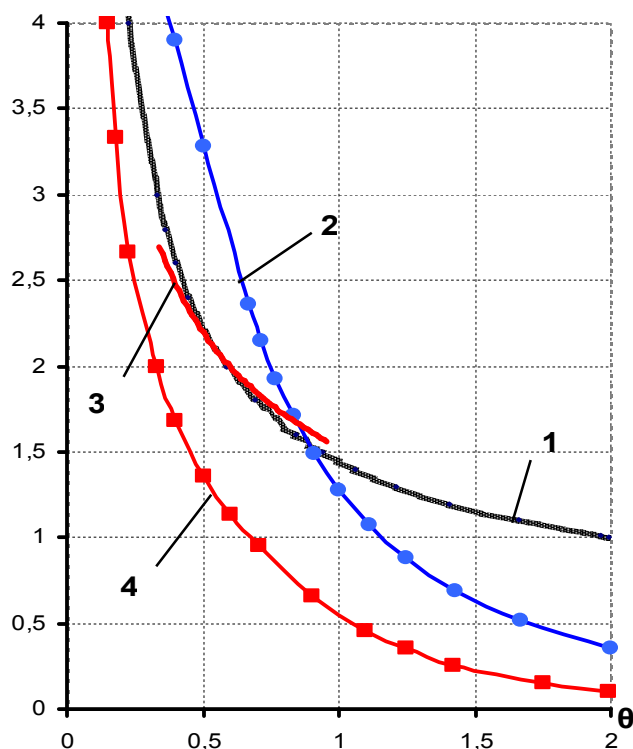


Рис. 4.5. Зависимости геомеханических и стоимостных показателей от показателя условий разработки θ :

- 1 – размеры зоны неупругих деформаций;
- 2 – вероятность пучения;
- 3 – частота вывалообразования;
- 4 – стоимость поддержания 1 п.м. выработок $C_{рем}/C_{пр}$.

Таким образом, естественный гетерогенный углепородный массив, содержащий геологические нарушения и циркулирующие подземные воды, является неблагоприятной средой в смысле устойчивости подземных выработок.

С увеличением глубины разработки угольных пластов ситуация усугубляется. Одним из путей повышения устойчивости подземных выработок угольных шахт является, как было показано выше, изменение физического состояния породного массива путем тампонирования обводненных зон геологических нарушений глинистыми и цементно-песчаными растворами. При этом повышаются прочностные характеристики породного массива вследствие прекращения доступа воды, повышается устойчивость выработок, упрощаются технологические процессы добычи угля.

Закономерности поведения породного массива с измененными физико-механическими характеристиками в окрестности горных выработок требуют разработки особых геомеханических моделей.

4.2. Численные методы решения геомеханических задач: особенности и ограничения

Исследовать столь сложный объект можно, на сегодняшний день, только методами численного моделирования. Из всех известных методов численного моделирования метод граничных элементов, метод конечных элементов, метод дискретных элементов.

Как правило, это задачи в упруго-пластической постановке. Они даже в пластической области хорошо отображают распределение поля напряжений, однако все они, в то же время, плохо описывают поля перемещений. Для того чтобы убрать этот дефект физической модели и соответствующего ей программного продукта, разработаны специальные приемы, такие как, например, энтропийный метод исследования состояния породного массива [50, 192], который предполагает анализ его состояния по обобщенной характеристике – энтропии пород приконтурной области. В работах [50, 192] описаны соответствующие энтропийные критерии разрушения, позволяющие оценивать состояние участка породного массива по изменению параметров внешних и внутренних воздействий.

Так, в работе [175] предложена конечноэлементная реализация алгоритма решения упругопластической задачи в которой рассматривается достаточно длинная выработка круговой формы, находящаяся в толще горных пород на заданной глубине. В таких случаях в сечениях, близких к середине выработки, имеет место плоское деформированное состояние ($\varepsilon_z = 0$), поэтому достаточно рассмотреть двумерную краевую задачу. Дальнейшее описание приведено для численного решения задачи с использованием в модели 8-узловых плоских изопараметрических элементов с девятью точками интегрирования по Гауссу. Достаточно большая область, которая охватывает выработку, разбивается на множество таких элементов.

Соответствующим образом выбираются закрепления (фиксируются перемещения в характерных точках), а на верхней и боковой границах области (рассматривается половина выработки в силу симметрии расчетной схемы) задается равномерное давление, которое за определенное количество шагов n возрастает до величины, соответствующей заданной глубине. Кроме того, на первом шаге учитывается гравитационная нагрузка.

На каждом шаге в соответствии с приращением внешнего давления в узлах конечно-элементного разбиения определяются приращения перемещений, а в точках интегрирования Гаусса каждого конечного элемента – соответствующие приращения деформаций и напряжений. В соответствии с найденными приращениями перемещений рассчитываются текущие координаты узлов, что дает картину деформированной области. Найденные приращения складываются с перемещениями, напряжениями и деформациями, определенными на предыдущем шаге. Затем нормальные компоненты напряжений σ_{ij} и деформаций ε_{ij} разделяются на гидростатическую и девиаторную составляющие. Для каждой из них, так же как и для сдвиговых

компонент, определяется, не превышено ли предельное значение по напряжениям (R_c , R_p или R_τ). Если это имеет место, то считается, что данная точка интегрирования Гаусса претерпела преобразование (то есть вошла в стадию неупругого деформирования), и для нее в дальнейшем реализуется алгоритм, описанный выше – соответствующая компонента (гидростатическая, девиаторная или сдвиговая) «усекается» таким образом, чтобы выйти на соответствующую кривую деформирования, построенную по формулам из [175]:

$$\gamma = 2 \left(\varepsilon - \frac{\sigma}{E} + \frac{R_\tau}{R_c} \frac{\sigma}{G} \right),$$

$$\tau = \frac{R_\tau}{R_c} \sigma.$$
(4.1)

$$\bar{\varepsilon} = \frac{1}{3} \left(\varepsilon - \frac{\sigma}{E} + \frac{R_p}{R_c} \frac{\sigma}{K} \right),$$

$$\bar{\sigma} = \frac{1}{3} \frac{R_p}{R_c} \frac{\sigma}{K}.$$
(4.2)

$$e_{ij} = \varepsilon - \frac{\sigma}{E} + \frac{R_\tau}{R_c} \frac{\sigma}{G},$$

$$s_{ij} = \frac{R_\tau}{R_c} \sigma.$$
(4.3)

После этого находятся «истинные» значения компонент напряжений R_{ij} и значения «начальных напряжений» $\sigma_{0ij} = R_{ij} - \sigma_{ij}$ (только для тех компонент тензора напряжений, для которых предельное значение было превышено). Эти «начальные напряжения» на следующем шаге решения задачи включаются в вектор узловых нагрузок и тем самым учитывается, что в данной точке интегрирования Гаусса происходит не чисто упругое деформирование, а деформирование вдоль ниспадающего участка диаграммы. На следующем шаге описанная процедура повторяется, с той разницей, что для тех точек, которые уже претерпели преобразование, предельным значением будет соответствующая компонента R_{ij} , найденная на предыдущем шаге. При этом в формуле (4.3) следует использовать именно компоненты тензора R_{ij} (точнее, его главные значения).

Если все точки интегрирования Гаусса данного конечного элемента перешли в неупругое состояние, то считается, что весь элемент перешел в неупругое состояние. Набор таких элементов представляет собой зона неупругих деформаций, окружающую выработку. По мере роста внешней нагрузки эта зона расширяется.

Несколько иначе реализуется алгоритм в тех точках Гаусса, в которых наблюдается гидростатическое сжатие ($\bar{\sigma} < 0$). Чтобы избежать накопления

ошибок при пошаговом решении, на всех шагах, кроме предпоследнего ($n-1$), полагается, что гидростатическая деформация сжатия $\bar{\varepsilon} = 0$ (что верно для всех точек, не входящих в зону неупругих деформаций). На $(n-1)$ -м шаге напряжения $\bar{\sigma}$ в зоне неупругих деформаций не «усекаются», и, следовательно, начальные нормальные напряжения σ_{0ij} не определяются. Вместо этого принято, что на этом шаге определены начальные деформации ε_{0ij} , в которых гидростатическая составляющая равна значению, определяемому формулой (4.2). На последнем шаге n эти начальные деформации включаются в вектор нагрузок глобальной системы уравнений относительно приращений узловых перемещений. После их определения, нахождения полных перемещений u_i , напряжений σ_{ij} , деформаций ε_{ij} и «усечения» соответствующих компонент напряжений в зоне неупругих деформаций до величины R_{ij} решение задачи считается законченным.

Адекватность численного алгоритма оценивается степенью соответствия полученного численного решения известным строгим аналитическим решениям аналогичной задачи.

Несомненный интерес в смысле практического развития в отношении расчетов устойчивости протяженных горных выработок, пройденных в зонах обводненных дизъюнктивно нарушенных пород, представляет метод граничных элементов [75]. В его рамках с незначительной степенью идеализации можно моделировать типичные схемы охраны подготовительных выработок. Так, для численного моделирования, в работе [98] используется метод граничных элементов в форме разрывных смещений [193]. Последний основан на аналитическом решении задачи о бесконечной плоскости, смещения в которой терпят постоянный по величине разрыв в пределах конечного отрезка. Физически разрыв смещений можно представить как линейную трещину, противоположные концы которой смещены друг относительно друга. Метод граничных элементов в данном случае основан на представлении, что непрерывно распределенные вдоль трещины разрывы смещений можно заменить дискретной аппроксимацией, а именно: разбивают трещину на N граничных элементов и в пределах каждого элемента разрывы смещений полагают постоянными. Зная аналитическое решение для одного постоянного разрыва смещений и суммируя влияние всех N элементов, находят численное решение задачи.

4.3. Обоснование физической модели и расчетной схемы к оценке устойчивости протяженной выработки в зоне затампонированного геологического нарушения

Одним из эффективных способов моделирования протяженной горной выработки при пересечении геологических нарушений разрывного типа разработан Янко В.В., в котором предложен метод численного моделирования процесса проведения одиночной протяженной горизонтальной выработки,

приближающейся к структурному геологическому нарушению, для условий задачи плоской деформации [179 – 180]. В основу этого метода положено использование идеи фиктивной нагрузки, что позволило привести задачу о пересечении нарушения плоской выработкой (лавой) к задаче о пересечении нарушения протяженной выработкой.

В работах [72, 178] предложено обеспечивать и контролировать устойчивость протяженных горных выработок с помощью системы геомеханического мониторинга. В основе глобальной математической (геомеханической) напряженно-деформированного состояния, включающие в себя детерминированные и стохастические модели, адаптируемые средствами системы геомеханического мониторинга к статистическим свойствам натуральных данных: модели механики сплошной, дискретной и анизотропной сред, модели с разрывом сплошности, модели оптимального управления и т.д. Так как прогностическая информация главным образом содержится в нюансах и особенностях поведения контролируемых физических процессов, то особое внимание уделяется совершенным статистическим моделям обработки измерительной информации, а также статистическим теориям игр, принятия решений, планирования эксперимента. Одними из основных являются методы численного анализа: конечных, граничных или дискретных элементов [55, 178], которые должны быть реализованы в виде программного продукта, позволяющего получить объемную картину напряженно-деформированного состояния геомеханической системы «объект-породный массив» и оценить уровень его опасности с точки зрения разрушения материала конструктивных элементов и пород.

Рассматриваемая геомеханическая задача формулируется следующим образом: в слоистом породном массиве с углом наклона разнопрочных литологических разностей φ имеется геологическое разрывное нарушение с шириной зоны влияния $2a$, углом наклона β и амплитудой смещения L . Выработка с величиной полупролета R_0 и углом наклона α пересекает слоистый породный массив и зону геологического нарушения. На глубине $H \geq H_{np}$ вокруг выработки формируется зона неупругих деформаций, размеры которой зависят от физико-механических характеристик пересекаемых горных пород, в том числе, и затампонируемой зоны геологического нарушения. Общий вид расчетной схемы приведен на рис. 4.6.

Параметры, которые варьировались в ходе вычислительного эксперимента следующие:

- угол наклона выработки, $\alpha : 0^0, 30^0, 60^0, 90^0$;
- угол наклона геологического нарушения, $\varphi : 60^0, 50^0, 40^0$;
- половина ширины зоны влияния геологического нарушения, $L : 5, 10, 20$ м.

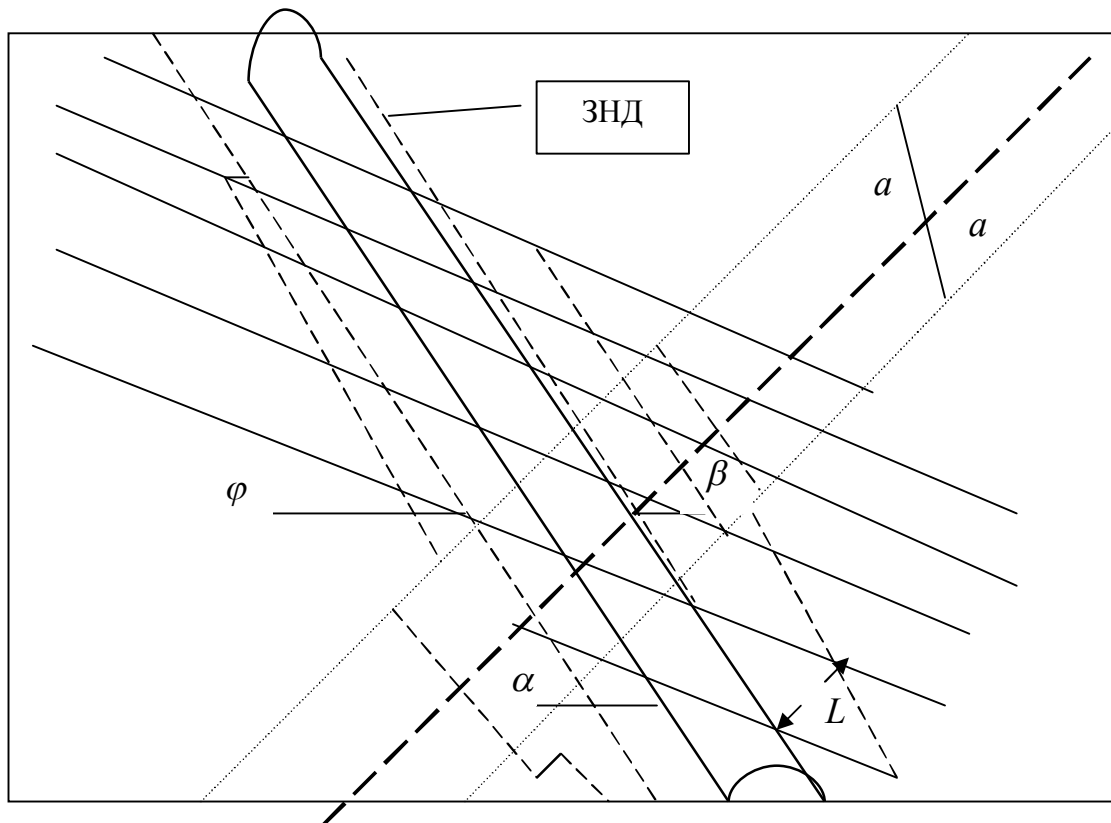


Рис. 4.6. Схема к определению параметров зоны неупругих деформаций вблизи геологического нарушения вокруг выработки, пересекающей геологическое нарушение:

- α – угол наклона выработки;
- φ – угол наклона слоев пород;
- β – угол наклона оси разрывного нарушения;
- a – полуширина зоны геологических нарушений;
- L – амплитуда разрывного смещения пород.

4.4. Особенности моделирования геомеханических процессов вокруг выработок глубокого заложения в неоднородном породном массиве

При численном моделировании геомеханических процессов, протекающих в породном массиве в окрестности выработок глубокого заложения, важным является выбор исходных зависимостей, вид которых определяется принятой физической моделью. В зависимости от глубины расположения выработки, прочности вмещающих пород и их структуры, к рассмотрению привлекают 4 типа моделей: упругие, упруго-вязкие, упругопластические и упруго-пластически-вязкие [55]. Область применения упругих и упруго-вязких моделей обычно ограничивается следующим соотношением:

$$H \geq \frac{R_c k_c}{2\gamma}, \quad (4.4)$$

где γ – объемный вес пород.

Этот класс моделей изучен достаточно хорошо как в случае однородной изотропной среды, так и для неоднородных анизотропных сред. С точки зрения устойчивости выработок, упругие модели не представляют особого интереса, поскольку в них изначально закладывается условие неразрушения среды, окружающей отверстие (выработку), то есть устойчивость выработки при таком подходе гарантирована изначально.

Близко к упругим примыкают упруго-вязкие модели, учитывающие релаксационные явления, в частности ползучесть деформаций. При этом подразумевается, что уровень напряжений в приконтурном массиве не превышает 70 – 80% от разрушающих.

С увеличением глубины расположения выработки и достижения его определенного критического порога, в окружающих породах возникают трещины как следствие превышения действующих напряжений некоторой критической величины, обычно предела прочности на одноосное сжатие (растяжение). Вокруг выработок образуется зона неупругих деформаций, имеющая, как правило, замкнутую форму. Поведение таких геомеханических систем чаще всего изучают на основе упругопластических и, значительно реже, упруго-пластически-вязких моделей. В последних учитываются изменения во времени напряжений и деформаций. Первые известные задачи в этом направлении были решены Р. Феннером [194] и А. Лабассом [195]. В них рассматривалась длинная горизонтальная или вертикальная выработка, находящаяся в условиях плоского деформированного состояния. В качестве условия прочности принята прямолинейная огибающая предельных кругов О. Мора. Породный однородный массив обладал сцеплением и углом внутреннего трения. А. Лабассу не удалось в ходе решения задачи учесть массовые силы и в итоге он пришел к симметричной расчетной схеме с коэффициентом бокового распора, равным единице.

В 50-х годах прошлого столетия К.В. Руппенейт ставит и решает ту же задачу при условии, что давление в горных породах не является гидростатическим. Задача решена приближенным методом малого параметра [196, 197] при прямолинейной огибающей предельных кругов О. Мора. В своих решениях К.В. Руппенейт во многом опирался на методический подход к решению упругопластических задач, разработанный ранее Л.А. Галиным [198] и усовершенствованный А.П. Соколовым [199]. При этом условие прочности принималось в форме соотношений Треска-Сен-Венана, которое, как и условие прочности О. Мора, является линейным и, вообще говоря, хорошо описывает процесс разрушения материалов одинаково сопротивляющимся усилиям растяжения и сжатия. Горные породы не относятся к таким материалам.

Использование линейных критериев существенно упрощает математические процедуры в процессе решения, но неизбежно приводит к линейной зависимости радиуса области неупругих деформаций от глубины расположения выработки, что не подтверждается натурными измерениями. Это обстоятельство послужило причиной для постановки таких упругопластических задач, в которых условие разрушения принималось в виде реальной криволинейной огибающей предельных кругов главных напряжений.

Фактически задача определения напряженно-деформированного состояния в окрестности длинных горизонтальных выработок сводится к установлению компонентов деформации в невесомой пластинке, ослабленной отверстиями заданной формы при известных граничных условиях. Такая постановка позволяет обоснованно использовать подходы, хорошо разработанные в механике деформируемого твердого тела. Существенные успехи в решении упругопластических задач были достигнуты благодаря применению теории функций комплексного переменного. Методы решения некоторого класса таких задач в напряжениях даны в работах Л.А. Галина [198], Г.П. Черепанова [200], Б.Д. Аннина [201].

Решение известной задачи Л.А. Галина в перемещениях было вначале получено Д.Д. Ивлевым приближенно методом малого параметра [202]. Впоследствии Н.И. Остросаблиным на основе теории Хаара-Кармана были получены точные формулы для перемещений в пластической области [203]. А.С. Космодамианский [204] и В. Мирсалимов [205] рассмотрели упругопластические задачи плоской деформации для среды, содержащей бесконечный ряд одинаковых круговых отверстий. Такая схема представляет собой упрощенную модель камерно-столбовых систем разработки. Б.Д. Аннин [206] и Н.И. Остросаблин [207, 208] нашли приближенное решение более сложной задачи об упругопластическом распределении напряжений вокруг конечного числа круговых отверстий. Л.М. Куршин и И.Д. Суздальницкий [209] выполнили решение подобной задачи, усложнив ее для плоскости, ослабленной двоякопериодической системой круговых отверстий.

П.И. Перлин при помощи разработанного им численного метода получил решение ряда упругопластических задач в случае неполного охвата отверстия пластической областью [210, 211].

В.С. Сажин [212] с применением метода П.И. Перлина [210] исследовал упругопластическое распределение напряжений вокруг выработок некругового очертания, расположенных в гидростатически сжатом породном массиве.

В последние годы физическая модель породной среды была обобщена на случай структурно неоднородного твердого тела. Одна из первых упругопластических задач для случая специальной неоднородности была решена А.И. Кузнецовым [213]. Впоследствии исследования упругопластического распределения напряжений и деформаций вокруг горных выработок, пройденных в разупрочняющейся породной среде, были выполнены в работах Н.П. Немчина [214], А.М. Линькова [215], И.В. Баклашова [216], В.Т. Глушко и В.В. Виноградова [217], А.Г. Протосени [218], А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижковой [175, 181] и ряда других авторов.

Усложнение физических моделей, лежащих в основе решения задачи установления параметров упругопластического состояния породного массива, преследует цель достижения наибольшей адекватности аналитических результатов натурным измерениям. Такой подход имеет существенные ограничения. Математические трудности, возникающие при этом в связи с усложнениями модели, в значительной мере могут быть устранены путем применения численных методов, таких, например, как метод конечных

элементов [219] или метод граничных элементов [193], которые все чаще используются для исследования упругопластического состояния породного массива, содержащего горную выработку [75].

4.5. Численное моделирование напряженно-деформированного состояния породного массива вокруг протяженной выработки, пересекающей разрывное геологическое нарушение

Задача исследования напряженно-деформированного состояния гетерогенного породного массива в окрестности протяженной выработки, произвольно ориентированной в пространстве (вертикальная, наклонная, горизонтальная), при пресечении ею разрывного нарушения в полной мере может быть решена только численно на основе объемной модели. Поскольку рассматривается выработка глубокого заложения, такая задача должна быть исследована на основе упругопластической модели. Это делает решение чрезвычайно сложным, громоздким, трудно поддающимся анализу. В этой связи интересным представляется упомянутый выше подход, предложенный в работах В.В. Янко [177, 180, 185]. Им предлагается рассматривать выработку в продольном сечении поэтапно, по мере приближения, пересечения и ухода от нарушения. Для того чтобы решение соответствовало условиям плоской деформации, к контуру выработки прикладывается некоторая эквивалентная нагрузка, распределенная по закону параболы. За основу приняты известные решения плоской упругопластической задачи о пересечении очистной выработкой (лавой) геологического нарушения [75, 220] и такой же задачи относительно одиночной выработки [221].

В нашем случае решается более сложная задача: выработка имеет произвольное расположение в пространстве. Расчетная схема такой задачи обоснована ранее и представлена на рис. 4.6. Породы в зоне влияния разрывного геологического нарушения имеют изменяющуюся по линейному закону прочность (меньше к центру и больше к краям). Конкретные физико-механические свойства исследованных пород приведены в таблице 4.1.

Таблица 4.1.

Физико-механические характеристики углевмещающих пород

Параметр	Уголь	Аргиллит	Алевролит	Песчаник
Объемный вес пород, МПа/м	$1,23 \cdot 10^{-2}$	$2,76 \cdot 10^{-2}$	$2,84 \cdot 10^{-2}$	$2,36 \cdot 10^{-2}$
Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	17	42	45	63
Предел прочности на одноосное растяжение, МПа	2,3	5,7	4,7	7,2
Коэффициент Пуассона	0,18	0,21	0,26	0,23
Модуль Юнга, МПа	$2,20 \cdot 10^4$	$4,80 \cdot 10^4$	$5,30 \cdot 10^4$	$9,28 \cdot 10^4$

Задача решалась с помощью метода конечных элементов на основе программного продукта, разработанного на кафедре строительства и геомеханики Национального горного университета. В основу программного продукта положено представление о разупрочняющейся породной среде в условиях контролируемого разрушения [175]. Диаграмма разрушения такой породной среды представлена на рис. 4.7.

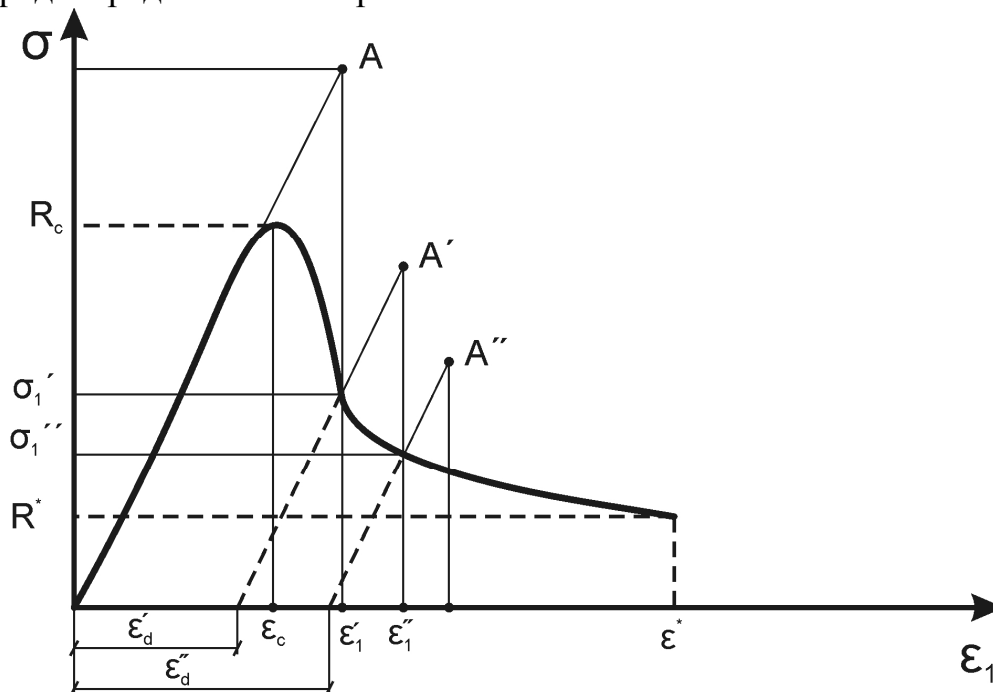


Рис. 4.7. Диаграмма разрушения образца горной породы в условиях контролируемого разрушения и схема реализации численного алгоритма

Ее особенностью является наличие ниспадающей ветви после достижения предела нагружения в точке с координатами (R_c, ϵ_c) . Наличие ниспадающей ветви диаграммы приводит к тому, что в области разрыхления условие устойчивости по Адамару [185, 222] не выполняется, что с теоретической точки зрения приводит к множественности решений краевой задачи. В этом случае система уравнений относительно перемещений становится вырожденной и вычислительный процесс останавливается. Таким образом, ни одна из традиционных моделей в этом случае неприменима. В работе [223] предложена модель пошагового решения, реализованная в программном продукте Национального горного университета. Эта модель является аналогом известного в механике метода упругих решений, который часто применяется для решения краевых задач с упрочнением [224].

На рис. 4.8. приведены диаграммы деформирования основных углевмещающих пород в режиме контролируемого нагружения. Они заимствованы из работы А.Н. Роевко [221] и были использованы для реализации метода пошагового упругого решения, суть которого сводится к следующему [186].

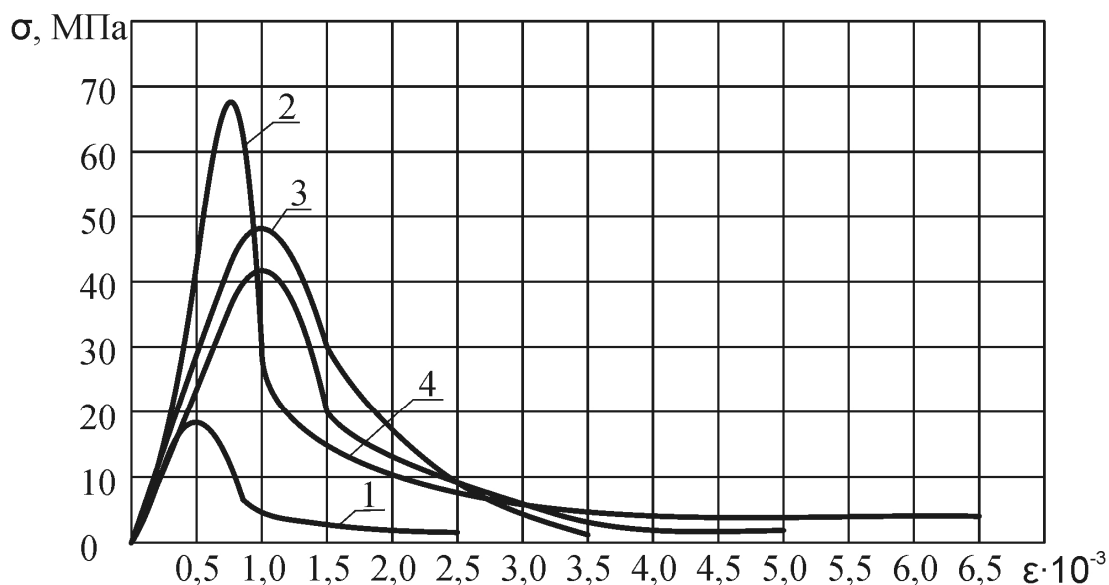


Рис. 4.8. Диаграммы деформирования основных углевмещающих пород:
 1 – уголь;
 2 – песчаник;
 3 – алевролит;
 4 – аргиллит.

Ниспадающий участок рассматривается не как часть графика деформирования, а как некоторая абстрактная кривая, которая описывает предельное упругое состояние горной породы за счет сохранившихся структурных связей при достигнутых конкретных деформациях.

В [226] рассматривается идеализированная диаграмма одноосного сжатия « $\sigma_1 \sim \varepsilon_1$ », состоящая из двух участков – прямолинейного и ниспадающего (рис. 4.7). От начала нагружения и до достижения значения деформации $\varepsilon_c = \frac{R_c}{E}$, где E – модуль Юнга, материал подчиняется закону Гука, а коэффициент Пуассона μ остается постоянным. При $\varepsilon_1 > \varepsilon_c$ ниспадающий участок описывается некоторой функцией со следующими свойствами:

$$\sigma_1 = R_c - f(\varepsilon_1 - \varepsilon_c); \quad f(0) = 0, \quad \frac{\partial f}{\partial \varepsilon_1} < 0. \quad (4.5)$$

В [226, 227] предполагается также, что разгрузка и повторное нагружение происходят по прямой линии, параллельной начальному упругому участку, что определяет достигнутую остаточную деформацию ε_d . Пусть в ходе численного упругого решения на определенном шаге нагружения установлено, что в первом конечном элементе достигнуто напряжение $\sigma_1 > R_c$, соответствующее деформации ε'_1 . Для того чтобы вернуться на ниспадающую ветвь, следует определить в точке A' соответствующие достигнутой деформации напряжения σ'_1 по формуле (4.2) (рис. 4.7). Это напряжение будет новым предельным значением $R'_c = \sigma'_1$ на кривой достигнутого предельного упругого состояния, а рассматриваемая область приобретает остаточную деформацию

$$\varepsilon'_d = \varepsilon'_1 - \left(\frac{R'_c}{E} \right). \quad (4.6)$$

После этого процесс упругого решения продолжается, с пошаговым увеличением внешней нагрузки. В том же элементе достигается напряжение $\sigma_1 > R'_c$ при деформации ε'_1 , возвращаясь на ниспадающую ветвь, в точке A'' находим по формуле (4.2) соответствующие достигнутой деформации напряжение σ'' , которое и будет новым предельным значением $R''_c = \sigma''_c$, а остаточная деформация в данном элементе становится равной:

$$\varepsilon''_d = \varepsilon''_1 - \left(\frac{R''_c}{E} \right). \quad (4.7)$$

Процесс будет считаться законченным, когда нагрузки на границе области достигнут заданного значения, а новые элементы с уровнем напряжения, превышающим предельное, не будут больше появляться.

Аналогичным образом обрабатываются все остальные элементы, в которых значение напряжения превышает предельное значение. Процесс считается законченным, когда нагрузки на границе области достигают заданного значения, а новые элементы с напряжением, превышающим предельное, не будут появляться.

Для решения реальных задач изложенную выше процедуру можно обобщить на случай многоосного напряженного состояния.

Существует такая мера эффективных напряжений, которая в случае плоского деформированного состояния (характерного для данного класса задач) характеризуется функцией

$$\sigma_e = g(\sigma_1, \sigma_2, \sigma_{12}).$$

При этом необходимо иметь критерий разрушения (эквивалентное напряжение σ_e) определяемый равенством $\sigma_e = R_c$, который принят в форме, предложенной А.Н. Шашенко [175]:

$$\sigma_e = \frac{(\psi - 1)(\sigma_x + \sigma_y) + \sqrt{(1 - \psi)^2(\sigma_x + \sigma_y)^2 + 4\psi(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 16\psi\tau_{xy}^2}}{2\psi} < R_c, \quad (4.8)$$

где σ_x и σ_y – компоненты напряжений;

$\psi = R_p / R_c$ – коэффициент хрупкости, равный отношению предела прочности на растяжение к пределу прочности на сжатие.

При достижении предельного значения R_c в точках области, прилежащей к зоне неупругих деформаций, начинается процесс разрыхления горной породы. Экспериментально и теоретически показано [225], что нагружение в глубине массива можно считать управляемым по деформациям, так что диаграмма «напряжение-деформация» имеет два различных ярко выраженных участка, как это показано на рис. 4.7. На первом из них материал деформируется упруго, так что имеет место закон Гука. По достижении предела разрушения R_c , имеет место переход на ниспадающий участок диаграммы. На этом участке с ростом деформаций напряжение постепенно уменьшается вплоть до некоторого предела R_c^* . Обычно данный предел мал ($R_c^* \ll R_c$) и с

достаточной степенью точности может быть принят равным нулю [226]. В [227] с использованием изложенного алгоритма решена тестовая задача. Диаграмма жесткого нагружения приведена на рис. 4.9.

Учитывая то, что выработка пересекает обводненное геологическое нарушение и прочность горных пород, как было показано выше, существенно зависит от влажности и времени воздействия влаги, применительно к пределу прочности

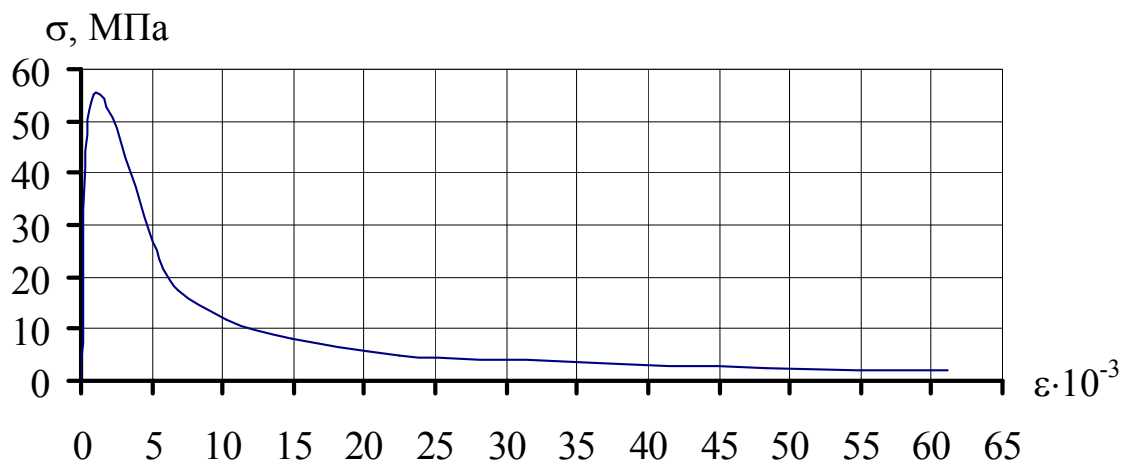


Рис. 4.9. Диаграмма “напряжения-деформации” для тестовой задачи

Решение задачи осуществляется пошагово, для повышения точности решения на каждом шаге к расчетной схеме прикладывается не полная величина нагрузки, а некоторая ее часть – инкремент. В данной задаче использовалось 10 инкрементов (шагов нагружения) [227].

Совокупность элементов, окружающих выработку и имеющих различные оттенки окраски, является зоной разрыхления. На рис. 4.10 показана зона неупругих деформаций в поперечном сечении, полученная в ходе упругопластического численного решения тестовой задачи. Различие в оттенках объясняется различным уровнем разрушения горной породы в пределах зоны неупругих деформаций.

Янко В.В. поставлен численный эксперимент [228], в котором моделировалось поэтапное приближение горизонтальной выработки к разрывному нарушению. При этом к контуру по сути дела щели, имитирующей продольный разрез выработки, была приложена распределенная фиктивная нагрузка, изменяющаяся по закону параболы:

$$q_{\phi} = \Delta \gamma H (1 - x^2), \quad (4.9)$$

где x – линейная величина, изменяющаяся от 0 до L (L – длина выработки);

Δ – доля от вертикальной нагрузки, определяемая в соответствии с графиком на рис. 4.11.

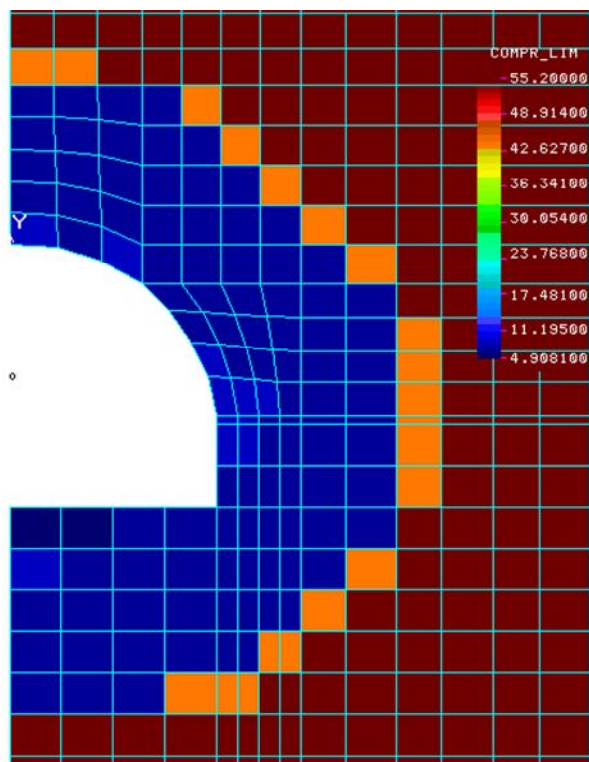


Рис. 4.10. Зона неупругих деформаций в поперечном сечении полученная в ходе решения тестовой задачи ([228, 229]).

Для рассматриваемых условий относительная величина зоны неупругих деформаций $r_L = R_L / R_0$ получилась равной 2,25, где R_L – величина зоны неупругих деформаций, R_0 – полупролет выработки. Полученная величина R_L практически точно совпадает с аналитическим решением [229].

Результаты численного моделирования при изложенных выше условиях показали удовлетворительное совпадение размеров зон разрушенных пород вокруг выработок в первом и втором моделируемых случаях. Отклонение не превысило 5 – 7% для однородной модели и 7 – 12% для неоднородной. В этой связи геомеханическая модель протяженной выработки, пересекающей нарушение разрывного типа, предложенная В.В. Янко для горизонтальной выработки, была взята в качестве основной для выполнения дальнейших исследований.

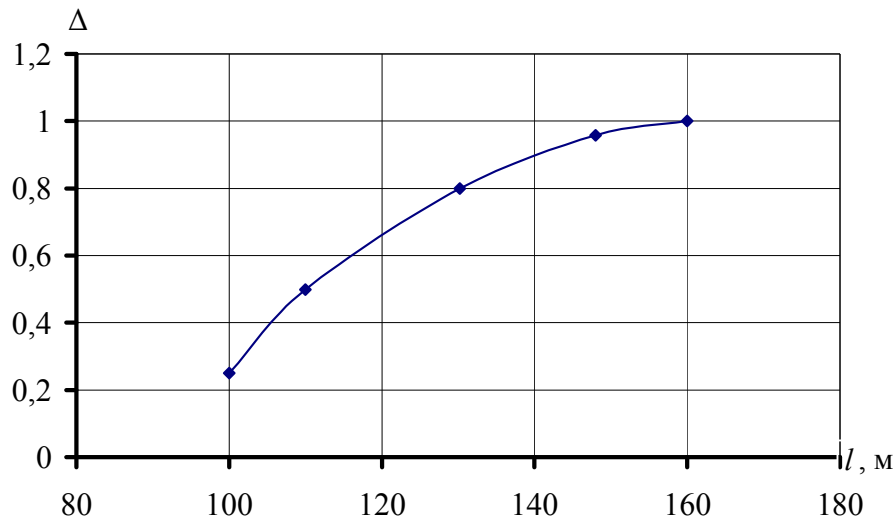


Рис. 4.11. График зависимости изменения нагрузки Δ от длины выработки l

Суть исследований состояла в изучении напряженно-деформированного состояния породного массива, содержащего разрывное геологическое нарушение с соответствующей зоной влияния и углом наклона, и выработку, произвольно ориентированную в пространстве, которая пересекает это нарушение. Степень опасности уровня напряжений оценивалась коэффициентом запаса прочности, который равен отношению предела прочности пород на одноосное сжатие R_c с учетом коэффициента структурного ослабления k_c , к величине эквивалентных напряжений, определяемых по формуле (4.5). Величина коэффициента структурного ослабления породного массива определялась по методике, изложенной в [132]:

$$k_c = 1 - \sqrt{0,5\eta} \exp(-0,25\eta), \quad (4.10)$$

где $\eta = \sqrt{\frac{l_T + l_0}{l_T} (\eta_0^2 + 1)} - 1$.

Здесь l_T – среднее расстояние между трещинами (плоскостями ослабления);

l_0 – средний размер стандартного образца;

η_0 – коэффициент вариации результатов испытаний горных пород.

Угол наклона выработки в процессе численного эксперимента принимал следующие значения: 0^0 , 30^0 , 60^0 , 90^0 . Это позволяло смоделировать вертикальные, наклонные и горизонтальные выработки. Углы падения пород изменялись от 0^0 до 15^0 , что соответствовало средним значениям горно-геологических условий Восточного Донбасса. Ввиду незначительного отличия физико-механических свойств углевмещающих пород амплитуда разрывного нарушения существенной роли не играла и не исследовалась. Изменение свойств горных пород в пределах зоны влияния дизъюнктива принято линейным: от максимального значения у краев к минимальному у его середины.

В ходе решения численной модели пространство вокруг нарушения по ходу движения выработки разбивалось на 10 равных частей со своими физико-механическими характеристиками. При этом выработка условно «подвигалась» на определенное расстояние от 0 до 40, 80, 120, 1500 м. Угол наклона выработки при этом менялся от 0^0 до 90^0 . Для каждой геомеханической ситуации определялись компоненты напряжений и эквивалентные напряжения, а также величина коэффициента запаса прочности по центру забоя.

На рис. 4.12 – 4.15, а, б, в приведены распределения компонентов нормальных напряжений σ_y и σ_x , а на рис. 4.16 изменение коэффициента запаса прочности породного массива по мере пересечения выработкой ($\alpha=0^0$) зоны влияния дизъюнктива. Отчетливо просматривается рост напряжений по мере «приближения» выработки к нарушению и постепенное их уменьшение при удалении выработки от дизъюнктива. При этом происходят и соответствующие изменения коэффициента запаса прочности породного массива у забоя проводимой выработки: он уменьшается от величины 0,57 у краев нарушения до 0,73 у его центра. Соответственно в 2,48 раза следует ожидать снижения устойчивости выработки. Это повлечет за собой пропорциональное увеличение несущей способности крепи (уменьшение шага металлической крепи, увеличение номера используемого профиля, увеличение толщины бетонной крепи или переход на железобетонную крепь).

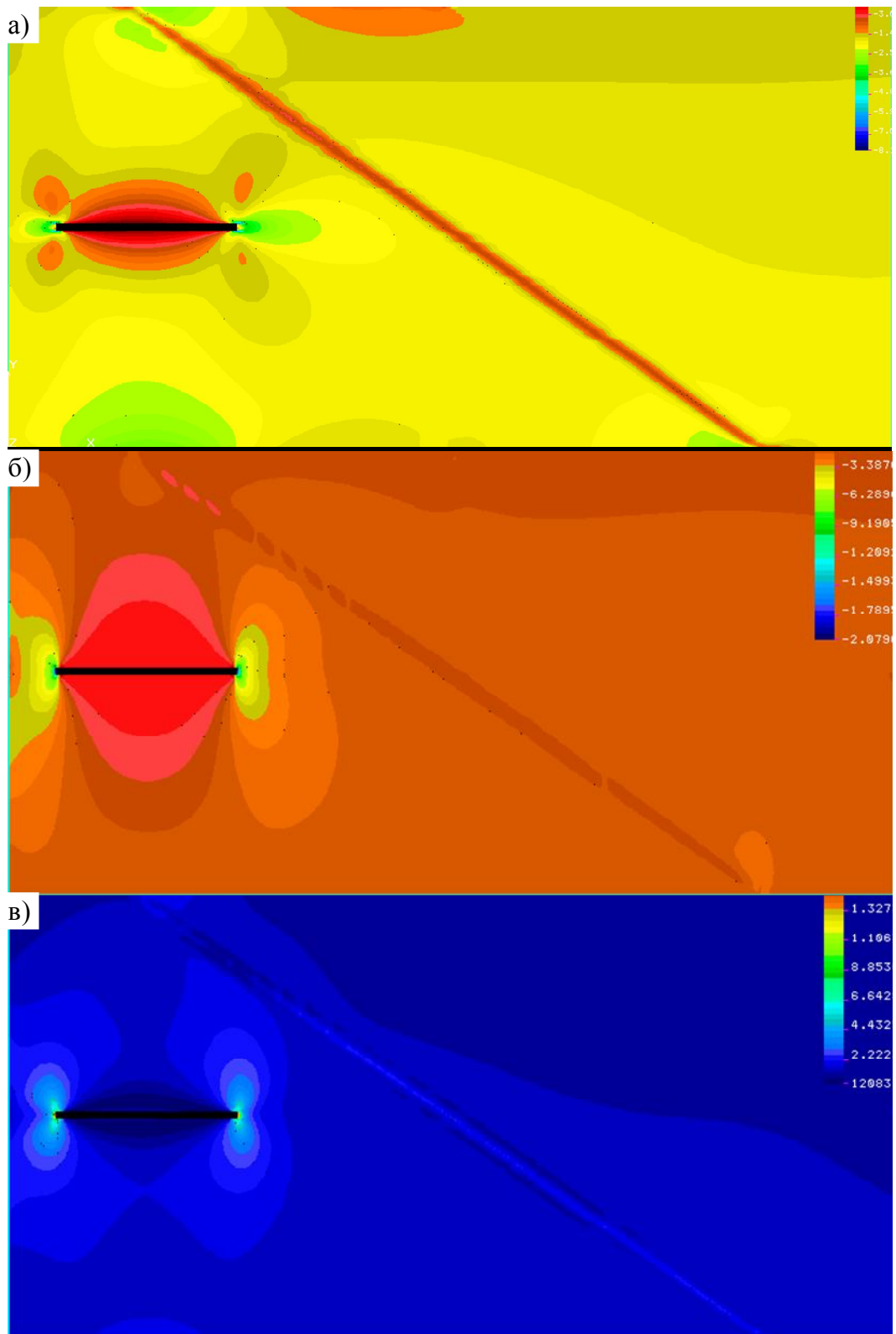


Рис. 4.12. Распределение напряжений при движении выработки ($\alpha=0^\circ$) от 0 до 40 м:

- а) σ_x ;
- б) σ_y ;
- в) σ_z .

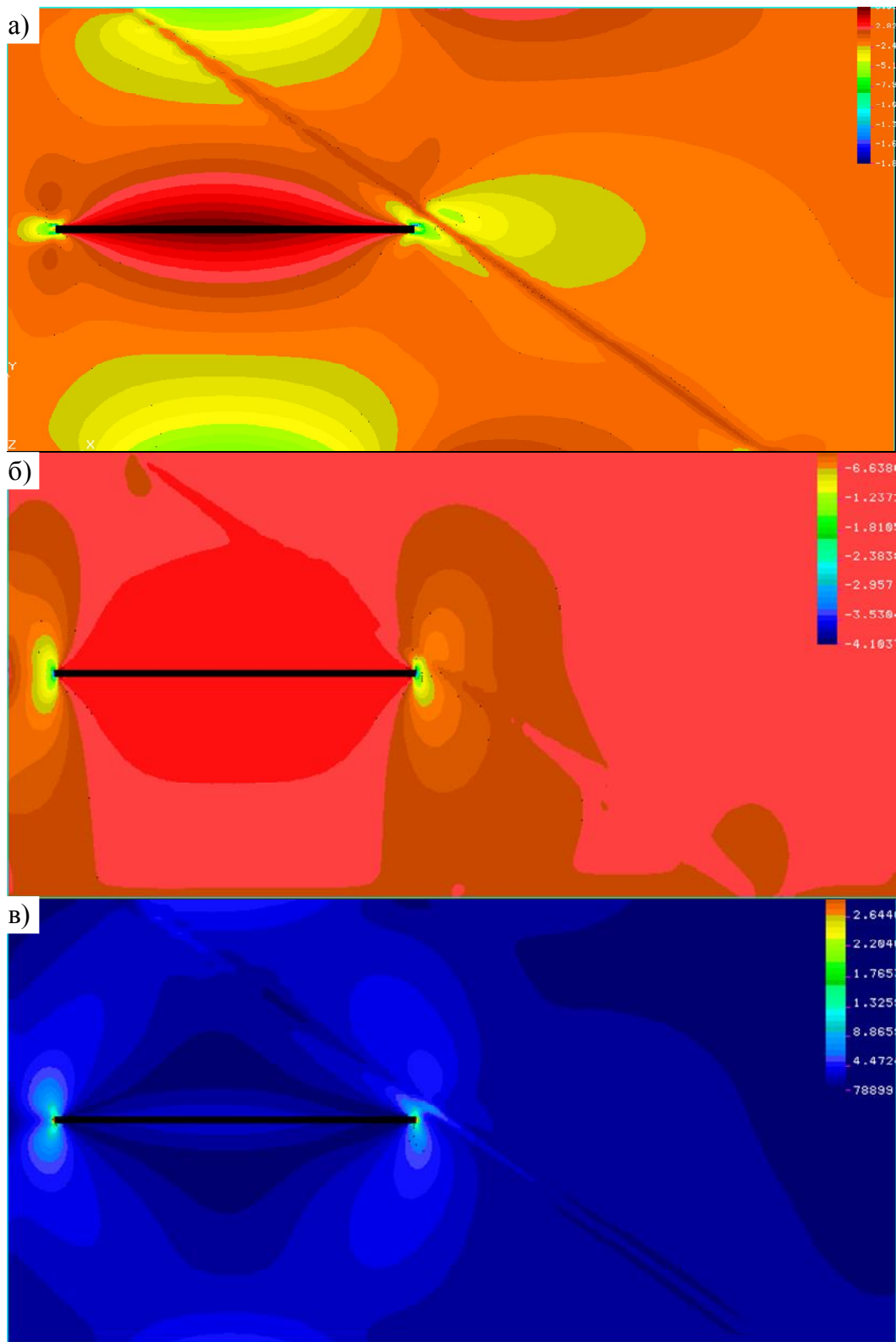


Рис. 4.13. Распределение напряжений при движении выработки ($\alpha=0^\circ$) от 0 до 80 м:

- а) σ_x ;
- б) σ_y ;
- в) σ_z .

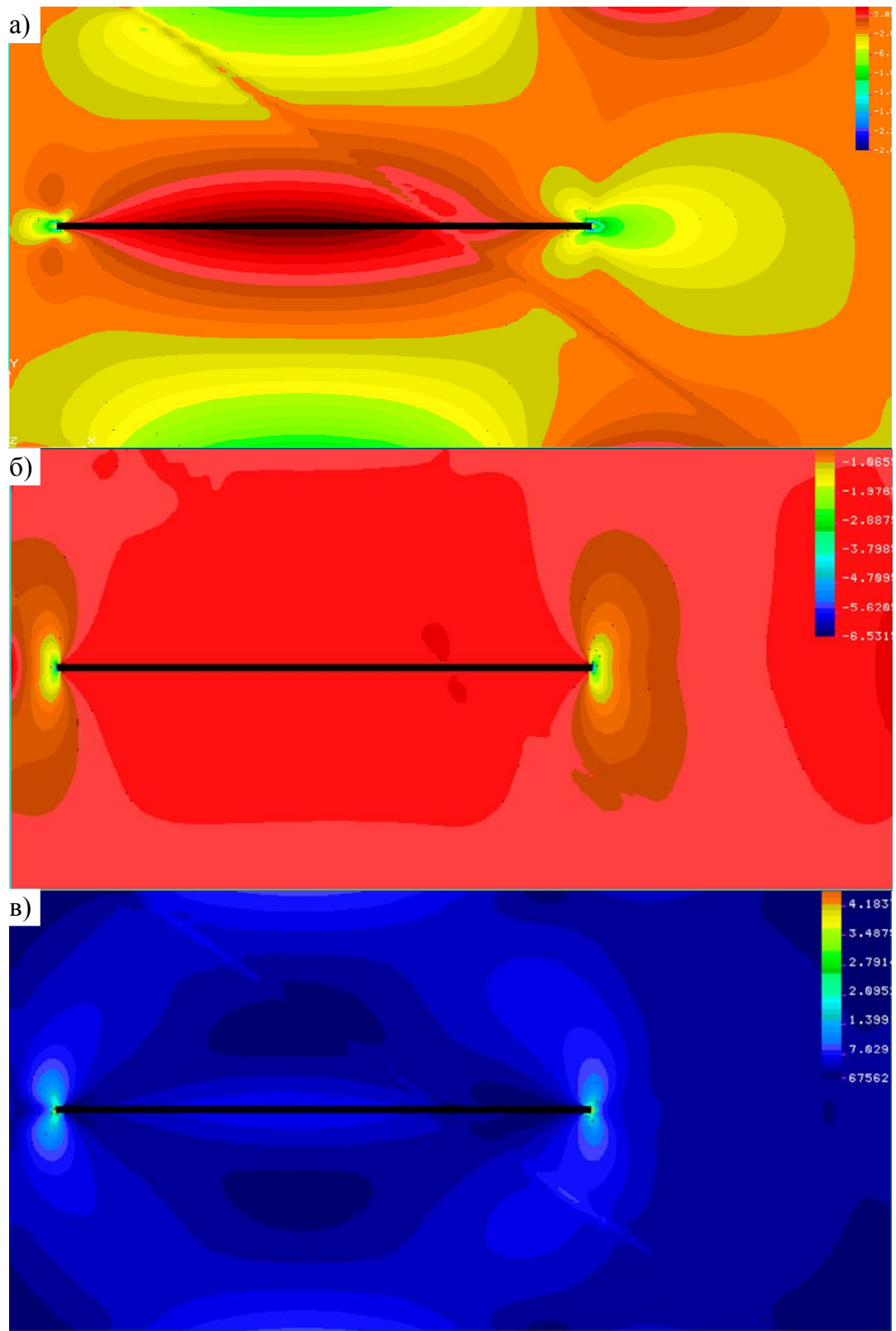


Рис. 4.14. Распределение напряжений при движении выработки ($\alpha=0^\circ$) от 0 до 120 м:
 а) σ_x ;
 б) σ_y ;
 в) σ_z .

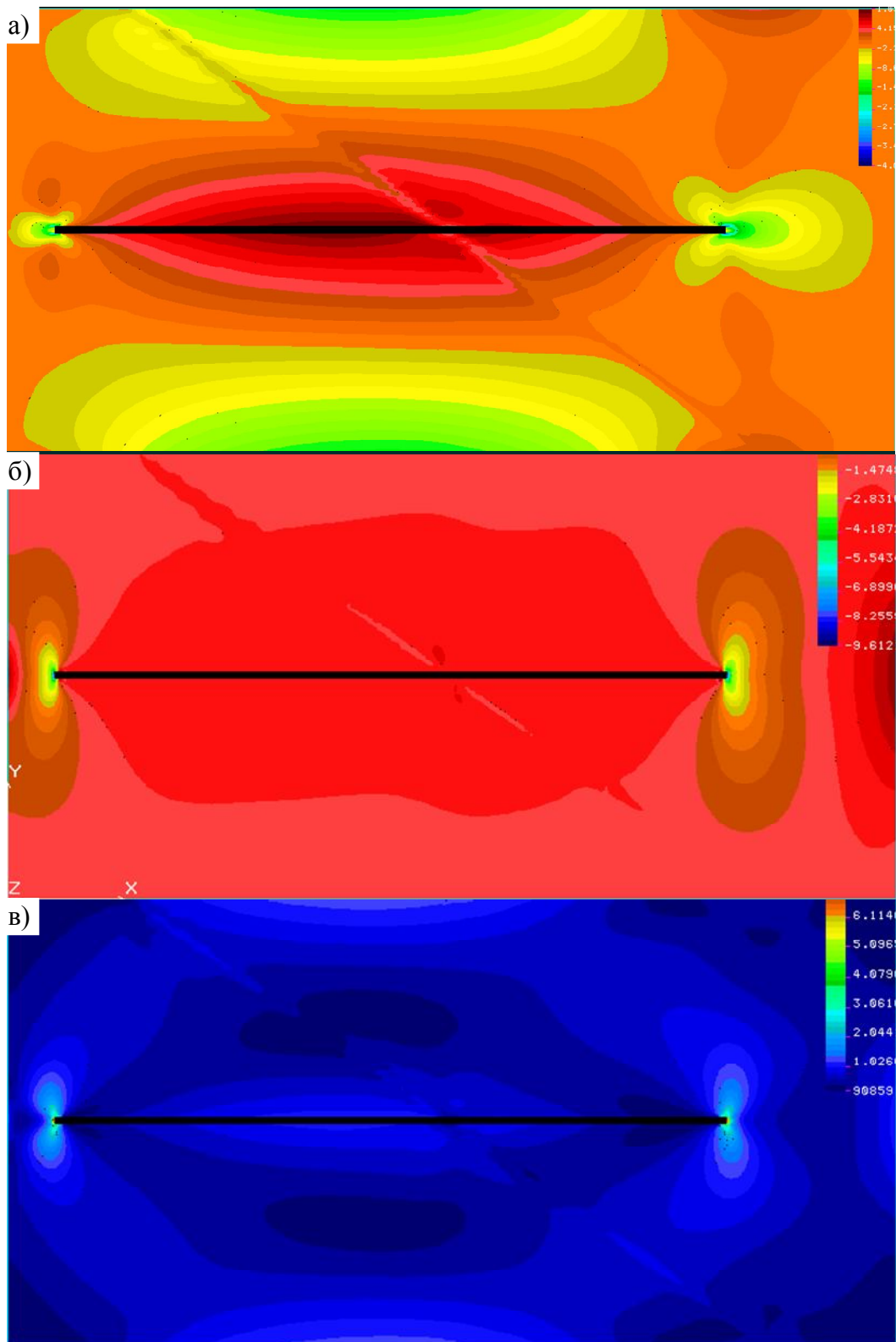


Рис. 4.15. Распределение напряжений при движении выработки ($\alpha=0^\circ$) от 0 до 150 м:

- а) σ_x ;
- б) σ_y ;
- в) σ_z .

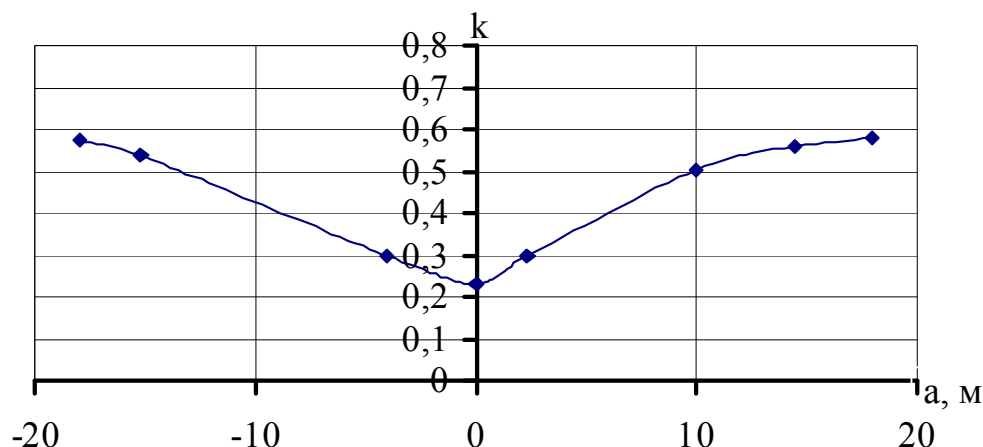


Рис. 4.16. Изменение коэффициента запаса прочности породного массива по мере пересечения выработкой ($\alpha=0^\circ$) зоны влияния дизъюнктива

На рис. 4.17 – 4.20, а, б, в приведены те же распределения напряжений, но для случая, когда угол наклона выработки совпадает с углом наклона разрывного нарушения. Характер распределения напряжений при этом существенно не меняется, но зато сильно меняется характер изменения коэффициента запаса прочности породного массива в окрестности забоя проводимой выработки (рис. 4.21). Он почти в 3 раза ниже, чем в предыдущем случае и уменьшается по мере проведения выработки от 0,18 до 0,12, что вызвано увеличением вертикального давления.

На рис. 4.22 – 4.25 а, б, в приведены распределения компонентов нормальных и эквивалентных напряжений вокруг проводимой под 60° наклонной выработки, пересекающей разрывное нарушение. В отличие от предыдущего случая, на графике изменения коэффициента запаса прочности (рис. 4.26) имеется провал в центре и увеличение значений к его краям.

На рис. 4.27 – 4.30 а, б, в приведены картины распределения нормальных напряжений σ_y и эквивалентных напряжений σ_e для вертикальной выработки ($\alpha = 90^\circ$). Они имеют несущественные отличия от рассмотренных выше случаев.

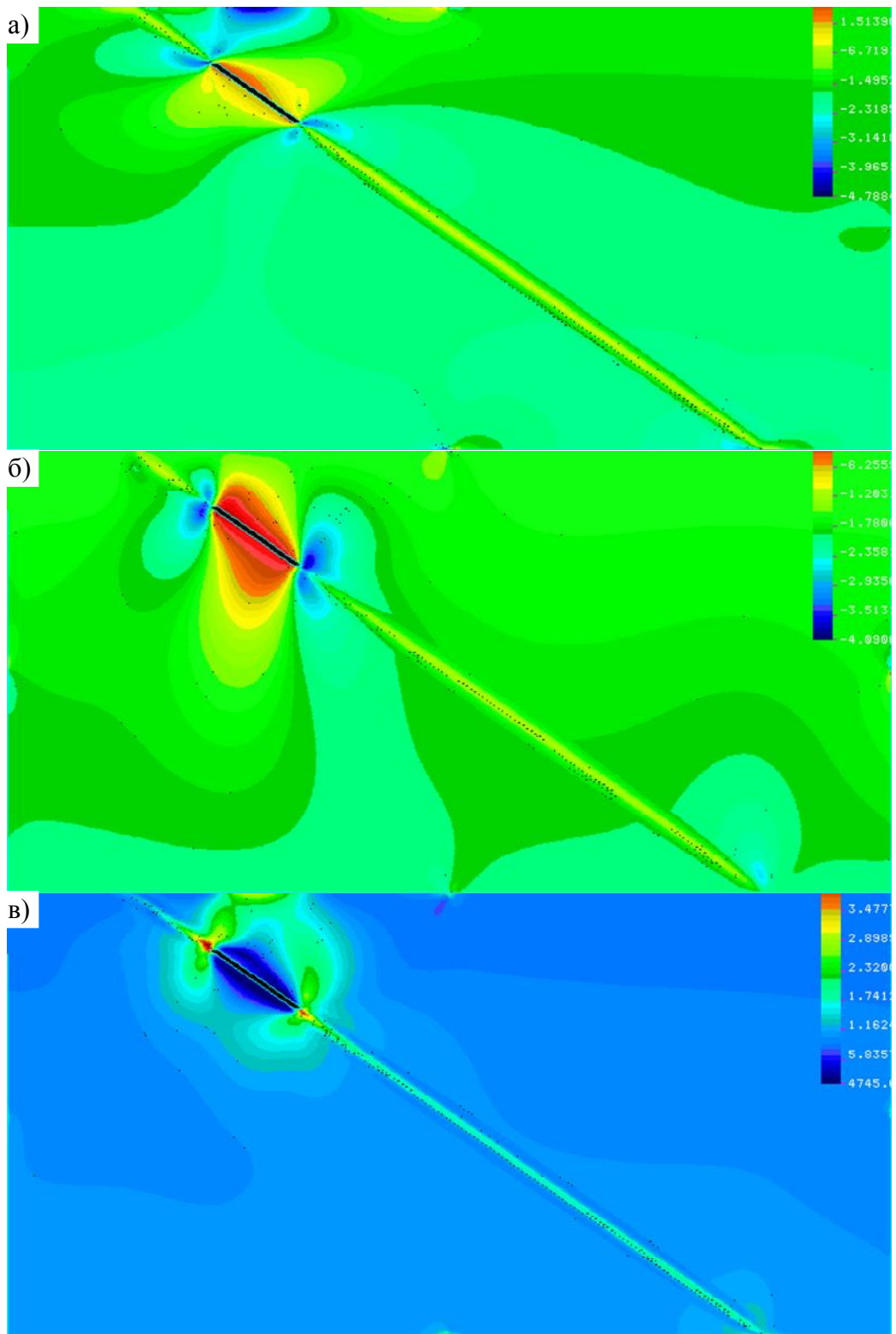


Рис. 4.17. Распределение напряжений при движении выработки ($\alpha=35^\circ$) от 0 до 20 м:

- а) σ_x ;
- б) σ_y ;
- в) σ_z .

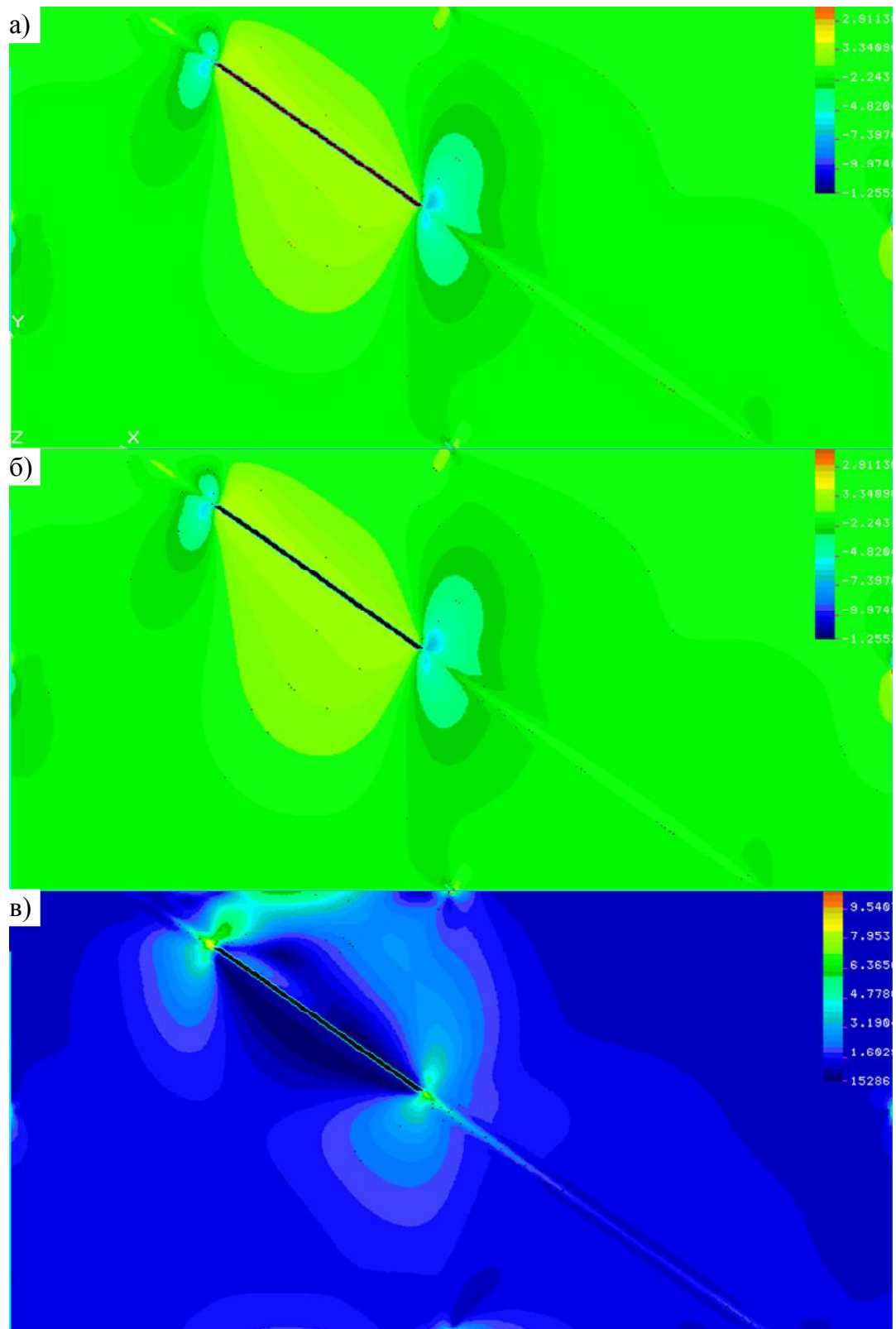


Рис. 4.18. Распределение напряжений при движении выработки ($\alpha=35^\circ$) от 0 до 50 м:

- а) σ_x ;
- б) σ_y ;
- в) σ_z .

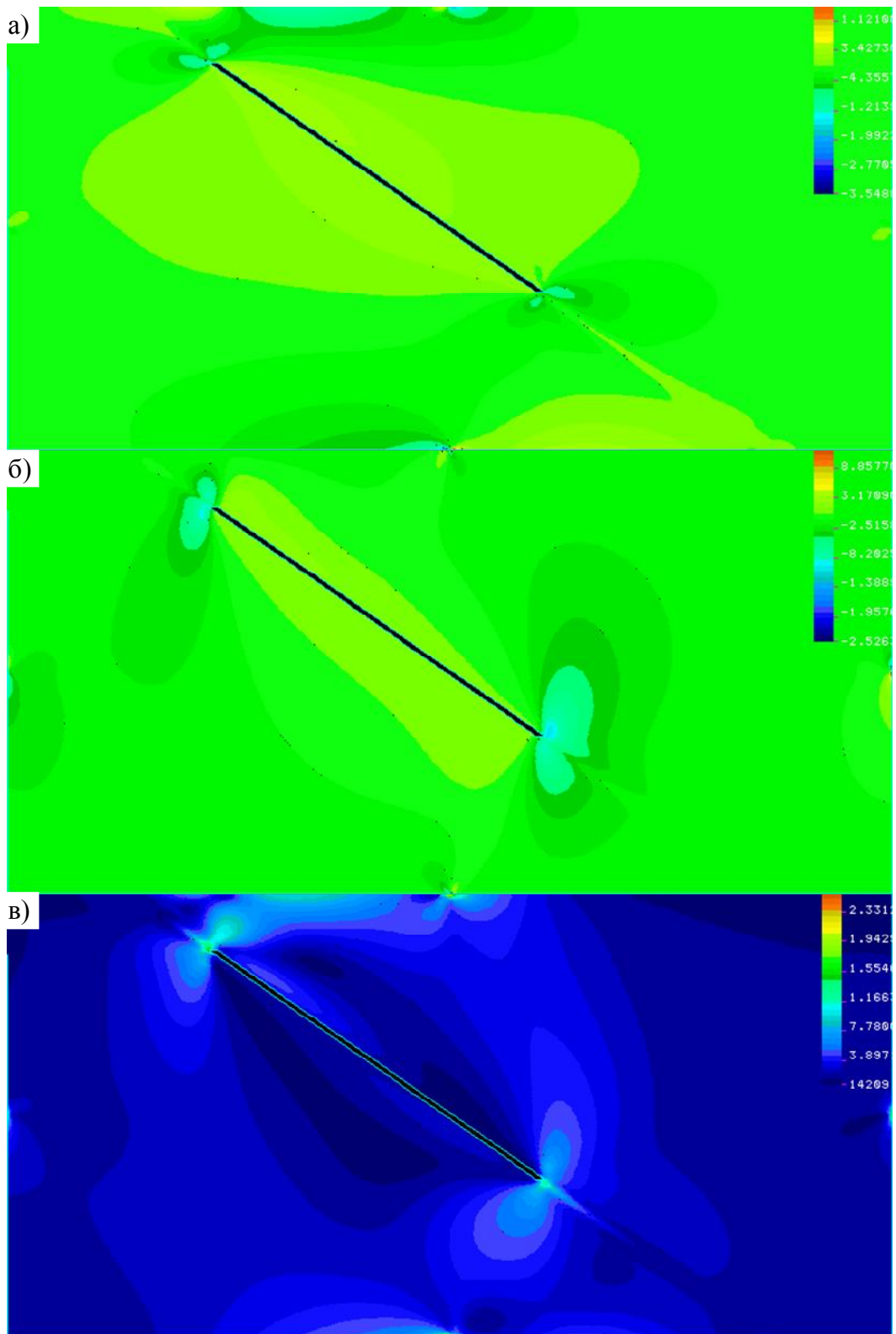


Рис. 4.19. Распределение напряжений при движении выработки ($\alpha=35^\circ$) от 0 до 80 м:

- а) σ_x ;
- б) σ_y ;
- в) σ_z .

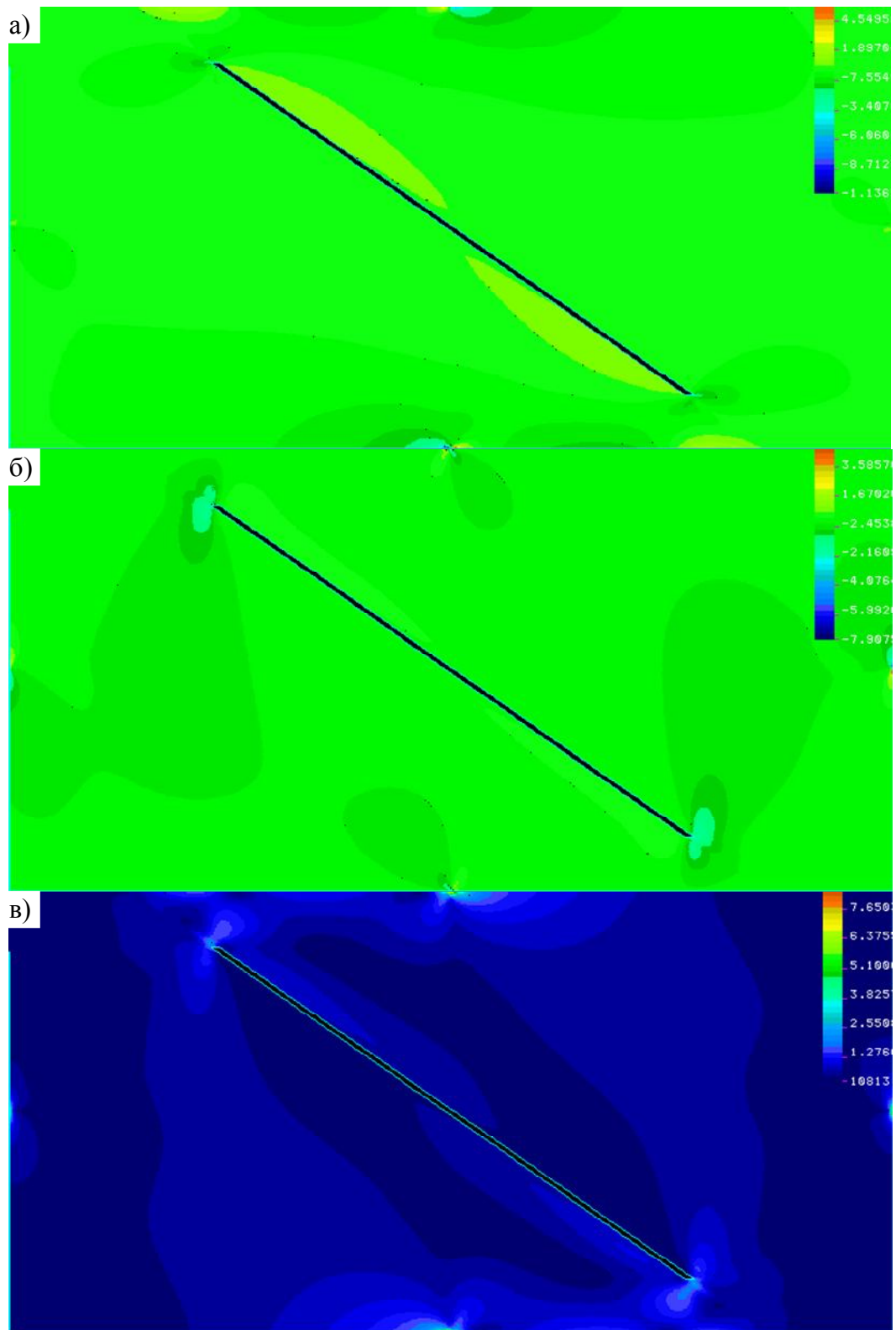


Рис. 4.20. Распределение напряжений при движении выработки ($\alpha=35^\circ$) от 0 до 120 м:

- а) σ_x ;
- б) σ_y ;
- в) σ_z .

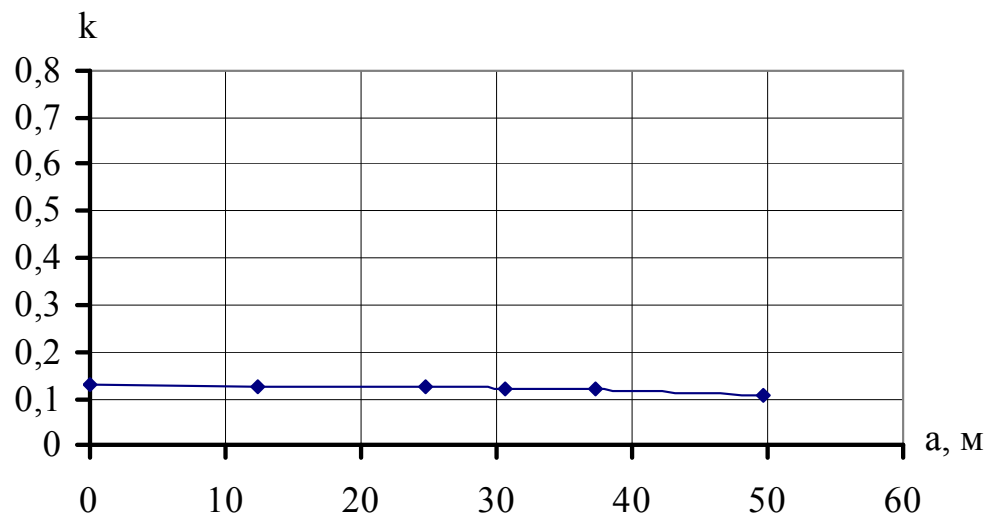


Рис. 4.21. Изменение коэффициента запаса прочности породного массива по мере пересечения выработкой ($\alpha=30^\circ$) зоны влияния дизъюнктива

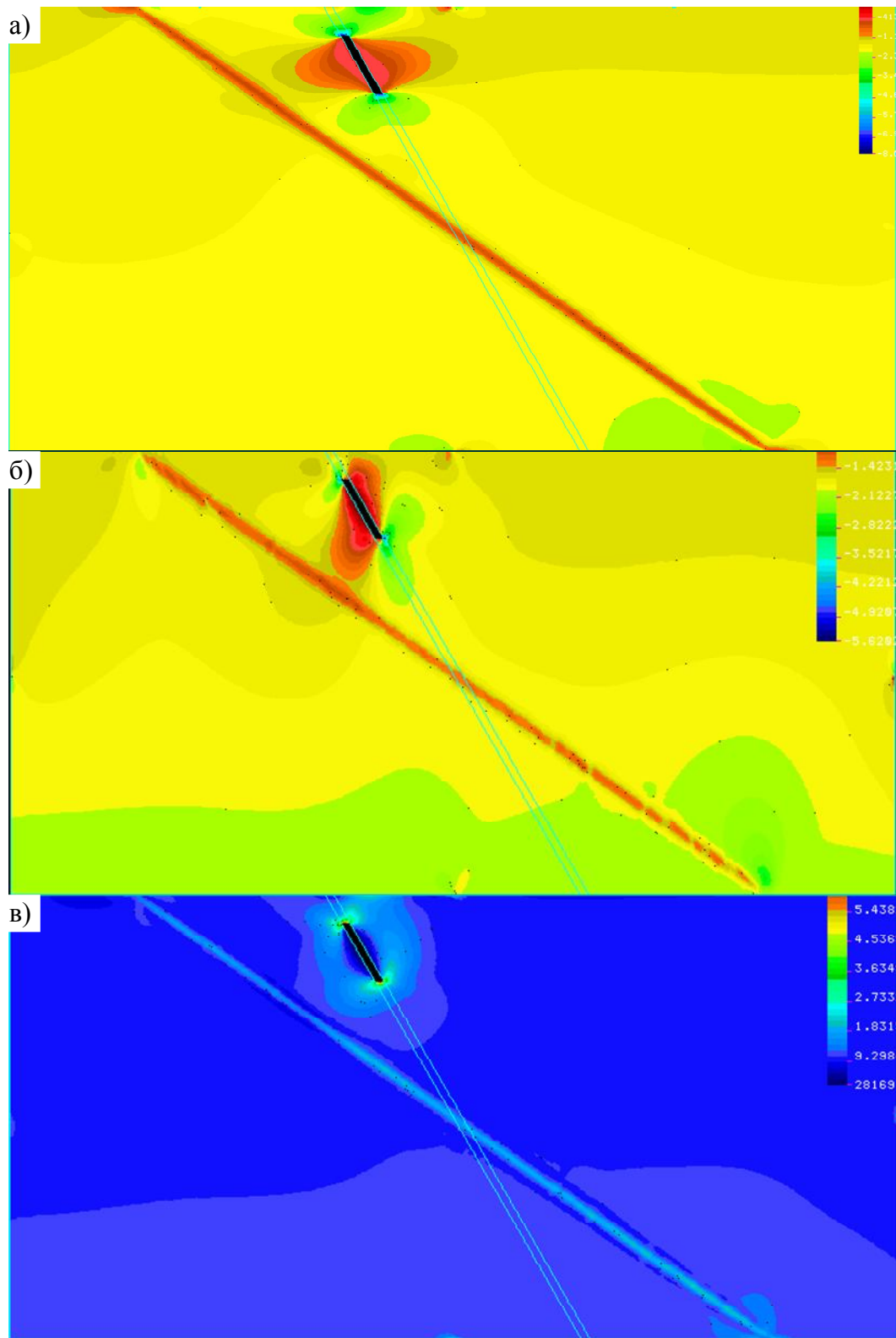


Рис. 4.22. Распределение напряжений при движении выработки ($\alpha=60^\circ$) от 0 до 20 м:

- а) σ_x ;
- б) σ_y ;
- в) σ_z .

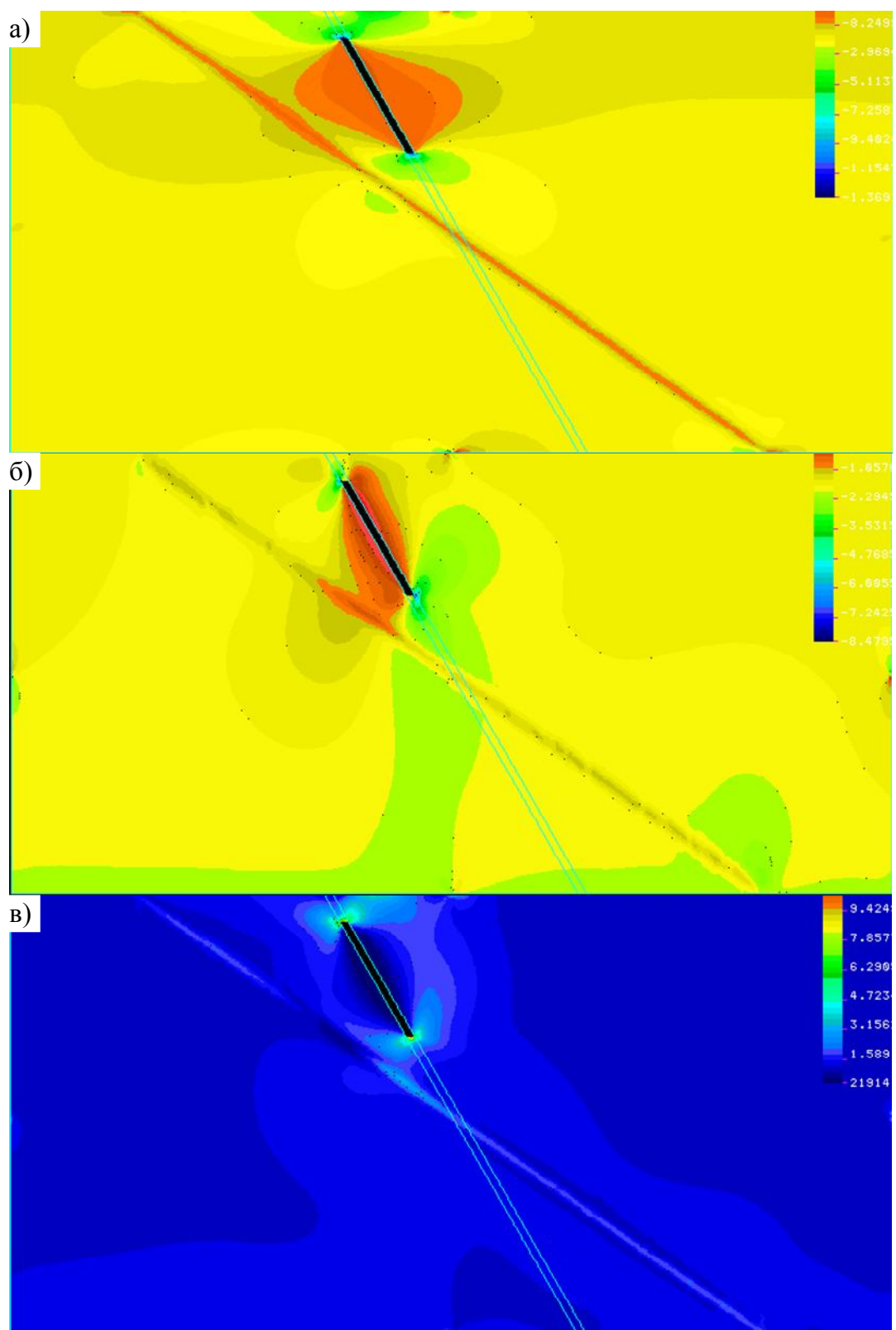


Рис. 4.23. Распределение напряжений при движении выработки ($\alpha=60^\circ$) от 0 до 40 м:

- а) σ_x ;
- б) σ_y ;
- в) σ_z .

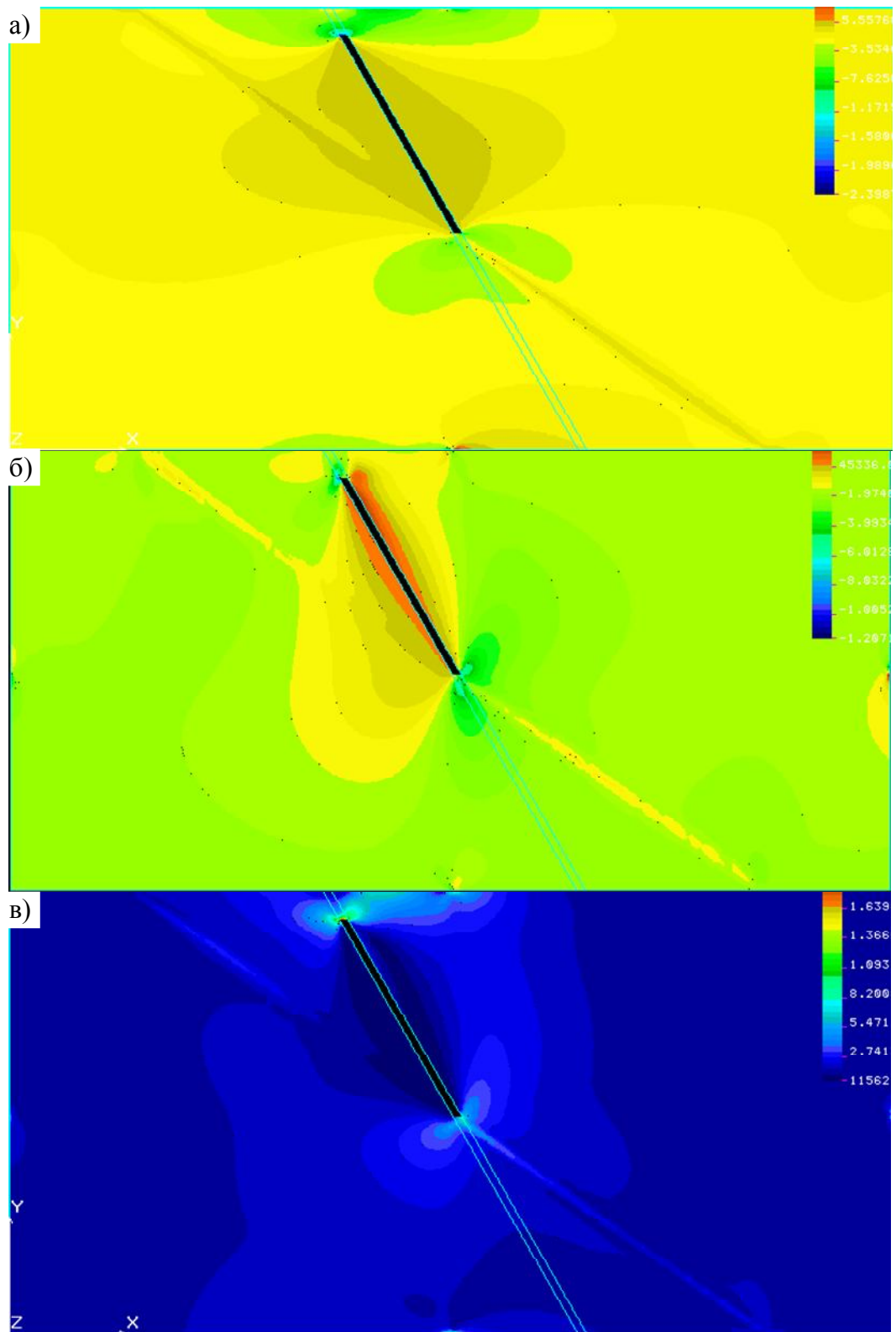


Рис. 4.24. Распределение напряжений при движении выработки ($\alpha=60^\circ$) от 0 до 69 м:

- а) σ_x ;
- б) σ_y ;
- в) σ_z .

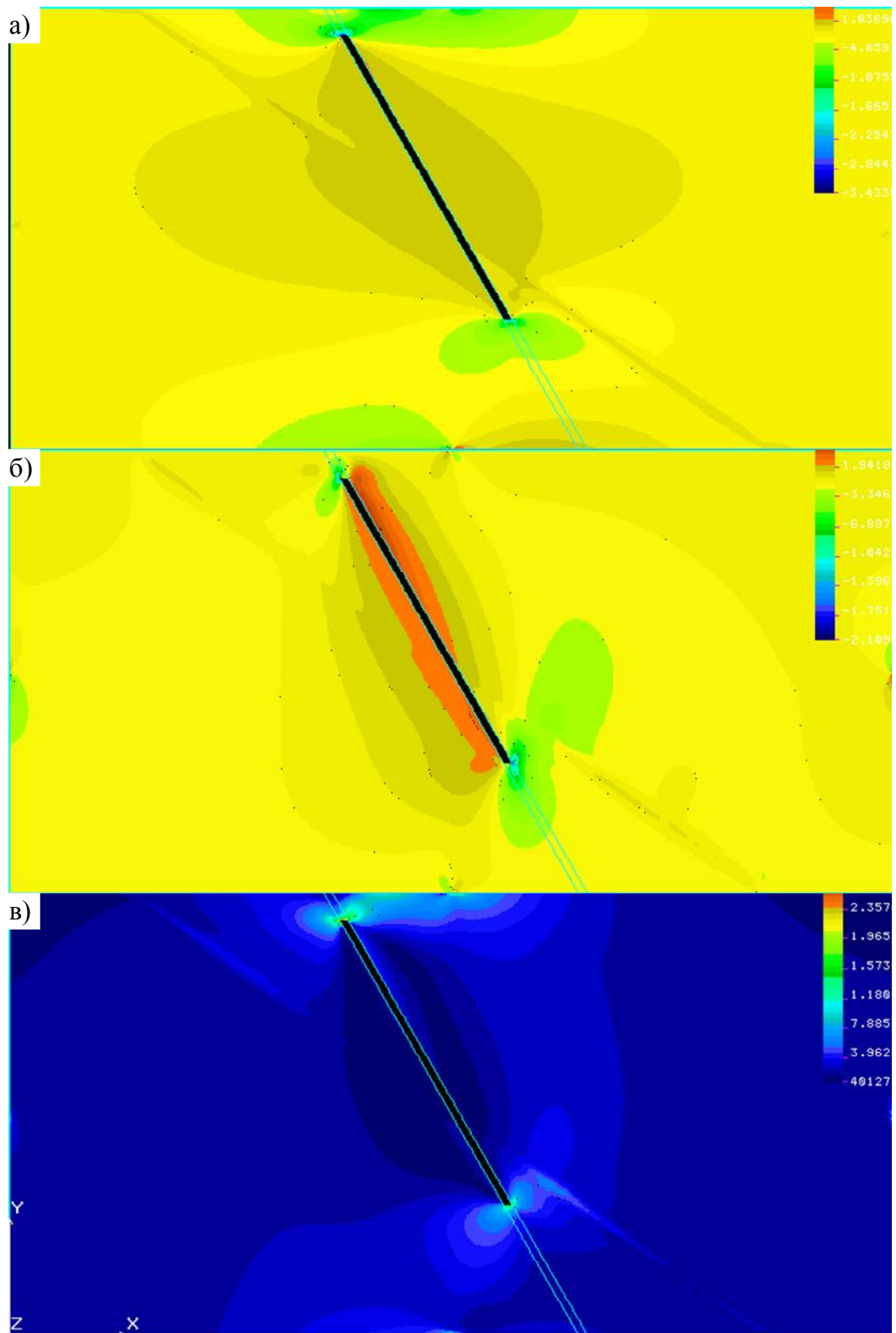


Рис. 4.25. Распределение напряжений при движении выработки ($\alpha=60^\circ$) от 0 до 100 м:

- а) σ_x ;
- б) σ_y ;
- в) σ_z .

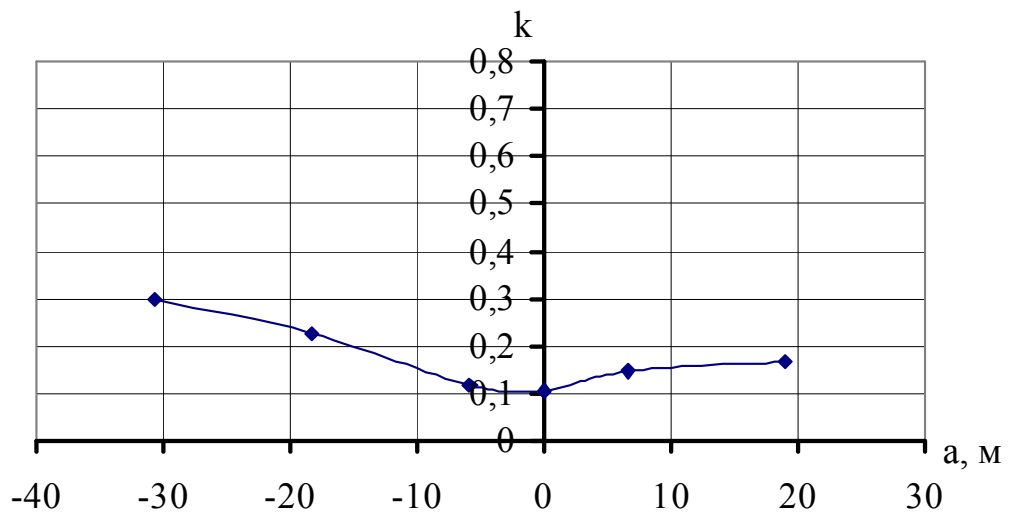


Рис. 4.26. Изменение коэффициента запаса прочности породного массива по мере пересечения выработкой ($\alpha=60^\circ$) зоны влияния дизъюнктива

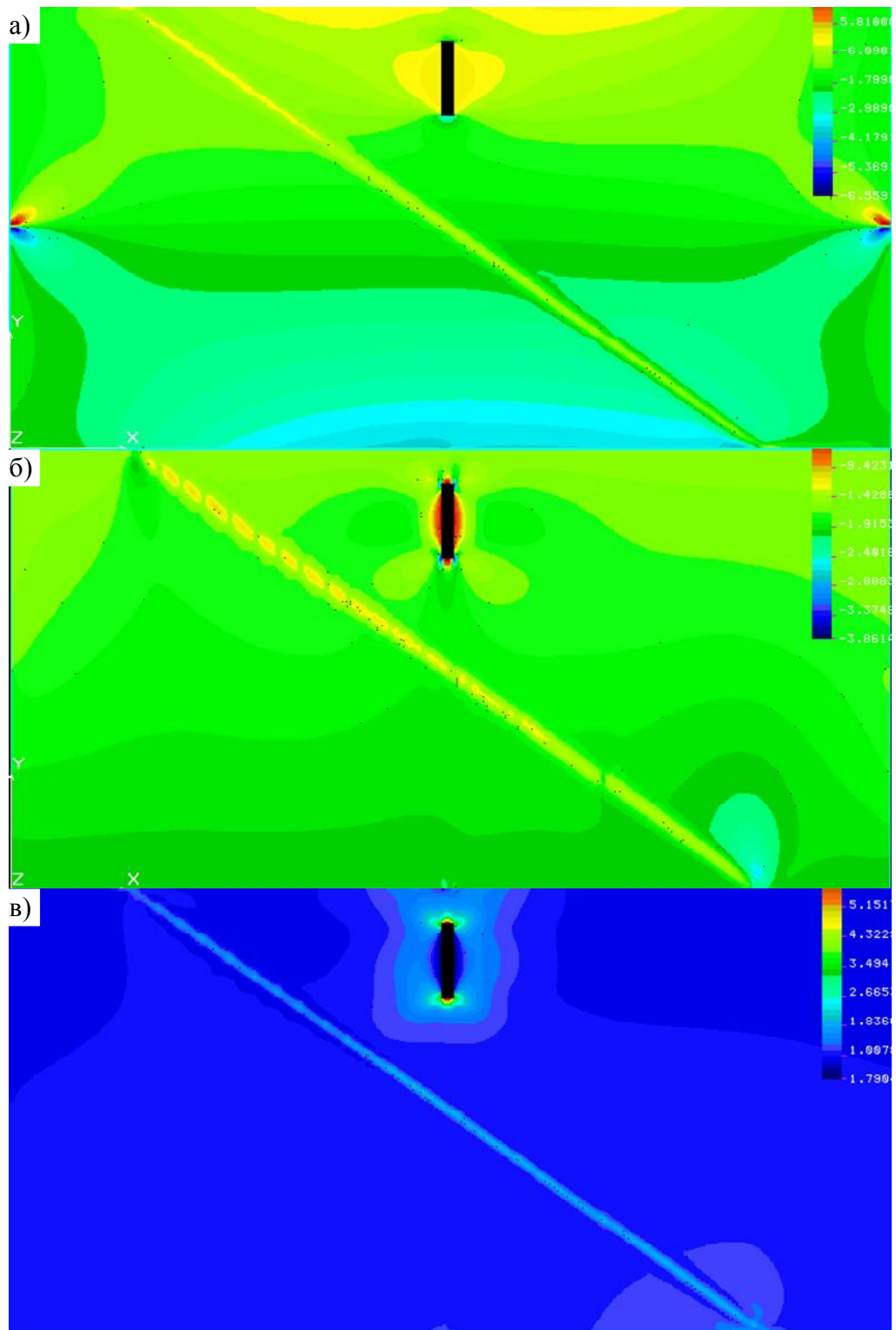


Рис. 4.27. Распределение напряжений при движении выработки ($\alpha=90^\circ$) от 0 до 20 м:

- а) σ_x ;
- б) σ_y ;
- в) σ_z .

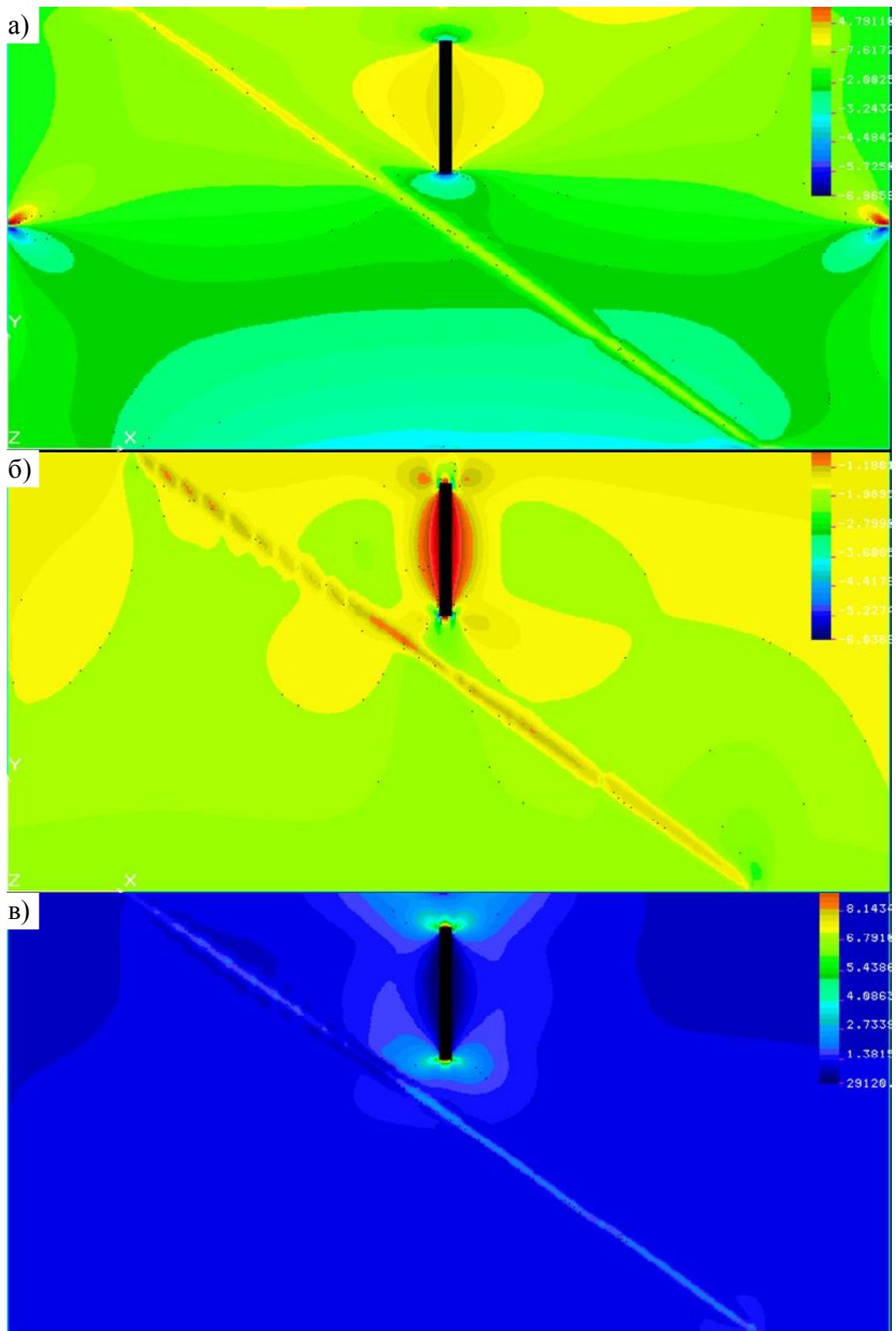


Рис. 4.28. Распределение напряжений при движении выработки ($\alpha=90^\circ$) от 0 до 40 м:

- а) σ_x ;
- б) σ_y ;
- в) σ_z .

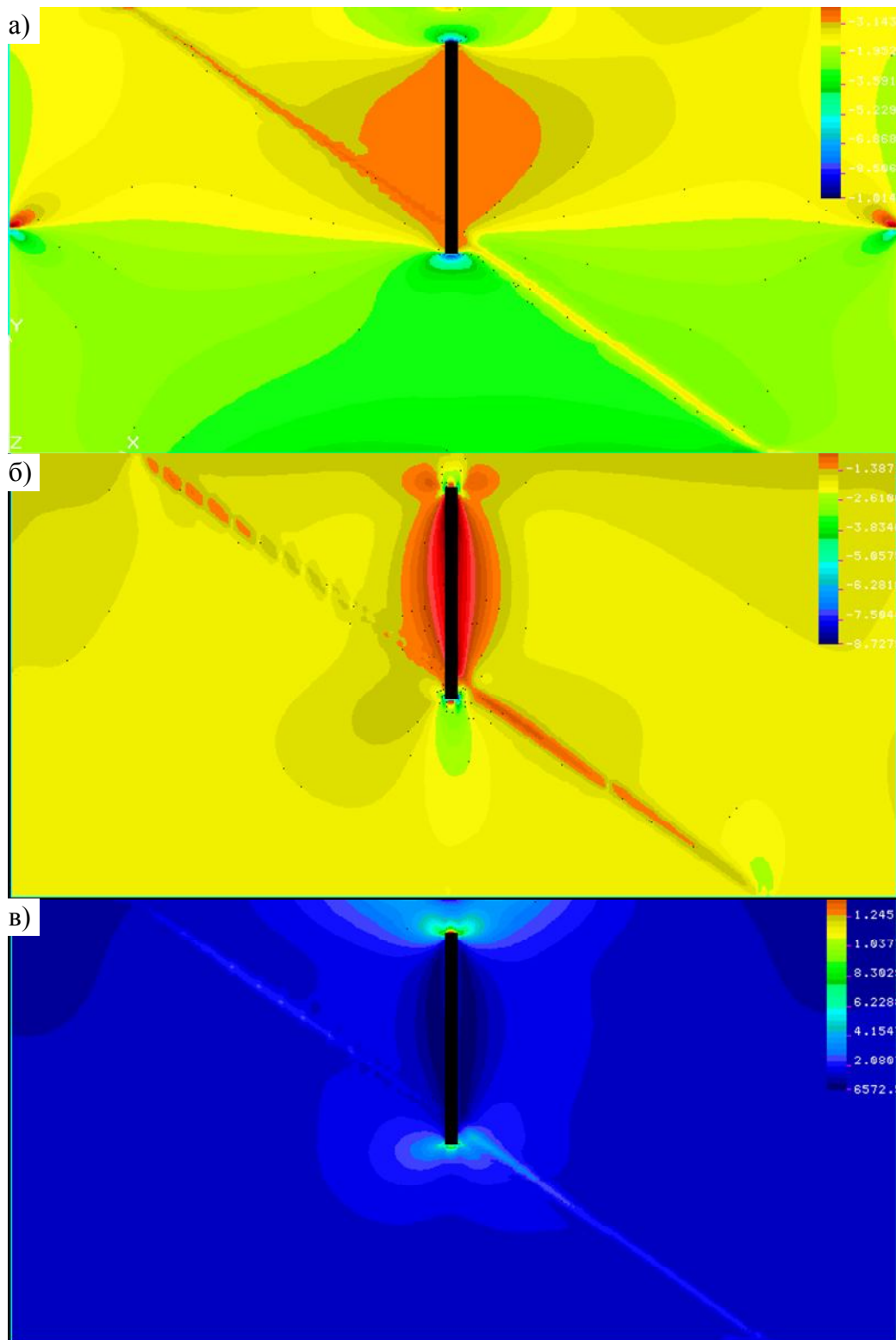


Рис. 4.29. Распределение напряжений при движении выработки ($\alpha=90^\circ$) от 0 до 60 м:

- а) σ_x ;
- б) σ_y ;
- в) σ_z .

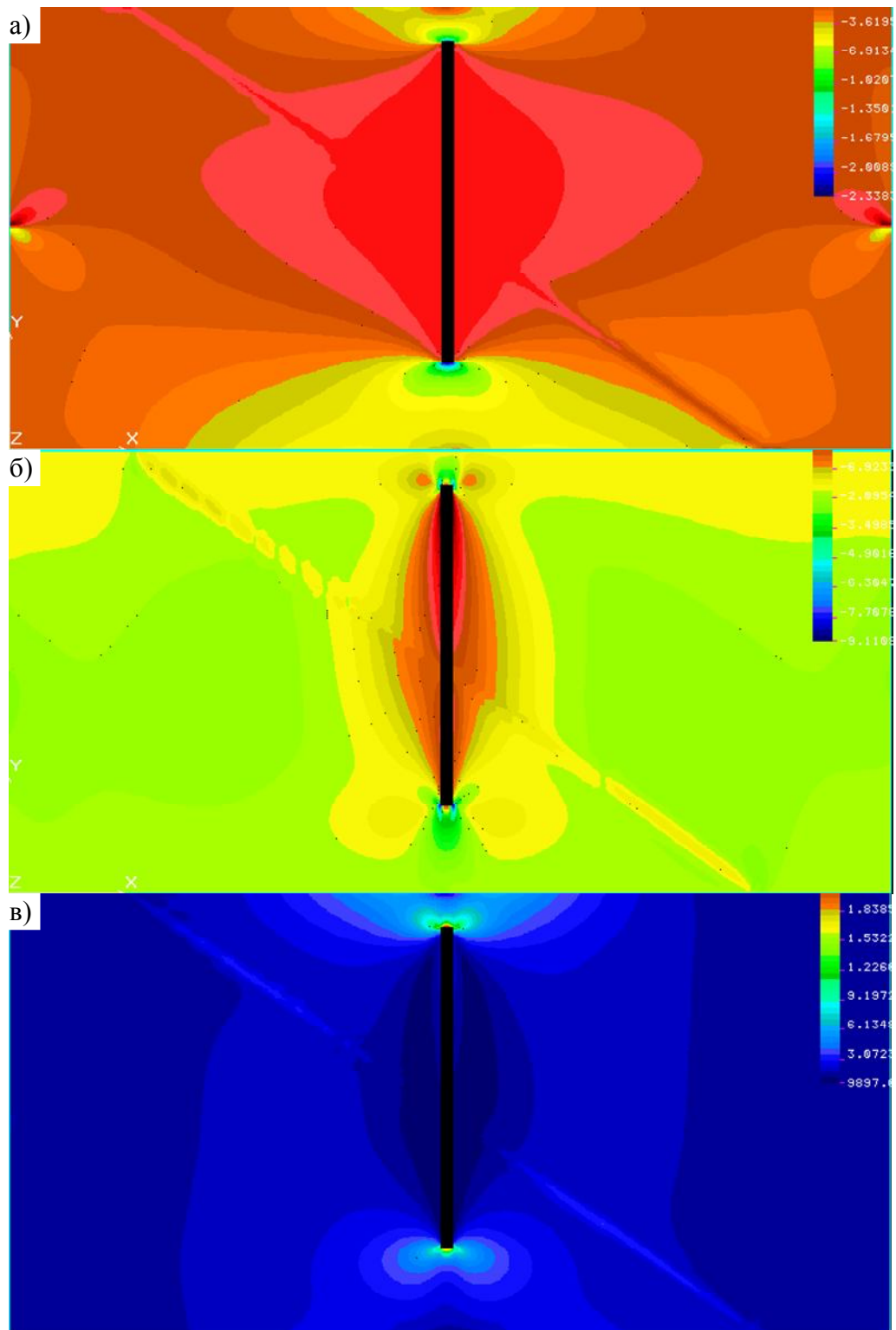


Рис. 4.30. Распределение напряжений при движении выработки ($\alpha=90^\circ$) от 0 до 100 м:

- а) σ_x ;
- б) σ_y ;
- в) σ_z .

На рис. 4.31 приведен график изменения коэффициента запаса прочности для вертикальной выработки пересекающей разрывное нарушение. Он также

имеет провал в центре, что соответствует месту пересечения выработки и нарушения.

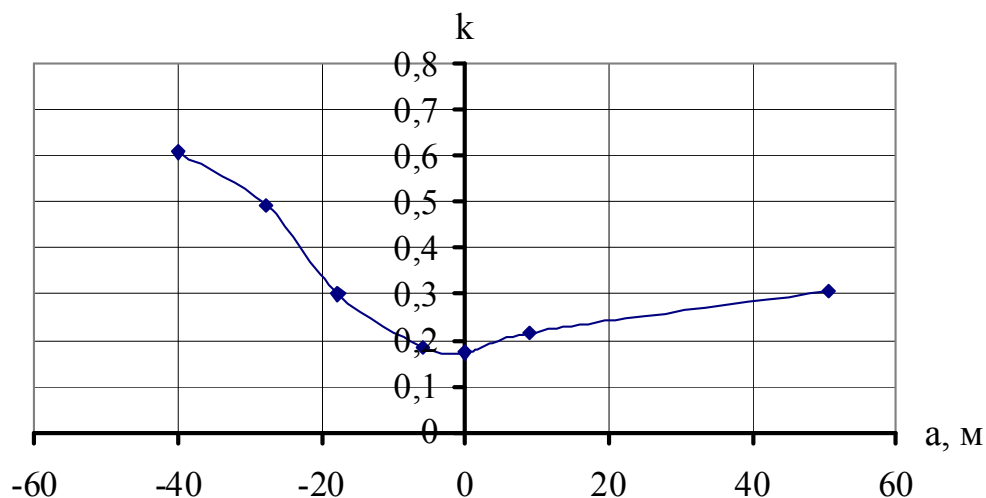


Рис. 4.31. Изменение коэффициента запаса прочности породного массива по мере пересечения выработкой ($\alpha=90^\circ$) зоны влияния дизъюнктива

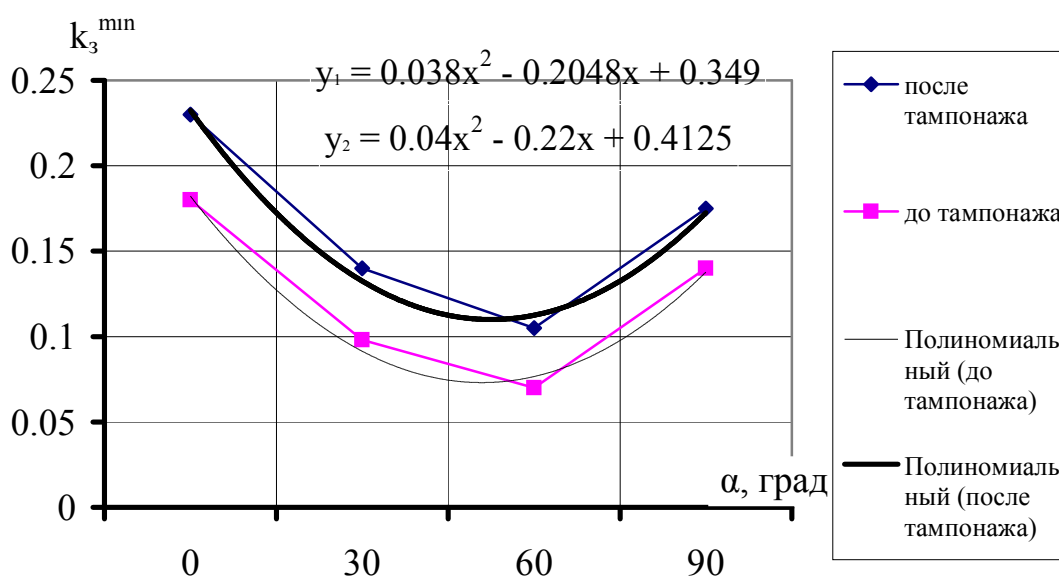


Рис. 4.32. Зависимость минимального значения коэффициента запаса прочности от угла наклона выработки при угле наклона нарушения ($\beta=30^\circ$):

y_1 – после тампонажа;

y_2 – до тампонажа.

Результирующий график изменения величины минимального значения коэффициента запаса прочности породного массива в окрестности забоя проводимой выработки от угла ее наклона α для рассматриваемого угла наклона оси разрывного нарушения $\beta = 30^\circ$ показан на рис. 4.32. Он хорошо аппроксимируется следующей степенной зависимостью:

$$k_3 = 5E - 5\alpha^2 - 0,005\alpha + 0,25. \quad (4.11)$$

При этом коэффициент вариации равен $R^2 = 0,99$.

В том случае, если угол наклона оси дизъюнктивного нарушения β не является величиной постоянной, а полуширина нарушения равна a , то длина выработки, которая будет подвергаться повышенному горному давлению $2a_g$, определяется из схемы, приведенной на рис. 4.33, на основании которой был получен график (рис. 4.34) по формуле:

$$\frac{a_g}{a} = \frac{k}{\sin(\beta - \alpha)}. \quad (4.12)$$

Из (4.12) следует, что при $\alpha = 90^\circ$ и $\beta = 0$ (180°), $a_g = a$. При $\alpha = 0$ и $\beta = 0$ (180°), $a_g = \infty$, или L , где L – длина выработки, k – коэффициент концентрации напряжений в окрестности пересечения нарушения ($k \geq 1-2,5$). Таким образом, установлены основные зависимости, позволяющие определить часть выработки, которая подвергается повышенному горному давлению, и установить уровень этой нагрузки по сравнению с горным давлением вне зоны влияния дизъюнктива.

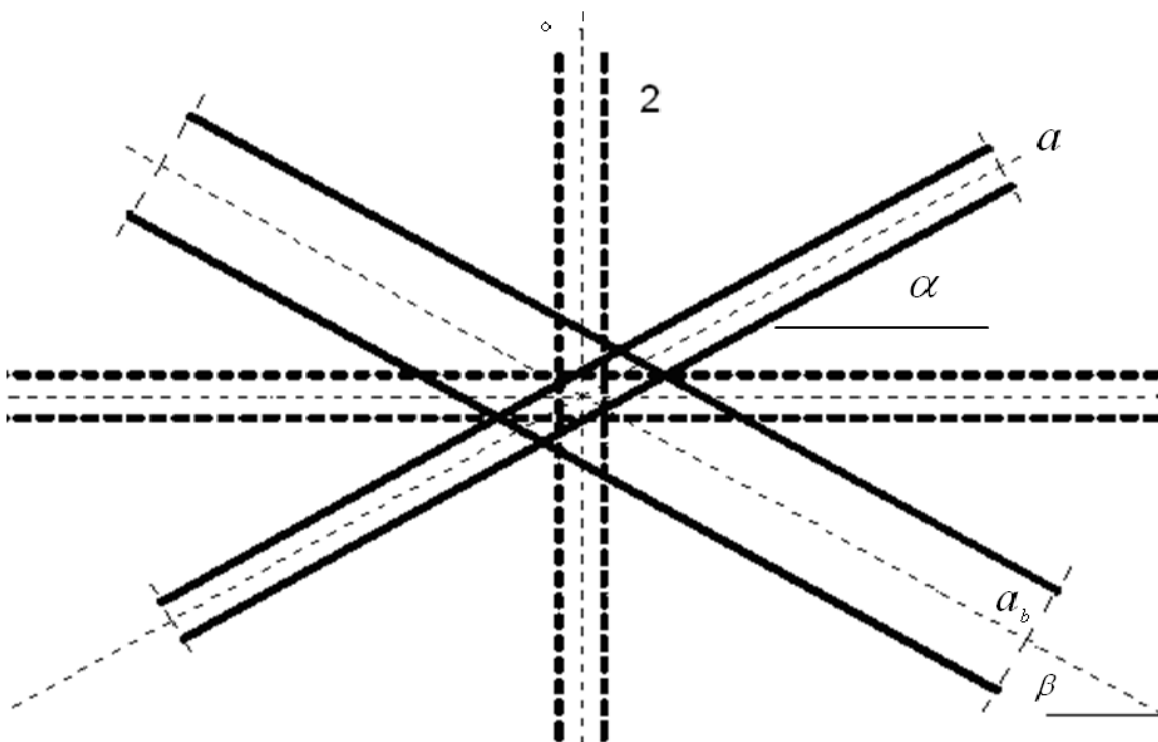


Рис. 4.33. Схема к определению длины выработки, испытывающей повышенное горное давление:

- 1 – горизонтальная выработка;
- 2 – вертикальная выработка.

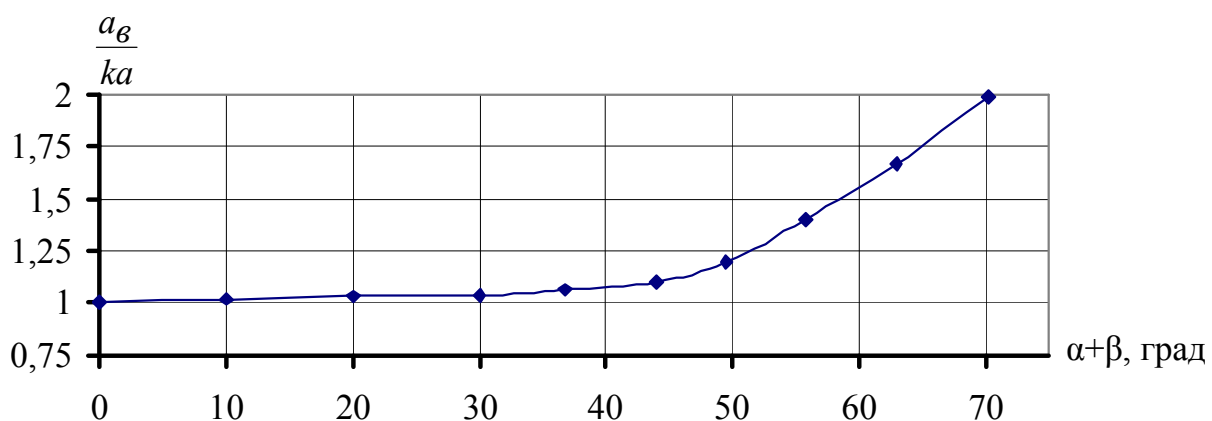


Рис. 4.34. Зависимость относительной ширины зоны повышенного давления от взаимного расположения выработки и нарушения в пространстве

4.6. Выводы

1. Обоснована численная модель произвольно ориентированной в пространстве протяженной выработки, пройденной в слоистом породном массиве, пересекающей геологическое нарушение разрывного типа, и на ее основе исследовано напряженно-деформированное состояние породного массива в окрестности забоя.

2. Установлено, что минимальное значение коэффициента запаса прочности породного массива в окрестности забоя не зависит от ориентации в пространстве протяженной выработки находится в параболической зависимости от угла падения разрывного нарушения, что позволяет оценить уровень нагрузки на крепь.

3. Длина протяженной выработки, имеющей угол наклона β при ее пересечении с разрывным нарушением шириной $2a$, имеющем угол падения α , прямо пропорциональна ширине нарушения и обратно пропорциональна синусу разности углов α и β , что позволяет определить объемы работ по усилению крепи в районе нарушения.

5. Акустические методы моделирования геомеханического состояния приконтурной области массива, содержащего горную выработку

5.1. Исследование акустической эмиссии, возникающей в призабойной области разрабатываемого угольного пласта

По данным работы [230], с позиций термофлуктуационной концепции физики твердого тела [231, 232] всякий материал даже при отсутствии внешних воздействий содержит в себе многочисленные дефекты разного масштаба, которые в результате стохастического перераспределения тепловой энергии по объему непрерывно возникают и залечиваются. Если к телу приложены внешние нагрузки, эти термофлуктуационные процессы резко активизируются по одним направлениям и тормозятся по другим. В результате в материале возникает вполне определенная структурная поврежденность – трещинная дефектность, которую удобно представлять в виде матрицы поврежденности W_{ij} , где $i, j = 1, 2, 3$ – индексы, характеризующие пространственную ориентацию трещин сдвига ($i \neq j$) или разрыва ($i = j$).

При работе технологического оборудования в призабойной зоне пласта, в глубь массива распространяются колебания, амплитудно-частотная характеристика и некоторые другие параметры, проходя через толщу пород, приобретают информацию о расположении различного рода аномальных зон, тектонических нарушений и т.п., способных при определенных условиях стать очагами газодинамических явлений.

Для получения полной модели формирования зондирующего сигнала необходимо смоделировать процесс формирования элементарных релаксационных импульсов в процессе трещинообразования при разрушении горных пород [233]. Современная инженерная практика приводит к необходимости решения проблем, обусловленных использованием материалов и сред со сложными физически неоднородными свойствами. Фундаментальным свойством геоматериалов является их неоднородность; горные породы и породные массивы сложены из блоков и отдельностей с различными свойствами, иногда они представляют собой структурно-несвязную среду, разбитую системой стохастически или упорядоченно распределенных трещин с различными физико-механическими свойствами. Весьма часто встречаются ситуации, когда объект исследования содержит границы раздела, на которых существенно изменяются свойства геоматериала и напряженное состояние, тогда и метод усреднения для данного объема становится нерациональным [234]. Геологическая среда становится неоднородной уже в процессе ее формирования. Породы состоят из поликристаллических агрегатов, с порами и трещинами, обусловленными различием коэффициентов теплового расширения и упругих модулей, наличием температурных градиентов и т.п.

Таким образом, непосредственные исследования процессов возникновения акустических колебаний в призабойной области участка породного массива необходимо вести, основываясь, в первую очередь, на использовании основных положений динамической микромеханики и кинетической теории прочности твердых тел. При сочетании аналитического

аппарата этих подходов с изучением микроструктуры породного массива и методов технической акустики, задача о возникновении и распространении акустических колебаний в породном массиве может быть решена в 1-м приближении на теоретическом уровне.

Использование акустических колебаний в качестве информационного сигнала о нарушенности породного массива, локализации в нем аномальных зон и т.п., является, на сегодняшний день наиболее перспективным и отработанным методом исследований. Это связано с тем, что акустические волны в горных породах по своим размерам сопоставимы именно с теми неоднородностями и трещинами, которые, в первую очередь, ответственны за потерю устойчивости горной выработкой, возникновение газодинамических явлений. Кроме того, процессы распространения акустических волн в породном массиве сильно коррелируют с процессами сдвигения слоев пород, развитием их трещиноватости.

В работе [235] достаточно подробно рассмотрен процесс возникновения и распространения акустических колебаний в структурно-неоднородном газонасыщенном углепородном массиве. Получено окончательное выражение, устанавливающее однозначную взаимосвязь между напряженно-деформированным состоянием, условиями на границах участка газонасыщенного углепородного массива и параметрами акустических импульсов, возникающих при возникновении трещин. Однако не рассмотрен вопрос об амплитудно-частотной характеристике и других параметрах акустических волн, возникающих и распространяющихся в массиве.

При акустическом анализе строения породного массива, большое значение имеет его микрослоистость. В отношении упругих свойств (а именно в такой постановке следует рассматривать распространение акустических волн в горных породах), микрослоистая среда подобна кристаллу гексагональной симметрии [236].

В работе [237] приведены следующие соотношения для случая гексагональной симметрии, соответствующий анизотропии трансверсально-анизотропных сред, упругие свойства этой среды описываются 5-ю упругими постоянными:

C_{11} , C_{12} , C_{66} , C_{13} , C_{33} и C_{44} , которые связаны с модулем упругости следующим соотношением:

$$E = \left\{ \begin{aligned} & \frac{(C_{11}C_{33} - C_{13}^2)\sin^4 \varphi}{[(C_{11} + C_{12})C_{33} - 2C_{13}^2](C_{11} - C_{12})} - \frac{(C_{11} + C_{12})\cos^4 \varphi}{(C_{11} + C_{12})C_{33} - 2C_{13}^2} + \\ & + \left[\frac{1}{C_{44}} - \frac{2C_{13}}{(C_{11} + C_{12})C_{33} - 2C_{13}^2} \right] \sin^2 \varphi \cos^2 \varphi \end{aligned} \right\}^{-1}, \quad (5.1)$$

где φ – угол между направлением распространения волны \vec{n} и осью симметрии среды \vec{l} ;

$$\cos \varphi = \vec{n} \vec{l}.$$

Согласно [238], скорости упругих волн v_p , v_{SH} и v_{SV} , равны:

$$\begin{aligned} v_p &= \sqrt{\frac{1}{2\rho} \left[C_{11} + C_{44} + (C_{33} - C_{11}) \cos^2 \varphi + \sqrt{C_{11} - C_{44} + 2B \cos^2 \varphi + P \cos^4 \varphi} \right]}; \\ v_{SH} &= \sqrt{\frac{1}{\rho} \left[C_{12} + (C_{44} - C_{12}) \cos^2 \varphi \right]}; \\ v_{SV} &= \sqrt{\frac{1}{2\rho} \left[C_{11} + C_{44} + (C_{33} - C_{11}) \cos^2 \varphi - \sqrt{C_{11} - C_{44} + 2B \cos^2 \varphi + P \cos^4 \varphi} \right]} \end{aligned} \quad (5.2)$$

где $B = -C_{11}^2 + 2C_{13}^2 - C_{11}C_{33} + 3C_{11}C_{44} + 4C_{13}C_{44} + C_{33}C_{44}$;

$$P = C_{11}^2 + C_{33}^2 - 4C_{13}^2 + 2C_{11}C_{33} - 4C_{11}C_{44} - 8C_{13}C_{44} - 4C_{33}C_{44}$$

v_p – скорость квазипродольной волны P ;

v_{sv} – скорость квазипоперечной волны S , поляризованной субпараллельно оси симметрии (волна SV);

v_{SH} – скорость квазипоперечной волны S , поляризованной в плоскости, приблизительно перпендикулярной к оси симметрии (волна SH).

Аналогично, по данным [236] при Рэлеевском рассеянии при $\lambda > 2\pi\bar{D}$ (\bar{D} – средний диаметр зерен) для случая гексагональных кристаллитов справедливы следующие соотношения для продольного α_l и поперечного α_t коэффициентов затухания акустических волн:

$$\alpha_l = \frac{4\pi^3 T \cdot \nu^4}{450\rho^2 \nu_l^3} \left(\frac{a_1}{\nu_l^5} + \frac{b_1}{\nu_l^5} \right), \quad \alpha_t = \frac{4\pi^3 T \cdot \nu^4}{450\rho^2 \nu_t^3} \left(\frac{a_2}{\nu_t^5} + \frac{b_2}{\nu_t^5} \right) \quad (5.3)$$

где ν – частота колебаний;

ρ – плотность

$$\begin{aligned} a_1 &= \frac{88}{15} \gamma^2 + 40\chi^2 + 96\eta^2 + \frac{80}{3} \chi \cdot \gamma + \frac{128}{3} \gamma \cdot \eta + \frac{320}{3} \chi \cdot \eta, \\ b_1 &= \frac{82}{15} \gamma^2 + 30\chi^2 + \frac{272}{3} \eta^2 + 20\chi \cdot \gamma + \frac{112}{3} \gamma \cdot \eta + 80\chi \cdot \eta, \\ a_2 &= \frac{41}{15} \gamma^2 + 15\chi^2 + \frac{136}{3} \eta^2 + 10\chi \cdot \gamma + \frac{56}{3} \gamma \cdot \eta + 40\chi \cdot \eta, \\ b_2 &= \frac{8}{5} \gamma^2 + 28\eta^2 + 8\gamma \cdot \eta, \end{aligned} \quad (5.4)$$

$$\gamma = c_{11} + c_{33} - 2(c_{13} + 2c_{44}), \quad \chi = c_{13} - c_{12}, \quad \eta = c_{44} + \frac{c_{12} - c_{11}}{2}.$$

где T – размер зерен, выраженный в единицах объема;

c_{ij} – упругие модули кристаллита.

Исследования акустических сигналов для решения этой задачи должны проводиться с целью определения величин членов разложения в ряд Фурье акустического сигнала, принимаемого геофоном, расположенным позади

выработки. При этом принимается, что вмещающие породы по сравнению с угольным пластом не имеют нарушений и их свойства как акустического волновода близки к идеальным.

Как известно, каждый единичный акт возникновения трещины в твердом теле, в соответствии с основными положениями динамической микромеханики [137, 239, 240], сопровождается излучением кванта акустического излучения (фонона) в окружающую среду. Выражение для энергии акустической волны, возникшей при раскрытии единичной трещины может быть записано в следующем виде:

$$\mathcal{E}_0 = h \cdot \nu, \quad (5.5)$$

где h – постоянная Планка;

ν – частота элементарной акустической волны.

Частота излучения может быть определена путем измерений и с ее помощью может быть найдено значение характерного размера возникающей трещины a при разрушении горной породы [241]:

$$\nu_0 = \frac{c}{\pi \cdot a}, \quad (5.6)$$

где c – скорость акустических волн в породном массиве.

В соответствии с данными работы [240], мощность эмиссии акустических волн может быть определена следующим выражением:

$$W = \mathcal{E} \cdot N, \quad (5.7)$$

где \mathcal{E} – энергия излучения;

N – число излучателей (трещин).

С другой стороны, мощность акустического излучения может быть определена по амплитуде и длительности импульса для дискретного спектра [176, 242, 243]:

$$W = \sum_{i=0}^{\infty} (A_i)^2 \tau_i = \frac{1}{2} \rho \cdot u_i^2 \omega_{ij}^2, \quad (5.8)$$

где u_i – смещения;

ω_{ij} – тензор вращения;

τ_i – длительность импульса.

Соответственно, для непрерывного спектра, последнее выражение приобретает вид:

$$W = \int_0^{\infty} A(\tau) d\tau = \frac{1}{2} \rho \int_0^{\infty} u_0 du \int_0^{\infty} \omega d\omega, \quad (5.9)$$

где под u_0 подразумевается величина начальных смещений.

Энергия импульса, согласно теореме Парсеваля выражается следующим образом [137]:

$$\int_0^{\tau} \sigma^2(t) dt = \frac{1}{2\pi} \int_{-\infty}^{\infty} F^2(\omega) d\omega, \quad (5.10)$$

где $F(\omega)$ – члены ряда Фурье для акустического импульса σ ;

ω – частота спектральных членов.

В предположении, что мы имеем дело с импульсами в форме затухающей синусоиды [244], спектр одиночного импульса можно найти с использованием преобразования Фурье в виде:

$$S = \int_{-\infty}^{\infty} f(t)e^{-i\omega t} dt, \quad (5.11)$$

где $f(t) = A \cdot e^{-\alpha t} \sin \omega_0 t$.

Тогда ([244]):

$$S = \int_{-\infty}^{\infty} e^{-(\alpha+i\omega)t} \sin \omega_0 t dt = A\omega_0 / (\alpha^2 - \omega^2 + 2i\alpha\omega), \quad (5.12)$$

где ω_0 – собственная (основная) частота импульса.

$$\omega_0 = \frac{2\pi}{\tau}, \quad (5.13)$$

где τ – длительность импульса.

Таким образом, мы получили сплошной спектр, начинающийся от 0 и имеющий максимум в области частот $\omega = \omega_0$ (при $\alpha = 0$ максимум расположен точно на частоте ω_0).

При частотах $\omega \ll \omega_0$ спектральная плотность:

$$a \approx A \cdot \omega_0 / (\omega_0^2 + \alpha^2). \quad (5.14)$$

Таким образом, спектральная плотность a в области низких частот пропорциональна амплитуде A импульса [244].

Как было показано [244], выделившаяся энергия E пропорциональна объему очага $E \sim l^3$, или $E \sim \lambda^3$, где l – размер трещины.

В работе [244] также установлено, что распределение числа упругих импульсов, образующихся при разрушении горных пород, по энергии имеет вид:

$$\lg N = a - \gamma \lg E, \quad (5.15)$$

где $\gamma = C \sqrt{G/\tau_{np}}$,

C – нормировочный коэффициент,

G – модуль сдвига,

τ_{np} – предельное напряжение.

Для анализа процесса возникновения трещин в замкнутом объеме горной породы (некоторой области внутри породного массива, который, в соответствии с работой [235] мы называем источником акустических колебаний), воспользуемся результатами работы [245], применив полученные в ней результаты к решению задачи наших исследований.

Выделим внутри породного массива область Ω с границей Γ . При технологическом воздействии на призабойную зону, напряженно-деформированное состояние участка породного массива, содержащего область Ω таково, что внутри Ω происходит множественное разрушение. В результате этого разрушения возникает множество трещин, каждая из которых является источником элементарной акустической волны. Рассмотрим вероятность

возникновения трещины в окрестности точки A , считая при этом, что граничные условия в окрестности Γ не меняются. Возникновение трещины в точке A изменяет напряженно-деформированное состояние в ее окрестности. Проведем с центром в точке A две сферы радиусами x и $x + dx$, и рассмотрим вероятность возникновения трещины в интервале от x до $x + dx$. Это условная вероятность, так как одно событие – образование трещины в точке A уже произошло. Условная вероятность возникновения одной трещины в интервале расстояний от x до $x + dx$ имеет следующий вид:

$$P_1\left(\frac{dx}{x}\right) = f(x) = F'(x)dx. \quad (5.16)$$

Произвольная функция $f(x)$ является так называемой «функцией влияния» [245], так как она должна описывать изменение напряженного состояния в окрестности возникшей трещины. В дальнейшем, для простоты, условную вероятность $P_i(y/x)$ будем записывать в виде $P_i(y)$. Вероятность того, что трещина отсутствует, будем обозначать индексом «0». По теореме об умножении вероятностей:

$$P_0(x + dx) = P_0(x) \cdot P_0(dx). \quad (5.17)$$

На бесконечно малом отрезке dx может возникнуть только одна трещина или ни одной. Тогда:

$$P_0(dx) = 1 - P_1(dx). \quad (5.18)$$

Подставляя (5.18) в (5.16) и (5.17), получаем:

$$\frac{dP_0}{P_0} = -f(x)dx, \text{ или } P_0(x) = C \cdot \exp\left[-\int f(x)dx\right] = C \cdot \exp(-F(x)), \quad (5.19)$$

где C – нормирующий множитель.

Предположим далее, в соответствии с [245], что возникающие трещины приводят к образованию фрагмента с линейным размером, величина которого лежит в интервале $x + dx$. Вероятность такого случая:

$$dp = P_0(x) \cdot P_1(dx) = C \cdot F'(x) \exp(-F(x)) dx. \quad (5.20)$$

Согласно общепринятой методике, дифференциальная вероятность dp для количественного объемного анализа трещинообразования имеет следующий вид:

$$dp = \frac{v \cdot dn}{V_0} = \frac{dV}{V_0}, \quad (5.21)$$

где dV и dn – соответственно объем и число трещин, размеры которых лежат в интервале $x + dx$, $v \sim x^3$ – «средний» объем трещины в этом интервале,

V_0 – анализируемый объем (источник акустических колебаний).

Интегрируя (5.21) по x от минимального значения a до текущего x , получаем функцию распределения трещин по размерам:

$$\Phi(x) = \frac{V^-(x)}{V_0} = C[\exp(-F(a)) - \exp(-F(x))], \quad (5.22)$$

где $V^-(x)$ – объем всех трещин с размером, не превышающим x .

Если максимальный размер трещины обозначить через b , то из условия $\Phi(b) = 1$ можно получить значение постоянной C :

$$C = [\exp(-F(a)) - F(b)]^{-1}. \quad (5.23)$$

Величину $\Phi(x)$ называют также «выходом снизу» [241]. Аналогично, выход сверху:

$$R(x) = \frac{V^+(x)}{V_0} = 1 - \Phi(x) = C[\exp(-F(x)) - \exp(-F(b))]. \quad (5.24)$$

Принимая $F(a) \approx 0$, $F(b) \gg 1$, можно получить следующие приближенные равенства:

$$R(x) = \exp(-F(x)), \quad \Phi(x) = 1 - \exp(-F(x)). \quad (5.25)$$

Задавая различные конкретные виды функции $F(x)$, можно получить разные законы распределения [245]. Так, подставляя в (5.25) вид $F(x)$:

$$F(x) = -\ln\left(\frac{b-x}{b-a}\right), \quad (5.26)$$

получаем равномерное распределение: $a < x < b$,

$$\Phi(x) = \frac{x-a}{b-a}, \quad \varphi(x) = \Phi'(x) = \frac{1}{b-a} = const, \quad (5.27)$$

где $\varphi(x)$ – плотность распределения.

Полагая

$$F(x) = -\ln\left[1 - \left(\frac{x}{b}\right)^k\right], \quad (5.28)$$

приходим к так называемому распределению Шумана [241]:

$$\Phi(x) = \left(\frac{x}{b}\right)^k, \quad \varphi(x) = \frac{kx^{k-1}}{b^k}, \quad k > 0, \quad 0 < x < b. \quad (5.29)$$

Последнее распределение широко применяется для описания и анализа гранулометрического состава при механическом дроблении горных пород. Там же ([245]) было предложено распределение неоднородностей в виде:

$$q = \frac{vdn}{d(\ln x)}, \quad q = const. \quad (5.30)$$

Подставляя vdn в (5.21) и производя интегрирование от a до b , получаем:

$$\Phi(x) = \frac{\ln\left(\frac{x}{a}\right)}{\ln\left(\frac{b}{a}\right)}; \quad R(x) = \frac{\ln\left(\frac{b}{x}\right)}{\ln\left(\frac{b}{a}\right)}, \quad a < x < b. \quad (5.31)$$

Функция $F(x)$ имеет в этом случае вид:

$$F(x) = \ln\left|\ln\left(\frac{1}{x}\right)\right|. \quad (5.32)$$

Вероятность отсутствия повреждения с учетом (5.20) имеет вид:

$$P_0(x) = \text{const} \left| \ln \left(\frac{1}{x} \right) \right|. \quad (5.33)$$

Распределения (5.30), (5.31) соответствуют слабому взаимодействию неоднородностей. Случай, соответствующий «сильному» взаимодействию:

$$F(x) = \left(\frac{x}{x_0} \right)^k, \quad P_0(x) = \exp \left(- \frac{x}{x_0} \right)^k, \quad (5.34)$$

приводит к закону Розина – Рамллера [246], или распределению Вейбулла [247]:

$$\Phi(x) = 1 - \exp \left(- \frac{x}{x_0} \right)^k, \quad R = \exp \left(- \frac{x}{x_0} \right)^k. \quad (5.35)$$

Плотность распределения:

$$\varphi(x) = \left(\frac{k}{x_0} \right) \left(\frac{x}{x_0} \right)^{k-1} \exp \left(- \frac{x}{x_0} \right)^k. \quad (5.36)$$

Средний размер трещины (математическое ожидание):

$$\bar{x} = \int_0^{\infty} x \varphi(x) dx = x_0 \Gamma \left(1 + \frac{1}{k} \right). \quad (5.37)$$

Дисперсия распределения:

$$D = \overline{(x - x_0)^2} = x_0^2 \left[\Gamma \left(1 + \frac{2}{k} \right) - \Gamma^2 \left(1 + \frac{1}{k} \right) \right]. \quad (5.38)$$

Здесь $\Gamma(y) = \int_0^{\infty} e^{-t} t^{y-1} dt$ – гамма-функция. Обработка экспериментальных

данных в спрямляющих координатах $\ln \ln \left(\frac{1}{R} \right)$, $\ln x$, позволяет довольно просто определить параметры распределения x_0 и k , и средний размер трещины \bar{x} .

Число трещин можно определить с помощью соотношения (5.21), использование которого позволяет записать следующее равенство: $dn = \left(\frac{V_0}{v} \right) dp$, и, принимая $v = x^3$, после преобразований, используя результаты работы [245] получаем:

$$N_0 = \left(\frac{V_0}{x_0^3} \right) \int_0^{\infty} e^{-t} t^{-3/k} dt = \left(\frac{V_0}{x_0^3} \right) \Gamma \left(1 - \frac{3}{k} \right). \quad (5.39)$$

Применимость законов распределения Розина – Рамллера [246] и Вейбулла [247], в соответствии с данными работы [245], была проверена на большом количестве лабораторных и опытно-промышленных данных по взрывному разрушению твердых тел и горных пород [248 – 252]. В работе [253] закон распределения был использован для анализа статического разрушения канифоли при разных скоростях нагружения.

По данным [245], равномерное распределение (5.27) и распределение Шумана (5.29), можно рассматривать как частные случаи усеченного распределения Вейбулла:

$$\Phi(x) = \frac{\exp\left(-\frac{a}{x_0}\right)^k - \exp\left(-\frac{x}{x_0}\right)^k}{\exp\left(-\frac{a}{x_0}\right)^k - \exp\left(-\frac{b}{x_0}\right)^k}. \quad (5.40)$$

Если предположить, что постоянная x_0 удовлетворяет следующему неравенству: $x_0 > b > a$, то, разлагая в (5.40) экспоненты в ряды и ограничиваясь членами первого порядка малости, получаем следующее окончательное выражение:

$$\Phi(x) = \frac{x^k - a^k}{b^k - a^k}. \quad (5.41)$$

Откуда, при $k=1$ получается равномерное распределение (5.28), а при $a=0$ - распределение Шумана (5.29).

Таким образом, основываясь на полученных аналитических результатах можно сделать вывод о том, что при разрушении некоторой локальной области в напряженном породном массиве имеет место акустическая эмиссия, возникающая при образовании трещин с размерами, находящимися в определенном диапазоне. Распределение количества этих трещин по размерам подчиняется закону Вейбулла, или ему подобному, например, равномерному распределению Рамллера или Шумана.

5.2. Распространение акустических волн в структурно неоднородном углепородном массиве в окрестности искусственно созданной полости

Углепородный массив – это неоднородная по своей структуре и свойствам весьма сложная и труднодоступная природная среда осадочного происхождения с ярко выраженными гетерогенными свойствами, возможности диагностики которой существенно ограничены. Использование акустических колебаний в качестве информационного сигнала о нарушении углепородного массива, локализации в нем аномально напряженных зон и т.п., является на сегодняшний день наиболее перспективным и отработанным методом исследований. Это связано, прежде всего с тем, что акустические волны по своим размерам сопоставимы именно с теми силовыми и структурными неоднородностями, которые содержатся в газонасыщенном углепородном массиве.

В настоящее время известен широкий класс так называемых структурно неоднородных сред, к которым следует отнести и горные породы [254], акустическая нелинейность которых демонстрирует аномально повышенный по сравнению с однородными материалами уровень, а структура характеризуется наличием различных включений типа зерен, пор, трещин и т.п., определяющих

нелинейность свойств среды. Горные породы имеют сложную иерархическую структуру, элементы которой обладают как релаксационными, так и/или резонансными свойствами по отношению к распространению в них акустических колебаний. Известные работы, например, [255] позволяют в обобщенном виде рассматривать поведение сред с подобной структурой в состояниях, близких к термодинамическому равновесию. Однако, такой подход очень сложен, и, что самое важное, не позволяет детально исследовать поведение горных пород в связи с тем, что на сегодняшний день все еще недостаточно исследованы акустические свойства их структурных элементов.

Механизм распространения акустических колебаний в напряженном углепородном массиве, содержащем свободный и сорбированный метан, ослабленного выработкой включает в себя несколько последовательно-параллельно идущих процессов:

- распространение акустических волн по твердой фазе горной породы, сопровождающееся дифракцией;
- поглощение и последующее испускание фононов структурными элементами породы;
- возникновение и/или развитие под действием акустических колебаний в породе трещин с их резонансным откликом на силовое воздействие.

На рис. 5.1 схематически показан участок углепородного массива в окрестности горной выработки. Как показали исследования [241], источником акустических колебаний при разрушении угольного забоя в исследуемой области спектра, является не непосредственно рабочий орган механизированного комплекса, бурильного оборудования и т.п., а собственно процесс разрушения горных пород, вызываемый этим технологическим воздействием. При этом по данным работы [256], отклик трещины на силовое воздействие, должен быть резонансным.

Рассмотрим вначале более подробно процесс распространения акустических волн в угольном пласте. На рис. 5.2 схематически представлен процесс распространения акустических колебаний в угольном пласте, в котором выделены три характерные зоны влияния выработанного пространства на распределение напряжений впереди горной выработки. К этим зонам относятся: 1 – зона отжима; 2 – зона опорного горного давления и 3 – зона начального напряженного состояния. Они отделены друг от друга толстыми штрихпунктирными линиями. Следует отметить, что зона отжима состоит из наиболее трещиноватых, перемятых вследствие технологического воздействия и поэтому наименее структурно неоднородных горных пород. В связи с этим, в этой зоне наблюдается наибольший коэффициент затухания акустических колебаний. Зона опорного горного давления является наиболее «проблемным» участком породного массива вблизи выработки. Она является переходной между зоной начального напряженного состояния и зоной отжима. Это связано с тем, что в данной области породного массива его структура претерпевает силовые перегрузки от действия повышенного горного давления и деформационные смещения от изгиба основной кровли. В связи с этим, наряду

с уже имевшими место в нетронутым массиве неоднородностями структуры здесь возникают так называемые наведенные неоднородности (вторичные неоднородности), вызванные технологическим воздействием на призабойную область и связанными с этим воздействием деформационными перемещениями отдельных частей (блоков) в пределах этой зоны. Вследствие наличия здесь повышенных по сравнению с нетронутым породным массивом механических напряжений, неоднородности структуры приобретают здесь в основном функции силовых неоднородностей, имеющих ярко выраженные аномальные по сравнению с другими зонами физико-механические (в данном случае – акустические свойства) и могущих при сравнительно небольшом внешнем силовом воздействии и соответствующих благоприятных условиях реализовать накопленную потенциальную энергию упругой деформации. Зона начального напряженного состояния характеризуется наличием первоначального набора структурных и силовых неоднородностей, которые имели место в нетронутым массиве.

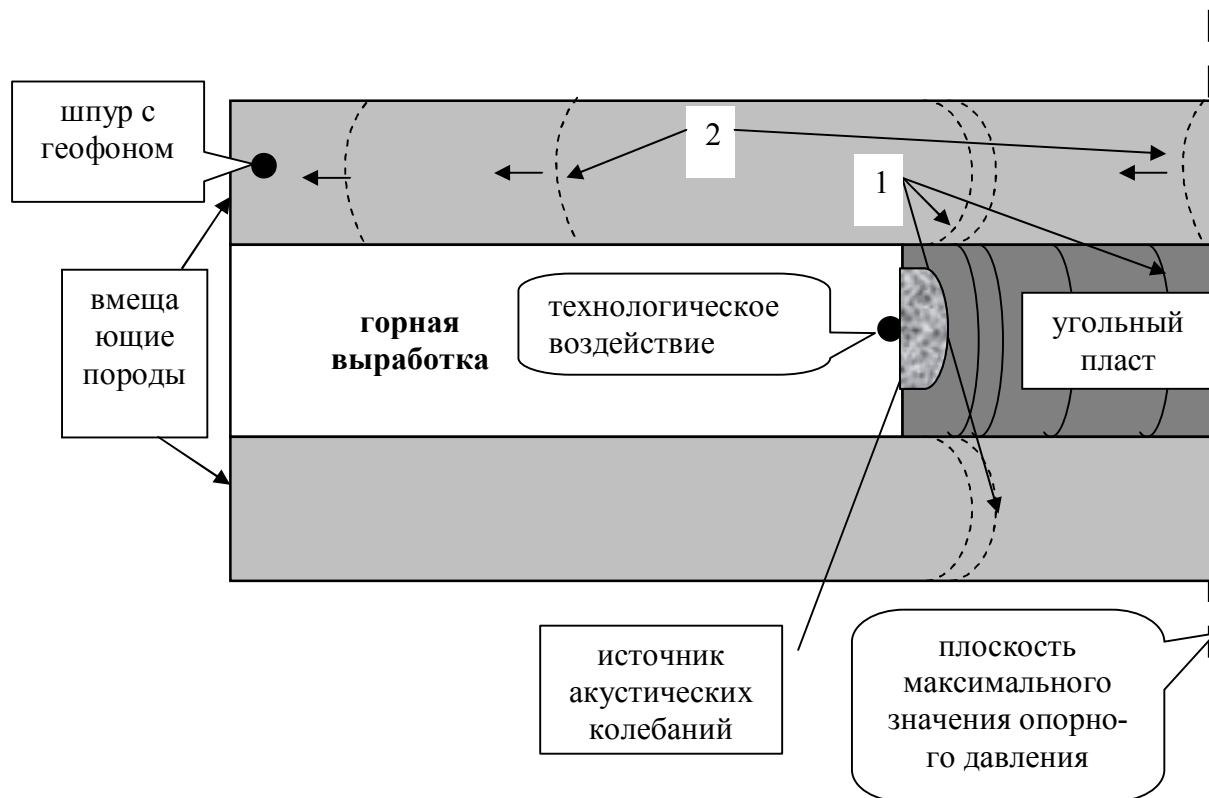


Рис. 5.1. Участок породного массива в окрестности горной выработки:
 1 – акустические волны, распространяющиеся от источника колебаний;
 2 – акустические волны, отраженные от плоскости максимального значения опорного давления.

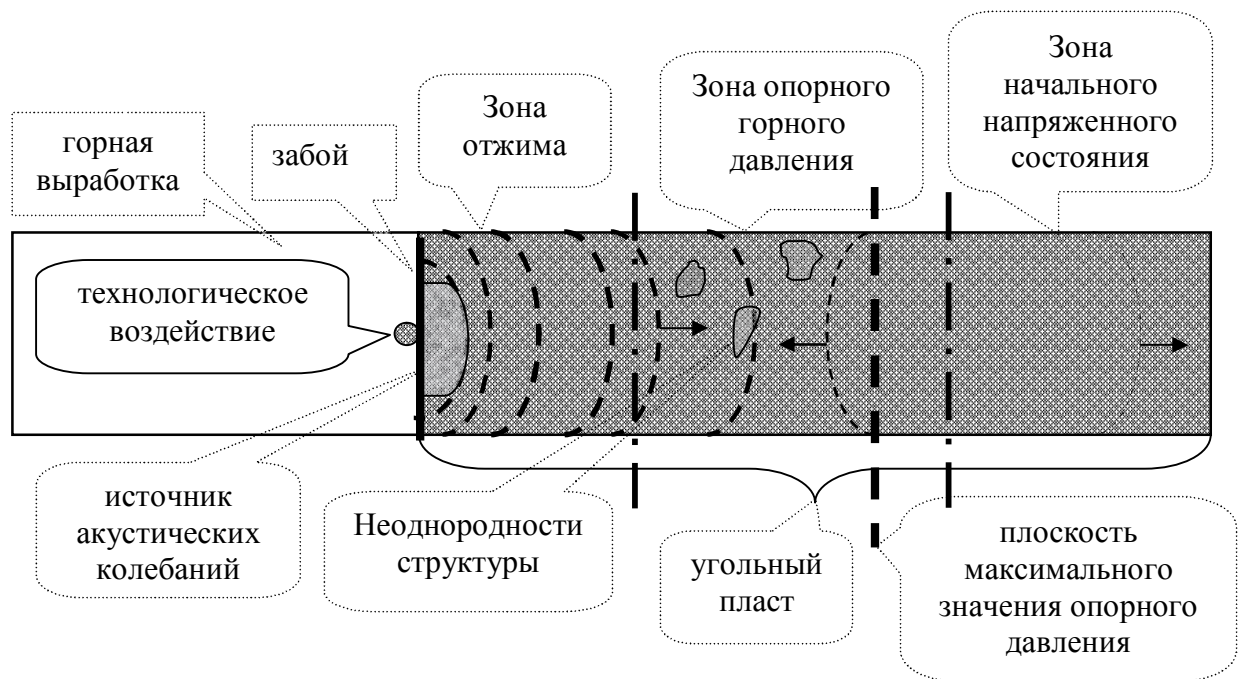


Рис. 5.2. Процесс распространения акустических колебаний в угольном пласте

Слабым пунктиром в зоне начального напряженного состояния показана волна, прошедшая через плоскость максимума опорного давления и уходящая на бесконечность. Первые две зоны характеризуются наибольшей неоднородностью структуры, вызванной воздействием технологического оборудования. Акустические колебания распространяются от источника колебаний (зоны первичного разрушения пород в призабойной области) по угольному пласту. Последний можно приближенно рассматривать как акустический волновод, ограниченный сверху и снизу кровлей и почвой выработки, состоящих соответственно из пород значительно отличающимися по физико-механическим свойствам от аналогичных свойств угольного пласта. Степень неидеальности границ отражающих поверхностей такого волновода определяется существенным различием их коэффициентов крепости, которое в предельном случае, может составлять около 10 раз [241].

В работе [239] применительно к процессам затухания ультразвука, обусловленного рассеянием в поликристаллических средах, приведены следующие результаты. Волна, падающая на неоднородность в среде, рассеивается. Возмущенное поле внутри неоднородности отличается от падающей волны; это различие порождает другие волны вне неоднородности. Рассеянные волны зависят от характеристик распространения внутри и вне неоднородности, типа падающей волны и от граничных условий на поверхности неоднородности.

Граничными условиями для упругих волн являются непрерывность напряжения и смещения на границе (что вполне применимо к описанию напряженно-деформированного состояния породного массива). После того, как найдена рассеянная волна, переносимая ею мощность может быть рассчитана путем интегрирования плотности потока излучения по сфере вдали от

неоднородности. Рассеянная мощность является частью падающей мощности; для единичного объема, содержащего N независимо рассеивающих неоднородностей (без учета многократного рассеяния), эта часть будет в N раз больше, и определяет скорость затухания падающей волны.

Угольный пласт в этом случае будем считать распределенной системой, в которой бегут волны, отражающиеся от неоднородностей. Это трактовка Даламбера особенно удобная для описания процессов в неограниченных системах и в системах, длина которых значительно больше длины волны. Для простоты рассмотрим одномерную распределенную систему: «угольный пласт – передающая линия». С определенными допущениями такая постановка задачи возможна [257].

Для рассмотрения этой задачи рис. 5.2 представлен в несколько измененном виде (рис. 5.3).

Предположим, что при $x=0$ параметры системы испытывают скачкообразное изменение. Тогда, для волны, падающей на плоскость максимума опорного давления, имеем:

$$u_{\text{пад}} = A_1 \exp[j(\omega t - k_1 x)] \cdot \psi_1, \quad (5.41)$$

а для волны, отраженной от нее:

$$u_{\text{отр}} = A_2 \exp[j(\omega t + k_1 x + \varphi)] \cdot \psi_2, \quad (5.42)$$

где k_1 – волновое число в линии 1;

ψ_1, ψ_2 – функционалы, определяющие влияние на акустические процессы в породном массиве свободного и сорбированного угольным веществом метана, и процесса его освобождения из сорбированного в свободное состояние при разгрузке породного массива.

Кроме того, существует прошедшая волна A_3 , распространяющаяся в линии 2 за плоскость максимума опорного горного давления и далее в линию 3, которую мы считаем уходящей в бесконечность, то есть ее энергия принимается безвозвратно утерянной. Для нее справедливо следующее выражение:

$$u_{\text{потерь}} = A_3 \exp[j(\omega t - k_2 x)] \cdot \psi_3, \quad (5.43)$$

где k_2 – волновое число в линии 2,

ψ_3 – функционал, определяющий влияние газовой составляющей на акустические процессы в породном массиве.

Тогда исходную волну $u(x, t)$ можно представить в виде суперпозиции падающей, отраженной и прошедшей волн:

$$u(x, t) = A_1 \exp[j(\omega t - k_1 x)] \cdot \psi_1 + A_2 \exp[j(\omega t + k_1 x + \varphi)] \cdot \psi_2 + A_3 \exp[j(\omega t - k_2 x)] \cdot \psi_3, \quad (5.44)$$

где φ – сдвиг фаз при отражении.

Следует отметить, что в настоящее время практически не существует исследований, посвященных изучению влияния на процессы возникновения и распространения акустических колебаний в породном массиве находящегося в нем свободного и сорбированного метана, и, в особенности, процесса его перехода из связанного в свободное состояние.

Так как процессы распространения акустических колебаний, в общем случае, подчиняются законам волновой оптики, то с энергетической точки зрения, распределение энергии акустических колебаний \mathcal{E} , распространяющихся от источника, выглядит следующим образом:

$$\mathcal{E} = \mathcal{E}_1 + \mathcal{E}_2 + \mathcal{E}_3, \quad (5.45)$$

где \mathcal{E}_1 – энергия акустических колебаний, поглощенная породным массивом на участке длины L (см. рис. 5.3);

\mathcal{E}_2 – энергия акустических колебаний, отраженная от плоскости максимума опорного давления;

\mathcal{E}_3 – энергия акустических колебаний, прошедшая через плоскость максимума опорного давления.

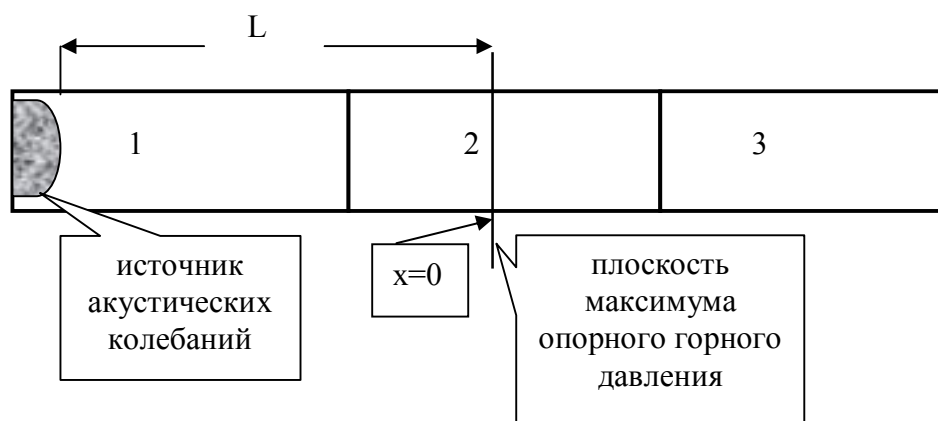


Рис. 5.3. Схема передающей линии (угольного пласта) со скачкообразным изменением параметров:

1 – зона отжима;

2 – зона опорного давления;

3 – зона начального напряженного состояния.

По данным работ [137, 239], исходя из основ динамической микромеханики, при образовании структурного нарушения (разрыва сплошности) излучается (или поглощается) импульс энергии, которую можно представить суммой элементарных квантов с энергией:

$$\mathcal{E} = N \cdot h \cdot \nu \cdot f_\nu, \quad (5.46)$$

где N – количество элементарных разрывов структуры (в нашем случае – число трещин);

h – постоянная Планка;

ν – частота излучения;

f_ν – функция, определяющая влияние на акустические процессы в породном массиве свободного и сорбированного угольным веществом метана, и процесса его освобождения из сорбированного в свободное состояние при разгрузке породного массива, исходя из физических представлений, наличие газа в угольном пласте, по-видимому, будет ослаблять (демпфировать) акустические процессы, то есть, $0 < f_\nu \leq 1$.

Разрыв сплошности происходит, если в зоне разрыва в соответствии с критерием Гриффитса действует импульс напряжений:

$$\sigma = \sqrt{\frac{2E\gamma_0}{\pi \cdot N \cdot a}} = \sqrt{\frac{E \cdot h}{\pi \cdot a \cdot \tau}}, \quad (5.47)$$

где E – модуль упругости;

τ – длительность импульса;

γ_0 – поверхностная энергия, $\gamma_0 = \frac{c}{\pi \cdot N^2 a}$;

a – характерный размер возникающих трещин при разрушении горных пород.

Частоту излучения можно найти следующим образом:

$$\nu = \frac{c}{\pi \cdot N^2 \cdot a}, \quad (5.48)$$

где c – скорость акустических волн в породном массиве.

Подставляя (5.48) в (5.46), получаем выражение для энергии акустического излучения:

$$\mathcal{E} = \frac{h \cdot \nu \cdot c}{N \cdot a} \cdot f_\nu. \quad (5.49)$$

Воспользовавшись результатами [240], мощность эмиссии акустических волн может быть описана следующим выражением:

$$W = \mathcal{E} \cdot N. \quad (5.50)$$

Мощность упругого деформирования, которую мы принимаем равной мощности акустического излучения, в момент времени, определяемый временем деформирования (длительностью излучения), характеризуется величинами действующих в объеме деформирования напряжений [240]:

$$W = \frac{2(1-\mu)}{G \cdot \tau} \sigma^2 \cdot a^3; \quad (5.51)$$

Тогда:

$$N = \frac{2(1-\mu)\sigma^2 a^3}{G \cdot h}, \quad \sigma = \sqrt{\frac{N \cdot G \cdot h}{2(1-\mu)a^3}}; \quad (5.52)$$

$$\sigma = \sqrt{\frac{2E\gamma_0}{\pi \cdot N \cdot a}} = \sqrt{\frac{E \cdot h}{\pi \cdot a \cdot \tau}}. \quad (5.53)$$

Мощность акустического излучения может быть определена по амплитуде и длительности импульса для дискретного спектра [242, 258]:

$$W = \sum_{i=0}^{\infty} (A_i)^2 \tau_i = \frac{1}{2} \rho \cdot u_i^2 \omega_{ij}^2, \quad (5.54)$$

где u_i – смещения;

ω_{ij} – тензор вращения.

Для непрерывного спектра (5.54) принимает вид:

$$W = \int_0^{\infty} A(\tau) d\tau = \frac{1}{2} \rho \int_0^{\infty} u_0 du \int_0^{\infty} \omega d\omega, \quad (5.55)$$

где под u_0 подразумевается величина начальных смещений.

В соответствии с [137], при импульсном воздействии (удар, вибрация, взрыв и т.п.), по массиву будет распространяться импульс, который, взаимодействуя с локальными полями напряжений и аномальными зонами, приведет к их изменению. Достаточные условия изменений определенного уровня формируются такими характеристиками импульсного воздействия, как длительность, амплитуда, плотность воздействия и т.п. Существует определенное взаимоотношение между импульсом и спектром взаимодействующих с ним трещин и дефектов в материале. Как показано в [137], короткие импульсы с высоким пиком напряжений могут воздействовать преимущественно только на короткие дефекты, длинный же импульс равной энергии с низким пиком напряжений может воздействовать преимущественно на относительно длинные трещины. Практически это выражается в следующем [137]: короткий скачок (импульс) может измельчать среду и быстро затухнуть, длинный же импульс вызывает менее густую сеть трещин, но проникнуть может гораздо глубже и в итоге привести к десорбции газа, разгрузке, и возможно – реализации газодинамического явления.

В настоящее время установлено, что волна напряжений может способствовать разрыву в том случае, если действительная плотность волны (скачка, импульса и т.п.) больше, чем $\frac{\pi \cdot \gamma_0 E}{c}$. То есть, при воздействии импульса на дефекты длиной a , их перевод в критическое состояние определяется соотношением (5.48). Или, иначе, используя данные [137], дефекты будут приведены к граничным условиям их роста напряжениями σ только скачком – импульсом длительностью:

$$\tau > \frac{\pi^2 a}{2c} = \frac{\pi^2 a}{2} \left(\frac{\rho(1-\mu)}{E} \right)^{1/2}, \quad (5.56)$$

где ρ – плотность горной породы.

Так как колебательный процесс может быть рассмотрен как набор импульсов, то данный подход представляется нам достаточно обоснованным.

Анализ исследований разрушения горных пород [242] показывает, что условия лавинного разрушения (газодинамическое явление) создаются при развитии микродефектов по некоторому объему материала в условиях резко возрастающего дополнительного давления от десорбированного газа. Причем их число должно достичь некоторой критической концентрации, в соответствии с интегральным критерием разрушения [86, 259].

Разложение акустического сигнала $F(t)$, распространяющегося от источника колебаний (см. рис. 5.1, 5.2, 5.3) дает выражение:

$$F(t) = A_1(\cos \omega_1 t + \varphi_1) + \dots + A_n(\cos \omega_n t + \varphi_n). \quad (5.57)$$

Энергия импульса, согласно теореме Парсеваля, выражается следующим образом [137]:

$$\int_0^{\tau} \sigma_e^2(t) dt = \frac{1}{2\pi} \int_{-\infty}^{\infty} F^2(\omega) d\omega, \quad (5.58)$$

где $F(\omega)$ – члены ряда Фурье для импульса σ_e ;

ω – частота спектральных членов.

Следует отметить, что эквивалентное напряжение σ_e является функцией от тензора напряжений, который состоит из двух слагаемых:

$$\sigma_e = f(T_0 + D_n), \quad (5.59)$$

где T_0 – шаровой тензор напряжений;

D_n – девиатор напряжений.

Таким образом, получено окончательное выражение (5.58), устанавливающее однозначную взаимосвязь между напряженно-деформированным состоянием, условиями на границах участка газонасыщенного углепородного массива и параметрами акустических импульсов, возникающих при возникновении трещин.

В нашем случае углепородный массив представляет еще и газонасыщенную пористую среду. В связи с тем, что при деформировании и разрушении участка массива будет иметь место расширение газа, связанное с его десорбцией, в выражение (5.59) необходимо добавить еще одно слагаемое:

$$\sigma_e = f(T_0 + T_z + D_n). \quad (5.60)$$

Тогда полученное выражение - (5.60) будет наиболее адекватно описывать деформационные процессы в углепородном газонасыщенном массиве.

5.3. Использование акустоэмиссионного эффекта памяти для анализа напряженно-деформированного состояния участка массива горных пород

Для более полного и достоверного исследования механизмов и природы изменения состояния массива на границе его разрушения представляет интерес использование способности горных пород к хранению и воспроизведению, при определенных условиях, информации об испытанных природно-генетических и техногенных воздействиях. Эта способность может рассматриваться как фундаментальное свойство горных пород и называется эффектом памяти.

Акустоэмиссионный эффект памяти (эффект Кайзера) наблюдается при циклическом нагружении горной породы с возрастающей от цикла к циклу величиной нагрузки [260]. Эффект заключается в невозпроизводимости сигналов акустической эмиссии вплоть до максимального напряжения предшествующего цикла σ_{\max} , когда параметры акустической эмиссии скачкообразно восстанавливаются до уровня, соответствующего этому максимальному напряжению.

Акустоэмиссионный эффект памяти наблюдается как при нагружении образцов горных пород в лабораторных условиях, так и при деформировании отдельных областей земной коры.

Удобство данного метода исследований заключается в возможности в лабораторных условиях с достаточной точностью, оценить напряженно-

деформированное состояние массива горных пород на фронте разрушения, что в шахтных условиях далеко не всегда осуществимо.

В связи с этим была поставлена и решена следующая задача: с использованием эффекта Кайзера оценить напряженное состояние призабойной части породо-угольного массива. Оценка напряжений была произведена для горно-геологических условий шахты «Западно-Донбасская» объединения «Павлоградуголь», 857 штрек, горизонт 400 м (рис. 5.4).

На камнерезной машине были изготовлены образцы из песчанистого сланца. Их размеры приведены в таблице 5.1.

Таблица 5.1
Напряжения в массиве горных пород

№ образца	Площадь основания образца, м ²	σ разрушения, МПа	Величина вертикальной нагрузки
1	2,5	$25 \cdot 10^3$	10,0
2	25,0	$4,3 \cdot 10^3$	18,0
3	34,5	$2,0 \cdot 10^3$	6,0
4	16,0	$2,0 \cdot 10^3$	12,5
5	16,0	$1,5 \cdot 10^3$	9,4
6	25,0	$2,0 \cdot 10^3$	8,0
Среднее	-	-	10,6

В лабораторных условиях образцы испытывали в режиме одноосного сжатия. Для проведения испытаний использовалась следующая аппаратура: пресс гидравлический ПС–50, самописец Н 339, усилитель постоянного тока измерительный Ø 301–5, датчик СВ–10 (диапазон частот 200 Гц – 16 кГц). Нагружение образцов производилось вплоть до их разрушения. Датчик крепился к боковой грани образца посредством резинового бандаж. Акустический контакт осуществлялся через солидол.

Результаты испытаний представлены на рис. 5.4. На графиках видно, что при возрастании нагрузки имеет место скачкообразное повышение интенсивности акустической эмиссии (область А). Для этих областей были определены значения напряжений $\sigma_{сж}$ (см. табл. 5.1). Эти результаты хорошо согласуются с результатами, полученными при расчете напряжений на фронте разрушения массива горных пород по методике ВНИМИ (метод разгрузки): $\sigma_{сж} = 106 \text{ кг/см}^2$ и $\sigma_{сж} = 120 \text{ кг/см}^2$ соответственно.

Таким образом, можно сделать вывод о возможности использования эффекта Кайзера для оценки напряженного состояния породоугольного массива на фронте его разрушения.

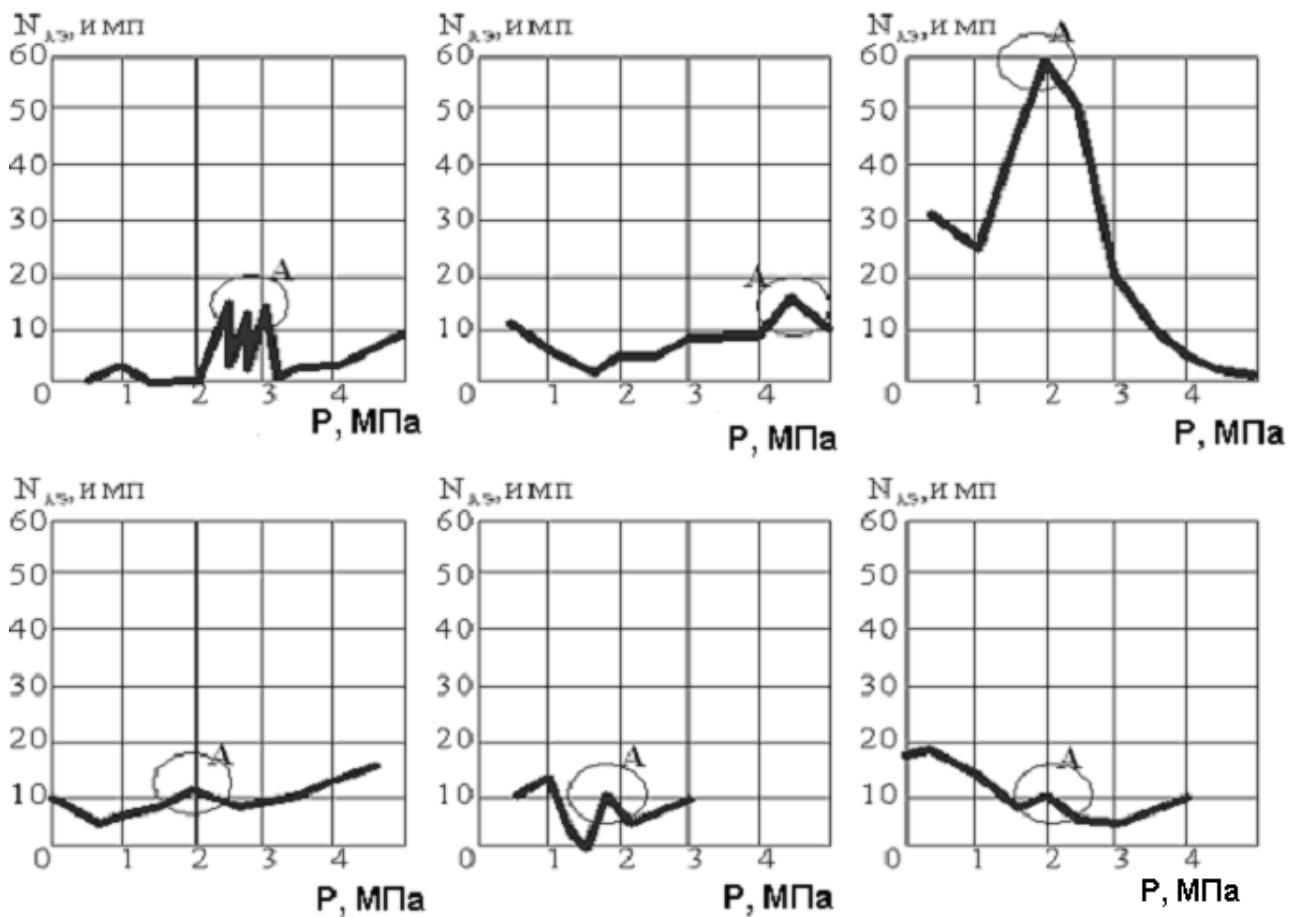


Рис. 5.4. Зависимость интенсивности акустической эмиссии образцов горных пород от нагрузки

5.4. Выводы

1. Доказано наличие прямой связи интенсивности акустического излучения с действующими напряжениями, величина которых определяется глубиной расположения выработки, структурой и прочностью углепородного массива, формой внешних и внутренних границ выработки и конкретными условиями разработки.

2. При разрушении некоторой локальной области в напряженном породном массиве имеет место акустическая эмиссия, возникающая при образовании трещин с размерами, находящимися в определенном диапазоне. Распределение количества этих трещин по размерам подчиняется закону Вейбулла, или ему подобному, например, равномерному распределению Раммлера или Шумана.

3. Получено выражение, устанавливающее однозначную взаимосвязь между напряженно-деформированным состоянием, условиями на границах участка газонасыщенного углепородного массива и параметрами акустических импульсов, возникающих при возникновении трещин.

4. Дальнейшие исследования, по нашему мнению, целесообразно продолжить в направлении исследования резонансных и релаксационных свойств отдельных характерных элементов породного массива с учетом

дифракции на них акустических волн, а анализ процессов распространения акустических волн через углепородный массив в двух направлениях:

- акустический контроль состояния участка массива впереди выработки;
- исследование области массива впереди забоя как «геомеханической лазерной системы», работающей в режиме накачки до реализации газодинамического явления.

5. Особое внимание следует уделить изучению влияния на процессы возникновения и распространения акустических колебаний в породном массиве находящегося в нем свободного и сорбированного метана, и, в особенности, процесса его перехода из связанного в свободное состояние.

4. Акустоэмиссионный эффект памяти горных пород (эффект Кайзера) может быть использован для оценки напряженного состояния породугольного массива на фронте его разрушения.

6. Моделирование надежности функционирования горной выработки с использованием методов термодинамики необратимых процессов

6.1. Установление зависимости энтропии образцов горных пород от степени их нарушенности с помощью электроемкостного метода контроля

В настоящее время существует достаточно большое число работ, например [261, 82, 262 – 265], посвященных контролю и прогнозу устойчивости подземных пространств и породных обнажений. Все они непосредственно связаны с исследованием физико-механических свойств горных пород в лабораторных или шахтных условиях. Для вычисления энтропии, которая непосредственно измерена быть не может, необходим контроль механических характеристик пород, слагающих обнажение. В большинстве случаев, определение механических характеристик горных пород представляет определенные трудности. В значительной степени подобные трудности увеличиваются и, как правило, приводят к невозможности проведения испытаний в случае осуществления прогноза, когда необходимо проводить периодические замеры в шахтных условиях.

Для проведения экспресс-контроля либо же реализации комплекса мероприятий по организации системы автоматизированного непрерывного контроля пригодны, в первую очередь, методы, основанные на измерении электрических, акустических (ультразвуковых) и, в ряде случаев, некоторых других физических характеристик.

Анализ достигнутых на сегодняшний день результатов контроля состояния приконтурной области массива, показывает, что задача оценки степени поврежденности пород этой области с помощью экспресс-методов контроля актуальна и еще далека от решения. Разработка эффективного и надежного способа контроля поврежденности породного массива позволит более эффективно использовать технологическое оборудование, применять более прогрессивные технологии добычи, повысить безопасность труда.

Одним из таких способов является [141, 266] способ контроля диэлектрических свойств. Результаты, полученные с его помощью, достаточно обширны, например [125, 141, 266], их анализ позволяет утверждать, что данный метод весьма перспективен и требует дальнейшего развития. В этом смысле одним из наиболее интересных направлений представляется установление взаимосвязи диэлектрических свойств горных пород как параметров их поврежденности с какой-либо интегральной величиной, позволяющей исследовать эволюцию породы обобщенно, не вникая, с одной стороны, в сложные микроструктурные процессы разрушения, а с другой стороны, однозначно и достоверно описывающей эволюцию породы независимо от условий и методов измерения. Как показали предыдущие исследования [8], таким параметром является энтропия.

При разрушении увеличение объема вещества горной породы в процессе необратимой деформации происходит за счет образующихся трещин, микроразрывов и пустот. Объемные деформации разрыхления в зависимости от вида напряженно-деформированного состояния и значения необратимой

деформации могут достигать значений от нескольких до десятков процентов [61]. В работе [267] определение диэлектрических свойств представляется как метод, позволяющий характеризовать степень подвижности структурных элементов угля. На основе приведенных результатов сделан вывод о том, что степень подвижности структурных элементов, характеризуемая тангенсом угла диэлектрических потерь, отражает потенциальную выбороопасность пласта.

Не подвергая, в целом, выводы работы [267] критике, следует отметить, что разрушение горных пород вследствие проявлений горного давления и ведения горных работ, как правило, происходит по механизму, описанному в [61] и приведенному выше. В соответствии с этим механизмом, мы имеем дело с разрушением (разрыхлением) горной породы. При таком механизме не происходит существенного разрушения породы на уровне структурно-химических связей. Имеет место в основном разрыхление материала и заполнение образовавшихся пустот воздухом или другим газом, в атмосфере которого происходит этот процесс. То есть, говоря иными словами, имеет место разрушение конструкции (участка массива, образца и т.п.), но не породы как вещества. Таким образом, при измерениях относительной диэлектрической проницаемости ε и тангенса угла диэлектрических потерь $tg\delta$ разрушающейся горной породы мы, по существу, измеряем величины ε и $tg\delta$ смеси трещиноватая горная порода – газ. Степень заполнения горной породы газом непосредственно зависит от ее поврежденности.

С предложенной точки зрения мы имеем разрушение двухфазной статистической смеси, ε которой определяется с помощью соотношения [267]:

$$\varepsilon = A + \sqrt{A^2 + \frac{\varepsilon_1 \varepsilon_2}{2}}, \quad A = [(3\nu_1 - 1)\varepsilon_1 + (3\nu_2 - 1)\varepsilon_2] / 4, \quad (6.1)$$

где $\varepsilon_1, \varepsilon_2$ – относительные диэлектрические проницаемости фаз;

ν_1, ν_2 – объемные концентрации фаз в долях единицы.

Для исследований были взяты образцы следующих горных пород: каменный уголь (шахта Западно-Донбасская, горизонт 480 м), алевролит (шахта Западно-Донбасская, горизонт 480 м), песчаник (шахта им. А.А. Скочинского, горизонт 1100 м). Образцы в форме «кубиков» и «балочек» испытывались в лабораторных условиях в режиме циклического нагружения до предела прочности, вплоть до разрушения. Перед началом испытаний и после каждого цикла определялась информационная энтропия образцов по методике, описанной в [120], и измерялись их диэлектрические параметры: ε и $tg\delta$, а также скорость продольной УЗ-волны. Последняя характеристика определялась для контроля достоверности испытаний в смысле накопления в образцах поврежденности. В этом смысле ультразвуковой метод уже очень хорошо себя зарекомендовал [262, 264]. Полученные результаты в виде графиков представлены на рис. 6.1 – 6.9.

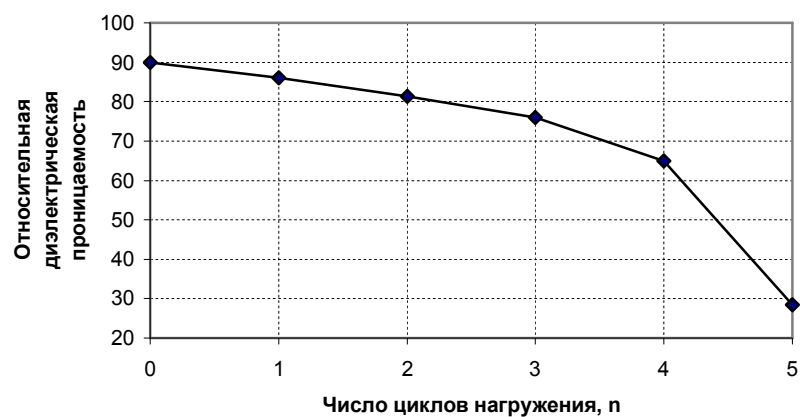


Рис. 6.1. Зависимость относительной диэлектрической проницаемости от числа циклов нагружения: уголь, шахта Западно-Донбасская, горизонт 480 м, «балочка».

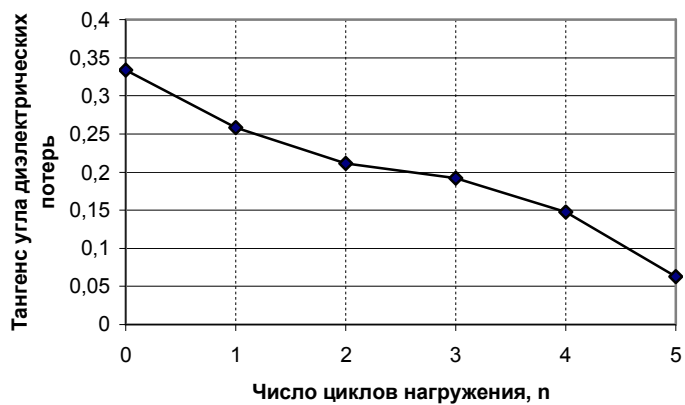


Рис. 6.2. Зависимость тангенса угла диэлектрических потерь от числа циклов нагружения: уголь, шахта Западно-Донбасская, горизонт 480 м, «балочка».

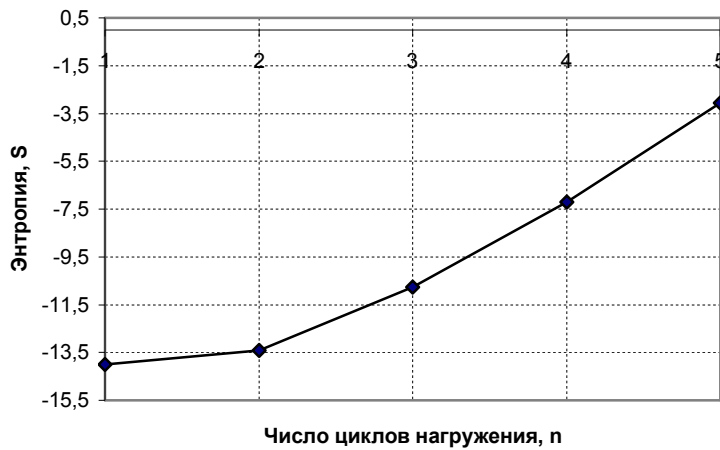


Рис. 6.3. Зависимость информационной энтропии S от числа циклов нагружения: уголь, шахта Западно-Донбасская, горизонт 480 м, «балочка».

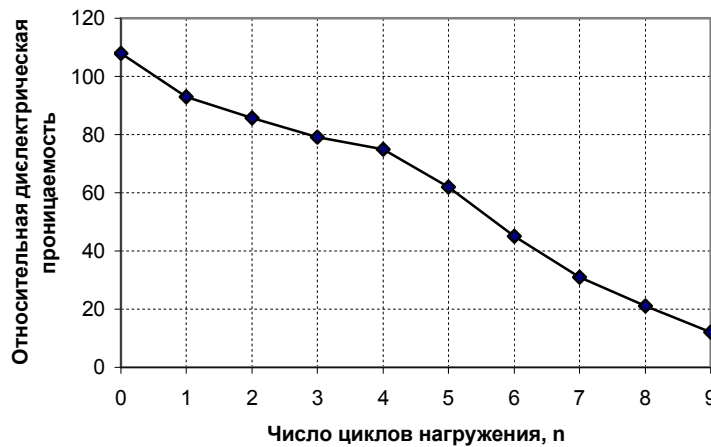


Рис. 6.4. Зависимость относительной диэлектрической проницаемости от числа циклов нагружения: песчаник, шахта им. А.А. Скочинского, горизонт 1100 м «кубик».

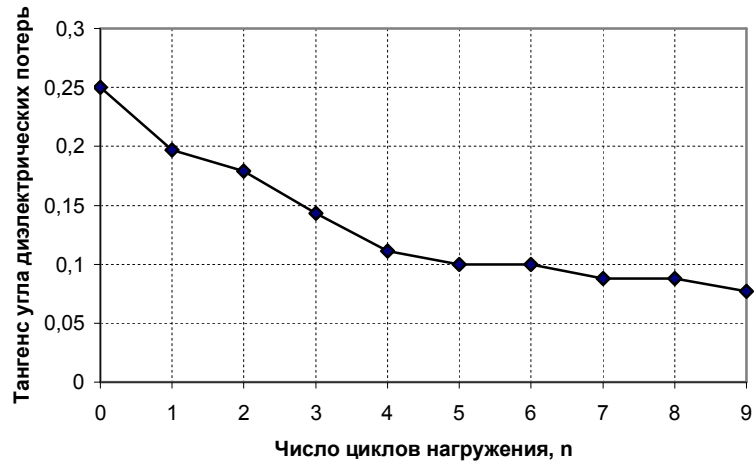


Рис. 6.5. Зависимость тангенса угла диэлектрических потерь от числа циклов нагружения: песчаник, шахта им. А.А. Скочинского, горизонт 1100 м, «кубик».

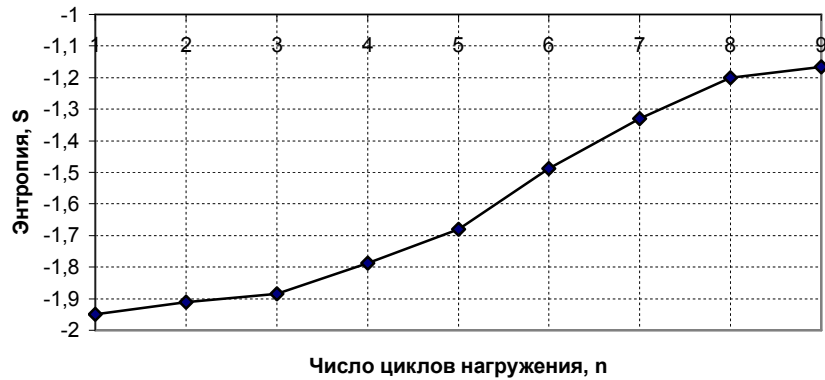


Рис 6.6. Зависимость информационной энтропии S от числа циклов нагружения: песчаник, шахта им. А.А. Скочинского, горизонт 1100 м, «кубик»

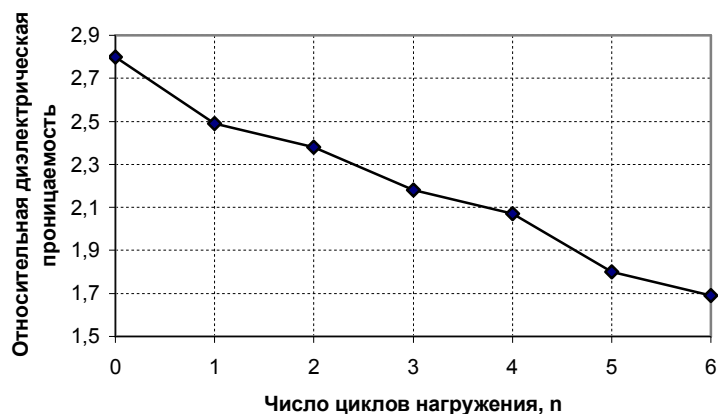


Рис. 6.7. Зависимость относительной диэлектрической проницаемости от числа циклов нагружения: алевролит, шахта Западно-Донбасская, горизонт 480 м, «кубик»

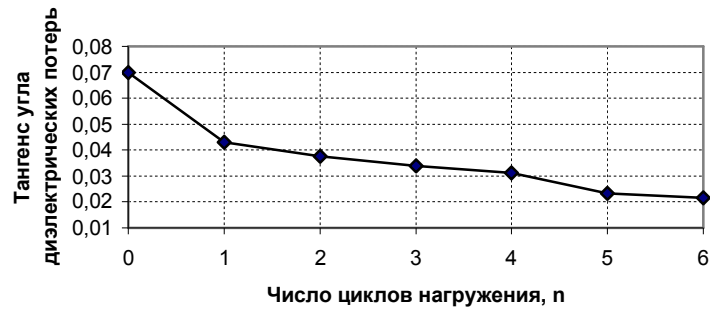


Рис. 6.8. Зависимость тангенса угла диэлектрических потерь от числа циклов нагружения: алевролит, шахта Западно-Донбасская, горизонт 480 м, «кубик»



Рис. 6.9. Зависимость информационной энтропии S от числа циклов нагружения: алевролит, шахта Западно-Донбасская, горизонт 480 м, «кубик»

Как видно из полученных зависимостей, все они характеризуются монотонным уменьшением величин диэлектрических параметров пород и одновременным ростом их энтропии. Причина роста энтропии с развитием поврежденности горных пород подробно рассмотрена в работах [81, 264].

Уменьшение величин ε и $tg \delta$ по ходу разрушения можно объяснить следующими явлениями. Как было отмечено выше, при разрушении горная порода увеличивает свой объем за счет роста микротрещин, в которые попадает окружающий породу газ. В наших исследованиях образцы находились в воздушной среде, следовательно, они «насыщались» воздухом, относительная диэлектрическая проницаемость воздуха $\varepsilon = 1$, то есть она заведомо намного меньше относительной диэлектрической проницаемости любой горной породы. Таким образом, за счет «разбавления» горной породы средой с воздухом с меньшим значением ε происходит уменьшение ее суммарного значения. Те же рассуждения совершенно справедливы относительно величины $tg \delta$.

В отношении образцов угля, с которыми проводились исследования, необходимо отметить, что они длительное время перед испытаниями находились в лабораторных условиях, поэтому с большой степенью точности

можно утверждать, что весь адсорбированный метан уже «вышел» из образцов в атмосферу.

Анализ полученных экспериментальных кривых позволил сделать вывод о том, что изменение диэлектрических параметров горных пород и их энтропии, как функций поврежденности, происходит монотонно и синхронно. Таким образом, относительная диэлектрическая проницаемость ε и тангенс угла диэлектрических потерь $tg \delta$ могут быть использованы в качестве информативных параметров, характеризующих степень поврежденности горной породы, и при необходимости, по их значениям может быть определена энтропия S горной породы.

6.2. Анализ результатов шахтных исследований геомеханических процессов в породном массиве на основе термодинамического подхода

Автором были проведены натурные исследования геомеханических процессов, идущих в приконтурной области массива при ведении горных работ и энтропии пород этой области. Так как величина энтропии может быть определена только путем косвенных измерений, то для ее определения использовались данные измерений относительной диэлектрической проницаемости ε и тангенса угла диэлектрических потерь $tg \delta$. Исследования проводились параллельно описанным в работе [268] исследованиям влияния скорости подвигания горной выработки на геомеханические процессы в лавах угольных шахт Донбасса. Величины относительной диэлектрической проницаемости ε и тангенса угла диэлектрических потерь $tg \delta$ определялись путем прямых измерений с использованием погружного датчика, показанного на рис. 6.10, который помещался в шпур в кровле выработки, и, параллельно, при лабораторных исследованиях выбуренных образцов кровли, изготовленных из кернов. Расчет энтропии производился с помощью формулы, полученной и опубликованной автором в работах [49, 269]:

$$S = \frac{\ln\left(\frac{a}{tg \delta}\right)}{k_{tg \delta}} = \frac{\ln\left(\frac{b}{\varepsilon}\right)}{k_{\varepsilon}}, \quad (6.2)$$

где $k_{tg \delta}$ и k_{ε} – скорости изменения соответственно тангенса угла диэлектрических потерь $tg \delta$ и относительной диэлектрической проницаемости ε горной породы;

a и b – эмпирические параметры, характеризующие угол наклона кривых (определяемые физико-механическими свойствами пород, условиями их залегания и т.п.).

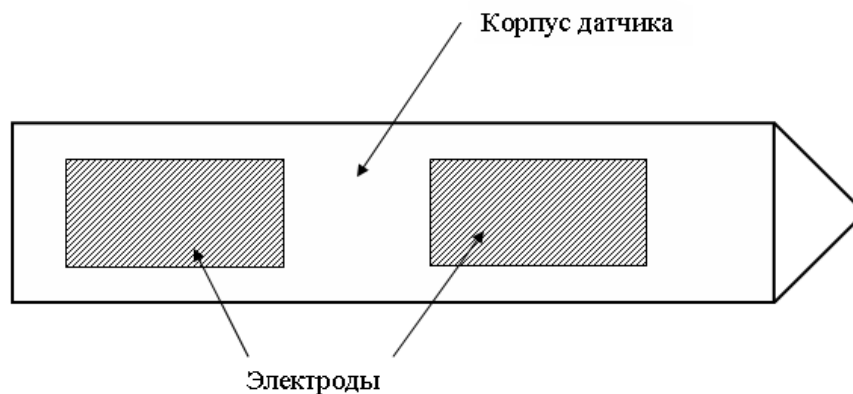


Рис. 6.10. Погружной датчик для определения диэлектрических параметров пород приконтурной области массива

В качестве объекта исследований был выбран шаг обрушения основной кровли (первичный и установившийся). Этот показатель, во-первых, объективно отражает геомеханические процессы, происходящие при развитии очистных работ, и, во-вторых, не требует специальных наблюдений и традиционно отражается в шахтной документации [268].

Были обработаны данные шахт объединений: ОАО «Павлоградуголь», ГП «Луганскуголь», ГП «Первомайскуголь», ГП «Снежноантрацит», ГП «Шахтерскантрацит», ГП «Антрацит», ГП «Горезантрацит», ГП «Свердловантрацит», ГП «Ровенькиантрацит», а также шахт «Красноармейская-Западная №1» и «Краснолиманская».

На рис. 6.11 – 6.14 в качестве примера приведены зависимости величины энтропии кровли очистной выработки от длины выработанного пространства при первичном и установившемся обрушении и скорости изменения энтропии от величин первичного и установившегося обрушения, полученные на шахтах ГП «Ровенькиантрацит» (порода кровли – алевролит).



Рис. 6.11. Зависимость энтропии от длины выработанного пространства до первичного обрушения (а=20 м)

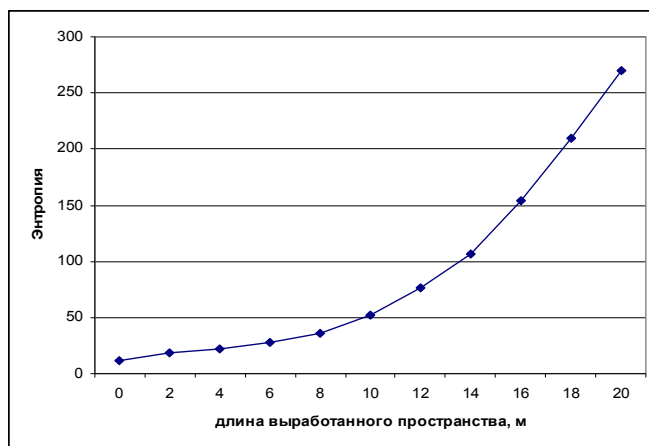


Рис. 6.12. Зависимость энтропии от длины выработанного пространства до установившегося обрушения ($a=20$ м)

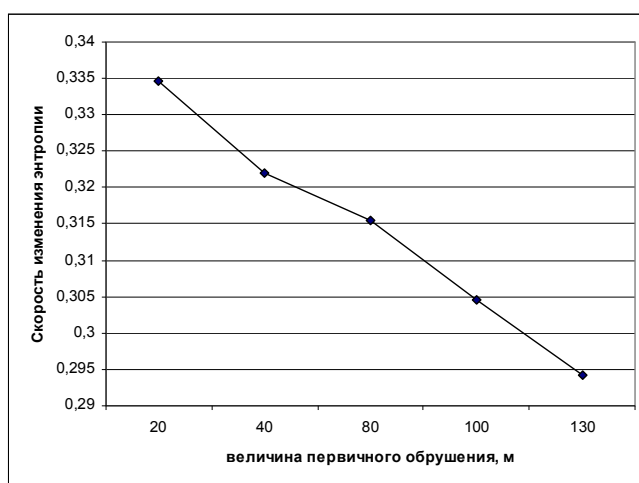


Рис. 6.13. Зависимость скорости изменения энтропии от величины шага первичного обрушения

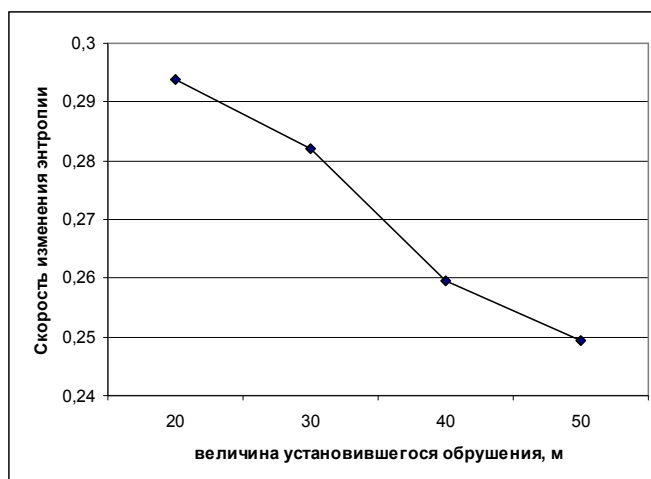


Рис. 6.14. Зависимость скорости изменения энтропии от величины шага установившегося обрушения

Рассмотрим более подробно полученные зависимости. Как видно из кривых, представленных на рис. 6.11, 6.12, величина энтропии находится в

экспоненциальной зависимости от величины шага первичного и установившегося обрушений кровли очистной выработки. Более наглядно динамику изменения величины энтропии кровли показывают рис. 6.13, 6.14. Из них следует, что при увеличении величины шага первичного и установившегося обрушения, скорость роста энтропии уменьшается, то есть растет устойчивость кровли. Полученный результат подтверждает известный факт повышения устойчивости кровли выработки при увеличении скорости ее подвигания.

Аналогичные результаты были получены и для других лав из исследуемой группы шахт.

Таким образом, схематически, изменение энтропии пород кровли очистной выработки при подвигании лавы можно изобразить так, как это показано на рис. 6.15.

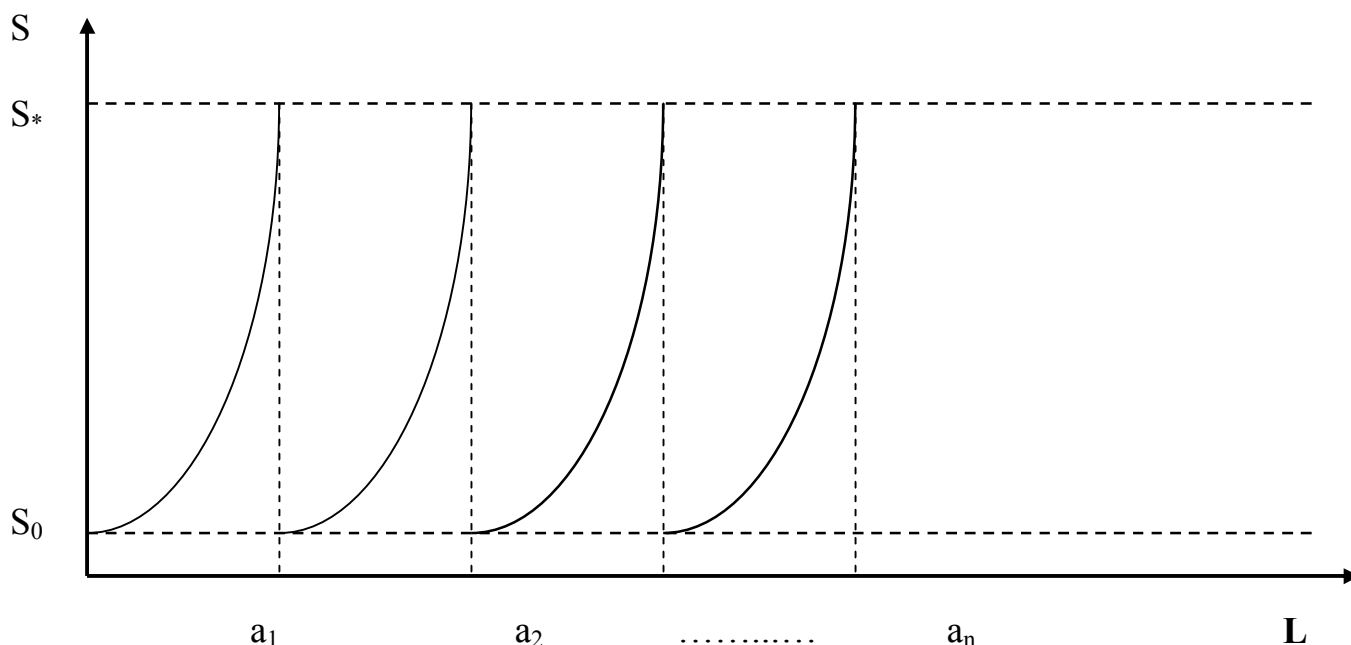


Рис. 6.15. Изменение энтропии пород кровли очистной выработки при подвигании лавы (a_i — обрушения; L — длина выработанного пространства)

6.3. Термодинамический критерий оценки устойчивости пород кровли очистной выработки

Схематически изменение устойчивости кровли очистной выработки выглядит так, как это показано на рис. 6.16 [59].

Эти обрушения происходят в выработанное пространство позади механизированного комплекса, и, при правильном прогнозе момента наступления этого события, не имеют негативных последствий, являясь, по существу, одним из способов управления кровлей, применяемых в настоящее время.

Расчет, на основе которого может быть сделан достоверный прогноз вероятности обрушений кровли, является весьма важным, так как он определяет безопасность и эффективность ведения очистных работ.

В настоящее время существует большое число исследований, посвященных этой проблеме. Все они, в конечном счете, позволяют рассчитывать напряженно-деформированное состояние породного массива и вероятность возможных обрушений на основе данных замеров целого ряда параметров участка массива, содержащего очистную выработку. На основе этих данных строится работа современных систем геомеханического мониторинга, шахтных систем контроля и управления. Однако, как было показано в работах [75, 76], подход, основанный на контроле многих параметров – малоперспективен и не отличается высокой достоверностью.

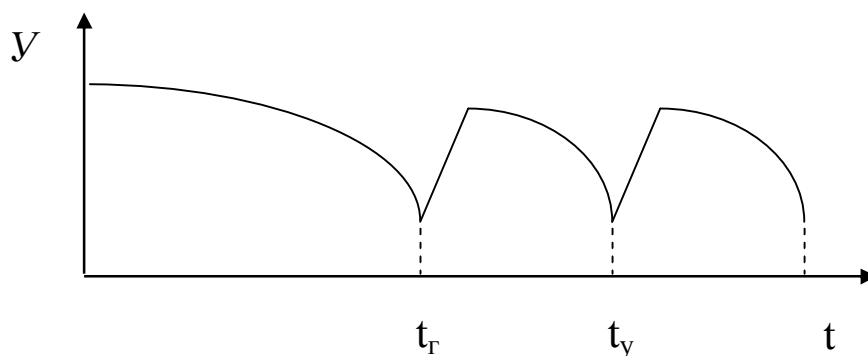


Рис. 6.16. Изменение показателя устойчивости кровли U от времени отработки очистного забоя:

t_r – время до первичного обрушения;

t_y – время до установившегося обрушения.

В работе [50], показано, что энтропия приконтурной области массива, содержащей очистную выработку, является интегральным (комплексным) параметром, характеризующим надежность функционирования этой сложной технической системы как управляемого геомеханического объекта. Однако, для реализации подходов, изложенных в работе [50], применительно непосредственно к прогнозу устойчивости приконтурной области, то есть – осуществления прогноза надежности функционирования очистного забоя по фактору «обрушения кровли», необходима разработка критериев, позволяющих однозначно и с высокой степенью достоверности оценивать величину вероятности обрушения. Наиболее правильно, с нашей точки зрения, это может быть сделано, с использованием кинетической теории прочности и методов термодинамики необратимых процессов.

В связи с этим, необходима разработка термодинамического критерия оценки и прогноза вероятности обрушения приконтурной области массива, содержащей очистную выработку.

Разрушение кровли начинается с разрушения ее отдельных элементов. Используя положение о том, что энтропия горной породы является количественной мерой накопленных ею повреждений [82, 171], разрушение участка массива, содержащего очистную выработку, и элемента горной породы схематически можно представить так, как это изображено на рис. 6.17.

Установлено, что наиболее интенсивное проявление горного давления происходит при первых посадках трудно обрушающихся кровель [266, 270]. Авторы работы [271] отмечают, что наиболее негативные последствия проявлений горного давления в очистных забоях с труднообрушающейся кровлей наблюдаются при ее первичных обрушениях.

Поэтому дальнейшее рассмотрение процессов обрушений кровли необходимо продолжить на основе исследования именно этих процессов. По данным работ [271 – 277], в настоящее время метод конечных элементов получил наиболее широкое развитие, так как он дает возможность рассмотрения неоднородной среды, состоящей из совокупности конечного числа элементов.



Рис. 6.17. Разрушение элемента горной породы (а) и участка массива, содержащего очистную выработку (б)

Наиболее интересны и перспективны в этом плане исследования А.Н. Шашенко и Н.В. Хозяйкиной [59, 75, 70, 71].

Процесс отработки угольного пласта на первом этапе можно представить в виде последовательности двух этапов: 1 – сооружение разрезной печи; 2 – отход лавы от разрезной печи на расстояние l_6 , при котором происходит генеральное обрушение кровли (рис. 6.18).

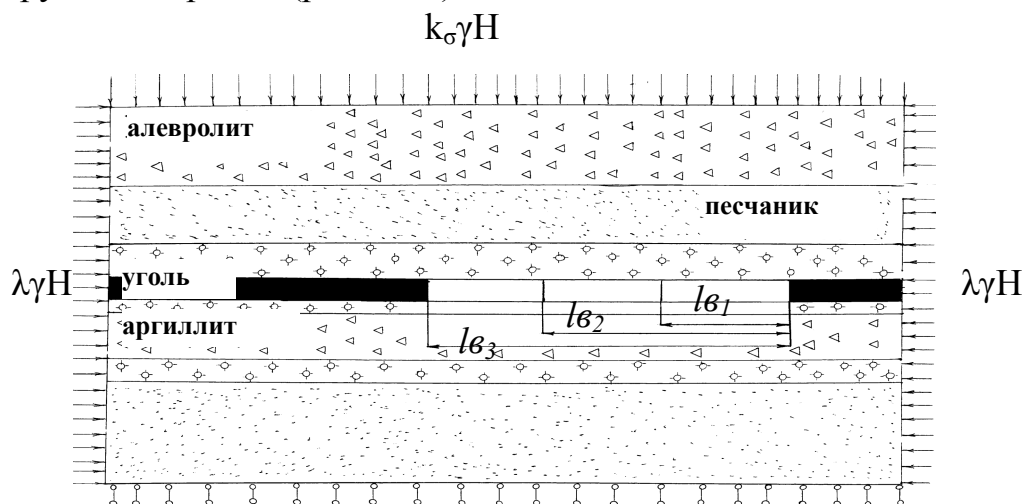


Рис. 6.18. Расчетная схема к решению задачи определения величины первичного обрушения

Решение этой задачи осуществлялось пошагово, с помощью метода конечных элементов [219, 278], и заключалось в выполнении последовательности расчетов (этапов), на каждом из которых моделировалась полость различных размеров.

По мере удаления забоя от разрезной печи, размер полости обнажения увеличивался, после чего определялось соответствующее данному этапу работ напряженно-деформированное состояние окружающего породного массива.

Абсолютная величина компонентов напряжений, формирующихся в окрестности лавы, не является информативной с позиций оценки опасности разрушения вмещающих горных пород. В каждой рассматриваемой точке массива опасность разрушений среды можно определить на основе точечного критерия прочности, сравнивая так называемое эквивалентное напряжение σ_e с пределом прочности пород на одноосное сжатие R_c . Условие разрушения будет иметь следующий вид:

$$\sigma_e^* = \sigma_e \geq R_c \cdot k_c, \quad (6.3)$$

где k_c – коэффициент структурного ослабления породного массива, определяемый по известным методикам [135];

σ_e^* – критическое значение эквивалентного напряжения, соответствующее разрушению.

Выражение (6.3) является, по существу, локальным (точечным) критерием разрушения породного массива.

Эквивалентное напряжение в произвольной точке для случая плоской задачи определяется по формуле [132]:

$$\sigma_e = \frac{(\psi - 1)(\sigma_1 + \sigma_3) + \sqrt{(1 - \psi)^2(\sigma_1 + \sigma_3)^2 + 4\psi(\sigma_1 - \sigma_3)^2}}{2\psi}, \quad (6.4)$$

где σ_1, σ_3 – компоненты главных напряжений;

$\psi = \frac{R_p}{R_c}$ – коэффициент хрупкости, равный отношению предела прочности

на растяжение R_p – к пределу прочности на сжатие R_c .

По данным [132], коэффициент структурного ослабления k_c равен отношению значения удельной прочностной характеристики в массиве к ее значению, полученному при испытании образцов стандартных размеров. Как правило, это отношение предела прочности на одноосное сжатие в массиве R_m к среднему пределов прочности образцов горной породы \bar{R}_c , то есть:

$$k_c = \frac{R_m}{\bar{R}_c}. \quad (6.5)$$

Подставляя выражение (6.5) в (6.3), в предположении, что $\bar{R}_c \approx R_c$ получаем следующее соотношение:

$$\sigma_e \geq \frac{R_m}{R_c} R_c \geq R_m, \text{ или } \sigma_e \geq R_m. \quad (6.6)$$

Последнее выражение имеет предельно простой смысл, говорящий о том, что разрушение произойдет тогда, когда эквивалентное напряжение σ_e , действующее на элемент массива, будет равно или больше предела его прочности на одноосное сжатие.

В работе [8] показано, что величина энтропии увеличивается от цикла к циклу, а предел прочности – соответственно, уменьшается. Аппроксимация этих зависимостей, представленных $\sigma = f(S)$, показывает, что они описываются экспоненциальной функцией вида:

$$\sigma = A \cdot \exp(-S \cdot k), \quad (6.7)$$

где A – параметр, характеризующий крутизну зависимости;

k – параметр, характеризующий интенсивность изменения прочности образца горной породы.

Монотонный характер зависимостей (6.7), позволяет сделать вывод о существовании функциональной зависимости между пределом прочности образцов горных пород и их энтропией.

В связи с этим, справедливо следующее выражение:

$$S = f(R_c). \quad (6.8)$$

Учитывая монотонный характер представленных графических зависимостей и непрерывность кривых, должна быть справедлива и обратная зависимость:

$$R_c = f(S). \quad (6.9)$$

Тогда выражение (6.7) может быть переписано в виде:

$$\sigma_e \geq \sigma_e^* A \cdot \exp(-S \cdot k). \quad (6.10)$$

Последнее выражение является локальным энтропийным критерием разрушения породного массива (элемента породного массива).

Попытаемся теперь установить вид функций f из выражения (6.9) или (6.10), и связать величину S аналитически с диэлектрическими параметрами горных пород: относительной диэлектрической проницаемостью ε и тангенсом угла диэлектрических потерь $tg\delta$. Это необходимо сделать, так как энтропия является фундаментальной физической величиной, значение которой не может быть получено путем прямых измерений. Для ее определения, необходимы измерения других физических параметров, используя значения которых с помощью несложных вычислений и определяется значение энтропии.

В работе [171] описаны результаты исследований зависимости энтропии, относительной диэлектрической проницаемости ε и тангенса угла диэлектрических потерь $tg\delta$ угля, алевролита, песчаника и других горных пород при их циклическом нагружении до предела прочности. На рис. 6.19, 6.20 в качестве примера представлены экспериментальные зависимости относительной диэлектрической проницаемости ε и тангенса угла диэлектрических потерь $tg\delta$, полученные при испытаниях образцов алевролита, отобранных на шахте «Западно-Донбасская» (гор. 480 м.). Аналогичные зависимости были получены и для породных образцов, отобранных на других шахтах Донецкого бассейна. Аппроксимация экспериментальных кривых к известным функциональным зависимостям показывает их хорошее соответствие экспоненциальной функции вида:

$$\begin{cases} tg\delta = a \cdot \exp(-k_{tg\delta} \cdot S) \\ \varepsilon = b \cdot \exp(-k_\varepsilon \cdot S), \end{cases} \quad (6.11)$$

где a и b – эмпирические параметры, характеризующие угол наклона кривых (определяемые физико-механическими свойствами пород, условиями их залегания и т.п.);

$k_{tg\delta}$ и k_ε – скорости изменения тангенса угла диэлектрических потерь $tg\delta$ и относительной диэлектрической проницаемости ε горной породы.

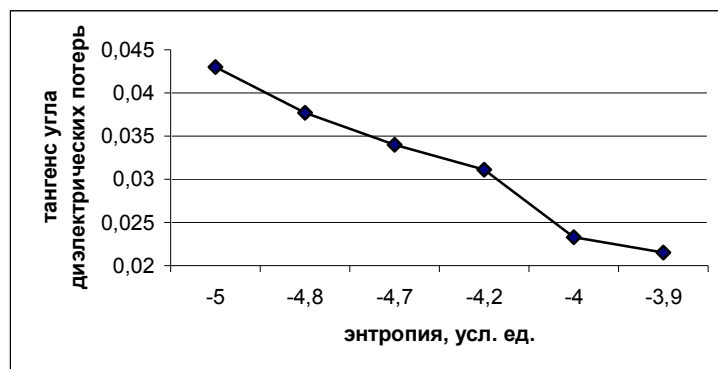


Рис. 6.19. Зависимость тангенса угла диэлектрических потерь от энтропии образцов алевролита, отобранных на гор. 480 м, шахты «Западно-Донбасская»

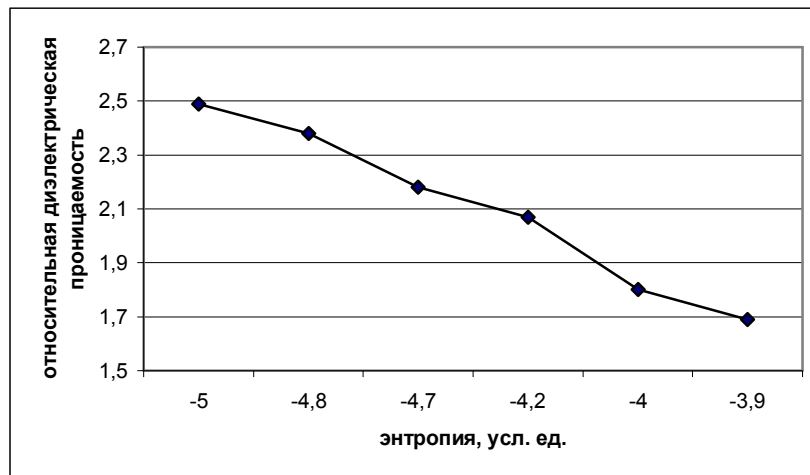


Рис. 6.20. Зависимость относительной диэлектрической проницаемости образцов алевролита, отобранных на гор. 480 м, шахты «Западно-Донбасская»

Выражение (6.10) может быть переписано в следующем виде:

$$\sigma_e \geq \frac{\ln\left(\frac{a}{tg\delta_{крит.}}\right)}{k_{tg\delta}} \cdot \frac{\ln\left(\frac{b}{\varepsilon_{крит.}}\right)}{k_\varepsilon} \quad (6.12)$$

Локальный термодинамический критерий разрушения, представленный в виде (6.12), имеет вид, вполне пригодный для практического применения, так как содержит реально измеряемые (в отличие от энтропии) физические параметры горной породы.

Выражение (6.12) дает принципиальную возможность оценивать устойчивость элементов породного массива, составляющих приконтурную область на основе данных неразрушающего контроля диэлектрических параметров горных пород.

Выше было получено аналитическое выражение локального термодинамического критерия оценки устойчивости элемента углепородного массива. Однако практический интерес представляет оценка устойчивости участка кровли очистной выработки в стадии первичного и установившегося обрушений. В связи с этим, целью дальнейших исследований была разработка интегрального термодинамического критерия оценки устойчивости кровли очистной выработки.

В работах [70, 279] для горно-геологических условий шахты «Белозерская» ГП «Добропольеуголь» показано, что величина первичного обрушения при отработке пл. l_8 гор. 550 м является нелинейной функцией от мощности песчаника, залегающего в кровле. Из рис. 6.21 и 6.22 очевидно, что величина первичного обрушения зависит от мощности песчаника до определенных размеров его мощности. То есть, после того как мощность

песчаника превысит 20 м, величина первичного обрушения изменяется незначительно.

На основе графиков на рис. 6.21 можно построить графики приращения величины первичного обрушения к мощности песчаника (рис. 6.22).

В аналитическом виде эта зависимость может быть в первом приближении представлена следующей формулой:

$$l_e = 82,6 - 0,5h_n^2 + 10,7h_n. \quad (6.13)$$

Формула (6.13) является основой для прогноза факта ожидаемого первичного обрушения в частном случае, когда мощность непосредственной кровли равна 3,0 - 4,0 м, а длина лавы составляет 170 - 180 м.

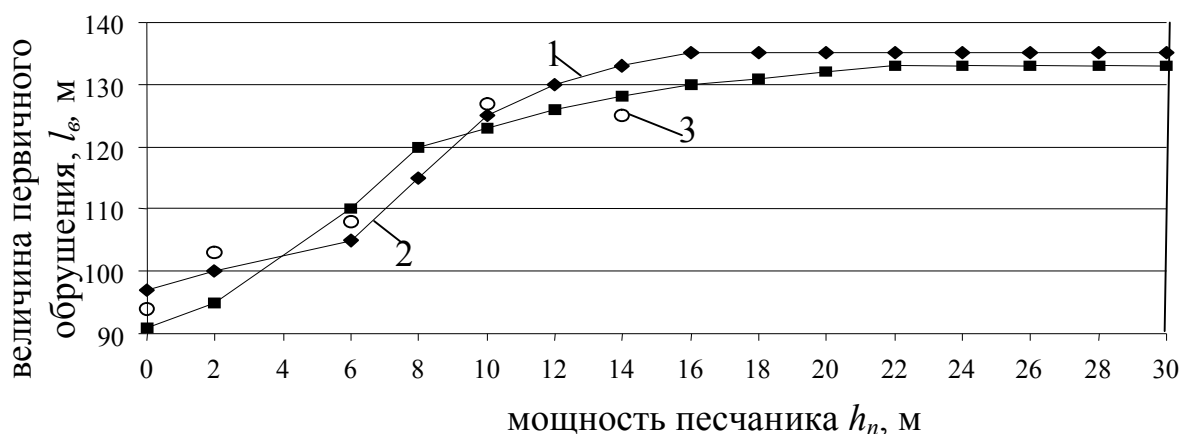


Рис. 6.21. Зависимость величины первичного обрушения от мощности слоя песчаника в кровле, полученная:

- 1 – на основе применения метода конечных элементов;
- 2 – путем моделирования на эквивалентных материалах;
- 3 – на основе фактически измеренных величин.

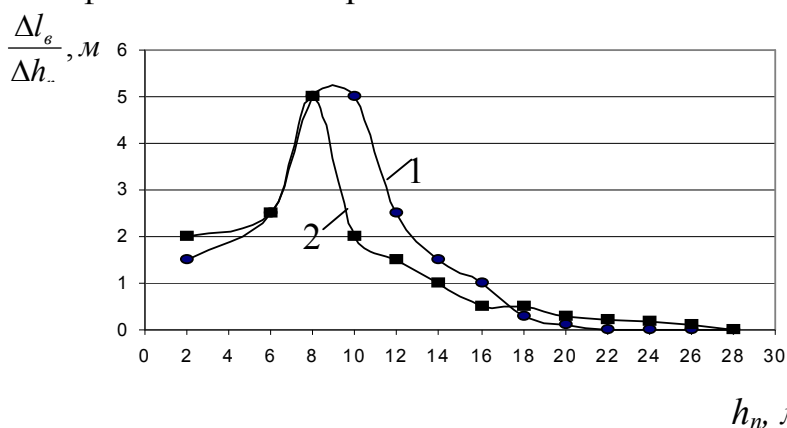


Рис. 6.22. График приращения величины первичного обрушения к мощности песчаника:

- 1 – метод конечных элементов;
- 2 – моделирование на эквивалентных материалах.

Величина первичного обрушения существенно зависит от двух параметров: мощности слоя непосредственной кровли, которая для условий

шахты «Белозерская» ГП «Добропольеуголь» представлена аргиллитом, и мощности собственно слоя крепкого песчаника. Эта зависимость имеет нелинейный вид и представлена на рис. 6.23. Из рис. 6.23 вытекает, что при мощности аргиллита, превышающей 10 м, величина первичного обрушения зависит только от мощности пласта песчаника и не зависит от мощности аргиллита.

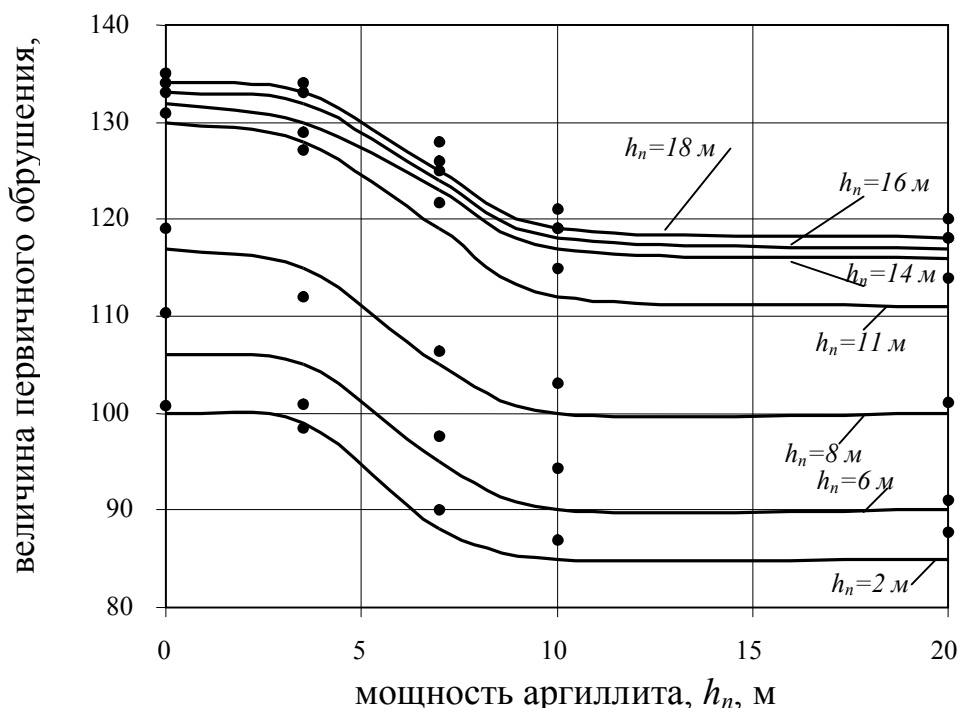


Рис. 6.23. Зависимость величины первичного обрушения от мощности слоя аргиллита в кровле при различных значениях мощности слоя песчаника: (• - на графике отмечены значения величин первичного обрушения, рассчитанные по формуле (6.14)).

Зависимость аппроксимирована полиномиальной функцией и графики на рис. 6.22, в первом приближении, могут быть описаны в следующем виде:

$$l_{\text{в}} = 0,07h_{\text{арг}}^2 - 2,3h_{\text{арг}} + 0,13h_n^2 + 2,6h_n + 95, \quad (6.14)$$

(при $0 \leq h_n \leq 30$ м; $0 \leq h_{\text{арг}} \leq 20$).

Результаты аппроксимации на рис. 6.23 отмечены точками и достаточно близко совпадают с кривыми, полученными на основе метода конечных элементов.

Соотношение (6.14) получено для условий решения задачи плоской деформации. В случае же решения объемной задачи на величину первичного обрушения оказывает влияние длины лавы. Влияние это, как показало компьютерное моделирование, не превышает 20%.

С учетом длины лавы величина первичного обрушения определяется следующей зависимостью:

$$l_{\text{в}} = \left(0,07h_{\text{арг}}^2 - 2,3h_{\text{арг}} + 0,13h_n^2 + 2,6h_n + 95\right) \frac{150 + L}{2L}. \quad (6.15)$$

Результаты расчетов, полученные по формуле (6.15), имеют достаточно близкую сходимость (расхождение не превышает 15%).

После первичного обрушения, по мере подвигания лавы происходят периодические обрушения кровли в выработанное пространство с установившимся шагом обрушения.

Для определения установившегося шага обрушения пород кровли в лаве пологозалегающего угольного пласта разработана расчетная схема, приведенная на рис. 6.24 ([70, 71]).

Вес пород в пределах блока $ABCD$ уравнивается силами отрыва по контуру ABC . Интегральный критерий прочности, предложенный А.Н. Шашенко и Н.В. Хозякиной [70, 71], в этом случае будет иметь вид:

$$a = \frac{R_c \cdot k_c \cdot h \cdot \sin \alpha}{\gamma \cdot h - R_c \cdot k_c}, \quad (6.16)$$

где R_c – предел прочности пород на одноосное сжатие;

k_c – коэффициент структурного ослабления. Величина его принимается равной 0,1 для вмещающих пород исследуемой области породного массива (рис. 6.24).

В работе [171] получено выражение для изменения энтропии, которое может быть принято в качестве соотношения, учитывающего взаимосвязь между энтропией элемента породного массива и его физико-механическими свойствами при разрушении и отделении от массива.

$$dS = \frac{1}{T} [dU - 4 \frac{(1 - \mu^2)}{E} \sigma_e^2 \cdot dV], \quad (6.17)$$

где T – температура участка массива;

U – величина внутренней энергии;

μ – коэффициент Пуассона;

E – модуль Юнга;

σ_e – эквивалентное напряжение;

V – объем отделяемой от массива породы.

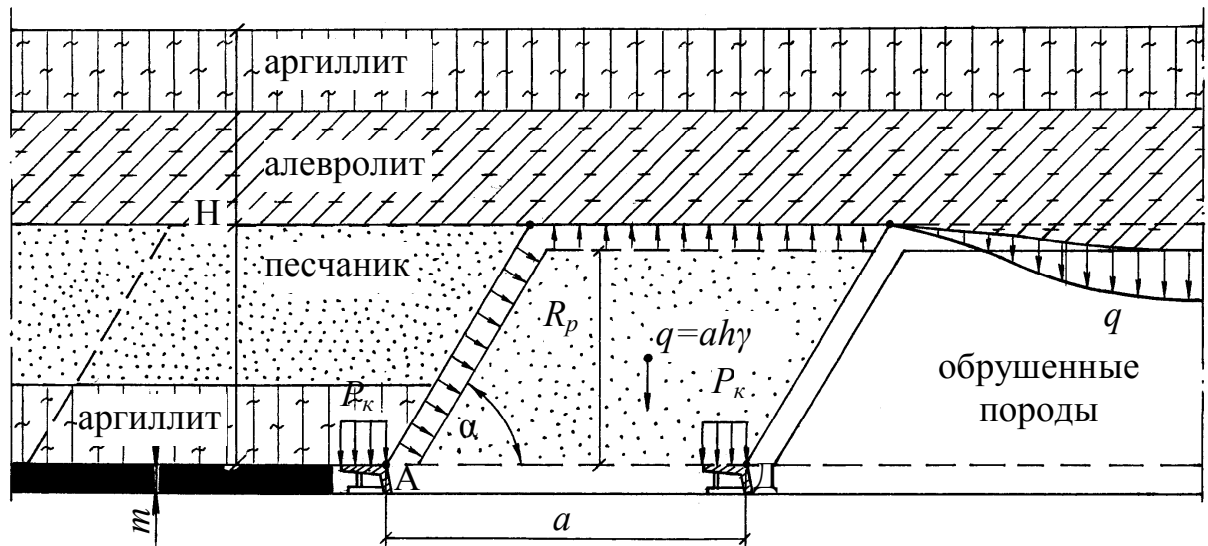


Рис. 6.24. Расчетная схема к определению установившегося шага обрушения пород кровли в лаве пологозалегающего угольного пласта

Для получения интегрального критерия разрушения участка массива, содержащего очистную выработку, проинтегрируем (6.17) по объему, в котором происходит разрушение:

$$S = \int_V dS = \frac{1}{T} \int_V \left[dU - 4 \frac{(1 - \mu^2)}{E} \sigma_e^2 dV \right], \quad (6.18)$$

где dV – объем разрушающегося элемента породного массива.

Перед интегрированием этого выражения, рассмотрим входящие в него величины. В настоящее время установлена непосредственная взаимосвязь относительного напряженного состояния и температуры породного массива [280, 281]. Однако, в нашем случае, полагая, что процессы обрушений кровли вслед за подвиганием очистного забоя происходят достаточно быстро, можно полагать, что, в целом, температура участка горного массива остается неизменной.

По данным [281] только 10 – 15% работы сил, вызвавших деформацию горных пород, переходит в тепло. Учитывая то, что это находится в пределах погрешности, допускаемой при натуральных измерениях в породном массиве, этой частью работы сил деформации можно пренебречь.

По данным [80] внутренняя энергия является экстенсивной характеристикой, пропорциональной количеству вещества в термодинамической системе.

Тогда внутренняя энергия U горной породы, заключенной в объеме dV и количество теплоты dQ , в соответствии с этим и данными работы [129]:

$$dQ \approx 0; U = - \int_V P \cdot dV + const, \quad (6.19)$$

где P – давление.

Воспользовавшись далее результатами работы [259], в которой энтропийный критерий разрушения предлагается записывать в виде:

$$\int_0^{t_*} \dot{S}(t) dt = S_* , \quad (6.20)$$

где t_* – время до разрушения;

$\dot{S}(t)$ – скорость изменения энтропии;

S_* – критическое значение энтропии, соответствующее началу разрушения образца породы (элемента массива).

Так как $\dot{S}(t) = \frac{dS}{dt}$, то (6.20) может быть переписано в следующем виде:

$$\int_0^{t_*} \frac{dS}{dt} dt = \int_0^{t_*} dS = S_* . \quad (6.21)$$

Тогда, возвращаясь к (6.18), с учетом (6.19) – (6.21) можно записать следующее выражение:

$$S_* = \int_{dV} dS = \frac{1}{T_V} \int (dU - 4 \frac{(1-\mu^2)}{E} \sigma_e^2 dV) = -\frac{1}{T_V} \int \left(P + 4 \frac{(1-\mu^2)}{E} \sigma_e^2 \right) dV. \quad (6.22)$$

Следует отметить, что знак «-» в выражении (6.22) не имеет физического смысла, так как термодинамическая энтропия – всегда положительна. Совершаемая в разрушаемом объеме dV породного массива работа должна совпадать по знаку, а не только по величине приращению энтропии (в соответствии с законом сохранения энергии). Поэтому знак в выражении (6.22) должен быть изменен на противоположный. Наличие знака «-» в выражении (6.22) объясняется неверным выбором в качестве положительных направлений векторов dS , P , σ_e , которые имеют одно направление.

Принимая для простоты дальнейших рассуждений, что напряженно-деформированное состояние горных пород в углевмещающем породном массиве близко к гидростатическому, можем записать, что $P = \sigma_y$ и $\sigma_y \approx \sigma_{y0}$.

Интегрирование по объему последнего выражения, в данном случае, не имеет смысла, так как переменные μ и E не зависят явным образом от изменения объема. В работе [55] приведены следующие зависимости для этих параметров, основанные на теории наследственной ползучести:

$$E(t) = \frac{E}{1 + \Phi}, \quad (6.23)$$

где Φ – функция ползучести, равная:

$$\Phi = \frac{\delta \cdot t^{1-\alpha}}{1-\alpha}, \quad (6.24)$$

где δ и α – реологические характеристики, получаемые экспериментально.

Временная функция для коэффициента Пуассона [273]:

$$\mu(t) = 0,5 - \frac{0,5 - \mu}{1 + \Phi}. \quad (6.25)$$

Величины E и μ в (6.23) и (6.25) являются характеристиками нетронутого массива и могут быть определены по данным лабораторных испытаний.

По данным [71] использование теории наследственной ползучести оправдано только в том случае, когда действующие напряжения не превышают длительной прочности массива. Это условие выполняется, так как обрушение кровли очистной выработки происходит непосредственно вслед за подвиганием линии очистного забоя, то есть не относится к длительно протекающим процессам.

Тогда выражение (6.22) с учетом (6.23), (6.24), можно переписать:

$$S_* = \int_V dS = \frac{1}{T} \int_V \left(\sigma_e \left(1 + 4\sigma_e \frac{(1 - \mu^2(t))}{E(t)} \right) \right) dV, \quad (6.26)$$

где величины $\mu(t)$ и $E(t)$ определяются выражениями (6.24), (6.25), и могут быть получены экспериментально для каждой горной породы по специальной методике.

Выражение (6.26), является интегральным критерием разрушения участка массива, содержащего очистную выработку. Его целесообразно использовать при оценке и прогнозе вероятности установившегося разрушения (см. рис. 6.18), с учетом геометрии участка кровли, объемом $V = a \cdot m \cdot L$, где m – мощность кровли, L – длина лавы, a – шаг обрушения кровли.

Определим критическое значение энтропии S_* как то, при котором наступает обрушение кровли.

Упрощая выражение (6.26), с учетом того, что объем обрушающихся пород $V = a \cdot m \cdot L$, и принимая $\mu(t) = const$ и $E(t) = const$, получаем следующее выражение интегрального критерия разрушения участка породного массива:

$$S_* = \frac{1}{T} \cdot a \cdot m \cdot L \cdot \left(\sigma_e \left(1 + 4\sigma_e \frac{(1 - \mu^2)}{E} \right) \right). \quad (6.27)$$

В соответствии с полученным критерием, обрушение кровли очистной выработки происходит при достижении величиной энтропии пород, ее слагающих своего критического значения S_* , которое может быть определено при помощи соотношения (6.26).

6.4. Исследование процесса обрушения пород кровли очистной выработки с использованием метода конечных элементов и энтропийно-интегрального критерия

Разработанные в предыдущих разделах локальный и интегральный критерии не позволяют детально исследовать процессы разрушения кровли очистной выработки. При этом величины первичного и установившегося обрушений кровли являются теми параметрами, прогноз которых служит необходимым условием обеспечения надежной и эффективной работы очистного забоя современной угольной шахты.

В связи с этим, представляло интерес провести исследование процесса обрушения кровли очистной выработки с использованием метода конечных элементов и энтропийно-интегрального критерия. Как уже было показано, обрушения кровли очистной выработки в соответствии с существующими

технологиями подземной добычи угля имеют циклический характер и описываются выражением (6.17). Аналогичным выражением описывается и шаг установившегося обрушения.

Расчетная схема исследований с использованием метода конечных элементов [278] представлена на рис. 6.25. Аналитическая зависимость (6.27) с учетом этой расчетной схемы может быть переписана в следующем виде:

$$S_* = \frac{1}{T} \cdot a \cdot m \cdot L \cdot \left(\sigma_e \left(1 + 4\sigma_e \frac{(1-\mu^2)}{E} \right) \right), \quad (6.28)$$

и принимая: $A = \frac{\sigma_e}{T} \cdot \left(1 + 4\sigma_e \frac{(1-\mu^2)}{E} \right)$ – параметр, характеризующий физико-

механические свойства пород приконтурной области массива, вмещающей очистную выработку (значения μ и E принимаются постоянными, в предположении, что деформирование пород происходит в упругой области); $B = m \cdot L$ – параметр, характеризующий горно-технологические условия разработки, где m – мощность кровли и L – длина лавы.

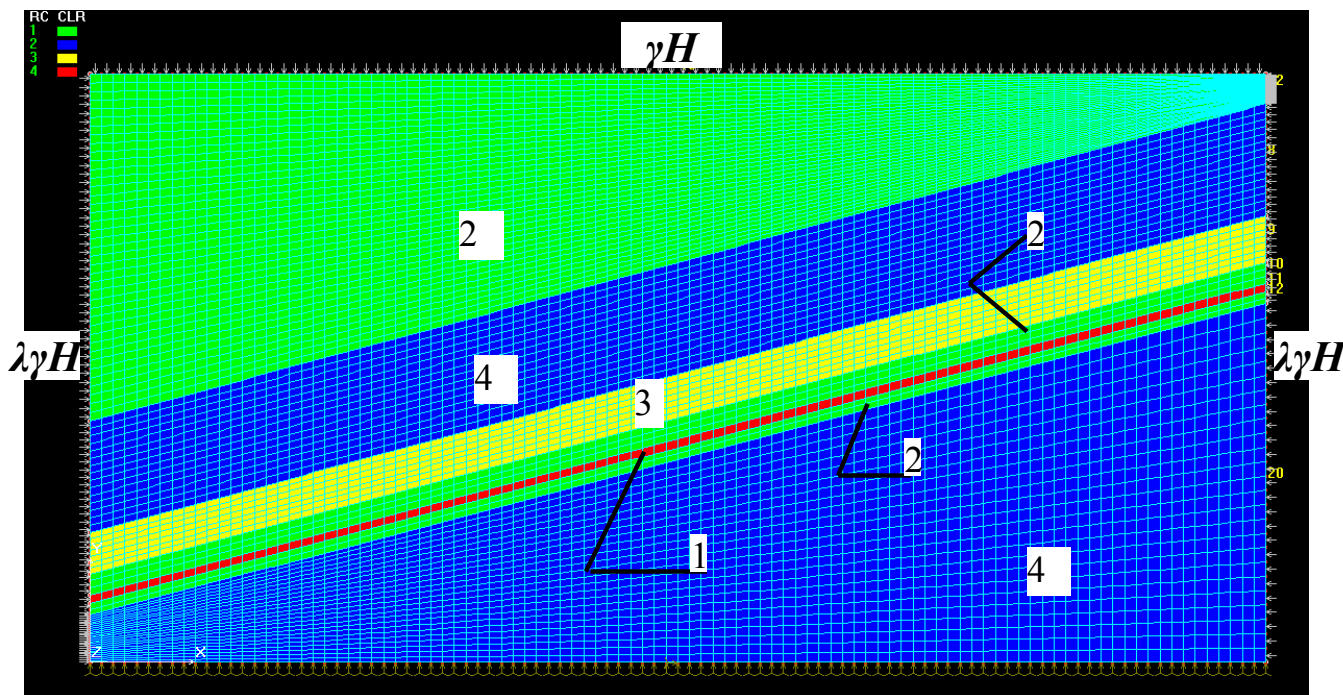


Рис. 6.25. Расчетная схема:

- 1 – угольный пласт, $m=1,5$ м;
- 2 – аргиллит: в кровле угольного пласта $m=3,5$ м в почве угольного пласта $m=2,0$ м;
- 3 – песчаник, $m=8,0$ м;
- 4 – алевролит: в кровле угольного пласта $m=5,0 - 19,0$ м; в почве угольного пласта $m=5,0 - 19,0$ м.

Тогда выражение (6.28) может быть переписано в следующем виде:

$$S_* = A \cdot B \cdot a. \quad (6.29)$$

Или, выражая из (6.29) величину шага первичного обрушения:

$$a = \frac{S_*}{A \cdot B}. \quad (6.30)$$

Используем далее метод конечных элементов, который позволяет условно разбить выбранный участок породного массива на совокупность большого числа конечных элементов с целью получения решения поставленной задачи численным методом. Этот подход связан с тем, что в аналитическом виде точное решение подобных задач будет получено еще не скоро. Аналитические выражения для энтропийного и интегрального критериев разрушения имеют следующий вид:

$$S_0 \leq S \leq S_* \text{ и } 0 \leq N \leq N^*, \quad (6.31)$$

где S_0 – величина энтропии, соответствующая начальному состоянию горной породы (неповрежденной горной породы – в массиве до начала ведения работ);

N^* – критическое число разрушенных элементов породного массива, при котором происходит его разрушение.

Учитывая соотношения (6.29) и (6.30), выражение (6.28) может быть переписано в виде энтропийно-интегрального критерия:

$$S_* = \int_0^{N^*} dS = \frac{d^3}{T} \int_0^{N^*} \left(\sigma_e \left(1 + 4\sigma_e \frac{(1-\mu^2)}{E} \right) \right) dN, \quad (6.32)$$

которое, с учетом сделанных выше допущений после интегрирования, принимает вид:

$$S_* = A \cdot N^* \cdot d^3. \quad (6.33)$$

Соответственно, для произвольного момента времени, (6.33) выглядит следующим образом:

$$S_i = A \cdot N_i \cdot d^3, \quad (6.34)$$

где S_i – текущее значение энтропии, соответствующее некоторому текущему количеству N_i разрушенных элементов в породном массиве.

Из этого выражения следует, что величина энтропии участка породного массива, содержащего очистную выработку, находится в линейной зависимости от количества разрушенных элементов.

Выражение (6.30) для определения шага обрушения кровли с учетом (6.33) может быть переписано:

$$a = \frac{N^*}{B} d^3. \quad (6.35)$$

Таким образом, величина шага обрушения кровли очистной выработки находится в линейной зависимости от количества разрушенных элементов.

На рис. 6.26 представлены результаты, полученные на основе шахтных наблюдений и моделирования с помощью метод конечных элементов [278] для условий шахт «Белозерская», «Комсомолец Донбасса» и им. Бажанова для первичного и установившегося обрушений кровли. Начало резкого роста значений количества разрушенных элементов, соответствует началу обрушения кровли. Обращает на себя внимание то, что установившееся обрушение

происходит при меньшей длине выработанного пространства по сравнению с генеральным.

Как видно из представленных на рис. 6.26 зависимостей, они подобны друг другу и могут быть приближенно заменены двумя прямыми, первая из которых выходит из начала координат и имеет небольшой угол наклона к оси абсцисс, вторая – является продолжением первой. Она располагается под большим углом к оси абсцисс и начинается в точке, соответствующей обрушению пород кровли. Соответственно, эти прямые могут быть описаны двумя линейными функциями вида $y = ax + b$, соединяющимися в точке, соответствующей обрушению кровли.

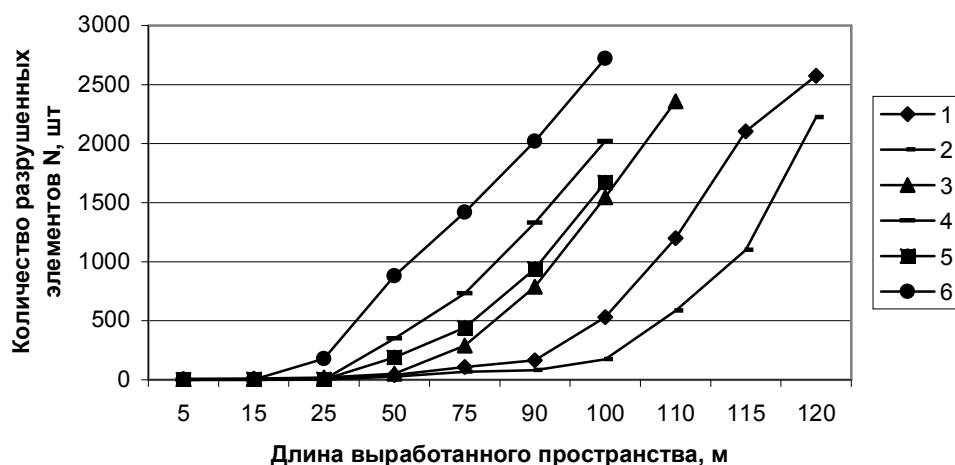


Рис. 6.26. Зависимость количества разрушенных элементов N (штук) от длины выработанного пространства для случаев первичного (1 – 3) и установившегося обрушений (4 – 5):

- 1, 4 – шахта «Белозерская»;
- 2, 5 – шахта «Комсомолец Донбасса»;
- 3, 6 – шахта им. Бажанова.

Представляло интерес сравнить полученные данные исследования процессов изменения энтропии в горной породе и числа разрушенных элементов при ее разрушении.

Так как представленные на рис. 6.26 кривые по различным шахтам подобны друг другу, то дальнейшие исследования было целесообразно провести для данных полученных на одной из этих шахт. Исследования были проведены для условий шахты «Белозерская» (Длина лавы $L = 200$ м, кровля состоит из аргиллита мощностью $m = 3,5$ м и залегающего над ним слоя песчаника мощностью $m = 8,0$ м). Кровля очистной выработки была условно разбита на отдельные конечные элементы размером $2 \times 2 \times 2$ м. Физико-механические свойства пород кровли приведены в таблице 6.1.

Таблица 6.1.

Физико-механические свойства пород кровли очистной выработки шахты «Белозерская»

	Аргиллит	Песчаник
Мощность m , м	3,5	8,0
Модуль упругости E , МПа	$2,78 \cdot 10^4$	$4,03 \cdot 10^4$
Коэффициент Пуассона, μ	0,23	0,21
Эквивалентное напряжение σ_e , Мпа	2,2	5,0

Так как при обрушении кровли в данных условиях происходит, как правило, практически одновременное обрушение слоев аргиллита и песчаника, то для дальнейших расчетов по формулам (6.30) или (6.35), использовались средневзвешенные значения модуля упругости E , коэффициента Пуассона μ и эквивалентного напряжения σ_e .

Их значения для условий шахты «Белозерская»: $E_{cp.} = 3,65 \cdot 10^4$ МПа; $\mu_{cp.} = 0,216$; $\sigma_{e\,cp.} = 4,1$ МПа. Тогда величина A с учетом этих значений: $A \approx 0,14$ МПа/град. Подставляя это значение в формулы (6.30) и (6.35), получаем следующую зависимость для энтропии S кровли очистной выработки, представленную на рис. 6.27.

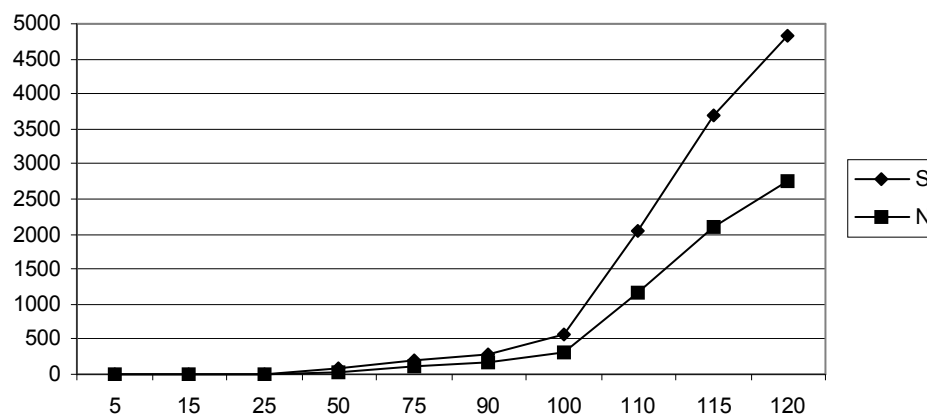


Рис. 6.27. Зависимость энтропии S и количества разрушенных элементов N от длины выработанного пространства

Для наглядности и возможности сравнения здесь также помещена кривая накопления разрушенных элементов.

Как видно на рис. 6.27, кривые зависимости энтропии S и количества разрушенных элементов N от длины выработанного пространства подобны друг другу, и как это подтверждается соотношениями (6.33) и (6.34), значения этих величин отличаются на постоянный коэффициент. Отсюда можно сделать

вывод о том, что энтропия горных пород является линейной функцией от числа разрушенных элементов в кровле очистной выработки.

В таблице 6.2 приведены значения длины выработанного пространства, энтропии пород кровли, и количества разрушенных элементов.

Так как полученные кривые совпадают с результатами шахтных наблюдений за процессом обрушений кровли в очистной выработке шахты «Белозерская» и аналогичные результаты получены и по двум другим шахтам, то можно сделать вывод о том, что энтропия является параметром, значение которого может быть использовано для прогноза обрушений кровли очистной выработки. Величина энтропии для осуществления такого прогноза определяется путем несложных измерений по известным методикам [49, 171] с использованием соотношения (6.29).

Таблица 6.2.

Длина выработанного пространства, энтропия пород кровли, и количество разрушенных элементов: шахта «Белозерская»*

Длина выработанного пространства l , м	Энтропия пород кровли, S	Количество разрушенных элементов N , шт
5	1,75	1
15	3,50	2
25	7,00	4
50	71,75	41
75	187,20	107
90	288,70	165
100 обрушение кровли	568,70	325
110	2047,20	1170
115	3683,25	2105
120	4824,10	2757

*В таблице 6.2 отмечено, что при длине выработанного пространства $l=100$ м произошло обрушение, чему соответствует количество разрушенных элементов $N=325$.

Представляло интерес исследовать зависимость производной dS/dl от длины выработанного пространства l . Экстремум этой функции должен соответствовать обрушению кровли, как это показано на рис. 6.28.



Рис. 6.28. Зависимость $\frac{dS}{dl}$ от длины выработанного пространства l .

Представленная на рис. 6.28 зависимость характеризуется резким скачком величины $\frac{dS}{dl}$ в момент, соответствующий обрушению кровли, что позволяет сделать вывод о возможности использования скорости роста энтропии пород кровли в качестве информативного параметра, характеризующего вероятность ее обрушения.

Представляло интерес провести сравнительный анализ результатов исследований обрушений кровли очистных выработок с использованием интегрального критерия прочности (6.16) и полученного энтропийно-интегрального критерия разрушения. Был проанализирован большой объем геомеханической и горнотехнической информации, полученной в работе [268] по следующим группам шахт: 1 - Ш/у «Луганское» (ГП «Луганскуголь»), 2 - «Лутугинская» (ГП «Луганскуголь»), 3 - им. XIX съезда КПСС (ГП «Луганскуголь»), 4 - им. Артема (ГП «Луганскуголь»), 5 - «Никанор - Новая» (ГП «Луганскуголь»), 6 - «Фашевская» (ГП «Луганскуголь»), 7 - «Первомайская» (ГП «Первомайскуголь»), 8 - «Золотое» (ГП «Первомайскуголь»), 9 - «Карбонит» (ГП «Первомайскуголь»), 10 - «Тошковская» (ГП «Первомайскуголь»), 11 - «Лозоватская» (ГП «Первомайскуголь»), 12 - Должанская - Капитальная (ГП «Свердловантрацит»), 13 - Свердлова (ГП «Свердловантрацит»), 14 - Центросоюз (ГП «Свердловантрацит»), 15 - Харьковская (ГП «Свердловантрацит»), 16 - Красный партизан (ГП «Свердловантрацит»), 17 - Прогресс (ГП «Торезантрацит»), 18 - им. Лутугина (ГП «Торезантрацит»), 19 - им. Кисилева (ГП «Торезантрацит»), 20 - ш/у Волыньское (ГП «Торезантрацит»), 21 - Комсомольская (ГП «Антрацит»), 22 - Партизанская (ГП «Антрацит»), 23 - Шахтерская - Глубокая (ГП «Шахтерскантрацит»), 24 - им. 1 Мая (ГП «Шахтерскантрацит»), 25 - Красноармейская-Западная, 26 - Краснолиманская, 27 - Ударник, 28 - Заря, 29 - им. В.И Чапаева (ГП «Шахтерскантрацит»), 30 - Иловайская (ГП «Шахтерскантрацит»), 31 - им. С.П. Ткачука (ГП

«Шахтерскантрацит»), 32 - Самарская (ОАО «Павлоградуголь»), 33 - им. Героев космоса (ОАО «Павлоградуголь»), 34 - Павлоградская (ОАО «Павлоградуголь»), 35 - им. Н.И. Сташкова (ОАО «Павлоградуголь»), 36 - Юбилейная (ОАО «Павлоградуголь»), 37 - Терновская (ОАО «Павлоградуголь»), 38 - ш.у. им. Дзержинского (ГП «Ровенькиантрацит»), 39 - ш.у. Ровеньковское (ГП «Ровенькиантрацит»), 40 - № 81 «Киевская» (ГП «Ровенькиантрацит»), 41 - им. Фрунзе (ГП «Ровенькиантрацит»), 42 - им. Вахрушева (ГП «Ровенькиантрацит»), 43 - им. Космонавтов (ГП «Ровенькиантрацит»).

На рис. 6.29 – 6.32 представлены сравнительные кривые, полученные с использованием данных натуральных измерений шага установившегося обрушения кровли очистных выработок для следующих групп шахт: рис. 6.29: ГП Ровенькиантрацит; рис. 6.36: ОАО «Павлоградуголь»; рис. 6.31: Группы шахт Донецкой области и рис. 6.32: группы шахт Донецкой и Луганской областей.

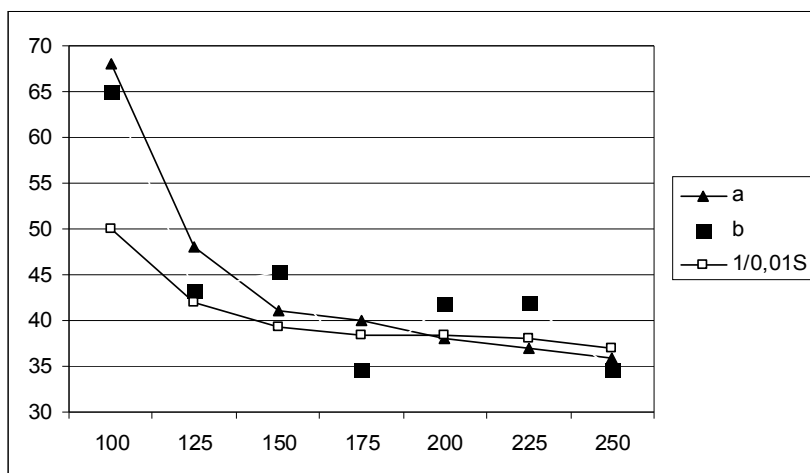


Рис. 6.29. Зависимости расчетного шага установившегося обрушения (а); данных натуральных измерений шага установившегося обрушения (б); и величины, обратной энтропии пород кровли очистной выработки от длины выработанного пространства для условий шахт ГП Ровенькиантрацит.

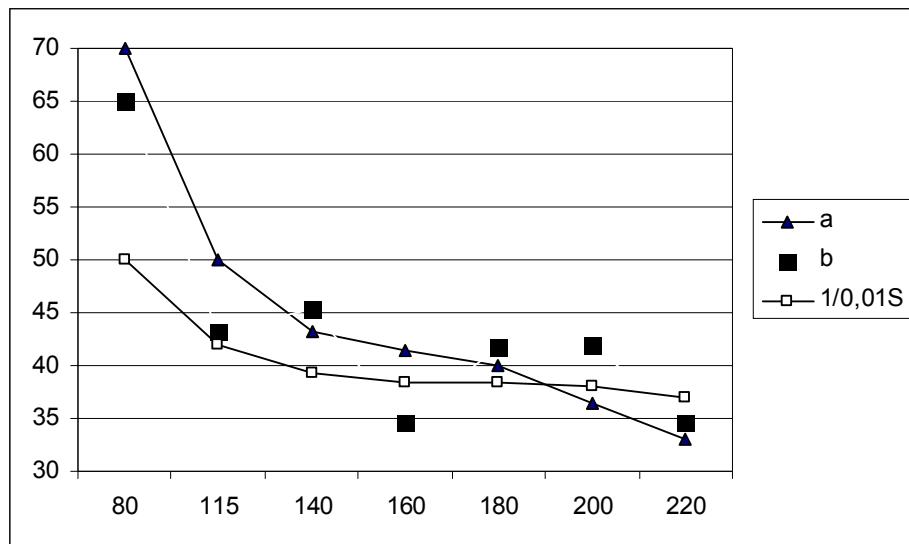


Рис. 6.30. Зависимости расчетного шага установившегося обрушения (а); данных натурных измерений шага установившегося обрушения (б); и величины, обратной энтропии пород кровли очистной выработки от длины выработанного пространства для условий шахт ОАО «Павлоградуголь».

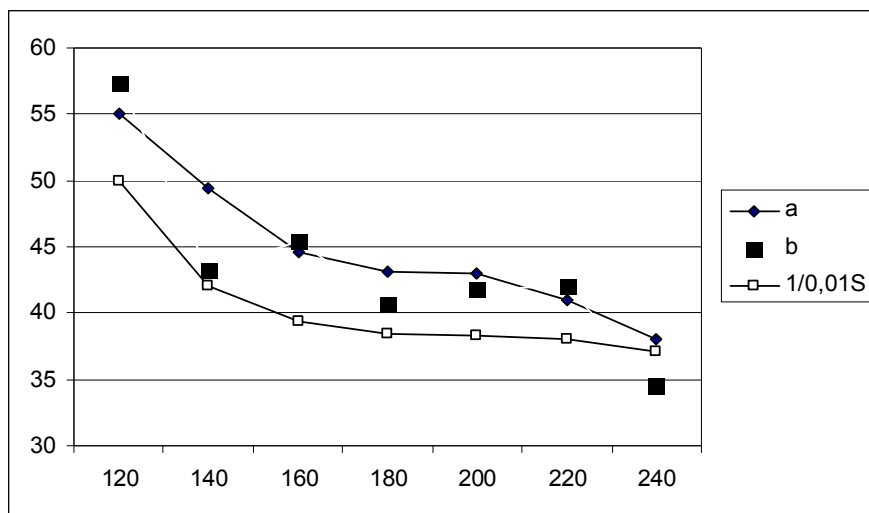


Рис. 6.31. Зависимости расчетного шага установившегося обрушения (а); данных натурных измерений шага установившегося обрушения (б); и величины, обратной энтропии пород кровли очистной выработки от длины выработанного пространства для условий группы шахт Донецкой области.

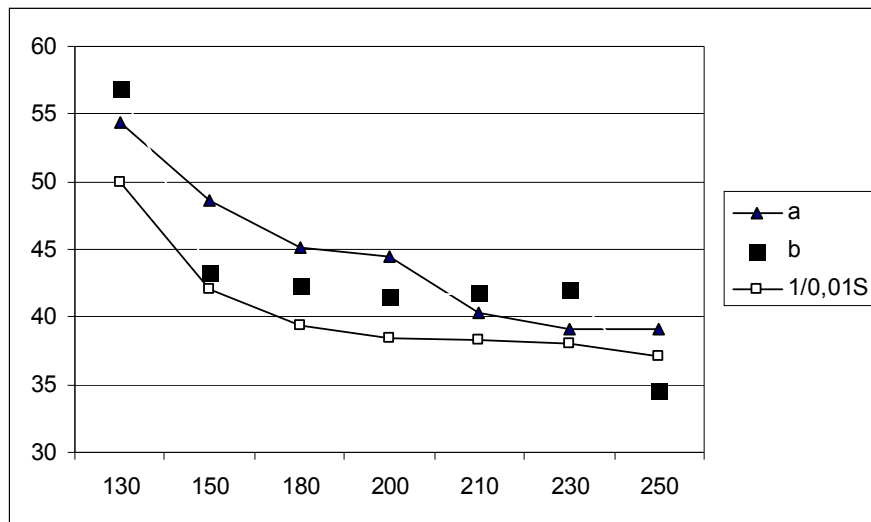


Рис. 6.32. Зависимости расчетного шага установившегося обрушения (а); данных натурных измерений шага установившегося обрушения (б); и величины, обратной энтропии пород кровли очистной выработки от длины выработанного пространства для условий группы шахт Донецкой и Луганской областей.

Как видно из представленных зависимостей, они подобны друг другу. Обращает на себя внимание то, что отличие этих кривых для расчетных кривых полученных с использованием интегрального критерия прочности (6.16) и разработанного энтропийно-интегрального критерия разрушения не превышает 15%. И тот и другой критерии хорошо коррелируют с величинами реально произошедших обрушений кровли. Аналогичные результаты были получены и для случаев первичного обрушения.

Полученный результат позволяет утверждать, что разработанный энтропийно-интегральный критерий разрушения может быть использован для прогноза возникновения первичного и установившегося обрушений пород кровли очистной выработки.

6.5. Выводы

1. Изменение диэлектрических параметров горных пород и их энтропии, как функций поврежденности, происходит монотонно и синхронно. Таким образом, относительная диэлектрическая проницаемость ε и тангенс угла диэлектрических потерь $tg \delta$ могут быть использованы в качестве информативных параметров, характеризующих степень поврежденности горной породы, и при необходимости, по их значениям может быть определена энтропия S горной породы.

2. Получены аналитические выражения локального термодинамического критерия оценки устойчивости элемента углепородного массива и интегрального критерия разрушения участка массива, содержащего очистную выработку.

3. Величина шага обрушения кровли очистной выработки находится в линейной зависимости от количества разрушенных элементов.

4. Энтропия горных пород является линейной функцией от числа разрушенных элементов в кровле очистной выработки. Энтропия является параметром, значение которого может быть использовано для прогноза обрушений кровли очистной выработки.

7. Обоснование набора информативных параметров для моделирования и управления надежностью функционирования горной выработки

Контроль технического состояния систем любого назначения является неотъемлемой частью процесса их разработки, испытаний и эксплуатации. При этом основной задачей контроля является получение информации для выработки необходимых воздействий на контролируруемую систему или условия ее производства и эксплуатации с целью обеспечения максимального эффекта от использования ее по назначению. По мере возрастания сложности контролируемых систем, функции контроля также усложняются. При этом возникают проблемы выбора рациональной совокупности контролируемых параметров и организации самих процедур контроля в соответствии с реально существующими ограничениями (ограниченная точность измерений, ограниченные возможности информационно-вычислительных средств, используемых при осуществлении контроля, ограниченность временных и материальных ресурсов и т.п.). Это обусловлено тем, что современные технические объекты включают в себя большое число компонентов, объединенных между собой сложной системой функциональных связей и информационного обмена, причем отдельные компоненты могут быть сами по себе достаточно сложными динамическими системами. Очевидно, что работа каждого из перечисленных компонентов в процессе целевого применения объекта контроля должна быть строго согласована как по времени, так и по выполняемым функциям с работой остальных компонентов в рамках общего алгоритма функционирования всей сложной технической системы. Вместе с тем, отказ одного из компонентов (подсистемы) может привести к отказу всего объекта, и как следствие, - к невыполнению возложенной на него задачи.

7.1. Разработка структурной модели горной выработки как управляемого геомеханического объекта

Компьютерная автоматизация оборудования, процессов, предприятий в мировой практике признана необходимым элементом любого промышленного производства, включая угледобычу. Поскольку неправильно проведенная автоматизация может вызвать еще большие ошибки, за рубежом уделяется серьезное внимание разработке концепций, многолетних программ автоматизации.

Так как горное производство неоднородно, отличается разнообразием и многочисленностью оборудования, распределенностью в пространстве объектов автоматизации, а также сложностью интерфейсных процедур, быстрым устареванием и сменой технологических средств, считается наиболее перспективным поэтапное внедрение систем автоматизации на участках, где это экономически выгодно и технологически целесообразно, причем каждый фрагмент должен вписываться в общую картину [282]. В таком случае достигается наибольшая безопасность ведения работ, оптимальное

использование установленных мощностей, машин и оборудования, наименьшее потребление энергии и материалов, наилучшее планирование производства. Такова повседневная практика угольной промышленности Великобритании и Германии, где за последние 10 – 15 лет не только решены многие вопросы безопасности, но и получены высокие результаты: концентрация производства; рост нагрузок на лаву и производительности труда; снижение издержек производства; повышение коэффициента машинного времени.

Природа возникновения аварий на угольных шахтах может носить как случайный, так и закономерный характер [283]. Часто, казалось бы, случайные аварийные ситуации имеют в своем происхождении и развитии вполне закономерную предысторию. При этом сумма неслучайных событий, интегрируясь, трансформируется в якобы случайное событие. Это связано с тем, что накопление нарушений Правил безопасности влечет за собой рост реальной вероятности проявления аварий и несчастных случаев с различной степенью тяжести. Предметом отдельного исследования должно быть то обстоятельство, что любое единичное нарушение нормального хода протекания технологического процесса является реальной предпосылкой возникновения аварии. Кроме того, сумма отдельных нарушений резко увеличивает вероятность и скорость приближения самой аварии.

Имеющие место на угольных шахтах аварии можно условно разделить на две разновидности:

- на возникновение которых не влияет какое-либо проявление человеческой деятельности;
- закономерные (развивающиеся), возникновение которых непосредственно связано с деятельностью человека, то есть, в нашем случае, с ведением горных работ.

При рассмотрении горной выработки как объекта управления следует иметь в виду, что наряду со скачкообразными изменениями уровня безопасности, он также подвержен воздействию случайных колебаний, причем последние носят постоянный характер. В связи с этим существует необходимость изучения характера возмущающих воздействий и реакции массива, вмещающего выработку, и самой горной выработки как объекта управления на эти воздействия с тем, чтобы правильно и своевременно осуществлять мероприятия, направленные на поддержание требуемого уровня безопасности и эффективности ведения работ.

Территориальная рассредоточенность элементов управления в горной выработке диктует необходимость иерархического принципа построения системы контроля уровня надежности – комплексной системы контроля и управления надежностью его функционирования, с использованием на нижнем уровне микроЭВМ или микроконтроллеров (инструментальная обработка, диагностика и локальное управление), а на верхнем – ПЭВМ (проблемная обработка и общее управление). Схематически структура горной выработки как объекта управления представлена на рис. 7.1 [284].

Горная выработка представляет собой сложную техническую систему с периодической потерей и восстановлением работоспособности. В связи с этим

управление безопасностью ее функционирования должно основываться на количественной оценке и прогнозе значений параметров (факторов), характеризующих скорость и продолжительность потери и/или восстановления работоспособности горной выработки, ее исходный и остаточный ресурс в смысле потери или приобретения уровня безопасности, при котором можно вести работы в нормальном режиме.

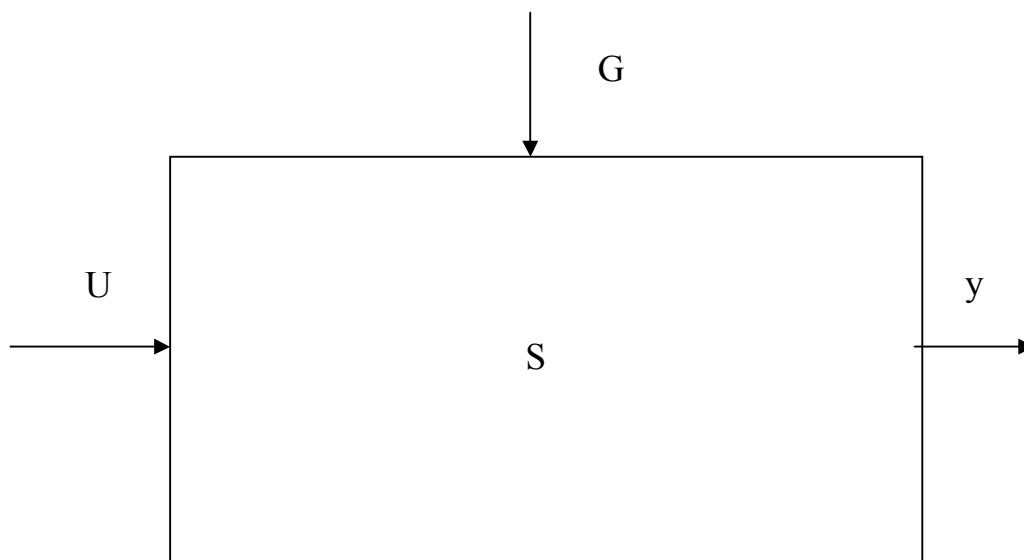


Рис. 7.1. Схематическая структура горной выработки как объекта управления:

S – пространство состояний («работа в нормальном режиме», «допустимый режим», «работы прекратить, опасно»);

G – возмущающие, внешние по отношению к горной выработке воздействия (например, отсутствие или наличие электроэнергии, сжатого воздуха и т.п.);

U – совокупность управляющих воздействий со стороны комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования горной выработки;

y – совокупность информационных сигналов от подсистем контроля комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования.

Как было показано в работах [171, 284], к основным подсистемам горной выработки можно отнести следующие:

I. Подсистема «Приконтурная область». Включает в себя кровлю, почву и бока выработки в пределах ее рабочего пространства, а также объекты, непосредственно с ними взаимодействующие и влияющие на их устойчивость (крепь, рабочий орган выемочной машины и т.п.). Данная подсистема, по существу, определяет состояние следующих трех подсистем, так как физико-механические свойства пород приконтурной области задают режимы работы технологического оборудования и вслед за ним – людей, а газонасыщенность углепородного массива в совокупности с ними и режимом работы технологического оборудования – состояние шахтной атмосферы.

II. Подсистема «Технологическое оборудование». Включает в себя технологическое оборудование, находящееся в рабочем пространстве горной выработки (механизированный комплекс).

III. Подсистема «Атмосфера горной выработки». Включает в себя пылегазовоздушную смесь в рабочем пространстве горной выработки, вентиляционную струю, источники пыли и газа: забой выработки, кровля, почва, боковые породы; технологическое оборудование, взаимодействующее с газонасыщенным углепородным массивом; вспомогательные средства (система пылеподавления, газоотсоса, дегазации и т.п.), влияющие на содержание компонентов в атмосфере горной выработки.

IV. Подсистема «Обслуживающий персонал». Включает в себя горнорабочих, находящихся в выработке.

Как основная структурная единица предприятия горная выработка, является многофакторной расширяющейся технической системой типа «человек-машина-среда». Такая система имеет стохастическую природу, что связано с отсутствием достоверных данных о свойствах и поведении газонасыщенного углепородного массива и режимов работы технологического оборудования (геомеханический фактор и фактор работы технологического оборудования); атмосферы рабочего пространства (газовый фактор); поведения обслуживающего персонала (человеческий фактор).

В связи с этими обстоятельствами для осуществления высокоэффективной и безопасной эксплуатации горной выработки необходима комплексная система контроля и управления надежностью её функционирования.

На рис. 7.2 показана структура информационно-вычислительного комплекса комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования в технологии отработки горной выработки. Здесь соответственно структурные блоки выполняют следующие функции:

1. Включают автоматические устройства, срабатывающие при превышении параметрами, характеризующими уровень безопасности своих предельных значений, например, метан-реле; конечные выключатели для аварийной остановки комбайна, конвейера и т.п.

2. Осуществляют согласование по току, напряжению, скорости передачи информации и другим параметрам информационно-управляющий комплекс и подсистемы контроля.

3. Включают аппаратуру акустического прогноза вероятности развязывания газодинамических явлений: АК-1, ЗУА и т.п.

4. Включают систему контроля концентрации метана (АМТ....), CO , CO_2 и т.п., датчики контроля скорости движения воздуха, например, АПР-2.....

5. Включают систему датчиков контроля работы крепи (давление масла, деформации стоек и т.п.).

6. Включают систему датчиков контроля концентрации пыли в шахтной атмосфере.

7. Осуществляют контроль качества изоляции всех цепей электроснабжения технологического оборудования и контрольно-измерительно-управляющей аппаратуры (токи утечки).

8. Включают систему контроля скорости движения комбайна, конвейера, их энергопотребления и т.п.

На рис. 7.3 представлена примерная схема расположения контролирующих элементов комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования в горной выработке и на рис. 7.4 представлен один из вариантов расположения элементов комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования в лаве [284].

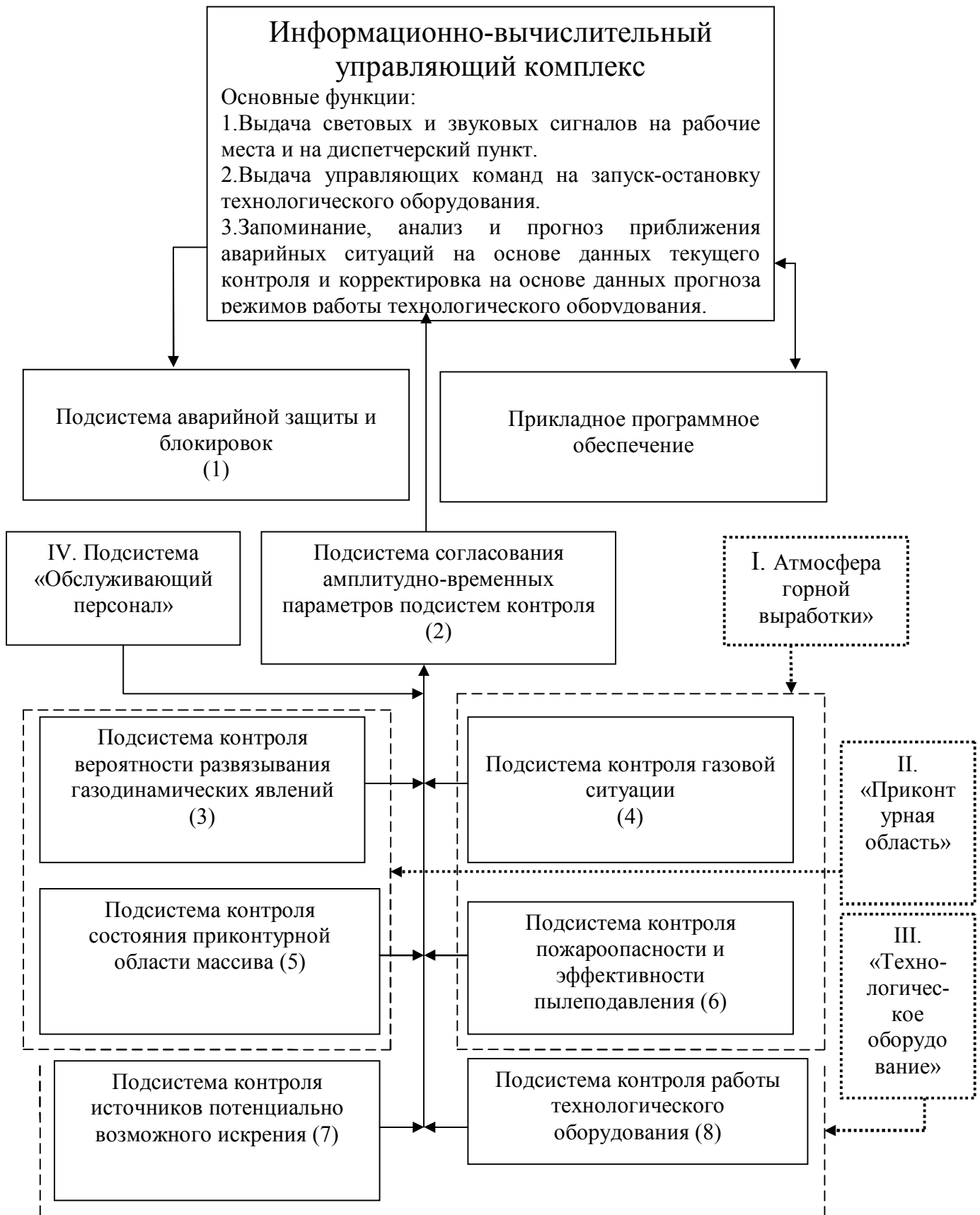


Рис. 7.2. Структура информационно-вычислительного комплекса комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования горной выработки

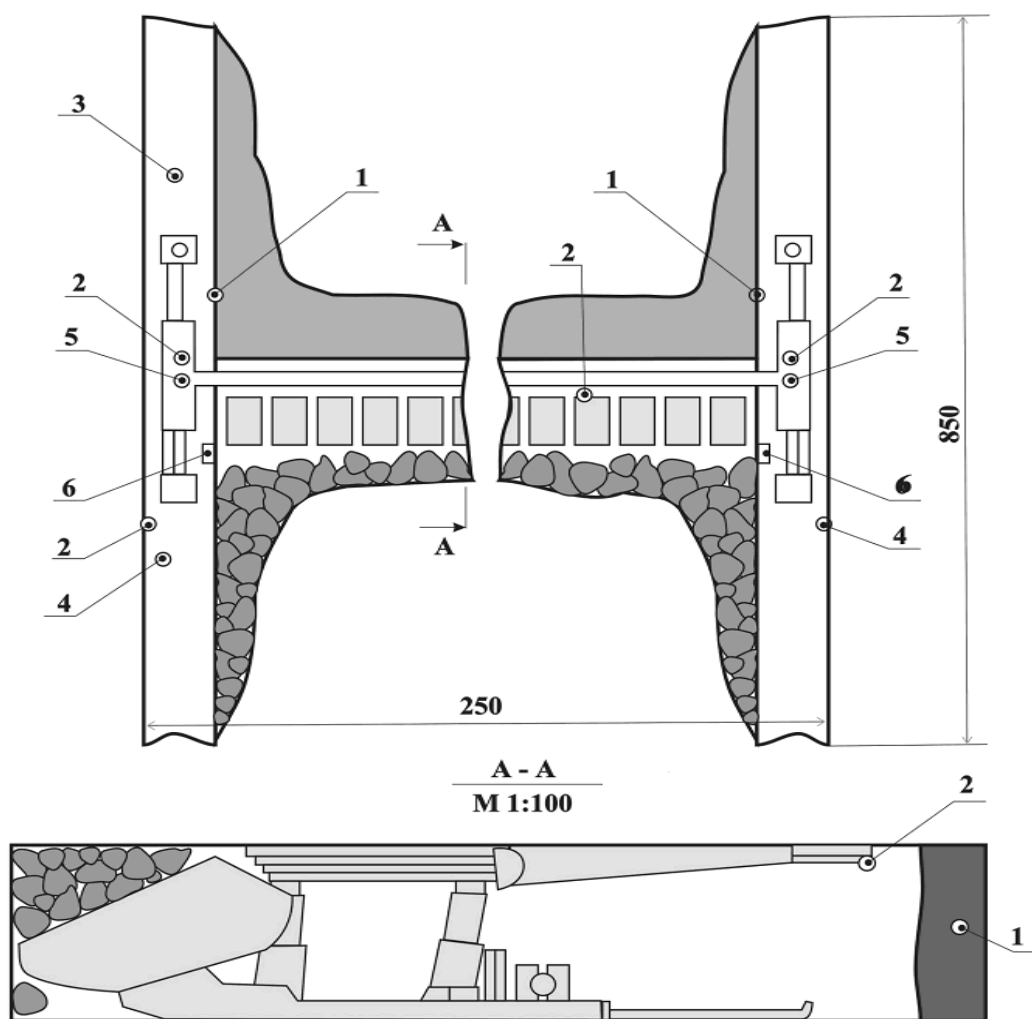


Рис. 7.3. Примерная схема расположения контролирующих элементов комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования горной выработки:

- 1 – аппаратура акустического контроля;
- 2 – аппаратура прогноза породных обрушений;
- 3 – аппаратура цифровой малогабаритный анемометр АПР – 2 (модернизированный);
- 4 – система приборов «АПР – 2 – датчик контроля метана;
- 5 – датчик положения технологического оборудования;
- 6 – датчик контроля работы крепи.

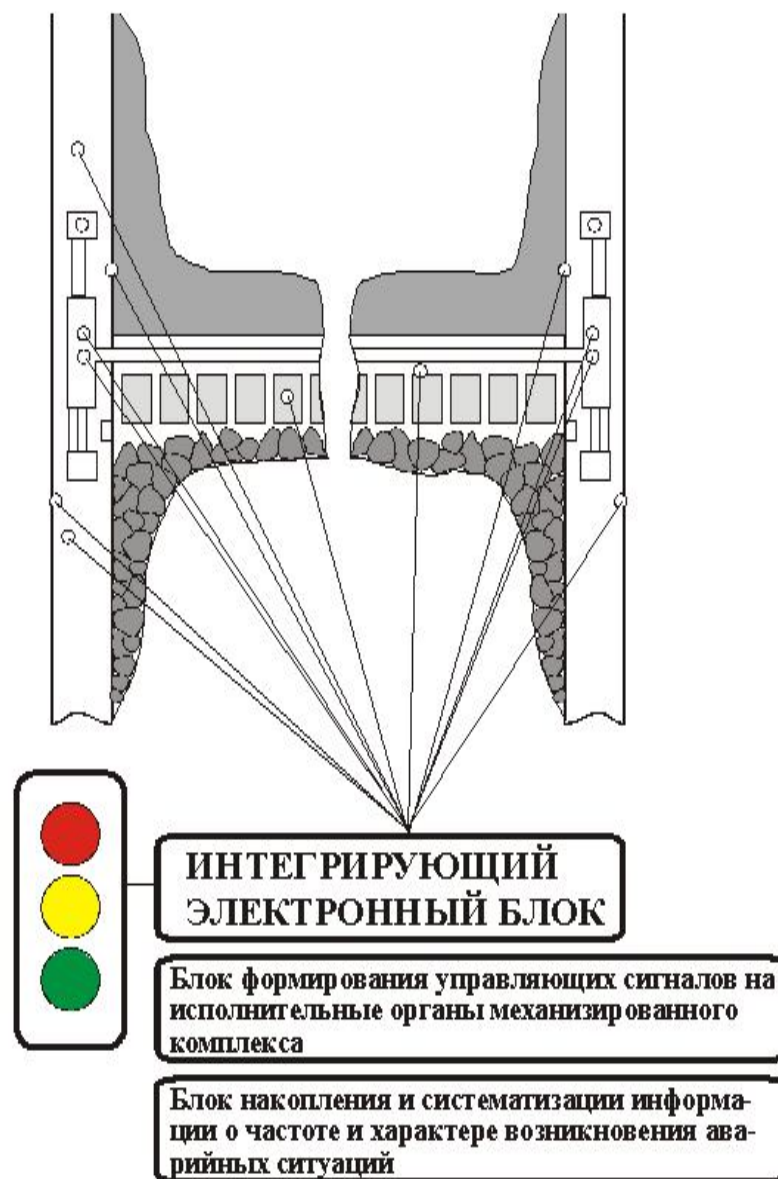


Рис. 7.4. Схема расположения измерительно-контролирующего оборудования в горной выработке

В соответствии с работой [43], для исключения неисправных состояний недостаточно только расширения возможностей диагностической системы (комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования), вплоть до установления состояния каждого элемента. Необходимо придавать элементам системы свойство самоуправления, которое заключалось бы, в простейшем случае, в невозможности функционирования

неисправного элемента (свойство самоидентификации элементов), для чего и необходима подсистема автоматической защиты и блокировок.

В настоящее время одним из общепризнанных направлений повышения безопасности труда горнорабочих является создание дистанционно управляемых и частично автоматизированных машин, оборудования и механизмов для ведения горных работ [5, 286]. Такие человеко-машинные системы способны обеспечить высокий уровень безопасности, надежности и производительности труда.

7.2. Математическая модель надежности функционирования очистного забоя

Показатель технической исправности системы $P_u(t_3)$ определяется как вероятность того, что в момент t_3 система находится в технически исправном состоянии.

$$P_u(t_3) = \sum_{j=1}^{N_p} P_j(t_3), t_3 = n(T_n + t_p), \quad (7.1)$$

где $P_j(t_3)$ – вероятности, характеризующие возможные состояния очистного забоя по истечении продолжительности добычной смены t_3 ;

T_n – период функционирования очистного забоя;

t_p – длительность проведения технического обслуживания;

N_p – количество подсистем, прошедших техническое обслуживание;

n – порядковый номер технического обслуживания (количество технических обслуживаний).

Для определения этого показателя достаточно подсчитать число реализаций m_u , при которых в момент t_3 очистной забой был исправен, то есть, число реализаций, при которых состояние x_i в момент времени t_3 удовлетворяет условию $x_i \in R$ (R – вероятность безотказной работы системы). Тогда статистическая оценка $P_u(t_3)$ определяется следующим соотношением:

$$P_u(t_3) = m_u / L. \quad (7.2)$$

Для вычисления вероятности безотказной работы очистного забоя за время τ необходимо вести подсчет всех реализаций, при которых очистной забой впервые достиг состояния $x_i \in Q$ в промежутке времени τ (Q – вероятность отказа). Пусть это число реализаций равно m_0 . Тогда статистическая оценка указанного показателя:

$$P(\tau) = (L - m_0) / L, \quad (7.3)$$

где L – число реализаций.

Математическое ожидание времени безотказной работы очистного забоя оценивается по формуле:

$$T_L = \frac{L-1}{L} T_{L-1} + \frac{1}{L} t_L, \quad (7.4)$$

где T_L – среднее время безотказной работы очистного забоя;

t_L – продолжительность простоя очистного забоя.

Обычно процесс технического обслуживания выполняется в соответствии с технологическим регламентом. Однако, применительно к очистному забою, могут иметь место внеплановые остановки для технического обслуживания, связанные с выходом значений параметров, характеризующих надежность функционирования очистного забоя за пределы их допустимого диапазона изменений.

Технологический график проведения технического обслуживания может быть представлен в виде сетевого графика [19]. Обозначим длительность i -го пути сетевого графика через L_i , а длительность критического пути – символом L_{ik} . Тогда время проведения технического обслуживания является длиной критического пути. Длительность выполнения соответствующих технологических операций:

$$L_i = \sum_{j=1}^{k_i} \tau_{ij}, \quad (7.5)$$

где τ_{ij} – время выполнения j -й технологической операции;

k_{ij} – число технологических операций, составляющих i -й путь.

Таким путем задача моделирования времени проведения технического обслуживания может быть сведена к моделированию длительности технологических операций.

Время проведения одной технологической операции может быть разделено на две составляющие:

$$\tau_{ij} = \tau'_{ij} + \Delta\tau_{ij}, \quad (7.6)$$

где τ'_{ij} – время выполнения технологической операции при отсутствии отказов;

$\Delta\tau_{ij}$ – приращение времени выполнения технологической операции, вызванное появлением отказов оборудования, участвующего в ее выполнении.

При выполнении технического обслуживания могут иметь место два вида отказов. Отказы первого вида, как правило, проявляются в начале технологической операции, но обнаруживаются только при обслуживании. Время выполнения операции при их появлении увеличивается на величину времени восстановления работоспособности оборудования. Время восстановления работоспособности i -го элемента подсистемы τ_i^e также является случайной величиной и может быть промоделировано на основании известного закона распределения.

Отказы второго вида возникают в процессе выполнения технологической операции и иногда приводят к тому, что после устранения причины их появления, приходится повторять часть работ технологической операции, выполненных до появления отказа. Продолжительность времени, необходимого на повторение выполненных ранее работ τ_i^o , является величиной, однозначно определяемой временем появления отказа для каждого вида оборудования, участвующего в выполнении операции.

Момент появления этого вида отказов при моделировании может быть установлен путем проверки логического условия:

$$R_i \geq t_{ij}, \quad (7.7)$$

где R_i – случайное число, подчиненное тому же закону распределения, что и время безотказной работы для рассматриваемой подсистемы;

t_{ij} – время работы подсистемы при выполнении технологической операции. Выполнение условия (7.7) соответствует случаю отсутствия отказов за время выполнения технологической операции. Если указанное условие не выполняется, то имеет место отказ в момент времени, равный по величине R_i .

Таким образом, время выполнения технологической операции при одной реализации процесса моделирования τ_{ij} может быть определено по формуле:

$$\tau_{ij} = \sum_{\mu=0}^a \tau_{ij}^{e(\mu)} + \sum_{\mu=0}^c (\tau_{ij}^{0(\mu)} + \tau_{ij}^{e(\mu)}) + \tau_{ij}', \quad (7.8)$$

где a, c – число отказов первого и второго видов;

μ – интенсивность восстановления работоспособности.

После определения длительности выполнения каждой технологической операции по соотношению (7.7), можно определить длины всех путей сетевого графика.

Время выполнения технического обслуживания в s -й реализации процесса:

$$t_p^s = L_k^s = \max\{L_i^s\}, \quad (7.9)$$

где L_k^s – длина критического пути сетевого графика обслуживания в s -й реализации процесса.

Рассмотренные выше соотношения позволяют с помощью ЭВМ моделировать одну реализацию процесса технического обслуживания очистного забоя.

Статистическая плотность распределения величины t_p^s может быть получена путем вычисления на ЭВМ частот появления событий:

$$t_p^s \in [t_i, t_{i+1}], \quad (7.10)$$

где t_i, t_{i+1} – пределы интервалов группирования, используемые при построении статистической плотности распределения.

Для определения частоты появления события (7.10), текущее время может быть разбито на ряд интервалов в соответствии с правилами математической статистики. Входящие в выражение (7.10) величины задаются в исходных данных.

Формально, математическая модель надежности функционирования очистного забоя может быть представлена соотношением, устанавливающим функциональную связь между уровнем надежности очистного забоя и уровнем надежности его подсистем:

$$H = \Phi[F(r_i, \tau_i, N), U(r_i, \tau_i, \partial, T_c, T_n, N)], \quad (7.11)$$

где $F(r_i, \tau_i, N)$ – функциональное представление структуры очистного забоя и взаимосвязи его подсистем в течение некоторого отрезка времени τ_i ;

r_i – показатель надежности i -й подсистемы;

N – число подсистем в очистном забое;

U – оператор, учитывающий степень влияния управляемых факторов на уровень надежности очистного забоя;

∂, T_n – объем и период проведения технического обслуживания очистного забоя;

T_c – время снижения коэффициента готовности очистного забоя при обслуживании;

H – исследуемый показатель надежности очистного забоя.

Так как, в общем случае, отказы очистного забоя происходят случайно, то заранее не может быть предсказано его поведение при выполнении производственной задачи. Тогда, в общем случае, выполнение производственной задачи с требуемой вероятностью может быть обеспечено при введении в действие избыточного числа элементов (резервная лава). Вероятность W_N выполнения производственной задачи при применении N резервных лав может быть определена из соотношения:

$$W_N = 1 - (1 - W_{N0}), \quad (7.12)$$

где W_{N0} – вероятность выполнения производственной задачи при применении одной лавы при условии отсутствия отказов;

P – обобщенный показатель надежности очистного забоя.

Тогда:

$$N = \frac{\ln(1 - W_{N0})}{\ln(1 - PW_0)}. \quad (7.13)$$

Показатель экономичности выполнения производственной задачи:

$$\bar{D} = C_{1N} = C_1 \frac{\ln(1 - W_{N0})}{\ln(1 - PW_0)}, \quad (7.14)$$

где C_1 – стоимость применения одной лавы, выраженная в зависимости от достигнутого уровня надежности.

Тогда:

$$D = \frac{\bar{D}_u - C_1 \frac{\ln(1 - W_{N0})}{\ln(1 - PW_0)}}{\bar{D}_u}, \quad (7.15)$$

где \bar{D}_u – некоторое число, характеризующее экономичность применения эксплуатируемой системы при решении поставленной задачи.

$$C_1 = C_0(1 - P)^{-\alpha}, \quad D = \frac{\bar{D}_u - C_0(1 - P)^{-\alpha} \frac{\ln(1 - W_{N0})}{\ln(1 - PW_0)}}{\bar{D}_u}, \quad (7.16)$$

где C_0 и α – некоторые параметры, определяемые по статистическим данным.

Оптимальное значение обобщенного показателя надежности может быть определено из уравнения:

$$\frac{dD}{dP} = 0,$$

или:

$$\frac{W_0}{\alpha} + \frac{(1 + P_0 W_0) \ln(1 - P_0 W_0)}{1 - P_0} = 0, \quad (7.17)$$

где P_0 – оптимальное значение обобщенного показателя надежности системы.

В сложных системах, к которым относится и очистной забой, существующие связи между подсистемами, как правило, носят детерминированный характер. Отказы приводят к тому, что нарушается (изменяется) алгоритм взаимодействия подсистем.

Учитывая то, что число подсистем в очистном забое конечно, множество E возможных несовместных состояний очистного забоя также будет конечным. Тогда число таких несовместных состояний очистного забоя:

$$\prod_{i=1}^4 k_i, \quad (7.18)$$

где k_i – число возможных состояний i -й подсистемы очистного забоя.

Так, если каждый элемент системы может находиться только в двух состояниях: «исправен» или «неисправен», то множество E будет содержать 2^N различных несовместных состояний.

Каждое состояние $x_i \in E$, характеризуется некоторым значением условной вероятности $\alpha_i(t)$ выполнения задания системой при условии, что она находится в состоянии x_i . Для некоторых состояний x_i , величина $\alpha_i(t) = 0$. Поэтому множество E можно разбить на два подмножества Q и R так, чтобы в Q входили все $x_i \in E$ для которых $\alpha_i(t) = 0$, а в R – все остальные состояния.

Должны выполняться следующие условия [19]:

$$R \cup Q = E, R \cap Q = \emptyset; \text{ если система исправна, то } \alpha_i(t) > 0.$$

Пусть P_{ij} – вероятность перехода очистного забоя из состояния x_{0j} в состояние x_i за время t_s .

Тогда по формуле полной вероятности:

$$P_j(t_s) = \sum_{j=1}^M P_{0j} \cdot P_{ij}(t_s), i = 1, 2, \dots, M, \quad (7.19)$$

где $P_i(t_s)$ – вероятность того, что в момент t_s очистной забой будет находиться в состоянии x_i ;

M – число подсистем очистного забоя.

Вероятность нахождения очистного забоя в момент t_s в технически исправном состоянии (вероятность безотказной работы):

$$P(t_s) = \sum_{i=1}^M P_i(t_s) \cdot \alpha_i = \sum_{i=1}^M \sum_{j=1}^M P_{0j} \cdot P_{ji} \cdot \alpha_i. \quad (7.20)$$

Уравнение вида (7.19) может быть компактно переписано в матричном виде:

$$\bar{P}(t_3) = \bar{P}(0) \cdot \Pi(t_3), \quad (7.21)$$

где $\Pi(t_3)$ – матрица переходов системы (очистного забоя) за продолжительность добычной смены t_3 ;

$\bar{P}(0)$ – вектор-строка вида $\bar{P}(0) = (P_{01}, P_{02}, \dots, P_{0M})$.

Тогда выражение (7.19) может быть получено из (7.20) по формуле:

$$P(t_3) = \bar{P}(0) \cdot \Pi(t_3) \cdot \bar{H},$$

где \bar{H} – вектор-столбец, элементами которого являются вероятности α_i (исправны все подсистемы очистного забоя).

Таким образом, **математическая модель надежности функционирования очистного забоя** может быть представлена в следующем виде.

Вероятность перехода очистного забоя из полностью работоспособного состояния (исправны все подсистемы очистного забоя) x_i в состояние x_3 (неисправна хотя бы одна из подсистем очистного забоя):

$$P(t_3) = \prod_{v=1}^4 P_v(t_3) \cdot \prod_{\mu=1}^4 [1 - P_\mu(t_3)], \quad (7.22)$$

где $P_v(t_3)$ – вероятность безотказной работы v -го элемента очистного забоя из числа не отказавших за время t_3 ;

$1 - P_\mu(t_3)$ – вероятность появления отказа μ -го элемента очистного забоя за время t_3 .

Следует отметить, что при проверке очистного забоя на надежность функционирования, могут быть установлены только 2 возможных его состояния: x_1 – исправны все подсистемы очистного забоя и x_2 – отказала хотя бы одна подсистема. Тогда матрица переходов очистного забоя как системы за период T_n [15]:

$$\Pi(T_n) = \begin{pmatrix} \prod_{i=1}^N p_i & 1 - \prod_{i=1}^N p_i \\ 0 & 1 \end{pmatrix}, \quad (7.23)$$

где p_i – вероятность безотказной работы i -ой подсистемы в течение времени T_n .

7.3 Обоснование набора информативных параметров комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования горной выработки

7.3.1. Анализ эффективности существующих элементов систем контроля и основные требования к комплексной системе контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя

Основные параметры контроля, изменение которых влияет на уровень безопасности в лаве можно разделить на пассивные и активные [286, 287].

К пассивным параметрам относятся природные факторы, сформированные в процессе образования месторождений твердых полезных ископаемых. Их можно иначе отнести к горно-геологическим факторам, которые не поддаются изменению в целях повышения безопасности ведения горных работ. Аналогично, активные факторы – это те горнотехнические параметры, величины и характер которых в определенных пределах можно изменять.

Основными природными факторами, влияющими на надежность функционирования очистного забоя, являются факторы, характеризующие вид средств выемки и характер других производственных операций (угол падения пласта и его мощность). В зависимости от мощности угольного пласта, ряд операций горнорабочие выполняют лежа, на коленях, в согнутом состоянии или стоя в полный рост. От этого зависит утомляемость и реакция работающих на возникновение опасных ситуаций.

По статистике, при увеличении мощности пласта и по мере улучшения удобства позы горнорабочего, случаи травматизма происходят реже и достигают своего минимума при $m = 1,8 - 2,0$ м. Кроме того, положительное влияние оказывает отсутствие зоны отжима угля при $m = 0,6 - 2,0$ м. При $m > 2,0$ м увеличивается интенсивность травматизма, вызванная увеличением отжима угля, а также необходимостью управления более металлоемким оборудованием и связанной с этим большей утомляемостью работающих.

По мере увеличения угла падения пласта вероятность травматизма также возрастает, так как появляется вероятность травмирования горнорабочих скатывающимися по лаве кусками угля и породы. Кроме того, усложняются условия обслуживания механизмов и оборудования, а также доставки необходимых материалов для производственных процессов.

С увеличением скорости подвигания очистного забоя уменьшается вероятность обрушений кровли, которые являются одной из основных причин травматизма в очистном забое. Это объясняется тем, что с увеличением скорости подвигания лавы процесс сдвижения пород в зоне забоя уменьшается, а, следовательно, снижается расслоение пород и давление на крепь, уменьшается опасность обрушений непосредственной кровли. Скорость подвигания зависит от длины лавы. Чем больше длина лавы, тем меньше скорость ее подвигания.

К основным горно-геологическим (пассивным) параметрам контроля можно отнести [287]:

- слоистость и расслоение вмещающих пород;
- трещиноватость вмещающих пород и угольного пласта;
- тектонические нарушения;
- обводненность вмещающих пород, их физико-механические свойства и химический состав;

- мощность и текстура угольного пласта;

- угол наклона пласта.

К горнотехническим (активным) параметрам можно отнести [57]:

- ширину призабойного пространства;

- характеристики крепи;

- способы и средства управления кровлей;

- средства выемки и ширину захвата угля;

- скорость подвигания лавы.

К настоящему времени разработаны, находятся в стадии экспериментальных исследований или промышленной проверки ряд способов определения текущих показателей состояния пород, на основе которых можно сделать заключение о состоянии массива в призабойной зоне. Комплекс этих показателей является первичной информацией для системы контроля, которая должна обеспечивать безопасность эксплуатации очистного забоя.

К ним относится электрометрический способ оценки состояния массива [279, 288].

Электрометрический способ оценки состояния массива дается в [73].

В его основе лежит контроль удельного электрического сопротивления горной породы. Основным его недостатком является непостоянство переходного электрического сопротивления между электродами и горной породой, вследствие чего в результаты измерений вносятся существенные искажения.

Электрометрическим критерием состояния массива является изменение удельного электрического сопротивления на контролируемом участке массива больше допустимого предела:

$$k_s > |\rho_0 - \rho_i|, \quad (7.24)$$

где ρ_0 и ρ_i – удельные электрические сопротивления невыбросоопасного и выбросоопасного пластов соответственно;

k_s – допустимая критериальная величина.

Так как удельное электрическое сопротивление горных пород зависит от набора факторов: плотности, трещиноватости, минерального состава, влажности и т.д., то на практике использовать такой критерий весьма сложно из-за необходимости каждый раз учитывать для каждой породы все указанные выше зависимости [279, 288].

Магнитный способ [73], основан на изменении магнитных свойств горных пород в зависимости от изменения напряженности в массиве и его физико-механических свойств.

Основным достоинством данного способа является возможность ведения непрерывного контроля напряженно-деформированного состояния массива без нарушения его сплошности.

Критерием оценки степени выбросоопасности горных пород по магнитным параметрам является отношение

$$k_m = \frac{\mu_i}{\mu_0}, \quad (7.25)$$

где μ_0 и μ_i – магнитная проницаемость контролируемого и невыбросоопасного участков массива.

Однако, в настоящее время, отсутствуют данные для количественной оценки связи магнитных параметров и параметров, характеризующих состояние массива.

Радиоволновые [73] методы измерений обладают теми же достоинствами и недостатками, что и магнитные.

Радиоволновой критерий основан на измерении параметров радиоволн, прошедших через породный массив. Однако аппаратура для реализации данных методов сложна и пока не приспособлена для использования в условиях выбросоопасных газонасыщенных пластов.

Способ оценки выбросоопасности по электромагнитной эмиссии [289, 290] основан на регистрации возникающих при зарождении и росте трещин электромагнитных импульсов. Основным препятствием для его реализации является высокий уровень помех в действующей шахте.

Тепловой метод [73, 290] позволяет оценивать напряженно-деформированное состояние породного массива по данным терморазведки. Основой теплового критерия является дифференцируемость горных пород по теплопроводности, выделению избыточной теплоты по зонам трещиноватости, выделению глубинного теплового потока при увеличении напряженности в массиве. Недостатком критерия является возможность только точечных измерений.

Активно применяются методы, основанные на измерении скорости газовыделения метана из шпура [289, 290].

К их числу относятся, прежде всего, нормативные методы: определение величины зоны разгрузки и текущий контроль выбросоопасности по начальной скорости газовыделения из шпура.

Критерием выбросоопасности по газовыделению из шпура является превышение этим показателем некоторой критической величины газовыделения, которая зависит от марки угля и принимается в зависимости от выхода летучих веществ (V^{daf}), имеет следующие значения:

- при V^{daf} менее 15% – 5 л/мин;
- при V^{daf} от 15 до 20% – 4,5 л/мин;
- при V^{daf} от 20 до 30% – 4,0 л/мин;
- при V^{daf} выше 30% – 4,5 л/мин.

Эти методы, наряду с преимуществами, имеют и недостатки: низкая технологичность, влияние локальных неоднородностей.

Разработан также метод прогноза выбросоопасности, основанный на измерении концентрации метана в горной выработке. Известно, что каждый участок массива имеет свою газоносность. Газ, выделяющийся в выработку при разрушении газонасыщенных пород, изменяет свою концентрацию в шахтной атмосфере. Учитывая то, что проветривание тупиковых выработок, которыми являются проходческие забои, производится при постоянном расходе воздуха, по концентрации газа можно судить о газоносности углепородного массива, которая является одним из факторов, обуславливающим его выбросоопасность.

Критерием выбросоопасности по газовому фактору здесь является превышение величины показателя текущего замера концентрации газа в выработке над установившимся или базовым уровнем концентрации на определенную величину в течение выбранного промежутка времени.

Для ведения прогноза используется автоматизированная система контроля метана (АКМ), оснащенная датчиками контроля метана. Основной недостаток этого метода – большой процент ошибок второго рода. В настоящее время он находится в стадии промышленной проверки.

Наиболее перспективными методами контроля состояния породного массива являются акустические методы. Они основываются на исследовании как естественных акустических полей, возникающих в массиве при образовании трещин и разрывов (пассивная сейсмоакустика), так и искусственно созданных полей упругих колебаний (активная сейсмоакустика).

К методам пассивной сейсмоакустики относится представляющий интерес метод акустического последействия, включающий регистрацию и анализ импульсов, характеризующих трещинообразование после окончания технологического воздействия. Использование информативных параметров этого метода последействия для оценки состояния массива возможно, поскольку активность акустической эмиссии является реакцией забоя на технологическое воздействие. Преимуществом этого метода является то, что в этот промежуток времени отсутствуют акустические помехи, сопровождающие работы в шахте.

Признаком входа забоя в опасную зону является регистрация одного из двух возможных критериев: «двух точек» или «критического превышения».

Критерий «двух точек» – это возрастание средней в двух последовательных интервалах осреднения сейсмоактивности, отвечающее следующим условиям:

$$\frac{\bar{N}_{k+1} - \bar{N}_k}{\bar{N}_k} \times 100 \geq q \geq c, \quad (7.26)$$

где $q = 5\%$ при $\bar{N}_{k+1} \geq 10$ имп/ч;

$q = 10\%$ при $\bar{N}_{k+1} \leq 10$ имп/ч;

$c = 2$ имп/ч;

c – уровень активности, ниже которого критерий «двух точек» не действует;

\bar{N}_{k+1} – число импульсов акустической эмиссии.

Критерий «критического превышения» должен отвечать следующему условию:

$$\dot{N}_{kp} \geq P \cdot \bar{N}_k, \quad (7.27)$$

где \dot{N}_{kp} – активность, при регистрации которой выдается прогноз «опасно»;

P – коэффициент, зависящий от \bar{N}_k .

В последние годы широкое распространение получили методы активной сейсмоакустики, основанные на регистрации и анализе сейсмоакустического сигнала, возбуждаемого в массиве путем технологического воздействия.

Существует также целый ряд методов контроля вероятности возникновения газодинамических явлений и приборов для их реализации [279, 291, 292]: высокочастотное электромагнитное зондирование; электропрофилирование; звуковое зондирование; сейсмический метод отраженных волн; импульсный ультразвуковой метод; метод регистрации сейсмоакустических процессов при бурении скважин и др.

В соответствии с анализом, проведенным в работах [288, 293], геофизические методы оценки состояния породного массива являются весьма перспективными, причем среди них предпочтение отдается сейсмоакустическим, как обладающим наибольшей точностью.

Таким образом, существует проблема повышения точности и достоверности передачи информации в существующих элементах систем контроля надежности функционирования очистного забоя.

Как это было показано выше, в настоящее время не существует единой целостной системы контроля и управления надежностью функционирования горной выработки. Наиболее развитыми и испытанными являются способы прогноза выбросоопасности, которые используются в современных системах контроля. Их актуальность, в силу возможной тяжести последствий газодинамических явлений, очень велика.

Способ текущего прогноза выбросоопасности угольных пластов по акустической эмиссии существует более 40 лет и до настоящего времени является единственным «текущим» в собственном смысле этого слова прогнозом [294], поскольку наблюдения за акустической эмиссией пласта ведутся непрерывно, в реальном времени и непрерывно сохраняется возможность прогнозирования состояния контролируемого пласта [60, 288, 295, 296]. Обработывая результаты наблюдений за акустической эмиссией, можно решать следующие задачи [294]:

– прогнозировать потенциально опасные по газодинамическим явлениям участки пластов и оптимизировать таким образом соотношение между основными и профилактическими работами, то есть повысить эффективность выемочных и проходческих работ без снижения надежности занятого персонала;

– управлять интенсивностью воздействия на забой в целях предотвращения формирования опасной ситуации, то есть повысить надежность ведения определенных видов работ;

– классифицировать газодинамические явления на основе анализа звукового сопровождения их протекания.

Таким образом, сейсмоакустический способ является достаточно универсальным средством контроля геомеханического состояния рабочего пространства лавы. Совершенствование данного способа продолжается [81, 85, 99].

Способы текущего прогноза газодинамических явлений можно разделить на две категории [288]: периодически выполняемые через определенные интервалы подвигания забоев и непрерывно производимые в процессе технологического воздействия на пласт. Недостаток периодического прогнозирования, например, по начальной скорости газовыделения из шпуров, по выходу бурового штыба, заключается в том, что выбросоопасность определяется в условиях квазистатического напряженно-деформированного и газодинамического состояния краевой части пласта в остановленном забое, которое может значительно измениться при выемке угля до очередного цикла прогноза. Статистика располагает сведениями о внезапных выбросах, происшедших при прогнозе «неопасно» по начальной скорости газовыделения. Это может быть обусловлено не ошибочностью, а формированием выбросоопасных ситуаций или иным изменением геомеханической ситуации в лаве после выполнения прогноза в результате перераспределения напряжений вследствие последующей выемки угля.

В работе [297] описаны современные инструментальные, геофизические и визуальные методы экспериментальной геомеханики применительно к анализу геомеханической ситуации в очистном забое.

По данным работы [298], замеры деформаций и смещений пород приконтурной зоны выработки проводятся с целью проверки работоспособности анкерной крепи по обеспечению устойчивости выработок. Эти же методы могут быть использованы при креплении выработок другими средствами или же вовсе без крепления. Замеры могут быть выполнены следующими приборами [298]:

а) глубинными индикаторами ИППГ (с точностью до 1 мм);

б) магнитоакустическими экстенсометрами типа «Magnesonik» (с точностью до 0,1 мм);

в) методом нивелировки (с точностью до 5 мм).

Экстенсометр «Magnesonik» позволяет проводить измерения в шпуре длиной до 7,5 м в точках расположения якорей, число которых достигает 20. Данные замеров вводятся в компьютер и анализируются пакетом программ, позволяющих представить данные во многих формах, включая общее смещение и деформацию пород приконтурной зоны выработки.

Существует также высокоточный прибор АПР – 2 на базе микропроцессора для измерения скорости движения воздуха в горных выработках и некоторые другие приборы контроля параметров уровня надежности, пригодные для использования при эксплуатации очистного забоя. Однако они не используются в системах контроля и управления надежностью функционирования горных выработок, в первую очередь, из-за ее отсутствия

как таковой, из-за чего их эффективность мала, а оптимальное соотношение эффективности и надежности ведения работ в очистном забое обеспечено быть не может.

В последнее время на базе микропроцессоров и персональных компьютеров активизировалось внедрение автоматизированных систем контроля и управления основными технологическими процессами практически во всех отраслях промышленности [299]. В частности, на более чем 100 шахтах России и других стран получили распространение системы фирмы «Трансмиттон» (Великобритания) [300]. Система позволяет контролировать состояние шахтной атмосферы, функционирование механизированного комплекса и управление электроснабжением. Система представляет собой специализированный вариант компьютерной сети по сбору и обработке информации с датчиков, подключенных к перепрограммируемым микропроцессорным станциям. Вырабатываемые системой управляющие воздействия подаются на входы подземных станций, которые соединены с исполнительными реле. На АОТ «шахта Комсомолец» (Россия), такая система осуществляет контроль: аэрогазовой обстановки и управления электроснабжением трех выемочных участков; работы оборудования в трех лавах; работы магистральных ленточных конвейеров; давление воды в противопожарном трубопроводе и др. Такая система представляется достаточно мощной, в первую очередь, по аппаратным средствам. Однако она не в состоянии обеспечить выполнение требований Правил безопасности по противоаварийной защите и своевременному предупреждению о появлении признаков аварии во всех горных выработках по фактору «обрушение пород из кровли» и «газовому фактору». Это объясняется тем, что она не производит контроль конвергенции боковых пород, напряженно-деформированного состояния, степени поврежденности угольного пласта и вмещающих пород, газоносности и мощности, а также других параметров, контроль которых необходим для создания целостной картины степени надежности и эффективности ведения работ в очистном забое.

В работе [301] описана прошедшая промышленную проверку система геомеханической оценки устойчивости подготовительных выработок, которая с некоторыми изменениями может быть использована и в лаве. Предложенная система состоит из нескольких подсистем: ввода исходной горно-геологической и горно-технической информации и её обработки, расчета горного давления, расчета смещений на контуре выработок и затрат на их поддержание.

Применительно к очистному забою работа такой системы должна заключаться в расчете перераспределений напряжений в приконтурной зоне массива вокруг рабочего пространства очистного забоя и его сопряжений по ходу подвигания лавы. Практика показала, что для достоверной оценки реальной горно-технологической ситуации необходима информация о мощности вынимаемого пласта и боковых пород, деформационно-прочностных свойствах вмещающего массива, геометрических параметрах очистного забоя и его ориентировки в плоскости пласта. Необходимо также учитывать

особенности необратимых сдвижений массива, связанных с отжигом краевой части пласта, влияния очередности отработки смежных лав [302, 303], провала толщи при её многократной подработке, релаксации перепадов давления в массиве со временем из-за ползучести горных пород [289, 301, 304].

Существует достаточно большое число приборов и систем анализа газового состояния атмосферы очистного забоя, такие как, например, АМТ, газоанализаторы ГИАМ–14, ГИАМ–15; аппаратура АКСП, предназначенная для автоматического контроля состава шахтной атмосферы, скорости и направления воздушной струи. Аппаратура АКСП осуществляет также подачу световых и звуковых сигналов на пульт горного диспетчера. ОАО «Красный металлист» (г. Конотоп) выпускает много видов контрольно-измерительной аппаратуры газового режима шахтной атмосферы. Измеритель запыленности шахтной атмосферы ИЗША предназначен для оперативного измерения концентрации пыли в шахтной атмосфере, является переносным прибором во взрывобезопасном исполнении. Хроматограф горноспасательный Поиск – 2 предназначен для оперативного анализа шахтной атмосферы в аварийных условиях. Существуют также измерители концентрации газов серии ИКГ, анализаторы метана серии АТ и ряд других аналогичных приборов, выпускаемых в Украине и странах ближнего зарубежья.

Среди зарубежных приборов следует отметить системы дистанционного газоизмерения CST–40, СТW–20, СМС–1 и другие [305], аппаратуру фирмы «Trolex» и другие приборы. Вся перечисленная отечественная и зарубежная аппаратура отвечает современным требованиям надежности, достоверности и точности измерений и может быть использована для построения целостной системы контроля уровня надежности в современной лаве.

В настоящее время известно значительное число систем контроля уровня надежности ведения горных работ, которые могут быть использованы при эксплуатации очистного забоя. К ним можно отнести, в первую очередь (по данным работ [73, 294]):

- метанометрические системы непрерывного и периодического действия;
- цифровые метанометрические системы;
- системы дистанционного контроля пожароопасности;
- системы дистанционного контроля горных ударов.

Здесь необходимо также отметить обязательность контроля энергопотребления в очистном забое с разделением контроля активной и реактивной мощностей и разграничением этих величин по отдельным машинам и механизмам. Автоматизированные системы такого контроля описаны, например, в работе [293].

Существуют также системы контроля более высокого уровня. Так, описанная в работе [300] система «Трансмиттон» в определенном смысле является прообразом будущей комплексной системы контроля и управления надежностью ведения работ в очистном забое.

Однако все они могут быть названы только прототипами контроля уровня надежности в очистном забое, так как ни одна из существующих систем не

позволяет контролировать уровень надежности с единых, комплексных позиций, с учетом той или иной группы параметров.

На сегодняшний день, в действующих АСУ ТП угольных шахт, в основном реализованы подсистемы: «Очистные забои», «Локомотивный транспорт», «Трудовые ресурсы», «Оперативно-диспетчерское управление».

Автоматизированная подсистема контроля и анализа работы «Очистные забои» предназначена для получения, передачи, обработки, хранения и представления информации о работе очистного забоя. Основная цель функционирования подсистемы – обеспечение роста добычи угля из очистного забоя за счет совершенствования технологии очистных работ и улучшения использования забойного оборудования. Эта подсистема обеспечивает получение информации, отражающей: реальное состояние и протекание процесса добычи угля; определение режимов работы комбайна (включен, выключен, работает по выемке угля); определение величины перемещения комбайна и направление его движения; определение величины перемещения комбайна в каждом из контролируемых режимов; вычисление вторичных величин, характеризующих работу комбайна в лаве; автоматический учет машинного времени комбайна и основного оборудования, а также учет добычи угля по участкам и шахте в целом; учет длительности и причин простоев очистного забоя; газовую обстановку на основе контроля концентрации метана в исходящей струе лавы.

Наиболее совершенной на сегодняшний день в этом смысле является унифицированная телекоммуникационная автоматизированная система противоаварийной защиты шахт угольных шахт УТАС, производимая Петровским заводом угольного машиностроения (г. Донецк) по английской лицензии. Система УТАС позволяет осуществлять контроль работы технологического оборудования в угольной шахте и газовой ситуации по 8-ми параметрам. При необходимости, она может также при соответствующей доработке осуществлять контроль по фактору «устойчивость приконтурной области». Однако комплексной функции контроля, с учетом взаимного влияния факторов, определяющих уровень надежности, она не осуществляет. Не предусмотрен в ее работе также и контроль по человеческому фактору.

В соответствии с Правилами безопасности, к качеству воздуха рабочей зоны предъявляются достаточно жесткие требования и в этом направлении существует достаточно большое число исследований [306 – 311]. В случае ограничения нагрузки на лаву по газовому фактору, затраты на диагностику надежности, повышение ремонтпригодности дают дополнительный эффект, поскольку уменьшение вариации длительности простоев приводит к уменьшению неравномерности метановыделений и, как следствие, к росту максимально допустимой нагрузки на лаву.

Знание интервала подвигания очистного забоя, на котором газоприток в выработанное пространство минимизируется, дает возможность повысить производительность добычи угля, не опасаясь сформировать напряженную газовую обстановку. Повышение достоверности информации об изменении метанообильности позволит при ограниченных возможностях системы

управления газовой выделением более точно управлять метанопритоком путем изменения скорости подвигания комбайна. Причем выбирать максимум информации надо именно с учетом того резерва, которая обеспечивается всей системой технических мер.

По фактору обрушений пород из кровли в настоящее время вообще не существует системы контроля уровня безопасности. Имеющиеся индикаторы деформации и смещений стоек крепи дают разрозненную информацию, мало увязанную с работой механизированного комплекса или с системой газовой защиты.

Методы прогноза и расчета устойчивости приконтурной области, основанные на основных положениях механики сплошной среды, вероятностно-статистических и ряда других традиционно используемых в горном деле методов [216, 312 – 314], на сегодняшний день уже не в полной мере удовлетворяют требованиям современного горного производства. Это связано, в первую очередь, с тем, что эти подходы основаны на традиционных методах расчета, которые не учитывают эволюцию пород приконтурной области массива в ходе ведения горных работ.

В упрощенном виде можно выразить производительность очистного забоя $A_{o.з.}$ в виде зависимости от количества подаваемого в него воздуха Q_6 и интенсивности газовой выделении $J_{o.з.}$:

$$A_{o.з.} = \int Q_6 J_{o.з.}; A_{o.з.} \rightarrow \max, Q_6 \rightarrow \max, J_{o.з.} \rightarrow \min. \quad (7.28)$$

Существующие в разных странах автоматизированные системы контроля аэрогазовой обстановки в подготовительных и очистных выработках позволяют лишь фиксировать газовую обстановку и отключать на данном участке электроэнергию, тем самым останавливая работу механизмов. В настоящее время необходима автоматизированная система управления газовой обстановкой в горных выработках, не только гибко воздействующая на источники газовой выделении, но и автоматически перераспределяющая вентиляционные потоки в выработках, изменяющая производительность вентиляторов главного и местного проветривания.

В общем, по месту в технологическом процессе добычи, контроль уровня надежности можно подразделить на входной, текущий и эксплуатационный [39, 74, 294]. Значительное число исследований посвящено проблеме обеспечения надежности функционирования очистного забоя и выработок другого назначения путем использования систем автоматизации и их элементов контроля и управления, например, [3, 14, 39, 73, 40, 300, 305, 308, 315, 316].

На этапах входного и приемочного контроля оценивается состояние массива и выработок, пригодность их к проведению работ, а также планируется порядок отработки. На данном этапе используются в основном данные геологоразведки, маркшейдерской съемки и т.д., которые на сегодняшний день хорошо отработаны, и, как правило, полностью удовлетворяют требованиям современного горного производства.

При текущем или эксплуатационном контроле осуществляется непосредственная оценка уровня надежности и производится корректировка

работ. При этом средства контроля выполняют роль обратной связи в технологическом процессе, позволяя обеспечить безопасность работ и снизить потери до минимума.

Таким образом, первоочередной задачей текущего контроля является контроль изменения уровня надежности непосредственно при ведении горных работ. Сложность этой задачи заключается в том, что при ведении горных работ физико-механические свойства породного массива и рабочего пространства лавы или проходческого забоя постоянно меняются, то есть находятся в динамике. Задача определения уровня надежности после завершения горных работ также далека от своего решения, так как он находится в непосредственной связи с количеством и интенсивностью приложенных динамических и статических нагрузок [294].

7.3.2. Обоснование набора информативных параметров комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя по газовому фактору

По данным работ [317, 318], особое место в формировании опасной концентрации метана в атмосфере очистного забоя при системе разработки длинными столбами по простиранию, проветриваемых по возвратной на целик схеме занимают зоны сопряжения с воздухоотводящими выработками (вентиляционными штреками – при восходящем способе проветривания и конвейерными штреками – при нисходящем). Вследствие недостаточного поступления воздуха, проходящего по этим зонам, и значительного (до 50% общей газообильности выемочного участка) количество метана, выделяющегося в выработанное пространство, в таких местах формируются недопустимые по Правилам безопасности концентрации метана. В случае обнаружения повышенных концентраций почти всегда принимается пассивная мера – остановка выемки угля в очистном забое, что снижает рентабельность шахт.

К активным способам устранения газовой опасности относятся предварительная дегазация, локальный газоотсос и каптаж метана, которые не всегда эффективны [318, 319]. Низкая надежность локальных средств борьбы с загазованностью обуславливает необходимость оценки забоя по объективно существующей газовой опасности. В оценке нормального и аварийного режимов проветривания любое, даже незначительное проявление опасности без принятия нейтрализующих или предупреждающих мер может стать причиной аварийной ситуации. В то же время соответствующими техническими решениями (в том числе по проветриванию) предусматривается обеспечение безопасных условий работы. На первый план ставится правильность оценки проявления опасности с учетом предвиденных заранее неравномерностей ее колебания. Особое значение достоверность такой оценки приобретает при работе очистного забоя в режиме повышенных нагрузок, когда скорость подвигания забоя лавы увеличивается в несколько раз.

Газовыделение из рабочего пространства лавы складывается таким образом: с поверхности забоя q_z , с поверхности отбитого угля $q_{отб}$, с обнаженной поверхности боковых пород $q_{вм}$ и из выработанного пространства $q_{вп}$.

$$Q = q_z + q_{отб} + q_{вм} + q_{вп}. \quad (7.29)$$

Согласно материалам работы [309], объем метана, выделившегося в единицу времени с единицы поверхности очистного забоя при его равномерном подвигании ($\text{м}^3/(\text{м}^2\text{-сут.})$):

$$V_{обн} = v_{оч} \cdot p \left[\frac{1 - \rho_0}{\rho} \left(1 + \frac{b}{m} \right) \right], \quad (7.30)$$

где $V_{обн}$ – объем метана, проходящего через 1 м^2 поверхности угольного забоя в сутки, ($\text{м}^3/\text{м}^2\text{-сут.}$);

$v_{оч}$ – скорость подвигания забоя, м/сут;

p_0 – природное давление газа в пласте, МПа;

p – давление газа на поверхности угля, МПа;

$b = \text{const}$ (из изотермы абсорбции);

ρ – коэффициент пористости угля, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

$$b = 1,3 \frac{T_0 \cdot P_0}{P} (q_0 - q_a), \quad (7.31)$$

где T_0 – температура газа, К; МПа;

q_0 – количество сорбированного метана углем в природных условиях, $\text{м}^3/\text{т}$;

q_a – количество сорбированного метана при атмосферном давлении, $\text{м}^3/\text{т}$.

Газоносность угля в зоне выемки x_g зависит от скорости подвигания очистного забоя $v_{оч}$, ширины захвата выемочной машины r , степени метаморфизма угля V^{daf} , природной газоносности x_y и глубины разработки H . С увеличением $v_{оч}$ и величин диаметра d и захвата выемочной машины r она возрастает, с увеличением H – уменьшается. При прочих равных условиях для антрацитов и углей марок Г, Д она выше, чем для углей марок ОС, К, Ж:

$$x_g = x_y (1 - 0,8e^{-k}), \quad (7.32)$$

где k – коэффициент, учитывающий влияние на метаноносность угля в зоне выемки значений $v_{оч}$, V^{daf} , r и H :

$$k = 0,25v_{оч} [0,004V^{daf} - A^2 + 1,3] \cdot (1,37 - 0,00095H)(0,58 + 0,4r), \quad (7.33)$$

где A – коэффициент, зависящий от выхода летучих веществ.

При $V^{daf} < 22\%$ и $V^{daf} > 22\%$ значения A соответственно равны 27 и 17%.

Газовыделение из отбитого угля $q_{отб}$ выражается соотношением:

$$q_{отб} = x_{отб} \cdot \gamma \cdot r \cdot m, \quad (7.34)$$

где $x_{отб}$ – газоносность отбитого угля;

γ – удельная масса угля, $\gamma = 1,27 \text{ кг}/\text{м}^3$;

m – мощность пласта, м.

Общий дебит метана из отбитого угля:

$$Q_{отб} = k_I \cdot q_{отб} \cdot t_I \cdot L, \quad (7.35)$$

где t_I – время пребывания отбитого угля в рабочем пространстве лавы;

k_I – коэффициент, учитывающий газоотдачу из отбитого угля ($k_I \leq 1$).

В работе [320] процесс выделения метана из отбитого угля предложено описывать зависимостью вида:

$$q_{омб} = q_0(t+1)^{-n}, \quad (7.36)$$

где q_0 – начальная интенсивность газовыделения в момент отрыва угля от массива;

$(t+1)$ – время с момента отрыва угля;

n – коэффициент, зависящий от физико-химических свойств угля.

Тогда общее количество метана, поступившее за весь период нахождения отбитого угля в рабочем пространстве лавы, может быть определено интегрированием выражения (7.35):

$$Q_{омб} = \int_0^{e_1} q_{омб} dt = \int_0^{t_1} q_0 (t+1)^{-n} dt. \quad (7.37)$$

После интегрирования получаем:

$$Q_{омб} = \frac{q_0 \cdot t_1^{1-n}}{1-n}. \quad (7.38)$$

С технологической точки зрения, дебит метана с поверхности забоя:

$$Q_з = x_y \cdot m_y \cdot L \cdot v_{оч}, \quad (7.39)$$

где L – длина лавы.

Дебит метана из вмещающих пород может быть выражен в виде:

$$Q_{вм} = x_{вм} \cdot S \cdot m_{вм} \cdot v_{оч}, \quad (7.40)$$

где $x_{вм}$ – газоносность вмещающих пород;

S – площадь их обнажения в рабочем пространстве лавы;

$m_{вм}$ – мощность породного слоя.

Газовыделение из подготовительных выработок в силу того, что время их существования по сравнению со временем существования лавы достаточно велико, можно считать величиной постоянной и в сравнении с дебитом газа из лавы пренебрежимо малым.

Таким образом, балансовое уравнение дебита метана с учетом соотношений (7.33), (7.35) и (7.36), можно записать:

$$Q_з = x_в \cdot m_y \cdot L \cdot v_{оч} + k_I \cdot x_{омб} \cdot \gamma r \cdot L + x_k \cdot S \cdot m_k \cdot v_{оч} + x_n \cdot S \cdot m_n \cdot v_{оч}, \quad (7.41)$$

где $x_в$, $x_{омб}$, x_k , x_n – соответственно газоносности угольного пласта, отбитого угля, кровли и почвы;

m_y , m_k , m_n – мощности угольного пласта, кровли и почвы.

Рассмотрим распределение выделяющегося газа в рабочем пространстве лавы. В ходе ведения очистных работ по рабочему пространству лавы идет вентиляционная струя с дебитом $Q_{возд}$:

$$Q_{возд} = v_{вент} \cdot m_y \cdot b, \quad (7.42)$$

где $v_{вент}$ – скорость движения воздуха;

b – ширина рабочего пространства лавы.

Концентрация метана в атмосфере рабочего пространства лавы выражается соотношением:

$$C = \frac{Q_r}{Q_r + Q_з}, \quad (7.43)$$

где Q_r – общий дебит метана в рабочее пространство лавы;

$Q_в$ – количество поступающего в лаву воздуха.

Анализируя соотношения (7.41) – (7.43), а также, принимая величину удельной газоносности угля x_y соответственно 10 м³/т; 20 м³/т и 30 м³/т, можно построить зависимости количества воздуха, необходимого для обеспечения взрывобезопасной концентрации метана в рабочем пространстве лавы (рис. 7.5, 7.6). Без расчетов очевидно, что в современных условиях система шахтной вентиляции не в состоянии обеспечить безопасность работы очистной выработки в режиме повышенных нагрузок по газовому фактору. Предварительные локальные дегазационные мероприятия по извлечению метана из пласта впереди лавы из подготовительных выработок малоэффективны. Кроме того, при работе очистной выработки в режиме повышенных нагрузок, такие мероприятия часто оказываются экономически нецелесообразными. Наиболее рациональным в этом случае представляется эксплуатация очистной выработки в режиме повышенных нагрузок по текущему состоянию газовой ситуации, контроль которого может обеспечить локальная подсистема контроля газового состояния. Исходя из этого, можно сделать вывод о том, что для обеспечения безопасной работы очистной выработки в режиме повышенных нагрузок необходимо создание комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования, позволяющей оперативно контролировать газовую ситуацию при работе очистной выработки в режиме повышенных нагрузок непосредственно на рабочих местах.

К основным параметрам комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования могут быть отнесены, в первую очередь, такие параметры, значения которых непосредственно несут информацию об изменении обстановки в лаве, в данном случае, имеется в виду, прежде всего, уровень концентрации метана, который измеряется непосредственно приборами контроля содержания метана в шахтной атмосфере. Существует также и ряд опосредованных параметров, как было показано выше (соотношения (7.40) – (7.42), изменение которых приводит непосредственно к изменениям концентрации метана в шахтной атмосфере. К ним могут быть отнесены: длина лавы L , газоносность угольного пласта x_y , отбитого угля $x_{отб}$, газоносность пород кровли и почвы x_k, x_n и мощность m_y, m_k, m_n угольного пласта, кровли и почвы, скорость подвигания забоя $v_{оч}$, диаметр d и ширина захвата r исполнительного органа выемочной машины, а также скорость движения воздуха $v_{вент}$.

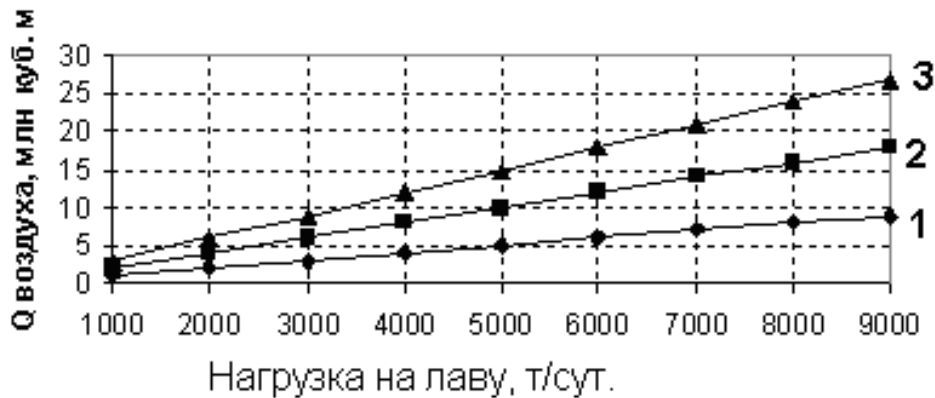


Рис. 7.5. Зависимость количества воздуха, необходимого для обеспечения взрывобезопасной концентрации метана в рабочем пространстве лавы от нагрузки на лаву:

- 1 – $x = 10 \text{ м}^3/\text{т}$;
- 2 – $x = 20 \text{ м}^3/\text{т}$;
- 3 – $x = 30 \text{ м}^3/\text{т}$.

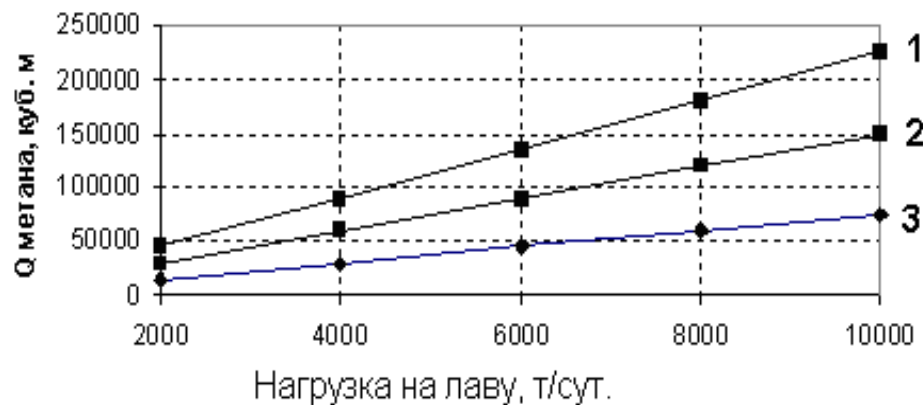


Рис. 7.6. Зависимости газовыделения из пласта от нагрузки на лаву:

- 1 – $x = 10 \text{ м}^3/\text{т}$;
- 2 – $x = 20 \text{ м}^3/\text{т}$;
- 3 – $x = 30 \text{ м}^3/\text{т}$.

Таким образом, если обозначить вероятность безаварийной работы очистной выработки в режиме повышенных нагрузок по газовому фактору P_1 , то информативные параметры комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования по газовому фактору могут быть объединены некоторой функциональной зависимостью:

$$P_1 = f_1(L; x_y; x_{отб}; x_k; x_n; m_y; m_k; m_n; v_{оч}; d; r; v_{вент.}; \{C\}; t), \quad (7.44)$$

где f_1 – функция, определяющая зависимость состояния подсистемы «Шахтная атмосфера» от ее основных параметров;

$\{C\}$ – концентрации газов и пыли в шахтной атмосфере.

Анализ выражения (7.44) позволяет сделать вывод о том, что уровень концентрации метана в шахтной атмосфере является функцией многих

переменных, включающих физико-механические свойства обрабатываемого участка массива, вмещающих пород, основные параметры технологии ведения работ и системы вентиляции.

Используем положение о том, что состояние приконтурной области породного массива, вмещающего очистную выработку полностью определяет состояние всех остальных подсистем очистного забоя, как сложной технической системы. Тогда, так как подсистема «Шахтная атмосфера» является непосредственно зависимой от состояния приконтурной области и, учитывая то, что состояние приконтурной области породного массива в любой момент времени может быть определено по энтропии пород приконтурной области, выражение (7.44) можно переписать в следующем виде:

$$P_1 = \varphi_1(S), \quad (7.45)$$

где φ_1 – функция, определяющая зависимость вероятности надежной работы подсистемы «Шахтная атмосфера» от величины энтропии S пород приконтурной области массива, вмещающей очистной забой.

7.3.3. Обоснование набора информативных параметров комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя по фактору устойчивости приконтурной области

От устойчивости приконтурной области массива зависит безопасность функционирования очистного забоя. Правильная планировка горных работ должна осуществляться только на основе реальной оценки смещений на контуре выработки. Недооценка этих смещений приводит к существенному снижению уровня безопасности в очистном забое.

По данным работы [311], наиболее распространенными причинами несчастных случаев от обрушений в лавах является ведение работ с нарушением паспортов крепления и управления кровлей (около 70%), а также несоответствие их горно-геологическим условиям и нарушение установленной технологии (30%).

На безопасность горных выработок, в основном, влияет устойчивость боковых пород, близость ведения очистных работ, водообильность, тип крепи, способы поддержания, вид используемого транспорта и т.п. Однако не все факторы, влияющие на уровень безопасности в очистном забое, приводят к их простоям. В большинстве случаев степень устойчивости боковых пород, способы поддержания горизонтальных и наклонных выработок отрицательно влияют на другие показатели, такие как, например, трудоемкость работ по их поддержанию.

Анализ практики работы большого числа угольных шахт, показывает, что уровень безопасности очистного забоя оказывает также влияние на выбор системы разработки. По данным работ [321, 322], наименее надежными, а, следовательно, и наименее безопасными являются очистные выработки, обрабатываемые по сплошной системе, наиболее безопасными – при столбовой.

Основными факторами травматизма в очистном забое являются вывалы и обрушения из кровли, повреждения от обслуживаемых машин и механизмов, на которые приходится около 85% случаев травматизма [37].

К наиболее опасным рабочим операциям в лаве относятся [37]: процессы оформления забоя, крепления призабойного пространства, обслуживание выемочных машин, передвижения механизированных и посадочных крепей по причине вывалов и обрушений (50,6 – 63,4% всех случаев травматизма в очистном забое). Так как в очистном забое главными травмирующими факторами являются вывалы и обрушения пород кровли, то причину травматизма и средства его снижения следует искать в способах крепления и управления кровлей и в возможности их совершенствования.

При управлении кровлей с частичной закладкой число случаев травматизма с тяжелым исходом в 1,25 раза больше, чем при управлении кровлей полным обрушением [37]. При сплошной системе разработки в очистном забое случаев травматизма с тяжелым и летальным исходами происходит соответственно в 3,1 раза больше, чем при столбовой системе.

В соответствии с работами [321 – 323], основными технологическими параметрами, являются среднесуточная скорость подвигания лавы $v_{оч}$, величины диаметра d и захвата выемочной машины r . В работе [58] предложена модель оценки допустимых величин технологических параметров. Ее сущность сводится к следующим положениям. В ходе выемки угля при участии сил горного давления, изменчивости свойств массива по простиранию, тектонических и иных процессов, под воздействием рабочего органа выемочной машины происходит послойное разрушение угольного пласта в призабойной зоне. Выделяя элемент угольного пласта объемом ΔV , имеем:

$$\Delta V = \Delta x \cdot S_n, \quad (7.46)$$

где S_n – сечение очистной выработки;

Δx – глубина влияния очистной выработки.

На выбранный элемент действуют выталкивающие силы с равнодействующей F_a и препятствующие выталкиванию с равнодействующей F_n . В качестве условия потери сцепления элемента ΔV с массивом предлагается следующее соотношение:

$$R = F_a - F_n > 0, \quad (7.47)$$

где

$$F_a = \frac{\sqrt[3]{(m_0 + \chi \cdot u)^2 (P_0 - P_1) S_n \cdot m_0}}{2\sqrt{P_1 (m_0 + \chi \cdot u) sh 2x_{cp}}} \Delta x, \quad (7.48)$$

$$F_n = C_0 \left(1 + \frac{2 \sin \varphi_0}{1 - \sin \varphi_0} \right) \sqrt{S_n} \Delta x, \quad (7.49)$$

где m_0 – общая пористость среды;

χ – интенсивность нарастания напряжений в области предельного напряженного состояния, 1/м;

u – величина отжима в очистной выработке, м;

P_1 – квадрат давления газа на кромке забоя (атмосферное давление), (МПа)²;
 P_0 – квадрат давления газа в нетронутом массиве, (МПа)²;
 φ_0 – угол внутреннего трения;
 C_0 – сцепление;
 Δx_{cp} – дегазированная часть зоны предельного состояния пласта.

Далее, в соответствии с работой [58], знак разности (7.46) определяет степень выбросоопасности ситуации. При $R \geq 0$ она выбросоопасная. Преобразуя соотношения (7.48) и (7.49) к виду (7.46), имеем:

$$R = \left(\frac{m^{2/3} P_0}{2sh2x_{cp}} - \frac{\xi \tau_0}{S^{1/2}_n} \mp \gamma \sin \beta \right) \Delta V, \quad (7.50)$$

где $\xi = (3,5 \div 4,0)$ – коэффициент формы сечения выработки;
 τ_0 – сопротивление сдвигу угля;
 β – угол наклона очистной выработки;
 x_{cp} – средняя глубина дегазированной зоны впереди очистного забоя.

Для выбросоопасных ситуаций, как уже указывалось, $R \geq 0$. Согласно [58], этому условию отвечает соотношение:

$$\frac{P_0}{\tau_0} \geq \frac{2\xi sh2x_{cp}}{\sqrt[3]{m^2} \sqrt{S_n}}. \quad (7.51)$$

Таким образом, вероятность возникновения газодинамических явлений зависит, в соответствии с (7.51), от соотношения давления газа P_0 и сопротивления сдвигу угля τ_0 . Вдоль выработки величины $\frac{P_0}{\tau_0}$, значения

величин $x_{cp}, m, \frac{\xi}{\sqrt{S_n}}$ являются случайными. Тогда, обозначив некоторым функционалом совокупность вышеперечисленных случайных величин, получим следующее соотношение:

$$\Phi(x) = \Phi \left(\frac{P_0}{\tau_0}; x_{cp}, m; \frac{\xi}{\sqrt{S_n}} \right). \quad (7.52)$$

Далее, по аналогии с работой [58]:

$$\Phi(x) = \frac{1}{x_0} \int_0^x \eta(x) dx, \quad (7.53)$$

где $\eta(x)$ – вспомогательная функция, определенная на всей длине необрушенного пространства очистной выработки позади механизированного комплекса:

$$\eta(x) = \begin{cases} 1, & \text{при } \Phi(x) > \Phi^* \\ 0, & \text{при } \Phi(x) \leq \Phi^* \end{cases}, \quad (7.54)$$

для критического соотношения $\Phi^* = \frac{P_0}{\tau_0}$.

В силу стационарности и нормальности случайного процесса, интеграл (7.53) равен:

$$\Phi_{|\phi(0) > \phi^*|} = \frac{1}{\sqrt{2\pi D(0)}} \int_{\phi^*}^0 \exp\left[-\frac{z^2}{2D(0)}\right] dz = 2F\left(\frac{\Phi}{\sqrt{D(0)}}\right), \quad (7.55)$$

где F – функция Лапласа;

$D(0)$ – дисперсия случайного соотношения (7.53).

Таким образом, величина R характеризует силовой фактор выбороопасности в очистной выработке.

Вероятность возникновения газодинамического явления находится в прямой зависимости от расположения техногенных зон в пределах подлежащего разработке участка шахтного поля. Определение таких зон возможно по величине мелкоамплитудной нарушенности угольного пласта и/или вмещающих пород J . Этот параметр характеризует уровень безопасности в очистном забое по фактору устойчивости приконтурной области.

В соответствии с рис. 7.7 [13], впереди забоя очистной выработки образуются три зоны разрушения (I, II, III) угольного пласта.

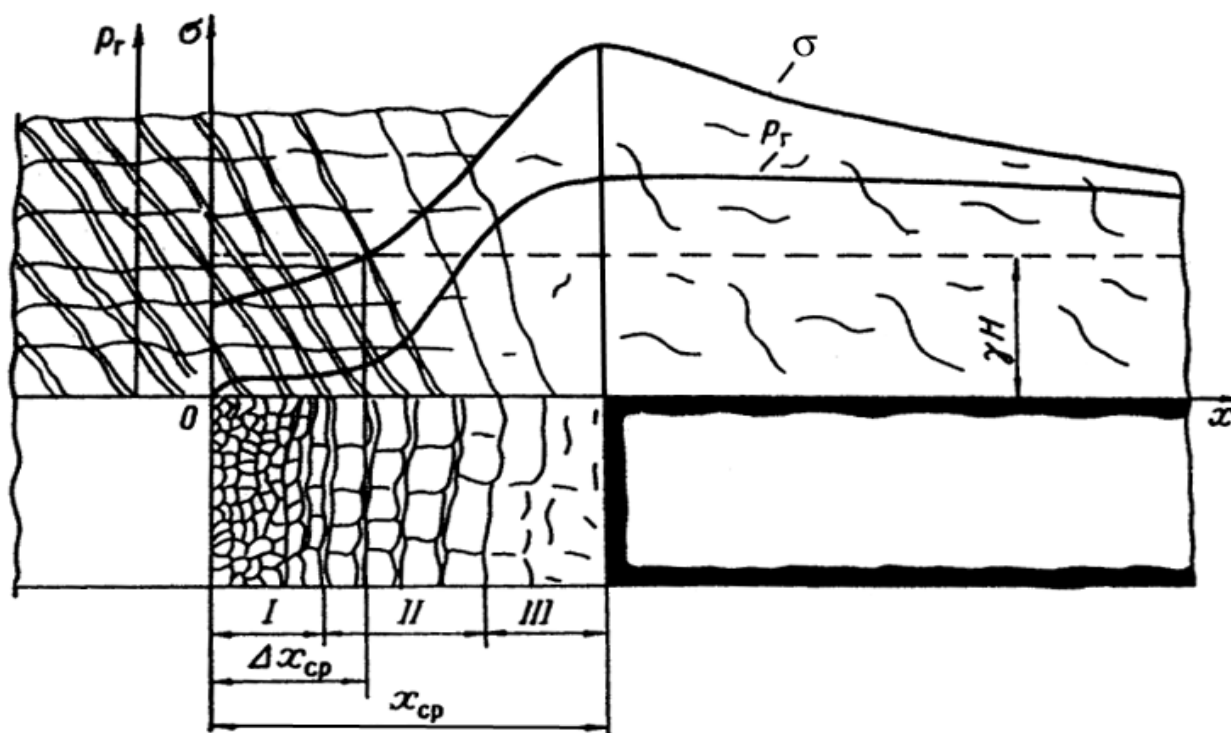


Рис. 7.7. Механизм развязывания внезапного выброса

Под действием повышенных напряжений степень разрушения угля в I и II зонах больше, за счет чего увеличивается вероятность возникновения газодинамического явления. Однако за счет напряжений, в общем случае, породы непосредственной кровли разрушаются, образуя трещины значительного зияния, что способствует дегазации и резкому снижению

давления газа в некоторой части угольного пласта (Δx_{cp}) в пределах области предельного напряженного состояния. Следовательно, для очистного забоя вероятность развязывания газодинамического явления в значительной степени зависит от соотношения величин диаметра d и захвата выемочной машины r и величины Δx_{cp} , (Δx_{cp}) – дегазированная часть зоны предельного состояния угольного пласта.

Приближенно, на основе выражения из работы [57], имеем:

$$\Delta x_{cp} = x_{cp} \frac{\gamma H - K_*}{K_z \gamma H - K_*}, \quad (7.56)$$

где K – прочностной параметр;

$$K_z = \sigma_{\max} / \gamma H, \quad (7.57)$$

$$K_* = \frac{C_*}{1 + \exp[-7,28(f - 0,75)]} = \mu_0 C_0 \operatorname{ctg} \varphi_0, \quad (7.58)$$

где $C_* = 3,6$ МПа – размерный параметр;

f – коэффициент крепости.

$$\mu_0 = \frac{2 \sin \varphi_0}{1 - \sin \varphi_0}. \quad (7.59)$$

Таким образом, при выполнении условий $r \geq \Delta x_{cp}$ и $R \geq 0$, возможно развитие газодинамического явления, а при невыполнении какого-либо из этих условий – невозможно.

Так как величины диаметра d и захвата выемочной машины r являются конструктивными параметрами очистной машины, и, вследствие чего, не могут быть изменяемыми. С другой стороны, величина Δx_{cp} определяется двумя группами параметров:

1. Физико-механическими свойствами разрабатываемого угольного пласта и горно-геологическими условиями его залегания.
2. Особенности технологии ведения очистных работ (размеры рабочего органа выемочной машины: диаметр d и захват r ; скорость подвигания лавы $v_{оч}$; вид крепления; вид погашения выработанного пространства и т.п.).

Следующий параметр, характеризующий вероятность развязывания газодинамического явления – R . Как видно из соотношения (7.51), этот параметр также является функцией тех же первых двух групп параметров. Обозначим их соответственно Z_1 и Z_2 . Параметр первой группы Z_1 является, в значительной степени, условным и поэтому его величина оценивается в баллах. Эти баллы несут двоякую функцию. Во-первых, они являются информационным критерием, характеризующим горно-геологические условия разработки. Во-вторых, величина Z_1 является параметром, определяющим, в целом, безопасность ведения работ, то есть, входит в качестве коэффициента или слагаемого в соотношения, определяющие степень риска при ведении очистных работ. Выбор и обоснование этих соотношений и методики расчета не является целью настоящей работы, и поэтому здесь не рассматривается. По

этому вопросу можно лишь сказать, что выбор критериев, соотношений и методик расчета должен производиться в соответствии с конкретными горно-геологическими и технологическими условиями.

Следует отметить, что все рассуждения о балльности оценки параметра Z_1 также справедливы и относительно всех остальных параметров, величины которых в данной работе предлагается оценивать в баллах.

Таким образом, для определения величины Z_1 необходима следующая информация:

– физико-механические свойства угольного пласта и вмещающих пород и геометрические размеры их формаций;

– наличие или отсутствие кливажа;

– наличие или отсутствие зон повышенного горного давления;

– наличие или отсутствие геологических условий;

– трещиноватость;

– обводненность и т.п.

Параметр второй группы Z_2 характеризует особенности технологии ведения очистных работ в очистном забое. При его оценке следует учитывать следующие факторы:

1. Очистная выработка может отрабатываться как прямым, так и обратным ходом. Прямой ход по сравнению с обратным ходом более опасен. При нем сложнее поддержание выработок, необходимо трудоемкое крепление завала. При прямом ходе вентиляционная струя омывает завал, за счет чего она дополнительно обогащается метаном, выходящим из пород завала.

При этом наблюдаются такие признаки:

– большее пылеобразование;

– большая концентрация горных работ;

– сложное поддержание выработок;

– сечение выработок меньше из-за более выраженного проявления горного давления, в связи с чем, усложняется проветривание.

2. Возможны различные варианты отработки очистного забоя, влияющие на надежность ее функционирования:

– с предварительным образованием ниш, необходимых для работы комбайна или без их образования;

– с использованием цепной, цевочной или иной подачи комбайна;

– с наличием или отсутствием в рабочем пространстве очистного забоя участка неподдерживаемого участка кровли;

– с влиянием или без влияния над-подработки;

– с наличием или отсутствием сближенных пластов и т.п.

3. Возможны различные варианты схем вентиляции лавы (прямопоточная или обратнопоточная).

Можно сказать, что каждая из перечисленных групп содержит в себе, как задаваемые (заданные) величины параметров (к примеру, тип очистной машины и технологии ведения работ, марка и физико-механические свойства добываемого угля, глубина ведения работ и т.п.), так и переменные,

стохастически изменяющиеся величины параметров (к примеру, скорость подвигания лавы $v_{оч}$; мощность пласта m и т.д.), часть из которых не является, строго говоря, параметрами, характеризующими непосредственно устойчивость приконтурной области массива, но опосредованно ее определяющие.

Таким образом, по фактору устойчивости приконтурной области массива, можно сформулировать следующий набор контролируемых параметров:

- давление в стойках механизированной крепи p ;
- физико-механические свойства разрабатываемого угольного пласта и горно-геологические условия его залегания Z_1 ;
- особенности технологии ведения очистных работ (размеры рабочего органа выемочной машины: диаметр d и захват r);
- скорость подвигания лавы $v_{оч}$;
- вид крепления; вид погашения выработанного пространства и т.п.), Z_2 ;
- значение силового фактора R выбороопасности в очистной выработке;
- данные сейсмоакустического контроля $I_{аэ}$ (аппаратура АК–1, ЗУА и т.п.);
- величина мелкоамплитудной нарушенности угольного пласта и/или вмещающих пород J ;
- $v_{газов.}$ – начальная скорость газовыделения из шпуров, пробуренных вглубь забоя;
- $v_{конверг.}$ – скорость конвергенции пород кровли.

Так как устойчивость приконтурной области полностью определяет надежность ее функционирования в качестве подсистемы сложной технической системы очистного забоя, то выражение для вероятности ее надежной работы может быть записано в следующем виде:

$$P_2 = f_2(p; Z_1; Z_2; R; I_{аэ}; J; v_{газов.}; v_{конверг.}) = \varphi_2(S), \quad (7.60)$$

где f_2 – функция, определяющая зависимость вероятности надежной работы подсистемы «Приконтурная область» от основных параметров, характеризующих ее состояние;

φ_2 – функция, определяющая зависимость вероятности надежной работы подсистемы «Приконтурная область» от величины энтропии S пород приконтурной области массива, вмещающей очистную выработку.

7.3.4. Обоснование набора информативных параметров комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя по фактору работы технологического оборудования

С точки зрения надежности существующие технологические схемы очистных работ могут быть представлены системами с параллельным, последовательным и комбинированным соединением элементов. В настоящее время, наиболее распространенным является последовательное соединение, хотя оно и наиболее уязвимо, так как отказ одного из элементов ведет к отказу

всей системы. Однако, с экономической точки зрения, именно этот вид соединения элементов позволяет достичь наиболее высокой концентрации горных работ, и, следовательно, высоких нагрузок на лаву.

По данным работы [324], к основным проблемам, касающимся повышения эффективности и безопасности ведения очистных работ относятся:

- необходимость присутствия и перемещения людей в очистном пространстве, что не позволяет достичь требуемых уровней безопасности и эффективности труда. Особенно остро эти противоречия проявляются при разработке тонких пластов;

- сложность проветривания очистного пространства, особенно при интенсивном газовыделении, связанном с существенным увеличением объема добываемого угля и увеличением площади обнажаемых поверхностей угольного пласта и вмещающих пород;

- связанные с этим обстоятельством нарушения температурно-пылевого режима и возникновение участков со взрывоопасной концентрацией газа;

- отсутствие у существующих выемочных комплексов свойства адаптироваться к изменяющимся по ходу ведения очистных работ горно-геологическим условиям (мощность пласта, угол залегания и т.п.).

По данным МакНИИ [38, 289, 324], в зависимости от видов машин травматизм в лавах распределяется следующим образом: на очистных комбайнах – 34%, на скребковых конвейерах – 27%, на механизированных крепях – 23% и на других машинах – 16%. В таблице 7.1 приведены основные причины несчастных случаев на угольных шахтах:

Таблица 7.1.

Основные причины несчастных случаев на угольных шахтах

Причины несчастных случаев	Средняя удельная доля причины в общем смертельном травматизме, %
Обрушения выработок	35
Воздействия транспортных средств	25
Воздействия прочих машин и механизмов	10
Взрывы газа и пыли	5

Принципиальная модель оптимальной надежности технологического оборудования очистного забоя может быть выражена следующим образом [311, 323]:

$$C_{\Sigma}(P) = C_{\text{с}}(P) + C_{\text{н}}(P) \rightarrow \min, \quad (7.61)$$

где $C_{\text{с}}(P)$ – составляющая расходов, обусловленная недостаточной надежностью оборудования, грн;

$C_n(P)$ – составляющая расходов, связанных с затратами на повышение надежности (уровня безопасности), грн;

P – вероятность безотказной работы за время рабочего цикла t_u .

Если обозначить суммарное время безотказной работы технологического оборудования за время рабочего цикла t_u через $\sum t_p$ и, учитывая то, что вероятность безотказной работы элементов механизированных комплексов подчиняется экспоненциальному закону [322]:

$$P(t) = \exp\left(-\frac{t_u}{t_p}\right); t_p = \frac{\sum t_p}{n}, \quad (7.62)$$

$$t_u = T_{\text{сум}} [1 - Lk_{m.n.}^{y0}(v_n, m)] - t_{\text{рем}}$$

где $k_{m.n.}^{y0}$ – удельный коэффициент технологических перерывов, зависящий от скорости подачи v_n и мощности пласта m ;

$T_{\text{сум}}$ – регламентированное время работы очистного забоя в сутки, ч;

$t_{\text{рем}}$ – время ремонтно-профилактических работ, ч.

Тогда зависимость числа отказов n от вероятности безотказной работы $P(t_u)$ [322]:

$$n = \frac{-\sum t_p \ln P(t_u)}{T_{\text{сум}} (1 - Lk_{m.n.}^{y0}(v_n, m)) - t}. \quad (7.63)$$

Влияние технологических перерывов на производительность оборудования очистного забоя учитывается при помощи $k_{m.n.}^{y0}$, который представляет собой долю времени, приходящуюся на технологические перерывы в течение смены (суток), отнесенного к 1 м лавы и стоимость ущерба, вызываемого отказами технологического оборудования:

$$k_{m.n.}^{y0} = \frac{\sum t_{m.n.i}}{T_{\text{см}} L}, C_y = \alpha \cdot Q_m \sum t_{np} (1 - L \cdot k_{m.n.}^{y0}(v_n, m)), \quad (7.64)$$

где $\sum t_{m.n.i}$ – длительность технологических перерывов, обусловленная отказом i -го элемента системы машин и механизмов в очистной выработке;

α – условно-постоянная часть себестоимости 1 т угля по лаве, грн;

Q_m – фактическая средняя часовая производительность очистного забоя, т;

$\sum t_{np}$ – суммарное время простоев из-за отказов технологического оборудования.

Производительность очистного забоя:

$$Q_c = k_c T_{\text{сум}} [1 - Lk_{m.n.}^{y0}(v_n, m)] Q_m, \text{ т/сут.} \quad (7.65)$$

По данным работы [322], факторы, влияющие на интенсивность выхода из строя деталей и узлов горношахтного оборудования, то есть определяющие непосредственно уровень безопасности технологии отработки очистного забоя, можно разделить на две основные группы: управляемые (зависящие от воли человека) и неуправляемые, создаваемые горно-геологическими условиями и объективно существующие.

В свою очередь, управляемые факторы можно подразделить таким образом:

– горнотехнические (длина лавы L , длина выемочного поля, способ разрушения массива, способ погрузки, ширина захвата комбайна);

– технологические (челноковый способ выемки угля, двухкомбайновая выемка, широкозахватная или узкозахватная выемка угля, способ управления кровлей и т.д.);

– организационные (число смен работы по выемке, длительность смены, сквозные комплексные бригады, организация технического обслуживания и ремонта), что связано непосредственно с наработкой до отказа системой или ее отдельными элементами, то есть временем до достижения любым из ее выходных параметров своего (или своих) предельных значений;

– материально-технические (организация снабжения материалами и оборудованием).

К неуправляемым факторам относятся, в основном, горно-геологические (мощность пласта и вмещающих пород, устойчивость боковых пород, газо- и водообильность, сопротивляемость угля резанию и т.п.). Эти факторы существенно влияют на ряд параметров выемочных и других машин и механизмов, на их габариты и режимы работы.

Наиболее существенное влияние на уровень безопасности работы технологического оборудования из управляемых факторов оказывают длина лавы L и скорость подачи комбайна v_n ; из неуправляемых – мощность пласта, m .

Кроме того, к параметрам работы технологического оборудования следует отнести величины энергопотребления комбайном, конвейером, значения давления в системе комбайна и механизированной крепи. В принципе, они являются вторичными величинами, значения которых определяются состоянием призабойной зоны и приконтурной области массива, но при необходимости дают возможность для расчета нагрузок на исполнительные органы. Остальные из перечисленных параметров наибольшее влияние на уровень безопасности оказывают по фактору устойчивости приконтурной области либо по газовому фактору.

По данным работ [322, 325], для очистных комплексно механизированных забоев, оборудованных гидрофицированными комплексами, коэффициент готовности k_z может быть выражен следующим образом:

$$k_z(v_n, k_{м.в.}, m, L) = 3,398 + 0,028v_n + 1,651k_{м.в.} - 4,921m + 0,007L - 0,0008v_n^2 - 1,407k_{м.в.}^2 + 1,6m^2 - 0,00002L^2, \quad (7.66)$$

где $k_{м.в.}$ – коэффициент использования машинного времени;

L – длина лавы; мощность пласта m ; скорость подачи комбайна v_n , м/мин.

$$k_{м.в.} = \frac{T_{раб}}{T_{раб} + \sum_{i=1}^n T_{рем.i}}, \quad (7.67)$$

где $T_{\text{раб}}$ – время работы машины (оборудования) за некоторый промежуток времени;

$\sum_{i=1}^n T_{\text{рем},i}$ – суммарная продолжительность ремонтов машины (оборудования)

за этот же период эксплуатации.

Для современных механизированных комплексов, по данным работы [325], значение $k_{\text{м.в.}} \geq 0,5$.

В более общем виде коэффициент готовности k_z может быть выражен следующим образом:

$$k_z = \frac{\sum_{i=1}^n t_{pi}}{\sum_{i=1}^n t_{pi} + \sum_{i=1}^n \tau_i}, \quad (7.68)$$

где t_{pi} – интервал времени между двумя последовательными отказами,

τ_i – время, затраченное на устранение i -го отказа.

Физическая сущность коэффициента готовности заключается в том, что он представляет собой вероятность работоспособного состояния машины или комплекса в любой произвольный момент времени.

Уравнение (7.68) справедливо для следующей области значений:

$3,85 \geq v_n \geq 1,0$ м/мин; $0,6 \geq k_{\text{м.в.}} \geq 0,11$ м; $1,85 \geq m \geq 1,1$ м; $210 \geq L \geq 110$ м.

В соответствии с данными работы [292], в качестве основного показателя надежности отдельных технологических процессов и шахты в целом, рекомендуется принимать коэффициент готовности k_z , который имеет реальный экономический смысл только для простых систем, работающих с постоянной нагрузкой. В этом случае он позволяет определить средний выход продукции. Но технологическая система очистного забоя относится к сложным системам, работающим с переменной нагрузкой, поэтому k_z такой системы не может являться единственным критерием надежности. Надежность очистного забоя и его основных элементов можно оценить лишь системой взаимосвязанных критериев, учитывающих безопасность, производительность и экономичность работ.

При частично совмещенной работе составных элементов, например, конвейер включается несколько раньше комбайна и выключается позже с тем, чтобы вывезти оставшийся уголь, k_{zc} системы через k_z составных элементов выражается следующим образом [325]:

$$k_{zc} = 1 / \left[1 + \frac{1 - k_{z1}}{k_{z1}(1 + \alpha_n + \beta_n + \dots + \gamma_n)} + \frac{(1 - k_{z2})(\alpha + \alpha_n)}{k_{z2}(1 + \alpha_n + \beta_n + \dots + \gamma_n)} \right] + \dots + \frac{(1 - k_{zn})(\gamma_c + \gamma_n)}{k_{zn}(1 + \alpha_n + \beta_n + \dots + \gamma_n)}, \quad (7.69)$$

где $\alpha_n, \beta_n, \dots, \gamma_n$ – коэффициенты пропорциональности, отражающие степень несовмещения во времени последующего элемента системы с работой предыдущего;

$\alpha_c, \beta_c, \dots, \gamma_c$ – коэффициенты пропорциональности, отражающие степень совмещения во времени последующего элемента системы с работой предыдущего.

Для оценки надежности работы очистного забоя следует определять k_z по добыче как отношение фактической нагрузки Q_ϕ к возможной (при отсутствии отказов):

$$k_z = \frac{Q_\phi}{Q_\phi + Q_n}, \quad (7.70)$$

где Q_n – снижение добычи угля из-за потери надежности оборудования.

Наиболее низкий уровень надежности технологического оборудования ОЗ ($k_z = 0,74 - 0,75$) наблюдается при отработке пластов мощностью $m = 1,45 - 1,6$ м. При разработке пластов меньшей мощности k_z оборудования комплексно механизированного забоя увеличивается до $0,84 - 0,88$. Это объясняется тем, что на пластах с $m = 1,2 - 1,35$ м выемочные механизмы работают при облегченном режиме за счет ограниченной площади обработки массива. На таких пластах фактическая интенсивность грузопотока несколько ниже, чем при разработке более мощных пластов, в связи с чем, в значительной степени облегчается режим работы доставочных механизмов. Наиболее тяжелый режим работы очистного комплекса наблюдается при отработке пластов с $m = 1,45 - 1,6$ м. В этом случае режущая часть комбайна находится под максимальной нагрузкой, такую же нагрузку испытывают и доставочные механизмы.

При отработке пластов $m = 1,6 - 1,85$ м и более режим работы выемочных машин облегчается за счет отжима верхней пачки угля. При этом верхний рабочий орган комбайна работает в облегченном режиме. Кроме того, на более мощных пластах несколько снижается время поиска и устранения неисправностей. По данным работы [322], максимальное значение k_z очистной выработки принимают при длине лавы $L = 170 \div 185$ м. При других значениях L оно снижается. Так, $k_z(L = 180 \text{ м}, m = 1,7 \text{ м}) = 0,78$; $k_z(L = 210 \text{ м}, m = 1,7 \text{ м}) = 0,75$.

Таким образом, к параметрам, характеризующим уровень безопасности в очистном забое по фактору работы технологического оборудования, относятся:

- длина лавы L , м;
- мощность угольного пласта m , м;
- скорость подачи комбайна v_n м/мин;
- коэффициент использования машинного времени $k_{м.в.}$;
- энергопотребление технологическим оборудованием W , кВт;
- энергопотребление исполнительным органом комбайна W_u , кВт;
- давление эмульсии в гидростойках механизированной крепи P' , МПа;
- сопротивление изоляции в электропроводке $R_{изол.}$, МОм;
- время срабатывания системы защиты от коротких замыканий $\tau_{ср.}$, с;
- положение комбайна в лаве l_i , м;

- объем добычи угля $V_{доб.}, \text{м}^3$;
- качество добываемого угля $Q_{\text{угля}}$.

Функционирование подсистемы «Технологическое оборудование» необходимо рассматривать одновременно с двух позиций.

1. Технологическое оборудование, размещенное в очистном забое оказывает непосредственное силовое воздействие на приконтурную область массива, изменяя тем самым ее состояние.

2. С другой стороны, горно-геологические условия разработки и физико-механические свойства пород приконтурной области определяют интенсивность и продолжительность этого воздействия, то есть технические параметры самого технологического оборудования и режимы его работы.

Таким образом, отсюда можно сделать вывод о том, что функционирование подсистемы «Технологическое оборудование» полностью определяется состоянием подсистемы «Приконтурная область». Тогда для вероятности надежной работы подсистемы «Технологическое оборудование» можно записать следующее выражение:

$$P_3 = f_3(L; v_{оч}; \kappa_{мв}; \kappa_2; W; W_u; P'; R_{изол.}; \tau_{ср}; l_i; V_{доб.}; Q_{\text{угля}}) = \varphi_3(S), \quad (7.71)$$

где f_3 – функция, определяющая зависимость вероятности надежной работы подсистемы «Технологическое оборудование» от основных параметров, характеризующих ее состояние;

φ_3 – функция, определяющая зависимость вероятности надежной работы подсистемы «Технологическое оборудование» от величины энтропии S пород приконтурной области массива, вмещающей очистной забой.

7.3.5. Человеческий фактор, как информативный параметр комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя

При эксплуатации сложных машин и комплексов человек и машина становятся объединенными в одну систему. В процессе функционирования системы «Человек-Машина-Среда» происходит приспособление (взаимодействие) человека и остальных подсистем очистного забоя, в результате чего его надежность функционирования может как повышена, так и понижена. Система «Человек-Машина-Среда» является восстанавливаемой и обслуживаемой. Поэтому она обладает структурным, информационным и функциональным резервированием и ее надежность в целом может быть выше надежности составных частей. Работоспособность и надежность этой системы в сильной степени зависят от особенностей человека и от приспособленности машины к взаимодействию с человеком. То есть, необходим контроль физиологических и психологических возможностей человека нести определенные нагрузки и перегрузки, воспринимать и передавать требуемую информацию, находиться в данной ситуации или условиях необходимое время и т.п. Эти задачи решаются на основе эргономики. Решение их особенно важно при эксплуатации очистной выработки, работающей в режиме повышенных

нагрузок, когда отказ одного из элементов такой системы может привести к катастрофическим последствиям. Эргономические свойства человека представляют собой комплекс антропометрических, физиологических и психологических его свойств. Вопросы влияния человеческого фактора на уровень безопасности при работе сложной технической системы достаточно подробно рассмотрены в работе [42].

Анализ причин травматизма в комплексно-механизированных лавах, по данным работы [311], показывает, что удельная доля травм в результате повреждения машинами и механизмами составляет около 30%. Из них около 50% приходится на субъективные причины: нахождение в опасной зоне (14,3%), ошибочные действия (6 – 12%), несогласованность действий (2,9 – 10,2%), проведение непредвиденных работ (2 – 3%).

Как указывается в работе [326], надо помнить о двоякой роли человека с позиций надежности: с одной стороны, человек – это весьма совершенная система, он может оценивать сложную обстановку и принимать такие решения, которые не способна принять никакая управляющая машина; с другой стороны, человек сам подвержен «отказам», если на его нервную систему и на физическое состояние действуют недопустимые перегрузки.

Особые проблемы имеет система коллектив – комплекс машин – очистная выработка. В этом случае, кроме уже перечисленных факторов, ведущую роль играют социальные отношения, иерархия (соподчиненность) отдельных исполнителей, организационная структура подразделения, идеология и взаимоотношения людей, системы управления качеством и надежностью.

Одной из главных психофизиологических особенностей труда горнорабочих является высокая степень их профессионального риска. Это связано с возникновением частых конфликтных ситуаций, создаваемых противоречивыми мотивами поведения в сложной производственной обстановке. Анализ рискованных действий человека показал, что у горнорабочих угольных шахт часто встречаются следующие мотивы [42]:

- пренебрежительное отношение к риску;
- недисциплинированность;
- привычка к опасности;
- переоценка своих возможностей.

Повышение интенсивности труда горнорабочих в очистном забое при высоких скоростях подвигания лав требует пересмотра социальных нормативов с учетом физиологических изменений в организме людей. Работоспособность горнорабочих, как показатель интенсивности нагрузки на очистной забой, в условиях ограниченного пространства и видимости, обводненности окружающей среды и высокой скорости движения воздуха носит ограничительный характер [297].

Развивающееся в процессе труда утомление способствует выбору неправильного решения, вытекающего из конфликта между выполнением работы безопасным способом или ее выполнением с меньшими усилиями и сроком, но с большим риском. Чрезмерная тяжесть отдельных операций, дефицит времени на их выполнение зачастую делают затруднительным

соблюдение осторожности, а память о дополнительных усилиях, необходимых для применения средств безопасности (подкрепленная работой без травм), оправдывает рискованные действия.

Следует отметить, что человек, в отличие от автоматики, не ведет себя рационально. Более того, он осуществляет интуитивно поиск решений, которые отвечают статистическим критериям, или производит замещение подлежащего решению процесса ассоциацией с некоторой ранее имевшейся ситуацией, для которой у него отложилось в памяти решение по прежнему опыту. Такое решение, однако, возможно только на базе подходящей ментальной модели поведения системы.

Наряду с вышеперечисленными способностями, человек как компонента системы проявляет существенные недостатки:

- ограниченность памяти;
- отсутствие или наличие ментальной модели с ошибками;
- ограниченная надежность;
- недостаточное постоянство трудоспособности, в особенности, при длительной работе;
- предубежденность и фиксированность;
- недостаточная ментальная арифметика;
- ограниченная полоса пропускания при ручных реагированиях.

По данным работы [42], существует три типа поведения человека:

- базирующееся на знаниях;
- базирующееся на правилах;
- базирующееся на готовности.

Уровень автоматизации человеко-машинной системы [42]:

$$YA = \frac{F_{авт}}{F_{авт+ручн}}, \quad (7.72)$$

где $F_{авт}$ – функции, которые могут быть выполнены автоматикой;

$F_{авт+ручн}$ – функции, которые могут быть выполнены либо человеком, либо автоматикой.

Тогда максимально возможный уровень автоматизации, когда автоматизировано максимально возможное число функций [42]:

$$YA_{\max} = \frac{F_{авт+ручн} - F_{ручн}}{F_{авт+ручн}}. \quad (7.73)$$

Понятие «человеческие отказы» является как бы преобразованием факта, что человек со своими врожденными и приобретенными способностями и слабостями недостаточно принимается в расчет при проектировании технических систем. Поэтому актуальна задача так спроектировать такую систему «Человек-Машина-Среда», чтобы она максимально «считалась» с человеком. В данной ситуации можно утверждать, что человек вынужден идти на компромисс с горными машинами, механизированным комплексом и очистным забоем в целом, в результате чего появляется возможность для оптимизации. Справедливо и обратное: система (очистная выработка) также

должна «приспосабливаться» к особенностям людей, ее обслуживающих. Последнее утверждение говорит о возможности оптимизации системы (очистной забой) по отношению к человеку. Таким образом, имеются две возможности для оптимизации: первая – со стороны человека по отношению к очистному забою, и вторая – со стороны очистной выработки по отношению к человеку, в связи с чем, могут быть построены две целевые функции. Вообще говоря, более правильно понятие «человеческий отказ» заменить понятием «ошибка обслуживания».

К основным причинам ошибок обслуживания можно отнести [42]:

- ситуационные факторы (неудобная компоновка, рабочее место, окружающая обстановка, информационный контроль);
- физические, эмоциональные, социальные и организационные факторы (утомленность, болезнь, стресс, негативный производственный климат, плохая обученность персонала);
- неправильное восприятие риска.

По данным работы [327], сегодняшнее состояние безопасности на шахте «Распадская» определяют:

- технология обработки;
- техническая оснащенность;
- применение эффективных способов проветривания;
- наличие коллективных и индивидуальных средств защиты.

Однако в большей степени на безопасность оказывает влияние подготовка персонала к работе на таком опасном производственном объекте, которым является очистной забой, и, прежде всего, его действия и взаимодействие.

Сделанные в работе [328] выводы о негативном влиянии на человека дискомфортных условий труда в каменноугольных шахтах позволяют утверждать, что это влияние не может быть учтено детерминированным образом.

При учете человеческого фактора необходимо уделять особое внимание обработке и уплотнению (сжатию) поступающей от контролирующих подсистем и центрального информационно-управляющего комплекса информации. Это необходимо для того, чтобы человек-оператор и обслуживающий очистную выработку персонал могли адекватно и своевременно усвоить поступающий поток информации и принять на этой основе правильные решения. Для достижения такого эффекта уплотнение информации должно соответствовать ряду требований, которые можно сформулировать следующим образом:

1. Определенность. Человек должен получать конкретную информацию, в соответствии с которой необходимо предпринимать вполне конкретные и однозначные действия. Поступающая информация не должна давать поводов для колебаний либо быть хотя бы в какой-то мере двусмысленной.

2. Обратимость. В случае необходимости информационное сообщение должно иметь возможность быть развернутым для более подробного анализа причин, его создавших.

3. Представительность. Поступающая информация должна быть в форме, которая не сможет быть оставленной без внимания. Для очистной выработки это, по-видимому, должна быть система световой и звуковой сигнализации, размещенная на контрольно-управляющем пункте и непосредственно на рабочих местах.

К человеку-оператору в данном контексте, а также и в определенном смысле, и ко всему обслуживающему очистной забой персоналу, кроме требований, обусловленных непосредственными производственными задачами, должен быть предъявлен следующий набор требований [329]: безошибочность, готовность, восстанавливаемость, своевременность, точность восприятия и реагирования на поступающую информацию. В соответствии с этим необходимы дополнительные мероприятия по профотбору лиц, обслуживающих очистной забой.

В той или иной степени как операторы в очистной выработке работают все горнорабочие. К факторам, обуславливающим ошибки в работе оператора, и ведущим к повышению опасности ведения работ, следует отнести [42]:

- недостаток информации об авариях;
- дефицит времени на принятие решений;
- неадекватная реакция в стрессовой ситуации (влияние стресса усугубляется страхом, обусловленным повышенной ответственностью, неуверенностью в себе, недостатком знаний и опыта).

Очевидно, что часть этих ошибок, причины которых не связаны с индивидуальными личностными качествами, может быть исключена в результате обучения и специальных тренингов.

В заключение можно сформулировать следующие выводы о том, что:

- полный и однозначный прогноз уровня безопасности при ведении работ в очистной выработке по человеческому фактору невозможен в силу специфики психофизиологических характеристик человека;
- в качестве контролируемых параметров по данному фактору могут быть использованы численность работающих, их возраст и квалификация, которая должна оцениваться по специальной шкале;
- основным путем повышения уровня безопасности в очистном забое по человеческому фактору, является проведение обучающе-тренировочных занятий с обслуживающим очистной забой персоналом и регулярный контроль его психофизиологических характеристик.

К параметрам, характеризующим уровень безопасности в очистной выработке по человеческому фактору, можно отнести следующие:

- число работающих в очистном забое, A_1 ;
- их квалификацию, A_2 ;
- возраст, A_3 ;
- отношение количества работающих в очистной выработке к их оптимальному (требуемому) количеству, A_4 ;
- прочие параметры работающих, способные оказать влияние на безопасность ведения работ, A_5 .

Как следует из содержания данного параграфа, подсистема «Обслуживающий персонал» является, в значительной степени специфической. Однако, несмотря на это, ее функционирование можно рассматривать со системотехнических позиций, как и функционирование всех остальных подсистем очистного забоя. Больше всего функционирование этой подсистемы сходно с функционированием подсистемы «Технологическое оборудование». Действительно, подсистема «Обслуживающий персонал» оказывает посредством задания режимов работы технологического оборудования прямое воздействие на приконтурную область массива, изменяя его состояние. С другой стороны, состояние приконтурной области массива определяет поведение людей, работающих в очистной выработке в смысле задания ими режимов работы технологического оборудования, регулирования работы шахтной вентиляции и т.п.

Очевидно, что выход за некоторые допустимые пределы параметров подсистемы «Приконтурная область», влечет за собой аналогичные изменения в поведении подземных рабочих. С другой стороны, их неправильные действия могут повлечь за собой нарушения в работе подсистемы «Приконтурная область» (например, неправильное управление механизированным комплексом имеет своим следствием обрушения кровли, поломку механизированной крепи, больше расчетного выход метана в шахтную атмосферу и т.п.).

Тогда для вероятности надежной работы подсистемы «Обслуживающий персонал» можно записать следующее выражение:

$$P_4 = f_4(A_1; A_2; A_3; A_4; A_5) = \varphi_4(S), \quad (7.74)$$

где f_4 – функция, определяющая зависимость вероятности надежной работы подсистемы «Обслуживающий персонал» от основных параметров, характеризующих ее состояние;

φ_4 – функция, определяющая зависимость вероятности надежной работы подсистемы «Обслуживающий персонал» от величины энтропии S пород приконтурной области массива, вмещающей очистную выработку.

7.3.6. Обоснование полного набора информативных параметров комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя и разработка основных принципов её построения

По данным работы [330], смысловое значение безопасности как комплексной техногенной, социально значимой качественной категории состоит в том, что безопасным должен быть весь производственный процесс на всех его этапах, и любое его отклонение от штатного хода должно рассматриваться как потенциальный источник аварии с необходимостью вывода технологического процесса на нормальный режим.

Применительно к очистному забою безопасность должна рассматриваться, в первую очередь, как критерий (уровень) надежности его функционирования в качестве единой технологической системы, отражающей в

любой момент времени степень отклонения технического состояния и параметров составляющих ее элементов (подсистем) от штатных значений.

По данным работы [326], необходимо четко различать две категории безопасности: опасные ситуации и опасные события. Под опасными ситуациями следует понимать ограниченное число независимых случайных событий, каждое из которых само по себе не является опасным происшествием, но совпадение которых во времени вызывает объективно неизбежное свершение соответствующего опасного события (взрыв, пожар и т.п.). Опасные ситуации представляют собой только необходимые предпосылки опасного события, достаточность которых для свершения опасного события проявляется в их одномоментности. То есть, разграничение опасных ситуаций и опасных событий означает «разложение» опасности на две фазы: первая (предшествующая) – возникновение опасных ситуаций; вторая – свершение опасного события.

Очистной забой угольной шахты представляет собой искусственную полость, созданную в породном массиве и перемещающуюся в нем, снабженную крепью для сохранения устойчивости призабойного пространства, а также технологическое оборудование и горнорабочих для обеспечения добычи угля. Как основная структурная единица предприятия очистной забой является многофакторной расширяющейся технической системой типа «человек-машина-среда». Такая система имеет стохастическую природу, что связано с отсутствием достоверных данных о свойствах и поведении газонасыщенного углепородного массива и режимов работы технологического оборудования (геомеханический фактор и фактор работы технологического оборудования); атмосферы рабочего пространства (газовый фактор); поведения обслуживающего персонала (человеческий фактор).

Очистной забой, как управляемый геомеханический объект, может быть условно разбит на следующие подсистемы:

I. Подсистема «Приконтурная область». Включает в себя кровлю, почву и бока лавы в пределах ее рабочего пространства, а также объекты, непосредственно с ними взаимодействующие и влияющие на их устойчивость (крепь, рабочий орган выемочной машины и т.п.). Данная подсистема, по существу, определяет состояние следующих трех подсистем, так как физико-механические свойства пород приконтурной области задают режимы работы технологического оборудования и вслед за ним – людей, а газонасыщенность углепородного массива в совокупности с ними и режимом работы технологического оборудования – состояние шахтной атмосферы.

Рассмотрим более подробно приконтурную область массива, содержащую очистной забой. С системотехнической точки зрения, она представляет собой управляемую геомеханическую систему, непрерывно обменивающуюся веществом и энергией с рабочим пространством лавы. Под обменом веществом здесь следует понимать, в первую очередь, выход метана в шахтную атмосферу и вывалы породы в выработку. Под обменом энергией подразумеваются проявления горного давления и процессы взаимодействия массива с крепью и оборудованием. Тогда под аварийной ситуацией можно

понимать неуправляемое движение вещества и энергии от приконтурной области массива по направлению к остальным подсистемам очистного забоя. Или, говоря иными словами – потерю устойчивости этой геомеханической системой. Отсюда вытекает весьма важный вывод о том, что надежность функционирования очистного забоя практически полностью определяется геомеханическими процессами, происходящими в приконтурной области массива.

II. Подсистема «Технологическое оборудование». Включает в себя технологическое оборудование, находящееся в рабочем пространстве очистного забоя (механизированный комплекс).

III. Подсистема «Атмосфера очистного забоя». Включает в себя пылегазовоздушную смесь в рабочем пространстве очистного забоя, вентиляционную струю, источники пыли и газа: забой выработки, кровля, почва, боковые породы; технологическое оборудование, взаимодействующее с газонасыщенным углепородным массивом; вспомогательные средства (система пылеподавления, газоотсоса, дегазации и т.п.), влияющие на содержание компонентов в атмосфере очистного забоя.

IV. Подсистема «Обслуживающий персонал». Включает в себя горнорабочих очистного забоя.

С точки зрения вероятности возникновения отказа (аварии), функционирование очистного забоя необходимо рассматривать как согласованную работу последовательно соединенных подсистем.

При этом отказ хотя бы одной из подсистем выводит из строя всю систему, как это имеет место при последовательном соединении элементов. Схематически это показано на рис. 7.8.

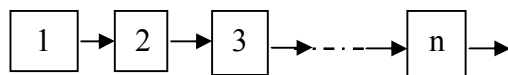


Рис. 7.8. Схема последовательного соединения элементов (подсистем)

Вероятность безотказной работы такой системы равна произведению вероятностей безотказной работы её элементов (подсистем) [326]:

$$P(t) = P_1 \cdot P_2 \cdot \dots \cdot P_n = \prod_{i=1}^n P_i. \quad (7.75)$$

Для каждой подсистемы очистного забоя характерна своя кривая распределения вероятности безаварийной работы P_i , которая может быть получена на основе анализа модели возникновения постепенного отказа. Схема формирования значений P_i показана на рис. 7.9.

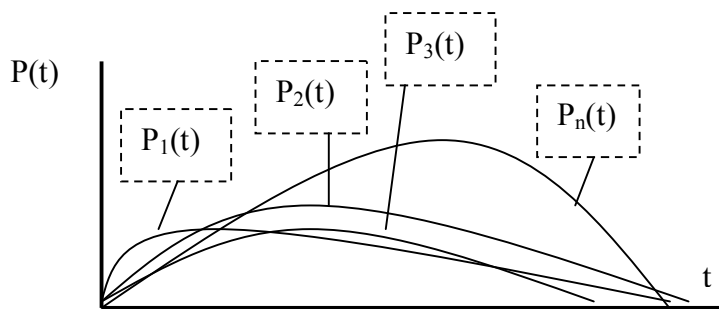


Рис. 7.9. Схема формирования значений P_i

Как видно на рис. 7.9, расположение максимумов вероятностей безаварийной работы для каждой из подсистем, не совпадают друг с другом. Этим объясняется, в частности, невысокий уровень надежности работы систем с последовательно соединенными элементами, а также необходимость выполнения специальных мероприятий по повышению уровня надежности работы каждой из подсистем. Кроме того, существенный вклад в повышение уровня надежности функционирования такой сложной технической системы может внести синхронизация распределения надежности работы каждой из подсистем во времени. Для реализации последнего положения необходимо детальное исследование каждой из подсистем.

Тогда, с точки зрения теории управления, функционирование очистного забоя должно анализироваться в соответствии с задачей о максимуме произведения [151]. Применительно к теме исследования, она формулируется следующим образом: сумма вероятностей безаварийной работы подсистем очистного забоя должна находиться в интервале $[0, k]$, а произведение этих вероятностей должно стремиться к максимальному значению. Тогда должно выполняться условие:

$$\left\{ \begin{array}{l} 0 < \sum_{i=1}^n P_i \leq k \\ \prod_{i=1}^n P_i \rightarrow \max \end{array} \right., \quad (7.76)$$

где k – некоторая величина, характеризующая максимальное значение суммы вероятностей P_i безаварийной работы подсистем сложной технической системы (очистного забоя);

n – число этих подсистем, $i = 1, \dots, n$.

Величины $\sum_{i=1}^n P_i$ и $\prod_{i=1}^n P_i$ являются фазовыми координатами, а совокупность величин $P_1; P_2; \dots; P_n$ – управляющими параметрами. Следует отметить, что величина вероятности P_i может изменяться в диапазоне от 0 до 1, то есть, должно выполняться условие: $0 \leq P_i \leq 1$. Таким образом, произведение вероятностей $\prod_{i=1}^n P_i$ всегда меньше единицы и для приближения его значения к единице необходимо повышение вероятностей безаварийной работы каждой из

подсистем. Выполнение условия (7.76) может служить критерием оптимальности работы очистного забоя по фактору «надежность функционирования». В качестве численного критерия оценки вероятности безаварийной работы может быть принят критерий оценки безопасной работы атомных электростанций, для которых вероятность аварии на сегодняшний день не может превышать 10^{-6} [168]. С учетом этого, выражение для вероятности аварии в очистном забое можно записать в виде:

$$P_{ав} = 1 - \prod_{i=1}^n P_i \leq 10^{-6}. \quad (7.77)$$

Вероятность безаварийной работы такой системы, в соответствии с [171, 326], определяется выражением:

$$P = F[P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4], \quad (7.78)$$

где F – функция, определяющая зависимость между общим уровнем вероятности безопасной (надежной) работы очистного забоя и вероятностями безопасной (надежной) работы подсистем очистного забоя; вид F определяется особенностями очистного забоя (наличие или отсутствие резервирования, вид технологии ведения работ, горно-геологические условия и т.п.);

P_1, P_2, P_3 и P_4 – соответственно вероятности безаварийной работы перечисленных выше подсистем очистного забоя.

Значения P_1, P_2, P_3 и P_4 в соответствии с результатами, полученными в предыдущих разделах и [171], могут быть представлены следующими выражениями:

$$\begin{aligned} P_1 &= f_1(L; x_y; x_{отб}; x_k; x_n; m_y; m_k; m_n; v_{оч}; d; r; v_{вент.}; \{C\}; t) = \varphi_1(S), \\ P_2 &= f_2(p; Z_1; Z_2; R; I_{аз}; J; v_{газ.}; v_{конверт.}) = \varphi_2(S), \\ P_3 &= f_3(L; v_{оч}; \kappa_{мв}; \kappa_2; W; W_u; P'; R_{изол.}; \tau_{ср}; l_i; V_{доб.}; Q_{угля}) = \varphi_3(S), \\ P_4 &= f_4(A_1; A_2; A_3; A_4; A_5) = \varphi_4(S). \end{aligned} \quad (7.79)$$

где L – длина лавы;

$x_y, x_{отб}, x_k, x_n$ – соответственно показатели газоносности угольного пласта; отбитого угля, находящегося в рабочем пространстве очистного забоя; кровли и почвы очистного забоя;

m_y, m_k, m_n – показатели мощности угольного пласта; кровли и почвы,

$v_{оч}$ – скорость подвигания лавы; размеры рабочего органа выемочной машины: диаметра d и захвата $г$;

$v_{вент.}$ – скорость движения воздуха в лаве;

$\{C\}$ – концентрация газов и пыли в рабочем пространстве очистного забоя;

t – температура воздуха в рабочем пространстве очистного забоя;

p – давление в стойках механизированной крепи;

Z_1 – физико-механические свойства разрабатываемого пласта и горно-геологические условия его залегания;

Z_2 – особенности технологии ведения горных работ (вид крепления, тип и параметры используемой выемочной машины, вид погашения выработанного пространства и т.п.);

R – значение силового фактора выбросоопасности;

$I_{аз}$ – данные сейсмоакустического контроля вероятности возникновения газодинамического явления;

J – показатель мелкоамплитудной нарушенности угольного пласта;

$v_{газ.}$ – начальная скорость газовыделения из шпуров, пробуренных вглубь забоя;

$v_{конверг}$ – скорость конвергенции пород кровли;

$\kappa_{мв}$ – коэффициент использования машинного времени;

κ_2 – коэффициент готовности технологического оборудования;

W – энергопотребление элементов механизированного комплекса;

$W_{и}$ – энергопотребление исполнительным органом комбайна;

P' – давление эмульсии масла в гидростойках механизированной крепи;

$R_{изол.}$ – сопротивление изоляции в электропроводке;

$\tau_{ср}$ – время срабатывания системы защиты от коротких замыканий;

l_i – положение комбайна в лаве;

$V_{доб.}$ – объем добычи угля;

$Q_{угля}$ – качество добываемого угля;

A_1, A_2, A_3, A_4, A_5 – число работающих в очистной выработке; их квалификация; возраст; отношение общего количества работающих к их оптимальному (требуемому) количеству; прочие параметры работающих, способные оказать влияние на безопасность ведения работ в очистной выработке.

В таблицах 7.2 – 7.4 приведен набор информативных параметров, необходимых для работы комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя.

Таблица 7.2.

Неизменные параметры надежности функционирования очистной выработки

Наименование 1	Значение 2
1. Длина лавы	$L = 180 - 300$ м
2. Размеры рабочего органа выемочной машины, диаметр d и ширина захвата r	$d = 0,5 - 1,5$ м $r = 0,5 - 1,6$ м
3. Физико-механические свойства разрабатываемого пласта и горно-геологические условия его залегания. Измеряется в условных единицах и определяется для конкретных условий разработки	$Z_1 = 1 - 5$
4. Особенности технологии ведения горных работ (вид крепления, тип и параметры используемой Выемочной машины и т.п.)	$Z_2 = 1 - 5$

Таблица 7.3.

Квазипостоянные параметры надежности функционирования очистной выработки

Наименование 1	Значение 2
1. Газоносность угольного пласта	$x_y = 0 - 40$ м ³ /т $x_y = 0 - 11$ м ³ /т*
2. Газоносность отбитого угля, находящегося в рабочем пространстве очистного забоя	$x_{отб} = 0 - 40$ м ³ /т
3. Газоносность кровли	$x_k = 0 - 20$ м ³ /т $x_k = 0,001 - 2,0$ м ³ /т*
4. Газоносность почвы	$x_n = 0 - 20$ м ³ /т. $x_n = 0,001 - 2,0$ м ³ /т*
5. Мощность кровли: - ложная - непосредственная - основная	$m_{кп} = 0,02 - 0,5$ м $m_{кп} = 0 - 1$ м $m_n = 1 - 10$ м
6. Значение силового фактора выбросоопасности, которое определяется путем специальных расчетов, проводимых соответствующими службами угольной шахты	$R = 1 - 10$

1	2
7. Показатель мелкоамплитудной нарушенности угольного пласта, $J \leq 3$, который определяется по данным геолого-разведочной и/или маркшейдерской информации с помощью метода удельной изменчивости уклонов	$J \leq 3$
8. Коэффициент использования машинного времени	$\kappa_{ма} \geq 0,5$
9. Коэффициент готовности технологического оборудования	$\kappa_2 \geq 0,75$
10. Число работающих в очистной выработке (оценивается в баллах).	$A_1 = 8 - 15$
11. Квалификация работающих в очистной выработке (оценивается в баллах)	$A_2 = 1 - 5$
12. Возраст работающих в очистной выработке (оценивается в баллах)	$A_3 = 1 - 5$
13. Отношение общего количества работающих к их оптимальному (требуемому) количеству (оценивается в баллах)	$A_4 = 1 - 5$
14. Прочие параметры работающих, способные оказать влияние на надежность ведения работ в очистной выработке (оценивается в баллах)	$A_5 = 1 - 5$

Примечания: значения этих параметров обновляются перед началом каждой добычной смены; * обозначены диапазоны изменений параметров для условий негазонасыщенных маломощных угольных пластов Павлоградского района. Большие значения газонасыщенности кровли, почвы и непосредственно угольного пласта применимы, для условий мощных газонасыщенных угольных пластов, которые разрабатываются шахтами им. А.Ф. Засядько, «Красноармейская – Западная №1», «Краснолиманская».

Таблица 7.4.

Непрерывно изменяющиеся параметры

Наименование	Значение
1	2
1. Скорость подвигания лавы	$v_{оч} = 2 - 10$ м/сут
2. Скорость движения воздуха в лаве	$v_{вент.} = 0,25 - 6,0$ м/с
3. Давление в стойках механизированной крепи p	Определяется технической характеристикой конкретной механизированной крепи
4. Величина энтропии части породного массива, вмещающего очистной забой S .	Измеряется в условных единицах и определяется для конкретных условий разработки
5. Данные сейсмоакустического контроля вероятности возникновения газодинамических явлений. Измеряется непрерывно аппаратурой типа ЗУА, АК-1 и т.п. Измеряется в условных единицах	$I_{аз} = 1 - 10$
6. Энергопотребление исполнительным органом комбайна	$W_u = 90 - 150$ кВт
7. Энергопотребление элементов механизированного комплекса, измеряется аппаратурой, расположенной на энергопоезде.	$W = 500 - 1000$ кВт
8. Концентрация газов и пыли в атмосфере рабочего пространства очистной выработки	(в объемной доле %):
– метан;	$C = 0 - 1\%$
– кислород;	$17\% \leq C \leq 20\%$
– оксид углерода (CO);	$C \leq 0,0017\%$
– окислов азота	$C \leq 0,000025\%$
– сероводород (H_2S);	$C \leq 0,00071\%$
– сернистый газ (SO_2);	$C \leq 0,00038\%$
– аммиак;	$C \leq 0,002\%$
– водород;	$C \leq 4\%$
– концентрация пыли.	$C \leq 10$ мг/м ³
9. Начальная скорость газовыделения из шпуров, пробуренных вглубь забоя	$v_{газ.} = 0 - 10$ м ³ / мин
11. Давление эмульсии масла в стойках крепи механизированного комплекса	$P = 0 - 200$ атм

1	2
12. Контроль защиты от утечек тока и коротких замыканий (R изоляции); Время срабатывания	$R \geq 10 \text{ МОм}$ $t \leq 0,2 \text{ с}$
13. Контроль конвергенции пород кровли с помощью датчиков, расположенных в шпурах, (скорость конвергенции)	$v \leq 10 \text{ см/час}$
14. Положение комбайна в лаве	$0 \leq l_i \leq 300 \text{ м}$
15. Объем добычи	$V \geq 150 \text{ т/час}$
16. Качество угля, (удельный вес, наличие пропластков и т.п.)	1 – 5 баллов

Диапазоны изменения этих параметров, а также их набор могут быть изменены в соответствии с условиями конкретной угольной шахты. Как видно, приведенный выше набор включает в себя около 30 информативных параметров, что ставит под сомнение возможность достоверной оценки с их помощью состояния контролируемой системы.

В настоящее время, в соответствии с требованиями современной промышленной безопасности, широкое развитие получили системы контроля и управления надежностью функционирования производственных объектов в большинстве отраслей промышленности. Этому вопросу посвящен ряд публикаций [16, 171, 326]. Все они основываются на контроле и управлении значительным числом параметров, характеризующих модель производственной системы. При этом задание набора этих параметров и диапазонов их возможных изменений представляет собой достаточно сложную задачу, пока еще далекую от своего окончательного решения. Уверенно можно говорить лишь о том, что увеличение числа параметров приводит к росту ошибок при определении состояния системы. То есть все более актуальным становится вопрос об уменьшении числа информативных параметров при осуществлении операций контроля и прогноза.

По данным [75] со ссылкой на источники [233, 331] предельное число факторов, которое может быть учтено в модели и она после этого поддается анализу, должно не превышать четырех. Отсюда следует вывод о том, что дальнейшие исследования в такой постановке задачи – использования многих информативных параметров – мало перспективны. Это обстоятельство приводит к тому, что методы оценки состояния сложноструктурных систем в геомеханике, основанные на детерминированных представлениях, отличаются довольно низкой надежностью, повысить которую можно только перейдя к качественно иным подходам к изучаемым объектам.

Полученные в работе [79] результаты свидетельствуют о том, что подход, основанный на математической теории энтропии, эффективен для изучения

особенностей поведения геомеханических объектов в подземных условиях. При изучении пространственно-временной взаимосвязи процессов изменения приращений напряжений, их можно рассматривать как случайные процессы и использовать методы причинного анализа. Полученные результаты подтвердили то, что при ведении горных работ изменения во времени напряженно-деформированного состояния массива пород около выработанных пространств находятся в нелинейной пространственной взаимосвязи. Выявлены участки массива, в которых проявляются особенности формирования напряженного состояния, причем дополнительная обработка полученных результатов подтвердила наличие таких особенностей и дала им количественную оценку [79]. Несмотря на качественное рассмотрение протекающих временных процессов в породном массиве при изменении напряженно-деформированного состояния около выработанных пространств, оказалось, что энтропийный метод вскрывает сущность протекающих физических явлений с возникающими в них особенностями. Имеющаяся априорная информация может быть весьма полезна для последующего изучения, в частности, моделирования, в результате которого можно будет установить механизм и сделать количественные оценки проявлений нелинейности в изменении напряженно-деформированного состояния породного массива.

Так как горная порода является существенно неоднородным, стохастически трещиноватым материалом, то очевидно, что все геомеханические процессы, идущие в приконтурной области массива являются, по сути, процессами разрушения. Основываясь на результатах работы [79], можно утверждать, что горная порода является природной средой с дискретной иерархией, то есть породный массив представляет собой нелинейную систему со стохастически распределенными дефектами, что еще раз говорит о правильности выбранного энтропийного метода исследований, который является методом термодинамики необратимых процессов.

Как уже было показано в [16, 171, 332], параметры надежности функционирования очистного забоя определяются величиной энтропии пород приконтурной области массива, его вмещающего. Кроме того, очевидно, что все воздействия которые испытывает приконтурная область массива, ведут к изменению степени нарушенности пород, что, в свою очередь, изменяет такие показатели пород контура выработки, как устойчивость, газоотдачу, сопротивляемость разрушению, поведение подземных рабочих и т.п., то есть, в конечном счете, – энтропию.

Отсюда можно сделать вывод о том, что величина энтропии является интегральным (комплексным) параметром, характеризующим надежность функционирования очистного забоя как управляемого геомеханического объекта, и соотношение (7.78) можно переписать в следующем виде:

$$P = F(S), \quad (7.80)$$

где P – вероятность надежной (безопасной) работы очистного забоя;

S – энтропия пород приконтурной области массива, содержащего очистной забой.

Энтропия управляемой геомеханической системы – очистной выработки является интегральным информативным параметром при создании комплексных систем контроля, управления и прогноза надежности функционирования нового технического уровня. При этом, при разработке адекватных методик определения энтропии очистного забоя, работа такой управляюще-регулирующей системы должна стать, как минимум, на порядок проще и эффективнее по сравнению с уже существующими. Это произойдет за счет повышения точности и достоверности информации об уровне надежности, в связи с использованием только одного информативного параметра – энтропии, в отличие от многих информативных параметров, с которыми работают современные системы контроля и управления.

Нахождение вида функции F применительно к условиям конкретной шахты или рудника, а также выбор используемого метода и обоснование методики для определения величины энтропии в этих условиях, должно по нашему мнению являться целью дальнейших исследований в этом направлении.

7.4. Разработка математической модели работы комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя

Очистной забой представляет собой сложную техническую систему с периодической потерей и восстановлением работоспособности. В связи с этим управление надежностью ее функционирования должно основываться на количественной оценке и прогнозе значений параметров (факторов), характеризующих скорость и продолжительность потери и/или восстановления работоспособности очистного забоя, его исходный и остаточный ресурс в смысле потери или приобретения уровня надежности, при котором можно вести работы в нормальном режиме.

Анализ и обобщение причин возникновения аварий на угольных шахтах показывает, что интенсивность изменения уровня надежности непосредственно определяется интенсивностью ведения работ, оказывая непосредственное влияние на их надежность. Эти процессы связаны с вектором состояний шахтной среды $\vec{P}(t)$ системой уравнений, которая в матричной форме имеет вид [73]:

$$\frac{d}{dt} \vec{P}(t) = \vec{P}(t)\lambda, \quad (7.81)$$

где $\vec{P}(t)$ – вектор вероятностей состояний очистного забоя в момент времени t ,

λ – матрица интенсивности изменений параметров, определяющих надежность функционирования очистного забоя.

Коэффициенты матрицы λ характеризуют причинно-следственные цепи физико-механических процессов в массиве.

Рассмотрение динамики состояния массива по изменению элементов матрицы λ – чрезвычайно сложный процесс.

При рассмотрении очистного забоя как объекта управления следует иметь в виду, что наряду со скачкообразными изменениями уровня надежности, он также подвержен воздействию случайных колебаний, причем последние носят постоянный характер. В связи с этим существует необходимость изучения характера возмущающих воздействий и реакции массива, вмещающего очистную выработку и самого очистного забоя как объекта управления на эти воздействия с тем, чтобы правильно и своевременно осуществлять мероприятия, направленные на поддержание требуемого уровня надежности и эффективности ведения работ.

Возмущающее воздействие можно с заданной точностью ε представить на оси времени ($0 \leq t \leq \infty$) в виде многочлена Дирихле:

$$\Phi(t) = \sum_{i=1}^k A_i e^{\omega_i t}, \quad (7.82)$$

где ω_i – в общем случае комплексные величины с отрицательной действительной частью;

A_i – числовые коэффициенты.

Весьма важными характеристиками случайных процессов являются стационарность (нестационарность) и эргодичность. Как было сказано выше, случайные воздействия на очистную выработку как объект управления носят постоянный характер, то есть этот случайный процесс является стационарным. Большинство стационарных случайных процессов обладает свойством эргодичности, которое заключается в том, что при неограниченно возрастающем интервале наблюдения вероятность приближения с любой заданной точностью среднего наблюдаемого значения стационарной случайной функции к её математическому ожиданию стремится к единице. Это свойство дает возможность определять вероятностные характеристики стационарной случайной функции по одной её экспериментальной записи. Свойство эргодичности позволяет для определения статических характеристик вместо параллельного испытания многих однотипных систем в один и тот же момент времени пользоваться одной кривой $x(t)$, полученной при испытании одной системы в течение достаточно длительного времени.

При выборе интервала измерения параметров, характеризующих уровень надежности в очистном забое, возникают следующие противоречия. Завышенная частота съема информации ведет к увеличению ее объема и тем самым, к усложнению аппаратуры, необходимой для переработки получаемой информации. С другой стороны, занижение частоты съема информации повышает опасность выхода контролируемого процесса в промежутке между замерами за предельно допустимый уровень, определенный Правилами безопасности, и увеличивает погрешность аппроксимации непрерывной кривой. Так как заниженная частота измерений может свести практически к нулю результаты дискретного контроля и управления, то интервал съема информации Δt должен выбираться таким образом, чтобы погрешность

измерения, состоящая из ошибки измерительного прибора и погрешности аппроксимации непрерывной кривой, не превышала заданную, а значения контролируемого процесса в промежутке между замерами не выходили за предельно допустимый уровень, регламентированный Правилами безопасности. Определенный в соответствии с этими требованиями интервал является оптимальным Δt_{opt} .

Существующий сейчас на угольных шахтах контроль различных видов опасностей является периодическим, и только параметры метановыделения, и то в ограниченном количестве, контролируются непрерывно. Эта информация поступает с запозданием к лицам, ответственным за надежность, что не позволяет прогнозировать развитие опасной ситуации и своевременно принимать решения по ее локализации и устранению. На рис. 7.10 показана структура взаимодействия очистного забоя с комплексной системой контроля и управления, а на рис. 7.11 – схематический график изменения ситуации в очистном забое [79].

Функционирование очистной выработки наиболее удобно рассматривать с точки зрения выполнения (невыполнения) плана (отказа). Отказы очистного забоя можно подразделить на две большие группы: собственные и вынужденные. Собственные отказы могут быть обусловлены выходом за допустимые пределы значений факторов, определяющих надежность функционирования очистного забоя (газовый, устойчивости приконтурной области, работа технологического оборудования, человеческий). Вынужденные отказы обусловлены внешними по отношению к очистной выработке факторами (наличие или отсутствие электроэнергии, сжатого воздуха, невыход горнорабочих на смену и т.п.) и здесь рассматриваться не будет.

В соответствии с рис. 3.3, учитывая количественный аспект, уровень надежности функционирования очистного забоя может быть определен таким образом:

- 1.«Нормальный режим работы» (безопасный).
- 2.«Допустимый режим работы».
3. «Работы прекратить».

Соответственно, для первого уровня, все процессы идут в нормальном (штатном) режиме, на втором уровне работы можно продолжать, но с повышенным вниманием к надежности и параллельным выполнением мероприятий по уменьшению влияния опасных факторов и третьем уровне работы необходимо прекратить до окончания проведения мероприятий по уменьшению влияния опасных факторов.

Главной задачей бесперебойной и высокоэффективной эксплуатации очистного забоя является постоянный контроль и поддержание уровня надежности всех его подсистем на первом (безопасном) уровне.

На рис. 7.11 показана структурная модель работы комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистной выработки [16].

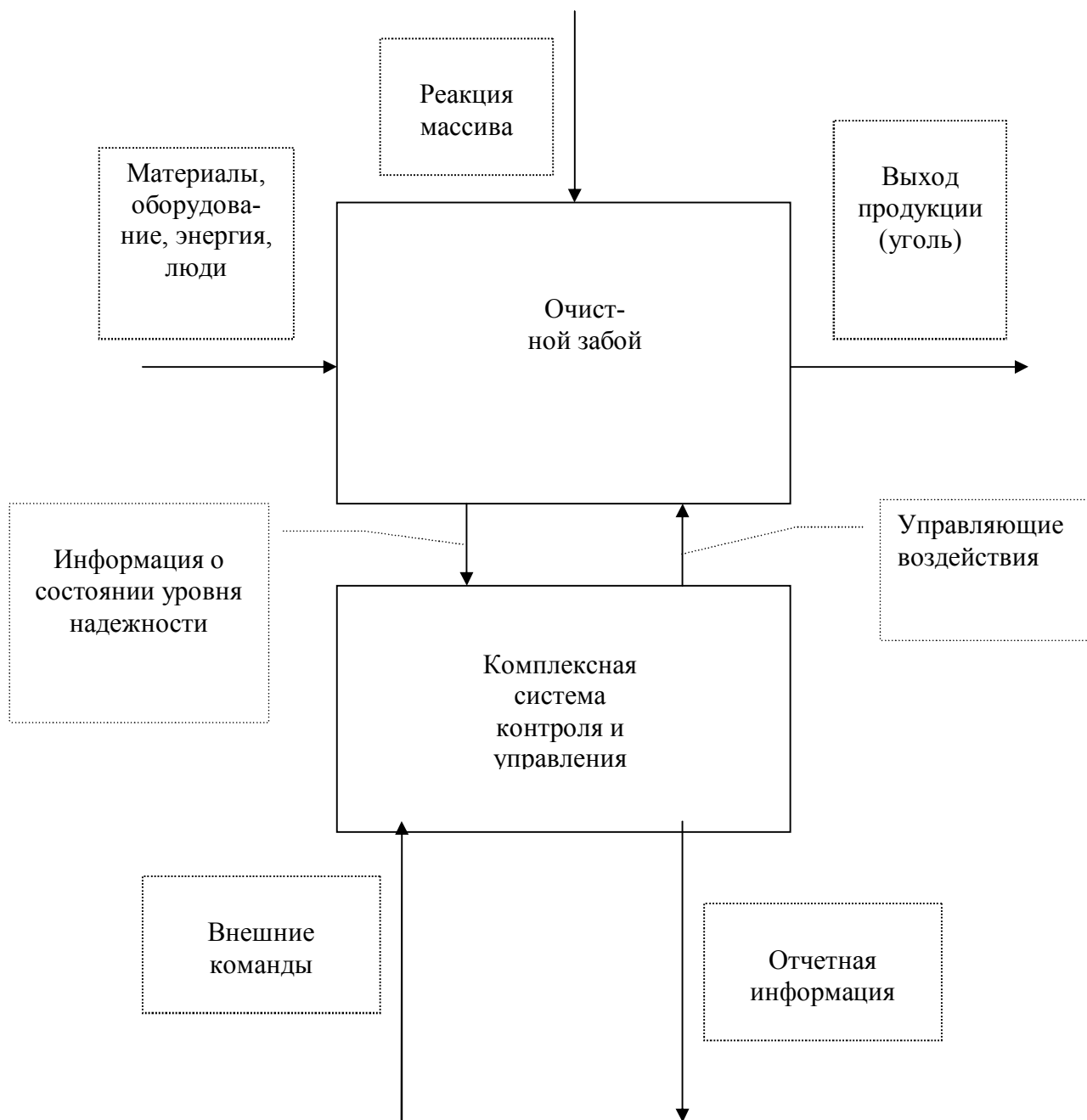


Рис. 7.10. Структура взаимодействия очистной выработки с комплексной системой контроля и управления

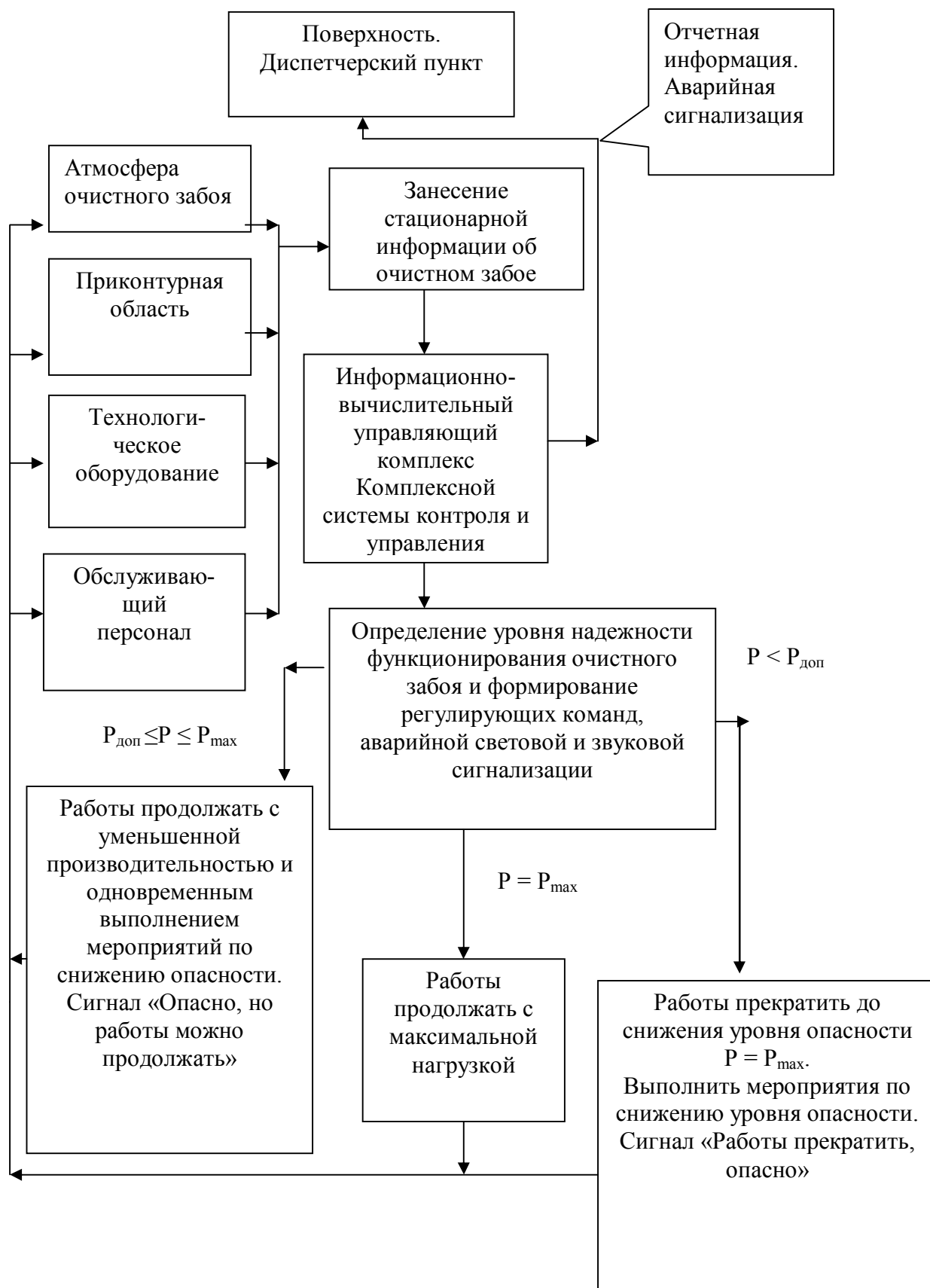


Рис. 7.11. Структурная модель работы комплексной системы контроля и управления надёжностью функционирования очистного забоя

В соответствии с рис. 7.11 отказы очистного забоя можно подразделить по соответствующим факторам:

- газовому;
- устойчивости приконтурной области;
- работы технологического оборудования;
- человеческому.

С точки зрения вероятности возникновения отказа (аварии), функционирование очистного забоя необходимо рассматривать как согласованную работу последовательно соединенных подсистем. Поэтому, общий уровень надежности в очистном забое выражается через функцию от произведения вероятностей надежной работы по всем четырем группам факторов [221]:

$$P = F[P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4], \quad (7.83)$$

где F – функция, определяющая зависимость между общим уровнем вероятности безопасной (надежной) работы очистного забоя и вероятностями безопасной (надежной) работы подсистем очистного забоя.

Тогда условие надежного функционирования очистного забоя может быть записано следующим образом:

$$P_{\text{доп.}} \leq P \leq 1, \quad (7.84)$$

где $P_{\text{доп.}}$ – допустимый минимальный уровень значения P . При $P < P_{\text{доп.}}$, работы должны быть прекращены для проведения профилактических мероприятий по снижению опасности.

С учетом времени математическая модель работы комплексной системы контроля и управления может быть выражена следующим образом:

$$P \in \begin{cases} P_{\text{max}}, & 0 < t < t_{\text{н.п.}} \\ P_{\text{max}} - at, & t_{\text{н.п.}} < t < t_{\text{п.о.}} \\ P_{\text{доп.}} - (a-b)t, & t_{\text{п.о.}} < t < t_{\text{л.о.}} \end{cases}, \quad (7.85)$$

где a и b – соответственно скорости развития и ликвидации опасности, $P_{\text{доп.}} = P_{\text{max}} - at_{\text{п.о.}}$.

Тогда эффективность управления A надежностью работ в очистном забое:

$$A = \frac{b \cdot t_{\text{л.о.}}}{a \cdot t_{\text{п.о.}}}. \quad (7.86)$$

Можно ввести величину $T_{\text{ц.}}$ – время цикла:

$$T_{\text{ц.}} = t_{\text{н.п.}} + t_{\text{п.о.}} + t_{\text{л.о.}}. \quad (7.87)$$

После окончания цикла начинается следующий, как это показано на рис.

3.3

Тогда, в соответствии с вышеприведенными рассуждениями, структура работы очистного забоя с комплексной системой контроля и управления имеет вид, представленный на рис. 7.11.

Как видно из рис. 7.10, 7.11, взаимодействие очистного забоя с комплексной системой контроля и управления должно осуществляться иерархически с обратной связью между подсистемами контроля. Структура комплексной системой контроля и управления является открытой с возможностью управления внешними по отношению к комплексной системой контроля и управления командами и выдачей отчетной информации на центральный диспетчерский пункт.

7.5. Разработка оптимизационной математической модели управления надежностью функционирования очистного забоя по критерию адаптации

В основе технологии подземной добычи угля лежит методологическая концепция математического описания двух систем: искусственной (технологии ведения горных работ) и естественной (породного массива). Искусственные системы относятся к классу больших и могут быть изучены методами математического моделирования. Естественный породный массив представляет собой класс сложных вероятностных систем, сведения о его поведении обычно неполны и имеют большую величину энтропии. В этих условиях метод математического моделирования взаимодействия двух указанных систем является единственным для построения теоретической основы технологии.

Очистной забой создается для добычи угля и обладает многоцелевым поведением, нестационарностью, а также весьма устойчивой внутренней структурой. Надежность его функционирования определяется, в общем случае, тремя группами параметров (воздействий):

Управляющие воздействия $\vec{U} = (\vec{U}_1, \vec{U}_2, \vec{U}_3, \vec{U}_4)$, с их помощью обеспечивается поддержание заданного уровня надежности функционирования. Значения управляющих воздействий лимитируются следующими ограничениями:

$$\min \vec{U}_j < \vec{U}_j < \max \vec{U}_j, j = 1, 2, 3, 4, \quad (7.88)$$

где j – число подсистем очистной выработки, по которым ведется оптимизация его функционирования.

Входные контролируемые воздействия $\vec{G} = (\vec{G}_1, \vec{G}_2, \vec{G}_3, \vec{G}_4)$ содержат факторы, определяющие систему (очистной забой) в отношении потребления и переработки (электроэнергия, сжатый воздух и т.п.). Их значения также ограничены:

$$\min \vec{G}_j < \vec{G}_j < \max \vec{G}_j, j = 1, 2, 3, 4. \quad (7.89)$$

Выходные величины: $\vec{V} = (\vec{V}_1, \vec{V}_2, \dots, \vec{V}_k), k = 1, 2, \dots, n$, где n – число показателей, характеризующих работу очистного забоя как управляемого геомеханического объекта. Простейшей схемой, отображающей оптимизационную модель управления применительно к очистной выработке, является [73, 221]:

$$\vec{U} \rightarrow \vec{I} \rightarrow \vec{S}. \quad (7.90)$$

Блок вектора \vec{S} – пространство состояний:

$$\vec{S} = (\vec{S}_i) = (\vec{S}_1, \vec{S}_2, \vec{S}_3), i = 1, 2, 3, \quad (7.91)$$

где $\vec{S}_1, \vec{S}_2, \vec{S}_3$ – соответственно векторы состояний: «работа в нормальном режиме», «допустимый режим работы», «работы прекратить, опасно».

Блок вектора \vec{I} – набор критериев оптимальности (адаптации), по которым принимается решение. Поведение моделируемой системы является, в общем случае, многоцелевым. Критерии адаптации являются объективными критериями, оценивающими способность системы «выживать» в постоянно изменяющихся условиях.

В качестве критериев адаптации применительно к очистному забою могут быть приняты такие критерии, как «себестоимость добычи угля», «потери угля», «уровень травматизма» и т.п. Учитывая то, что рассматриваемая система (очистной забой) характеризуется использованием наиболее совершенной техники и технологии, можно принять, что себестоимость добычи угля и потери угля минимальны. Наиболее целесообразным представляется оптимизировать работу очистного забоя по критерию «надежность функционирования». Такой подход позволяет рассматривать работу очистного забоя, с одной стороны, с наиболее общих позиций, а с другой – детально исследовать изменение уровня надежности функционирования очистного забоя под воздействием всех влияющих факторов.

Таким образом, оптимизируемую систему (очистной забой) будем рассматривать по одному критерию: «надежность функционирования».

Блок вектора \vec{U} содержит набор управляемых параметров и характеристик системы. Между \vec{S} , \vec{I} , \vec{U} существует зависимость [73]:

$$\vec{I} = \text{ext} \Omega(\vec{S}, \vec{U}), \vec{U} \in \{\Phi\}, \quad (7.92)$$

где Φ – область допустимых управлений;

Ω – траектория реакции очистного забоя на управляющие воздействия.

При рассмотрении \vec{U} на интервале $[0, T]$ его можно разложить на 3 составляющие:

$$\vec{U} = \sum_{j=1}^4 [\vec{U}_j, \vec{U}_j^\Delta, \vec{U}_j(t)], \quad (7.93)$$

где \vec{U}_j – постоянный на интервале $[0, T]$ вектор, характеризующий параметры очистного забоя, которые не будут изменяться на протяжении всего периода отработки очистного забоя, (например, тип механизированного комплекса, система разработки, глубина ведения работ, физико-механические свойства разрабатываемого участка массива и т.п.);

\vec{U}_j^Δ – квазистатический вектор, включающий параметры, характеризующие надежность функционирования очистного забоя, значения которых постоянны на протяжении одной добычной смены, с продолжительностью Δ (например, число и квалификация горнорабочих, скорость вентиляционной струи, прогнозируемая вероятность возникновения газодинамического явления и т.п.);

$\vec{U}_j(t)$ – динамическая составляющая вектора \vec{U} , которая включает параметры, характеризующие надежность функционирования очистного забоя, значения которых непрерывно изменяются (например, концентрация метана в рабочем пространстве очистного забоя, скорость подвигания очистного забоя и т.п.).

Очистной забой как сложная техническая система может быть условно разбит на подсистемы [249]:

$$P = \{P_1, P_2, P_3, P_4\}, \quad (7.94)$$

где P – весь очистной забой как сложная техническая система;

P_1 – подсистема «Атмосфера очистного забоя»;

P_2 – подсистема «Приконтурная область»;

P_3 – подсистема «Технологическое оборудование»;

P_4 – подсистема «Обслуживающий персонал».

В соответствии с (7.88), блок вектора \vec{I} также состоит из четырех компонентов:

$$\vec{I} = (\vec{I}_1, \vec{I}_2, \vec{I}_3, \vec{I}_4), \quad (7.95)$$

где $\vec{I}_1, \vec{I}_2, \vec{I}_3, \vec{I}_4$ – соответственно критерии адаптации подсистем очистного забоя.

Тогда, обозначим траекторию реакции очистного забоя на управляющие воздействия:

$$\Omega(\vec{U}) = \{\vec{X}, \vec{Y}, \vec{Z}\}, \quad (7.96)$$

где \vec{X} – вектор качественных характеристик (например, размеры кусков отбитого угля, вид управления кровлей в выработанном пространстве и т.п.);

\vec{Y} – вектор количественных характеристик (например, объем добываемого за смену угля, скорость вентиляционной струи в лаве, скорость подвигания очистного забоя в сутки и т.п.);

\vec{Z} – вектор количественных непрерывных параметров (например, нагрузка на крепь, энергопотребление механизированным комплексом, концентрация метана в рабочем пространстве очистного забоя и т.п.).

В таком случае, каждая из подсистем очистного забоя (P_1, P_2, P_3, P_4) имеет свою траекторию реакции на управляющие воздействия:

$$\Omega_j(\vec{U}) = \{\vec{X}_j, \vec{Y}_j, \vec{Z}_j\}, j = 1, \dots, 4. \quad (7.97)$$

Пересечения траекторий между подсистемами:

$$\Omega_{lj} = \Omega_l \cap \Omega_j, l \neq j. \quad (7.98)$$

Функции Ω_{lj} являются связями подсистем очистного забоя в пространстве управления.

Адаптация по критерию управления – это способность очистного забоя реагировать на изменения входа (\vec{U}) посредством переходов из одного состояния S_i в другое по критерию надежности функционирования очистного забоя \vec{I} .

Схематически это можно выразить следующим образом [73]:

$$\begin{Bmatrix} \vec{U} \\ \partial\vec{U} \end{Bmatrix} \rightarrow \vec{I} \rightarrow \begin{Bmatrix} \vec{S} \\ \partial\vec{S} \end{Bmatrix}. \quad (7.99)$$

Здесь управление $\partial\vec{U}$ компенсирует изменение состояния $\partial\vec{S}$ с целью получения экстремальной по \vec{I} траектории Ω . Аналитически это может быть выражено:

$$\begin{cases} F(\vec{U}) = S_i, \\ F(\vec{U} + \partial\vec{U}) = S_{i+1}, i = 1, 2, 3. \end{cases} \quad (7.100)$$

Используя подход, предложенный в работе [73], проанализируем по критерию адаптации надежность функционирования очистного забоя по газовому фактору (подсистема «Атмосфера очистного забоя»). В соответствии с работой [219], надежность функционирования очистного забоя по газовому фактору определяется следующими параметрами: длина лавы L , газоносности угольного пласта x_y , отбитого угля $x_{отб}$, пород кровли и почвы x_k, x_n и мощность m_y, m_k, m_n угольного пласта кровли и почвы, скорость подвигания очистного забоя $v_{оч}$, размеры исполнительного органа выемочной машины (диаметр d и величина захвата r), скорость движения воздуха $v_{вент}$ (критерий адаптации \vec{I}_1). Тогда:

$$\vec{I}_1 = 1 - \sum_{n=1}^{11} \int_{\Omega_i} P_n dP_n, \quad (7.101)$$

где $P_n = \{L, x_y, x_{отб}, x_k, x_n, m_y, m_k, m_n, v_{оч}, d, r, v_{вент}\}$;

P_n – вероятность безотказной работы подсистемы (вероятность нахождения значения параметра в допустимых пределах);

Ω_i – соответственно траектория изменения состояния подсистемы «Атмосфера очистного забоя».

Выберем один из параметров, характеризующих надежность функционирования – скорость подвигания лавы $v_{оч}$. Критерий адаптации $\vec{I}_{1(v_{оч})}$ для $v_{оч}$ запишется следующим образом:

$$\vec{I}_{1(v_{оч})} = 1 - \int_{\Omega_{v_{оч}}} \varphi(v_{оч}) dv_{оч}, \quad (7.102)$$

где φ – случайная функция, характеризующая изменение $v_{оч}$ вдоль лавы.

Из (7.102) видно, что чем меньше величина $\int_{\Omega_{v_{оч}}} \varphi(v_{оч}) dv_{оч}$, тем выше значение критерия адаптации системы по параметру $v_{оч}$.

При полной адаптированности системы:

$$\Omega_{v_{оч}} = \otimes, \int_{\Omega_{v_{оч}}} \varphi(v_{оч}) dv_{оч} = 0, \text{ а } \vec{I}_{1(v_{оч})} = 1. \quad (7.103)$$

Физический смысл такого критерия состоит в оценке вероятности взаимодействия управляющих воздействий \vec{U}_1 и изменений случайной

величины $v_{оч}$ в области благоприятных состояний газовой обстановки в рабочем пространстве очистного забоя.

Разделим теперь параметры P_n из (7.101) соответственно на заданные (неизменные) и изменяемые (управляющие). Заданные параметры: $L, x_y, x_{отб}, x_k, x_n, m_y, m_k, m_n$. Тогда к управляющим параметрам могут быть отнесены: $v, d, r, v_{вент}$.

Условие (7.103) может быть переписано следующим образом:

$$\Omega_{v_{оч}} = \left| f_1(L, x_y, x_{отб}, x_n, m_y, m_k, m_n) - f_2(d, r, v_{вент}, v_{оч}) \right| \rightarrow 0$$

$$\int_{\Omega_{v_{оч}}} \varphi(v_{оч}) dv_{оч} \rightarrow 0; I_1(v_{оч}) \rightarrow 1. \quad (7.104)$$

Аналогичные выкладки могут быть сделаны и для остальных параметров подсистемы «Атмосфера очистного забоя» и других подсистем, характеризующих надежность функционирования очистного забоя (соответственно, критерии адаптации $(\bar{I}_2, \bar{I}_3, \bar{I}_4)$).

Таким образом, степень адаптации очистного забоя может быть определена выражением:

$$\int_{\Omega} \varphi(\bar{U}) d\bar{U} \rightarrow 0, \quad (7.105)$$

где Ω – совокупность траекторий изменений состояний подсистем очистного забоя, определяющих надежность ее функционирования.

Условие (7.105) можно рассматривать как качественную оценку адаптации очистного забоя к изменяющимся внешним и внутренним условиям.

Количественной оценкой надежности функционирования очистного забоя, по-видимому, является скорость возвращения очистного забоя из состояния \bar{S}_1 «работы прекратить, опасно» в состояние \bar{S}_3 «работа в нормальном режиме» посредством управляющих воздействий со стороны комплексной системы контроля и управления, то есть должно выполняться условие:

$$\frac{d\Omega}{dt} \rightarrow \max. \quad (7.106)$$

Тогда Качественной оценкой надежности функционирования очистного забоя является вероятность взаимодействия управляющих воздействий со стороны комплексной системы контроля и управления и изменений параметров надежности функционирования очистного забоя в области благоприятных состояний уровня надежности.

Объединяя (7.105) и (7.106), получаем обобщенное условие надежности функционирования очистного забоя по критерию адаптации, которое является математической моделью управления [253]:

$$\left\{ \begin{array}{l} \int_{\Omega} \varphi(\bar{U}) d\bar{U} \rightarrow 0 \\ \frac{d\Omega}{dt} \rightarrow \max \end{array} \right. \quad (7.107)$$

7.6. Научные основы моделирования надежности функционирования горной выработки

1. Очистной забой является сложной технической системой с периодической потерей и восстановлением работоспособности – управляемой геомеханической системой, состоящей из последовательно соединенных элементов (подсистем): «Атмосфера очистного забоя», «Приконтурная область», «Технологическое оборудование», «Обслуживающий персонал». Надежность функционирования очистного забоя определяется произведением показателей надежности функционирования этих элементов.

2. Для высокоэффективной и надежной работы очистного забоя необходима комплексная система контроля и управления надежностью его функционирования.

3. Взаимодействие очистного забоя с комплексной системой контроля и управления надежностью его функционирования должно осуществляться иерархически с обратной связью между подсистемами контроля. Структура комплексной системы контроля и управления надежностью его функционирования должна быть открытой с возможностью управления внешними командами и выдачей отчетной информации на центральный диспетчерский пункт.

4. Режимы работы очистного забоя:

- «нормальный режим работы» (безопасный);
- «допустимый»;
- «работы прекратить».

Соответственно, для первого уровня (режима), все процессы идут в нормальном (штатном) режиме, на втором уровне работы можно продолжать, но с повышенным вниманием к надежности функционирования и параллельным выполнением мероприятий по уменьшению влияния опасных факторов и при третьем уровне (режиме) работы необходимо прекратить до окончания проведения мероприятий по уменьшению влияния опасных факторов.

5. Математическая модель работы комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя может быть выражена следующим образом:

$$P \in \begin{cases} P_{\max}, 0 < t < t_{н.р.} \\ P_{\max} - at, t_{н.р.} < t < t_{п.о.} \\ P_{доп.} - (a-b)t, t_{п.о.} < t < t_{л.о.} \end{cases},$$

где P_{\max} , $P_{доп.}$ – соответственно максимальный и допустимый уровни надежности P , $P_{доп.} = P_{\max} - at_{п.о.}$;

a и b – соответственно скорости развития и ликвидации опасности, .

6. Энтропия управляемой геомеханической системы – очистного забоя является интегральным информативным параметром при создании

комплексных систем контроля, управления и прогноза надежности функционирования нового технического уровня.

7. Комплексная система контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя удобнее всего проанализировать с помощью имитационной компьютерной модели, на основании которой может быть разработано прикладное программное обеспечение непосредственно для контроля надежности производственных процессов на конкретной угольной шахте.

8. Работу имитационной модели в общем виде можно свести к нахождению точечного значения функциональной зависимости между значениями параметров надёжности функционирования очистного забоя и вероятности неблагоприятных событий в очистном забое.

$$Q = f(x_1, x_2, \dots, x_k),$$

где x_1, x_2, \dots, x_k – формализованные оценки параметров надёжности функционирования очистного забоя.

Неявный вид этой зависимости обусловлен особенностями функционирования имитационной модели и процесса развития опасной ситуации в очистном забое. Последний характеризуется следующими обстоятельствами:

1. Функционирование очистного забоя потенциально опасно, так как связано с энергопотреблением.

2. Возникновение и развитие аварийных ситуаций в очистном забое происходит из-за несанкционированного или неуправляемого выхода энергии, накопленной в технологическом оборудовании, породном массиве и метановоздушной среде. Возникновение аварийных ситуаций является следствием развития причинной цепи предпосылок, инициаторами и составными частями которой являются ошибочные действия рабочих, неисправности и отказы технологического оборудования, опасное изменение состояния атмосферы в очистном забое, работающем в режиме повышенных нагрузок и приконтурной области массива, а также воздействующие на них неблагоприятные внешние факторы. Программа разработана на Delphi-7. Контролируемые параметры могут изменяться вручную или изменяться стохастически с помощью генератора случайных чисел (эмулятора датчиков, встроенного в компьютер).

7.7. Оценка возможного экономического эффекта от применения комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя

В процессе сравнения будут учитываться данные унифицированной телекоммуникационной системы диспетчерского контроля и автоматизированного управления горными машинами и механизированными комплексами – УТАС (Унифицированная телекоммуникационная автоматизированная система) и комплексной системой контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя, предложенной в настоящей

диссертации. Стоимость системы УТАС в значительной степени определяется условиями конкретной угольной шахты, а информация о цене, за которую приобретается эта система на ту или иную шахту, является, как правило, коммерческой тайной. В связи с этим, сравнительная оценка затрат, связанных с применением систем УТАС и комплексной системы контроля и управления может быть выполнена пока лишь приблизительно, исходя из средней стоимости тонны угля, механизированного комплекса, приблизительно стоимости систем УТАС и комплексной системы контроля и управления.

Будем использовать следующие исходные данные для расчета: примерная (усредненная) цена 1 т энергетического угля составляет 500 грн.; примерная цена механизированного комплекса – около 10 млн грн. Принимаем объем добываемого угля в сутки: $Q_{сут} = 3000$ т. Стоимость системы УТАС – 20 млн грн., комплексной системы контроля и управления – 1 млн грн.

Рассматриваем аварию без человеческих жертв, которая имеет своим следствием поломку механизированного комплекса и остановку очистных работ на 10 дней, необходимых для ремонта механизированного комплекса. За месяц по данной лаве шахта понесет убытки, равные стоимости недобытого угля и расходов на ремонт механизированного комплекса. Будем считать величину последних: $C_{рем} = 2$ млн грн.

Тогда общая сумма убытков за месяц:

$$C_{уб.} = C_{рем.} + 500 \cdot 3000 \cdot 10 = 17000000 \text{ грн} = 17 \text{ млн грн.} \quad (7.108)$$

Соответственно, считая, что подобные аварии могут происходить в среднем до 6 - ти раз в год, размер ущерба составит:

$$C_{з.уб.} = 17 \cdot 6 = 102 \text{ млн грн.} \quad (7.109)$$

Полагая, что применение комплексной системы контроля и управления позволит полностью исключить вероятность возникновения аварии, возможный годовой экономический эффект от применения этой системы составит:

- для комплексной системы контроля и управления: $C_{КСКУ} = C_{з.уб.} - 1 = 101$ млн грн.

Следует отметить, что система УТАС, в отличие от комплексной системы контроля и управления практически не реализует функцию управления ходом производственного процесса, что значительно снижает ее способность реально предотвращать аварийные ситуации. Реально оценить в процентном или ином отношении количество аварий, которые могут произойти из-за этого недостатка у системы УТАС не представляется возможным. Для простоты дальнейших расчетов примем этот показатель равным 0,3. Это означает, что примерно 30% из потенциально возможных аварий могут произойти при использовании системы УТАС в отличие от случая использования комплексной системы контроля и управления.

- для системы УТАС: $C_{УТАС} = C_{з.уб.} - 20 - 102 \cdot 0,3 = 51,4$ млн грн.

Сравнивая данные показатели, можно прийти к выводу, что разница в экономическом эффекте от применения систем УТАС и комплексной системы контроля и управления составляет:

$$C_{КСКУ} - \tilde{C}_{УТАС} = 49,6 \text{ млн грн.} \quad (7.110)$$

Таким образом, можно сделать следующие выводы:

- применение комплексной системы контроля и управления может дать приблизительно 100 млн грн. ожидаемого экономического эффекта в год за счет полного исключения вероятности возникновения аварийных ситуаций в очистном забое;

- применение системы УТАС может дать приблизительно 50 млн грн., что в 2 раза менее эффективно, чем использование комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя.

Здесь также не учтен возможный ущерб от аварий, связанных с травмированием людей. В этом случае разница в экономическом эффекте и его размер может быть в несколько раз больше.

7.8. Выводы

1. В настоящее время существует большое число различных систем контроля уровня безопасности при ведении работ в лаве. Ни одна из существующих систем контроля не позволяет производить контроль с единых, целостных позиций. Современные системы газового контроля позволяют контролировать только газовую ситуацию в лаве по концентрации метана в исходящей струе лавы. С точки зрения бысродействия большинства существующих датчиков контроля концентрации метана современные системы газового контроля неэффективны. Особенно обостряется этот вопрос при контроле газовой ситуации в очистном забое, где дебит метана в рабочем пространстве существенно выше обычного уровня и временные перепады концентрации метана как в исходящей струе, так и в околокомбайновом пространстве, также значительно выше допустимых пределов.

2. Сформулированы основные требования к комплексной системе контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя.

3. Анализ современных способов контроля геомеханической ситуации показывает, что они базируются на использовании разнофакторных показателей (параметров), отдельный контроль которых не обеспечивает достаточную достоверность прогноза. Существующие способы контроля выполняют одну и ту же функцию – оценку геомеханического состояния призабойной части пласта, поэтому разделение их условно и неэффективно. В связи с этим назрела необходимость создания унифицированных методов и средств, позволяющих автоматизировать контроль уровня безопасности в очистном забое с учетом его конкретных особенностей.

4. Обоснован набор информативных параметров комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя по факторам:

- газовому;
- устойчивости приконтурной области;

- работы технологического оборудования;
- человеческому.

5. Разработаны основные принципы построения комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя.

6. Энтропия управляемой геомеханической системы – очистного забоя является интегральным информативным параметром при создании комплексных систем контроля, управления и прогноза надежности функционирования нового технического уровня.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В монографии представлены основы решения актуальной проблемы моделирования и управления надежностью функционирования горной выработки, имеющей важнейшее научное и прикладное значения. Горная выработка рассматривается как управляемый геомеханический объект – сложная техническая система, состоящая из последовательно соединенных подсистем, каждая из которых состоит из определенного набора функционально-технологических элементов. При этом показано, что состояние этой сложной технической системы полностью определяется состоянием одной из её подсистем – подсистемой «Приконтурная область».

Дан аналитический обзор современных моделирования горной выработки как сложной технической системы. Особое внимание уделено методам термодинамики необратимых процессов, синергетики и кинетической концепции прочности твердых тел, математическим и имитационным компьютерным методам. Подробно рассмотрены задачи оценки надежности функционирования горной выработки как сложной технической системы.

Отдельная глава посвящена геомеханическим процессам при проведении выработок в зонах с измененными физико-механическими свойствами. Применительно к этой задаче осуществлено численное моделирование напряженно-деформированного состояния породного массива вокруг протяженной горной выработки, пересекающей разрывное геологическое нарушение. Построена соответствующая физическая модель и расчетная схема.

Пятая глава посвящена акустическим методам моделирования геомеханического состояния приконтурной области породного массива, содержащего горную выработку. Подробно рассмотрена задача о распространении акустических волн в структурно-неоднородном углепородном массиве в окрестности искусственно созданной полости (горной выработки).

Последняя, седьмая глава посвящена выбору и обоснованию полного набора информативных параметров комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя, как основной производственной единицы современной угольной шахты. Повышенное внимание к изучению надежности функционирования именно очистной выработки объясняется, во-первых, тем, что книга посвящена, в 1-ю очередь, анализу условий работы украинской угледобывающей отрасли, основным производственным продуктом которой является каменный уголь. Во-вторых, так как в процессе работы любого горнодобывающего предприятия, очистная выработка является, как правило, наиболее нагруженной, и, кроме того, она представляет собой основную производственную единицу этого предприятия. Поэтому более подробное исследование надежности функционирования очистной

выработки, и факторов, непосредственно влияющих на него, представляет собой наибольший интерес для изучения.

Таким образом, в представленной монографии детально проанализированы пути и методы решения проблемы обеспечения надежности функционирования горных выработок, на основе использования которых могут быть созданы (с учетом условий конкретного горнодобывающего предприятия) современные технологии добычи твердых полезных ископаемых подземным способом с наибольшей эффективностью, надежностью и практически полностью исключая вероятность возникновения аварии способом.

Литература

1. Гражданкин А.И. Экспертная система оценки техногенного риска опасных производственных объектов / А.И. Гражданкин, П.Г. Белов // Безопасность труда в промышленности. – 2000. – № 11. – С. 6–10.
2. Гражданкин А.И. Использование вероятностных оценок при анализе безопасности опасных производственных объектов / А.И. Гражданкин, М.В. Лисанов, А.С. Печеркин // Безопасность труда в промышленности. – 2001. – № 11 – С. 6–10.
3. Фролов А.В. Совершенствование систем управления безопасностью труда на шахтах / А.В. Фролов, А.В. Меркулов, В.М. Забабурин // Уголь. – 2000. – № 5. – С. 59–60.
4. Фролов А.В. Методические основы выбора технологии проведения горных выработок по фактору безопасности / И.В. Чефранов, В.В. Чефранов // Безопасность труда в промышленности. – 2007. – №2. – С. 59–62.
5. Брюханов А.М. Научная основа программы повышения безопасности труда на угольных шахтах Украины / А.М. Брюханов // Уголь Украины. – 2004. – № 2. – С. 27–29.
6. Мнухин А.Г. Оптимизация параметров угольных шахт для обеспечения безопасной работы / А.Г. Мнухин, А.М. Брюханов, В.В. Радченко // Уголь Украины. – 2004. – № 5. – С.31–37.
7. Мнухин А.Г. Оценка безопасности и работоспособности систем электроснабжения угольных шахт / А.Г. Мнухин // Безопасность труда в промышленности. – 1987. – № 2. – С. 26–29.
8. Мещанинов С.К. Научные основы обеспечения надежности функционирования очистного забоя как управляемого геомеханического объекта: [монография] / Мещанинов С.К. – Днепропетровск: РИК НГУ, 2011. – 230 с.
9. Белов П.Г. Моделирование опасных процессов в техносфере. / Белов П.Г. – М.: изд-во Академии гражданской защиты МЧС РФ. – 1999. – 124 с.
10. Доронин С.В. Логико-вероятностное моделирование аварийных ситуаций технических систем / С.В. Доронин, Т.А. Чурсина // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2003. – №1. – С. 55–64.
11. Надежность и эффективность в технике: Справочник в 10 т. М.: Машиностроение, Т. 3. –Эффективность технических систем /под общ. ред. В.Ф. Уткина, Ю.В. Крючкова, 1988. – 328 с.
12. Саркисян С.А. Анализ и прогноз развития больших технических систем / Саркисян С.А., Ахундов В.М., Минаев Э.С. – М: Наука, 1982. – 280 с.
13. Мясников А.А. Повышение эффективности и безопасности горных работ / Мясников А.А., Павлов А.Ф., Бонецкий В.А. – М.: Недра, 1979. – 216 с.
14. Воробьев В.М. Надежность технологических схем и процессов угольных шахт / Воробьев В.М., Бурчаков А.С., Шibaев Е.В. – М.: Недра, 1975. – 237 с.

15. Муров В.М. Повышение эффективности технологических схем очистных работ на шахтах / Муров В.М. – М.: Недра, 1988. – 182 с.
16. Бондаренко В.И. К вопросу создания методологических основ обеспечения надежности функционирования высоконагруженной лавы / Бондаренко В.И., Мещанинов С.К., Корж П.П. [и др.] // Материалы Украинско-Польского Форума горняков, Ялта, 13 – 19.09. 2004. – С. 461–469.
17. Мещанинов С.К. К разработке оптимизационной математической модели управления надежностью функционирования высоконагруженной лавы по критерию адаптации / С.К. Мещанинов // Науковий вісник НГУ. – 2004. – №10. – С. 15–18.
18. Эвоинформатика: Теория и практика эволюционного моделирования / [авт текста И.Л. Букатова, А.М. Шаров, Ю.И. Михасев]. – М.: Наука, 1991. – 206 с.
19. Червоный А.А. Надежность сложных систем. Изд. 2-е, перераб. и доп. / Червоный А.А., Лукьященко В.И. – М.: Машиностроение, 1976. – 288 с.
20. Забурдяев В.С. Метод оптимизации параметров дегазации / В.С. Забурдяев, Д.И. Бунов, И.Е. Рудаков // Изв. Института горного дела им. А.А. Скочинского. – 1991. – №1. – С. 98–102.
21. Надежность и эффективность в технике: Справочник в 10 т. Т. 2. Математические методы в теории надежности и эффективности /Под ред. Б.В. Гнеденко, 1987. – 280 с.
22. Некоторые проблемы снижения травматизма на угольных шахтах / В.И. Николин, С.В. Подкопаев, С.Г. Лунев [и др] // Уголь Украины. – 2002. – №2.–3. – С. 50–54.
23. Алавердян Л.Н. Уголь в системе энергообеспечения национальной экономики / Л.Н. Алавердян // Уголь Украины. – 2008. – №6. – С. 9–12.
24. Ковалев И.О. Социально-экономические проблемы угольной отрасли / И.О. Ковалев, Б.В. Кузьменко // Уголь Украины. – 2002. – №2–3. – С. 15–16.
25. Сургай Н.С. О готовности шахт к применению оборудования нового технического уровня / Н.С. Сургай, В.В. Виноградов, Ю.И. Кияшко // Уголь Украины. – 2001. – №6. – С. 3–5.
26. Мнухин А.Г. Оптимизация параметров угольных шахт для обеспечения безопасной работы / А.Г. Мнухин, А.М. Брюханов, В.В. Радченко // Уголь Украины. – 2004. – №5. – С. 31–37.
27. Брюханов А.М. Научно-технические основы расследования и предотвращения аварий на угольных шахтах / Брюханов А.М. – Донецк: Норд-пресс, 2004. – 347 с.
28. Омелянович В.М. Шахтная геология угольных месторождений / Омелянович В.М. – М.: Недра, 1966. – 219 с.
29. Дмитриев А.К. Основы теории построения и контроля сложных систем / Дмитриев А.К., Мальцев П.А. – Л.: Энергоатомиздат. Ленингр. отделение. – 192 с.
30. Клебанов Ф.С. О современной концепции безопасности / Ф.С. Клебанов // Безопасность труда в промышленности. – 2002. – № 6. – С. 33 – 38.

31. Мещанинов С.К. К вопросу о математической модели газовой ситуации в высоконагруженной лаве / С.К. Мещанинов // Геотехническая механика. – Днепропетровск: ИГТМ НАН Украины. – №40. – С. 123–130.
32. Бондаренко В.И. О необходимости создания локальной системы контроля надежности функционирования высоконагруженной лавы / В.И. Бондаренко, С.К. Мещанинов, А.И. Коваль // Горн. Информ.-аналит. бюл. – Моск. Горн. ун-т, 2005. – №9. – С. 87–95.
33. Азаров С.И., Г.А.Сорокин Сравнительный анализ аварий и травматизма на шахтах Украины и России / С.И. Азаров, Г.А.Сорокин // Уголь Украины. – 2004 – № 1. – С. 29–30.
34. Агапов А.А. Принципы построения автоматизированной информационно-управляющей системы регулирования промышленной безопасности / Агапов А.А., С.Я. Бородавский // Безопасность труда в промышленности. – 2000. – № 6. – С. 15–18.
35. Кравченко В.И. Предупреждение завалов очистных забоев / Кравченко В.И. – М.: Недра, 1970. – 200 с.
36. Омелянович В.М. Вопросы безопасности при сложных горногеологических условиях / Омелянович В.М. – К.: Техника, 1974. – 150 с.
37. Кравченко В.И. Безопасность при управлении горным давлением в лавах пологих пластов / Кравченко В.И. – М.: Недра, 1975. – 221 с.
38. Pekka Sarkka, Jukka Pukkila Intelligent Mine and intelligent implementation research programs // Rock engineering International forum. – Krakow, 18 – 20 feb. 2002. – P. 81–92.
39. Ямщиков В.С. Информационные основы технологического контроля устойчивости горных выработок / В.С. Ямщиков, А.С. Вознесенский // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1980. – №6. – С. 99–105.
40. Курносков В.Г. Многофакторные системы контроля опасности развития аварий / В.Г. Курносков, Я.Л. Красик, В.В. Синенко // Уголь Украины.– 2002. – № 10. – С. 32–35.
41. Иванов Б.С. Прогноз начальной стадии развития отказов оборудования / Б.С. Иванов, А.В. Будаев, В.В. Львов // Безопасность труда в промышленности. – 2004. – № 9. – С. 55–57.
42. Человеко-машинные системы автоматизации / [авт. текста В.И. Архангельский, И.Н. Богаенко, Г.Г. Грабовский, Н.А. Рюмшин]. – К.: НВК «КиА», 2000. – 296 с.
43. Матвеев В.Н. Совершенствование шахтной аппаратуры управления для достижения нового уровня безопасности / В.Н. Матвеев // Горные машины и автоматика. – 2004. – №1. – С. 32–34.
44. Бондаренко В.И. К вопросу о современной концепции безопасности эксплуатации высоконагруженных лав / В.И. Бондаренко, С.К. Мещанинов // Уголь Украины. – 2005.–№12.– С. 29–32.
45. Сабынин А.В. Концептуальный подход к созданию системы управления современной шахтой / А.В. Сабынин, В.Г. Курносков, А.Р. Вовченко // Уголь Украины. – 2006. – №5. – С. 7–11.

46. Бондаренко В.И. Имитационная модель локальной системы управления надежностью функционирования высоконагруженной лавы / В.И. Бондаренко, С.К. Мещанинов, А.А. Свириденко // Науковий вісник НГУ. – 2005. – №1. – С. 33–36.
47. Канторова Т.А. Об одном из приложений статистической теории масштабного фактора (Задача о прочности каната) / Т.А. Канторова // Журнал технической физики. – 1993. – № 6. – С. 296–308.
48. Кирничанский Г.Т. Применение статистической модели для оценки степени накопления повреждений в горных породах / Г.Т. Кирничанский, Г.Т. Рубец // Теория и практика проектирования, строительства и эксплуатации высокопроизводительных подземных рудников. – М.: МГИ, 1990. – С. 139–140.
49. Шашенко О.М. Дослідження процесу обвалення покрівлі очисної виробки з використанням методу скінчених елементів і ентропійно-інтегрального критерію / О.М. Шашенко, Н.В. Хозяйкіна, С.К. Мещанинов // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 8. – С. 28–31.
50. Шашенко А.Н. Энтропийный метод контроля, управления и прогнозирования надежности функционирования очистного забоя / А.Н. Шашенко, С.К. Мещанинов // Науковий вісник НГУ. – 2008. – №5. – С. 17–21.
51. Хакен Г. Синергетика: Иерархия неустойчивостей в самоорганизующихся системах / Хакен Г. – М.: Мир, 1985 – 419 с.
52. Панин В.Е. Структурные уровни деформации твердых тел / Панин В.Е., Лихачев В.А., Гриняев Ю.В. – Новосибирск: Наука, 1985. – 226 с.
53. Ландау Л.Ф. Статистическая физика / Ландау Л.Ф., Лифшиц Е.М. – М.: Наука, 1976. – ч.1. – 584 с.
54. Гришаев С.Н. Исследование пластического разрыхления и кинетики разрушения металлов / С.Н. Гришаев, О.Б. Наймарк // Структурно-механическое исследование композиционных материалов и конструкций. – Свердловск: УНЦ АН СССР, 1984. – С. 86–92.
55. Шашенко А.Н. Механика горных пород: учебник для вузов / Шашенко А.Н., Пустовойтенко В.П. – К.: Новый друк, 2004. – 400 с.
56. Вылегжанин В.Н. Адаптивное управление подземной добычей угля / Вылегжанин В.Н., Витковский Э.И., Потапов В.П. – Новосибирск: Наука, 1987. – 232 с.
57. Вылегжанин В.Н. Математические модели адаптации процессов и подсистем угольной шахты / Рогачев Е.И, Грицко Г.И., Вылегжанин В.Н. – Алма-Ата: Наука, 1979. – 240 с.
58. Вылегжанин В.Н. Структурные модели горного массива в механизме геомеханических процессов / Вылегжанин В.Н., Егоров П.В., Мурашев В.И. – Новосибирск: Наука. Сиб. отд-ние, 1990. – 295 с.
59. Шашенко А.Н. Методы теории вероятностей в геомеханике / Шашенко А.Н., Сургай Н.С., Парчевский Л.Я. – К.: Техніка, 1994. – 216 с.
60. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок / В.В. Виноградов. – К.: Наук. думка, 1989. – 192 с.
61. Ставрогин А.Н. Механика деформирования и разрушения горных пород / Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. – М.: Недра, 1992. – 224 с.

62. Ставрогин А.Н. Механические свойства горных пород при объемных напряженных состояниях и разных скоростях деформирования / А.Н. Ставрогин, Е.Д. Певзнер // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1974. – №5. – С. 3–9.
63. Прогноз разрушений пород методом моделирования в окрестности призабойного пространства лавы / М.П. Зборщик, В.В. Назимко, И.Е. Иванов [и др.] // Уголь Украины. – 1999. – №5. – С. 20–23.
64. Критерий устойчивости пород кровли в очистном забое / В.В. Назимко, В.В. Вишневецкий, Ю.Б. Грядущий [и др.] // Уголь Украины. – 1996. – №8. – С. 20–22.
65. Глазов Д.Д. Системный подход к применению механизированных комплексов / Глазов Д.Д. – Кемерово: Кемеровское книжное изд-во, 1980. – 112 с.
66. Сдвижкова Е.А. Статистическая модель устойчивости горной выработки / Сдвижкова Е.А., Бабец Д.В., Лозовский С.П. // Материалы междунар. конф. «Форум гірників – 2005». – Днепропетровск, НГУ. – Т.4. – С. 68–74.
67. Шашенко А.Н. Оценка влияния макротрещиноватости на величину структурного ослабления породного массива / А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова // Горный информационно-аналитический бюллетень МГГУ. – 1997. – Вып. 4. – С. 166–168.
68. Сдвижкова Е.А. Выбор вероятностного критерия оценки устойчивости выработки в зоне влияния очистных работ / Е.А. Сдвижкова // Науковий вісник Національної гірничої академії. – 1999. – №6. – С. 81–85.
69. Сдвижкова Е.А. Вероятностная оценка устойчивости протяженных горных выработок // Геотехническая механика. – Днепропетровск: ИГТМ НАН Украины. – 2000. – №2. – С. 10–12.
70. Хозяйкина Н.В. Закономірності зміни граничного напруженого стану у складно структурній покрівлі лав положистих вугільних пластів: автореф. дис. на здобуття наук ступеня канд. техн. наук: спец. 05.15.09 «Механіка ґрунтів і гірських порід». / Н.В. Хозяйкина – Дніпропетровськ, 2004. – 17 с.
71. Хозяйкина Н.В. Взаимосвязь технологических и геомеханических параметров при обрушении кровли в лавах / Н.В. Хозяйкина, С.В. Кужель // Науковий вісник НГУ. – 2003. – №4. – С. 49–51.
72. Анализ теоретических предпосылок для создания системы геомониторинга / Е.А. Сдвижкова, А.В. Солодянкин, Е.В. Масленников [и др.] // Сб. н. тр. НГУ. – 2002. – Т.1, №15. – С. 43–46.
73. Ямщиков В.С. Контроль процессов горного производства / Ямщиков В.С. – М.: Недра, 1989. – 445 с.
74. Ямщиков В.С. Информационные основы контроля геомеханических процессов / В.С. Ямщиков, А.С. Вознесенский // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых – 1994. – №3. – С. 3–11.
75. Шашенко А.Н. Некоторые задачи статистической геомеханики / Шашенко А.Н., Тулуб С.Б., Сдвижкова Е.А. – К.: «Пульсары», 2002. – 304 с.

76. Шейнин В.И. Некоторые статистические задачи расчета подземных сооружений / Шейнин В.И., Руппенейт К.В. – М.: Недра, 1969. – 152 с.
77. Надежность и эффективность в технике: Справочник в 10 т. М.: Машиностроение, Т.7. – Качество и надежность в производстве /под ред. И.В. Апполонова. – 1989. – 280 с.
78. Садовский М.А. О свойстве дискретности горных пород / М.А. Садовский, Л.Г. Болховитинов, В.Ф. Писаренко // Изв. АН СССР. Физика Земли. – 1982. – №12. – С. 31 – 36.
79. Хачай О.А. Об использовании методов математической теории энтропии для анализа временных процессов в напряженной деформируемой среде / О.А. Хачай, Ю.П. Шуплецов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1998. – № 1. – С. 46 – 52.
80. Лавриненко В.Ф. Физические процессы в массиве пород при нарушении равновесия / В.Ф. Лавриненко, В.И. Лысак // Известия вузов. Горный журнал. – 1993. – №1. – С. 1–6.
81. Моменты и статистика параметров кривой распределения Седракияна в статистической теории прочности / В.Т. Глушко, Г.Т. Рубец, Н.Т. Бобро [и др.] // Надежность и прочность технических систем. – К.: Наук. думка, 1976. – С. 28–33.
82. Диплом №151 от 29.11. 2000 г. (Международная ассоциация авторов научных открытий РАЕН) на открытие «Закономерность изменения устойчивости породных обнажений при периодических нагрузках» / Авторы: В.И. Бондаренко, А.Н. Зорин, Ю.Б. Грядущий [и др.] // Сб. кратких описаний. – М.; 2001. – С. 17–18.
83. Черкинский Ю.С. Термодинамика прочности (термодинамический анализ механической прочности). – М., 1987. – 65 с. – Деп. 25.03.1987, № 7318 – В87.
84. Регель В.Р. Кинетическая природа прочности твердых тел / Регель В.Р., Слуцкер А.И., Томашевский Э.Е. – М.: Наука, 1974. – 560 с.
85. Веттегрень В.И. Физические основы кинетики разрушения материалов / Веттегрень В.И., Лазарев С.О., Петров В.А. – Л.: ФТИ, 1989. – 246 с.
86. Федоров В.В. Кинетика повреждаемости и разрушения твердых тел / Федоров В.В. – Ташкент: ФАН, 1985. – 168 с.
87. Екобори Т. Физика и механика разрушения и прочности твердых тел / Екобори Т. – М.: Металлургия, 1971. – 264 с.
88. Федоров В.В. Термодинамический метод оценки длительной прочности / В.В. Федоров // Пробл. прочности. – 1972. – № 9. – С. 45–47.
89. Большанина М.А. Скрытая энергия деформации //Исследования по физике твердого тела / М.А. Большанина, В.Е. Панин. – М.: 1957. – С. 193–234.
90. Михеев М.А. Основы теплопередачи / Михеев М.А., Михеева И.М. – М.: Энергия. – 1973. – 320 с.
91. Пехович А.И. Расчеты теплового режима твердых тел. – Л.: Энергия / Пехович А.И., Жидких В.М. – 1976. – 352 с.
92. Планк М. Принцип сохранения энергии / Планк М. – М.-Л.: ГОНТИ, 1938. – 235 с.

93. Болотин В.В. Статистические методы в строительной механике / Болотин В.В. – М.: Стройздат, 1965. – 275 с.
94. Дьярмати И. Неравновесная термодинамика / Дьярмати И. – М.: Мир, 1974. – 304 с.
95. Федоров В.В. О возможном подходе к описанию ползучести и длительной прочности / В.В. Федоров // Пробл. прочности. – 1976. – № 2. – С. 33–39.
96. Хаазе Р. Термодинамика необратимых процессов / Хаазе Р. – М.: Мир, 1967. – 138 с.
97. Глесстон С. Теория абсолютных скоростей реакций / С. Глесстон, К. Лейдлер, Г. Эйринг – М.: ИЛ, 1948. – 140 с.
98. Борщ-Компониец В.И. Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей / Борщ-Компониец В.И., Макаров А.Б. – М.: Недра, 1986. – 271 с.
99. Griffith A.A. The theory of rupture / Griffith A.A. // Proc. Int. Congr. Appl. Mech. – Delft, 1924 – P. 55–63.
100. Тимошенко С.П. Теория упругости / Тимошенко С.П., Гудьер Дж. – М.: Наука, 1979. – 576 с.
101. Иоффе А.Ф. Деформация и прочность кристаллов / А.Ф. Иоффе, М.В. Кирпичев, А.И. Левитская // Журнал русского физико-химического общества. – 1924. – №22. – С. 286–293.
102. Качанов Л.М. Основы механики разрушения / Качанов Л.М. – М.: Машиностроение, 1974. – 311 с.
103. Сосновский Л.А. Статистическая механика усталостного разрушения / Сосновский Л.А. – Минск: Наука и техника, 1987. – 288 с.
104. Пригожин И. Введение в термодинамику необратимых процессов / Пригожин И.; [пер. с англ. под ред. акад. Н.С. Акулова]. – М.: Издательство, 1960. – 127 с.
105. Переверзев Е.С. Модели накопления повреждений в задачах долговечности / Переверзев Е.С. – К.: Наук. думка, 1995. – 360 с.
106. Эбелинг В. Структурообразование при необратимых процессах / Эбелинг В. – М.: Мир, 1979. – 286 с.
107. Свойства горных пород при разных видах и режимах нагружения [авт. текста Берон А.И., Ватолин Е.С., Койфман М.И. и др.]; [под ред. А.И. Берона]. – М.: Недра, 1984. – 276 с.
108. Зорин А.Н. Управление динамическими проявлениями горного давления / Зорин А.Н. – М.: Недра, 1978. – 175 с.
109. Грядущий Ю.Б. Геомеханические основы управления вывалоопасными кровлями в очистных забоях: автореф. дис. на соискание ученой степени д-ра... техн. наук: спец. 05. 15. 02 «Разработка месторождений полезных ископаемых» / Ю.Б. Грядущий. – Днепропетровск, 1997. – 37 с.
110. Кочарян Г.Г. Экспериментальное исследование деформационных характеристик структурных нарушений в массиве горных пород / Г.Г. Кочарян, Д.В. Павлов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1992. – №5. – С. 17–23.

111. Кирничанский Г.Т. Элементы теории деформирования и разрушения горных пород / Кирничанский Г.Т. – К.: Наук. думка, 1989. – 184 с.
112. Дикарев Б.Н. Использование термодинамики необратимых процессов и вероятностно-статистического подхода для оценки степени поврежденности образцов горных пород при одноосном сжатии / Б.Н. Дикарев, С.К. Мещанинов, В.В. Ганопольский // 5-й Польско-Украинский семинар по механике материалов и конструкций. – 1997. – Днепропетровск: ПГАСА. – С. 63–66.
113. Гладышев Г.П. Термодинамика и макрокинетика природных иерархических процессов / Гладышев Г.П. – М.: Наука, 1988. – 287 с.
114. Канторова Т.А. Об одном из приложений статистической теории масштабного фактора (Задача о прочности каната) / Т.А. Канторова // Журнал технической физики. – 1993. – № 6. – С. 296–308.
115. Холмянский М.М. К механизму сопротивления трещиноватых горных пород и бетона однородному сжатию / М.М. Холмянский // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1979. – №5. – С. 35–42.
116. Луганцев Б.Б. Исследование процесса образования трещин в породах, вмещающих выемочные выработки с использованием фрактальных моделей / Луганцев Б.Б. // Уголь. – 1996. – №12. – С. 54–56.
117. Кирничанский Г.Т. Применение статистической модели для оценки степени накопления повреждений в горных породах / Г.Т. Кирничанский, Г.Т. Рубец // Теория и практика проектирования, строительства и эксплуатации высокопроизводительных подземных рудников. – М.: МГИ, 1990. – С. 139–140.
118. Литвинский Г.Г. Кинетика хрупкого разрушения породного массива в окрестности горной выработки / Г.Г. Литвинский // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1974. – №5. – С. 15–21.
119. Усаченко Б.М. Статистическая трактовка механизма деформирования и разрушения / Б.М. Усаченко, Г.Т. Кирничанский, Г.Т. Рубец // Повышение эффективности разрушения горных пород. – К.: Наук. думка, 1991. – С. 117–121.
120. Зорин А.Н. К вопросу устойчивости породных обнажений / А.Н. Зорин, В.И. Бондаренко, С.К. Мещанинов [и др.] // Науковий вісник НГАУ. – 2000. – №1. – С. 100–101.
121. Вильсон А.Д. Энтропийные методы моделирования сложных систем / Вильсон А.Д. [пер. с англ. под ред. Ю.С. Попкова]. – М.: Наука, 1978. – 247 с.
122. Норель Б.К. Изменение механической прочности угольного пласта в массиве / Норель Б.К. – М.: Наука, 1983. – 128 с.
123. Свойства пород и устойчивость горных выработок / [авт. текста Б.М. Усаченко]. – К.: Наук. думка, 1979. – 136 с.
124. Переверзев Е.С. Надежность и испытания технических систем / Переверзев Е.С. – К.: Наук. думка, 1990. – 328 с.
125. Векслер В.А. Статистические модели распределения вероятностей диэлектрических параметров горных пород / В.А. Векслер, А.В. Баширов //

Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1991. – №1. – С.70–75.

126. Звягільський Ю.Л. Геомеханічні основи запобігання обвалень земної поверхні шахтами, що ліквідуються: автореф. дис. на здобуття наук. ступеня докт. техн. наук: спец. 05. 15. 11 «Фізичні процеси гірничого виробництва» / Ю.Л. Звягільський – Дніпропетровськ, 2000. – 37 с.

127. Менжулин М.Г. Термодинамические обоснования некоторых закономерностей разрушения и разупрочнения горных пород / Менжулин М.Г. // Труды 11-й Российской конференции по механике горных пород: Доклад – С.Пб., 1997. – С. 301–305.

128. Менжулин М.Г. О связи термодинамических и механических процессов образования и слияния трещин при разрушении горных пород / Менжулин М.Г. // Труды 11-й Российской конференции по механике горных пород: – С.Пб, 1997. – С. 75.

129. Трофимова Т.И. Курс физики: [учеб. пособие для вузов] / Трофимова Т.И. – [2-е изд., перераб. и доп.] – М.: Высш. шк., 1990. – 478 с.

130. Андрущенко А.И. Основы термодинамики необратимых процессов / Андрущенко А.И. – М.: Высш. шк., 1975. – 264 с.

131. Zorin A. The entropy method of estimation underground spaces steadiness / Zorin A., Meshaninov S. // Proceedings of the international symposium on geotechnological issues of underground space use for environmentally protected world, Dnipropetrovsk. – 2001. – P. 113–114.

132. Шашенко А.Н. Масштабный эффект в горных породах / Шашенко А.Н., Сдвижкова Е.А., Кужель С.В. – Днепропетровск: АРТ ПРЕСС, 2004. – 132 с.

133. Парчевский Л.Я. О размерах области пластических деформаций вокруг выработок / Л.Я. Парчевский, А.Н. Шашенко // Изв. вузов. Горный журнал. – 1998. – №3. – С. 39–42.

134. Баландин П.П. К вопросу о гипотезах прочности / П.П. Баландин // Вестник инженера и техника. – 1937. – №1. – С. 19–24.

135. Борисов А.А. Расчеты горного давления в лавах пологих пластов / Борисов А.А. – М.: Недра, 1964. – 278 с.

136. Пивень Ю.А. Оперативное управление состоянием призабойной части пласта в механизированных лавах / Ю.А. Пивень, А.Д. Доронин, С.В. Кулинич [и др.] // Уголь Украины. – 2002. – № 8. – С. 37–40.

137. Зорин А.Н. Механика разрушения горного массива и использование его энергии при добыче полезных ископаемых / Зорин А.Н., Халимендик Ю.М., Колесников В.Г. – М.: ООО «Недра – Бизнесцентр», 2001. – 413 с.

138. Ускорение конвергенции вмещающих пород в очистных забоях / Е.Л. Звягільський, П.Е. Филимонов, И.В. Антипов [и др.] // Уголь Украины. – 2002. – №8. – С. 33–36.

139. Яковлев Н.И. Практические способы определения тяжести проявлений горного давления и контроля несущей способности механизированных крепей / Н.И. Яковлев // Экспресс-информ. ЦНИЭИуголь. – М., 1978. – 36 с.

140. Хемицкий Н.Н. Автоматический прибор текущего контроля потери сплошности горного массива КПС-1 / Н.Н. Хемицкий, А.И. Котлярский, Л.К. Лукашенко // 5-й Всесоюзный семинар по горной геофизике. Телави, 30 окт.-2 ноября 1989, ч.2 – С. 79–81.
141. Касьянов В.А. Лабораторные исследования электроемкостного датчика / В.А. Касьянов // Проблемы разработки угольных пластов Донбасса: сб.н. тр. – К.: УМК ВО, 1991. – С. 88–93.
142. Артемов А.В. О возможности прогноза выбросоопасности углей по их диэлектрическим свойствам / А.В. Артемов, В.В. Беликов // Уголь Украины. – 1997. – №6. – С. 39–40.
143. Статистические методы в экспериментальной физике / [авт. текста В. Идье, Д. Драйард, Р. Джеймс и др.]; [пер. с англ. В.С. Курбатова под ред. А.А. Тяпкина] – М.: Мир, 1976. – 335 с.
144. Мещанинов С.К. Исследование механизма поведения кровли с использованием пространственно-временного показателя её устойчивости / С.К. Мещанинов // Геотехническая механика. – Днепропетровск: ИГТМ НАН Украины. – 2003. – №41. – С. 120–127.
145. Петросян А.Э. Выделение метана в угольных шахтах / Петросян А.Э. – М.: Недра, 1975. – 188 с.
146. Мясников А.А. Применение ЭВМ для решения задач управления метановыделением в шахтах / Мясников А.А., Садохин В.П., Жирнова Т.С. – М.: Недра, 1977. – 248 с.
147. Петросян А.Э. Исследование режимов газовой выделенной и разработка способов управления ими при больших скоростях подвигания забоев на современных и больших глубинах разработки / Петросян А.Э. // ИГД им. А.А. Скочинского. – 1968. – 32 с.
148. Казаков И.Е. Методы оптимизации стохастических систем / Казаков И.Е., Гладков Д.И. – М.: Наука, 1987. – 304 с.
149. Планирование эксперимента в исследовании технологических процессов / [авт. текста К. Хартман, Э. Лецкий, В. Шеффер]. – М.: Мир, 1977. – 552 с.
150. Гражданкин А.И. / А.И. Гражданкин, М.В. Лисанов, А.С. Печеркин // Безопасность труда в промышленности. – 2001. – № 5 – С. 33–37.
151. Поцелуев А.В. Статистический анализ и синтез сложных динамических систем / Поцелуев А.В. – М.: Машиностроение, 1984. – 208 с.
152. Калман Р. Очерки по математической теории систем / Калман Р., Фалб П., Арбиб М. – М.: Мир, 1971. – 400 с.
153. Бабиюк Г.В. Вероятностная модель отказа горной выработки / Г.В. Бабиюк // Вестник МАНЭБ. – Вып. 4(12). – СПб.: ИПЦ ДГМИ, 1998. – С. 81–83.
154. Смирнов Н.В. Курс теории вероятностей и математической статистики / Смирнов Н.В., Дунин-Барковский М.В. – М.: Наука, 1969. – 511 с.
155. Грицко Г.И. О роли угля в экономике и о направлениях в совершенствовании угольных технологий / Г.И. Грицко, С.Н. Лазаренко, В.Н. Кочетков // Уголь Украины. – 2002. – №2–3. – С. 28–30.

156. Болотин В.В. Ресурс машин и конструкций / Болотин В.В. – М.: Машиностроение, 1990. – 448 с.
157. Ушаков В.К. Математическое моделирование надежности и эффективности шахтных вентиляционных систем / Ушаков В.К. – М.: изд – во МГУ, 1999. – 182 с.
158. Надежность и эффективность в технике: Справочник в 10 т.; Т.8. Эксплуатация и ремонт / [Под ред. В. И. Кузнецова и Е. Ю. Барзиловича]. – М.: Машиностроение, 1990 – 320 с.
159. Потапов В.Д. Имитационное моделирование производственных процессов в горной промышленности / Потапов В.Д., Яризов А.Д. – М.: Высшая школа. – 1981. – 191 с.
160. Надежность и эффективность в технике: Справочник в 10 т.; Т.9. Техническая диагностика / [Под ред. В.В. Ключева, П.П. Пархоменко]. – М.: Машиностроение, 1987 – 352 с.
161. Бондаренко В.И. К разработке структурной модели высоконагруженной лавы как объекта управления / В.И. Бондаренко, С.К. Мещанинов, А.И. // Науковий вісник НГУ. – 2004. – №7. – С. 16–19.
162. Имитационное моделирование производственных систем / [под ред. А.И. Вавилова]. – М.: Машиностроение, 1983. – 416 с.
163. Souza E. Информационная система контроля устойчивости горных пород // Int. Symp. Mine Mech. and Autom., Golden Colo, June 10 – 13, 1991. – Proc. Vol. 1 – Golden Colo, 1991. – P. 5/7–5/15.
164. Conover D., McDonnell J. Система управления горным давлением для высокоскоростных длинных очистных забоев // Int. Symp. Mine Mech. and Autom., Golden Colo, June 10 – 13, 1991.: Proc. Vol. 1 – Golden Colo, 1991. – P. 5/25–5/34.
165. Автоматизация процессов подземных горных работ / [авт текста А.А Иванов., И.А. Бражников, В.В., Ткачев и др.]. – К.: Вища шк, 1987. – 328 с.
166. Шенброт И.М. Распределенные АСУ технологическими процессами / Шенброт И.М., Антропов М.В., Давиденко К.Я. – М.: Энергоатомиздат, 1985. – 324 с.
167. Шеннон Р. Имитационное моделирование систем – искусство и наука; [пер. с англ. под ред. Е.К. Масловского] / Шеннон Р. – М.: Мир, 1978. – 306 с.
168. Хенли Э. Надежность систем и оценка риска / Хенли Э. Дж., Кумамото Х. – Машиностроение, 1984. – 528 с.
169. Сиртеш Л. Роль кибернетических методов в оценке безопасных условий горных работ на больших глубинах / Л. Сиртеш // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1986. – № 2. – С. 117–121.
170. Нечипоренко В.И. Структурный анализ систем / Нечипоренко В.И. – М.: Сов. Радио, 1977. – 216 с.
171. Мещанинов С.К. Научные основы обеспечения надежности функционирования очистных забоев шахт Украины / Мещанинов С.К.: Монография. – Д.: Национальный горный университет, 2005. – 230 с.

172. Вылегжанин В.Н. Физические и геохимические основы оптимизации угольных шахт / Вылегжанин В.Н. – Новосибирск: Наука, 1987. – 209 с.
173. Синергетика и фракталы в материаловедении / [авт текста В.С. Иванова, А.С. Баланкин и др.]. – М.: Наука, 1994. – 382 с.
174. Флейшман Б.С. Основы системологии / Флейшман Б.С. – М.: Радио и связь, 1982. – 368 с.
175. Шашенко А.Н. Деформируемость и прочность массивов горных пород: [монография] / Шашенко А.Н., Сдвижкова Е.А., Гапеев С.Н. – Днепропетровск: РИК НГУ, 2008. – 224 с.
176. Глушко В.Т. Породный массив как гетерогенная среда / Глушко В.Т., Ямщиков В.С., Яланский А.А. // Геофизический контроль в угольных шахтах. – К.: Наук. думка, 1978. – 224 с.
177. Солодянкин А.В. Актуальные задачи обеспечения устойчивости выработок при пересечении зон геологических нарушений / А.В. Солодянкин, В.В. Янко // Материалы междунар. конф. «Перспективы освоения подземного пространства». – Д.: РИК НГУ, 2008. – С. 43–46.
178. Солодянкин А.В. Оценка напряженно-деформированного состояния разупрочняющегося породного массива комплексом численных методов / А.В. Солодянкин, Е.А. Сдвижкова // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету. – 2003. – № 4 (21). – С. 145–149.
179. Шашенко А.Н. Компьютерное моделирование геомеханических процессов / А.Н. Шашенко, А.В. Солодянкин, С.Н. Гапеев [и др.] // Новые технические решения при строительстве выработок, тампонаже и закреплении горных пород: Монография [Под общ. ред. Должикова П.Н., Рябичева В.Д.]. – Донецк: «Норд-Пресс», 2006. – С. 149–160.
180. Шашенко А.Н. Численное моделирование напряженно-деформированного состояния разупрочняющегося массива в окрестности подземной выработки / Шашенко А.Н., Янко В.И., Солодянкин А.В. // Геотехническая механика. – Днепропетровск – Донецк: ООО «Норд Компьютер». – 2002. – № 40. – С. 13–17.
181. Шашенко А.Н. Решение задачи об упруго-пластической устойчивости структурно-неоднородного породного массива в окрестности одиночной горизонтальной выработки / А.Н. Шашенко, А.Н. Роечко // Деп. в ГНТБ Украины. – 1994. – № 2276. – Ук. 94.
182. Роечко А.Н. Устойчивость подготовительных выработок угольных шахт в условиях больших глубин разработки: Дис. ... докт. техн. наук: 05.15.04. – Днепропетровск, 1995. – 426 с.
183. Шашенко А.Н. Критерий устойчивости в задаче о пучении пород почвы подземной выработки / Шашенко А.Н., Роечко А.Н., Каганов М.Е. // Изв. вузов. Горный журнал. – 1994. – №1. – С. 5–9.
184. Гапеев С.Н. Численное моделирование процесса потери упругопластической устойчивости породного массива в окрестности одиночной выработки / Гапеев С.Н., Шашенко А.Н., Янко В.И. // Сб. науч. тр. НГУ. – Днепропетровск: РИК НГУ. – 2002. – № 15, Т. 1. – С. 29–34.
185. Шашенко А.Н. Учет эффекта разупрочнения породного массива в

задачах геомеханики / Шашенко А.Н., Янко В.И., Солодянкин А.В // Науковий вісник НГУ. – 2003. – № 7. – С. 29–33.

186. Садовский М.А. Деформирование геофизической среды и сейсмический процесс / Садовский М.А., Болховитинов Л.Г., Писаренко В.Ф. – М.: Наука, 1987. – 218 с.

187. Садовский М.А. О механике блочного горного массива / Садовский М.А., Кахирян Г.Г., Родионов В.Н. // ДАН СССР. – 1988. – Т.302. – № 2. – С. 108–112.

188. Прогнозный каталог шахтопластов Донецкого угольного бассейна с характеристикой горно-геологических факторов и явлений. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1982. – 267 с.

189. Глиноцементні розчини в гірничій справі: [монографія] / Дудля М.А., Тельних М.М., Попов О.В. та ін. – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет. – 2007. – 191 с.

190. Крепление и охрана выработок в сложных горно-геологических условиях / [авт. текста К.В. Кошелев, А.Г. Томасов, В.Л. Самойлов и др.] – К.: Техника, 1986. – 110 с.

191. Литвинский Г.Г. Метод прогноза пучения почвы в горных выработках / Г.Г. Литвинский, Э.В. Фесенко // Уголь Украины. – 2004. – № 1. – С. 9–11.

192. Мещанинов С.К. К разработке алгоритма расчета устойчивости приконтурной области массива, вмещающего высоконагруженную лаву / С.К. Мещанинов // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2008. – №1. – С. 13–19.

193. Крауч С. Методы граничных элементов в механике твердого тела / С. Крауч, А. Старфилд. – М.: Мир, 1987. – 328 с.

194. Феннер Р. Исследование горного давления / Феннер Р. // Горное давление. – М.: Госгортехиздат, 1961. – С. 5–58.

195. Лабасс А. Давление горных пород в угольных шахтах / Лабасс А. // Горное давление. – М.: Госгортехиздат, 1961. – С. 59–199.

196. Руппенейт К.В. Введение в механику горных пород / К.В. Руппенейт, Ю.М. Либерман. – М.: Гос. научн-тех. изд. лит-ры по горному делу, 1960. – 366 с.

197. Руппенейт К.В. Давление и смещение горных пород в лавах: пологопадающих пластов / Руппенейт К.В. – М.: Углетехиздат, 1957. – 222 с.

198. Галин Л.А. Плоская упругопластическая задача / Галин Л.А. // Прикладная математика и механика. – 1946. – Т.10. – Вып. 3. – С. 307–386.

199. Соколов А.П. Об упругопластическом состоянии пластинки ДАН СССР / Соколов А.П. – 1948. – Т.60. – №1. – С. 128–139.

200. Черепанов Г.П. Об одном методе решения упругопластической задачи / Черепанов Г.П. // ПММ. – 1965. – Т.27. – Вып. 3. – С. 428–435.

201. Аннин Б.Д. Упругопластическая задача / Б.Д. Аннин, Г.П. Черепанов – Новосибирск: Наука, 1983. – 237 с.

202. Ивлев Д.Д. Об определении перемещений в задаче Л.А. Галина / Ивлев Д.Д. // Прикл. математика и механика. – 1957. – Т.21. – Вып. 5. – С. 716–717.

203. Остросаблин Н.И. Определение смещений в задаче Л.А. Галина / Остросаблин Н.И. // Динамика сплошной среды / Ин-т гидродинамики СО АН СССР. – Новосибирск, 1973. – Вып. 14. – С. 67–70.

204. Космодамианский А.С. Упругопластическая задача для изотропного массива, ослабленного бесконечным рядом одинаковых круговых выработок / Космодамианский А.С. // Изв. АН СССР. Отд-ние техн. наук, механика и машиностроение. – 1961. – №4. – С. 187–188.

205. Мирсалимов В.М. О решении упругопластических задач для плоскости с однопериодической системой круговых отверстий / Мирсалимов В.М. // ДАН АН СССР, 1973. – Т.29. – №5. – С. 11–15.

206. Аннин Б.Д. Упругопластическое распределение напряжений в плоскости, ослабленной двумя круговыми отверстиями / Аннин Б.Д. // Динамика сплошной среды. – Новосибирск: Наука, 1969. – Вып. 1. – С. 234–241.

207. Остросаблин Н.И. Упругопластическая задача для плоскости с двумя одинаковыми круговыми отверстиями / Остросаблин Н.И. // Динамика сплошной среды. – Новосибирск: Наука, 1970. – Вып. 70. – С. 114–118.

208. Остросаблин Н.И. Упругопластическое распределение напряжений в плоскости, ослабленной конечным числом круговых отверстий / Остросаблин Н.И. // Прикл. механика. – М.: Недра, 1973. – Т.9. – №10. – С. 124–128.

209. Куршин Л.М. Упругопластическая задача для плоскости, ослабленной двоякопериодической системой круглых отверстий / Л.М. Куршин, И.Д. Суздальницкий // Прикл. математика и механика. – 1968. – Т.32. – Вып. 3. – С. 463–467.

210. Перлин П.И. Упругопластическое распределение напряжений вокруг отверстий / Перлин П.И. // Исследование по механике и прикладной математике. – М.: Оборонгиз, 1960. – С. 30–60.

211. Перлин П.И. Решение плоских упругопластических задач двухсвязных областей / Перлин П.И. // Инж. журнал, 1961. – М.– Л.: Вып. 4. – С. 68–76.

212. Сажин В.С. Упругопластическое распределение напряжений вокруг горных выработок различного очертания / Сажин В.С. – М.: Наука, 1968. – 90 с.

213. Кузнецов А.И. Плоская деформация неоднородных пластических тел / Кузнецов А.И. // Вестник Ле-нингр. ун-та. Серия: математика, механика, астрономия. – 1958. – №13. – Вып. 3. – С. 112–131.

214. Немчин Н.П. Об учете неупругого разрыхления в теории горного давления / Немчин Н.П. – ФТПРПИ, 1971. – №3. – С. 13–17.

215. Линьков Л.М. О постановке и решении задач деформирования пород вокруг горных выработок за пределом прочности / Линьков Л.М. // Проблемы механики подземных, сооружений. – Л.: ЛГИ, 1979. – С. 9–13.

216. Баклашов И.В. Механические процессы в породных массивах / И.В. Баклашов, Б.А. Картозия – М.: Недра, 1986. – 272 с.

217. Глушко В.Т. Разрушение горных пород и прогнозирование проявлений горного давления / В.Т. Глушко, В.В. Виноградов. – М.: Недра, 1980. – 214 с.

218. Протосеня А.Г. Упругопластическое распределение напряжений возле кругового отверстия для пластически неоднородной среды / Протосеня А.Г. // Прикладная механика. – М.: Недра, 1972. – Т.8., Вып. 2. – С. 73–78.
219. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике / Фадеев А.Б. – М.: Недра, 1967. – 221 с.
220. Сдвижкова Е.А. Анализ статистических моделей распределения нагрузки на крепь горизонтальных протяженных выработок / Сдвижкова Е.А., Татаринцов А.А., Рубец Г.Т. // Науковий вісник НГАУ. – Дніпропетровськ: НГАУ, 1998. – №1. – С. 40–41.
221. Шашенко А.Н. Численное решение упругопластической задачи применительно к устойчивости подземных выработок / А.Н. Шашенко, С.Н. Гапеев // Науковий вісник НГУ – Днепропетровск: НГУ, 2007. – №12. – С. 7–12.
222. Трусделл К. Первоначальный курс рациональной механики сплошных сред / Трусделл К. – М.: Изд-во "Мир". – 1975. – 592 с.
223. Шашенко А.Н. Определение напряженно-деформированного состояния породного массива с учетом эффекта разупрочнения в зоне разрыхления / Шашенко А.Н., Солодянкин А.В., Гапеев С.Н. // Разработка рудных месторождений. Науч.-техн. сб. – Кривой Рог: КрГУ, 2005.– Вып. 88.– С. 44–49.
224. Hinton E. Finite element programming. / Hinton E., Owen D.R.J. – London: Academic Press, 1977. – 305 p.
225. Гапеев С.Н. Компьютерное моделирование процесса пучения пород почвы в подготовительных выработках / Гапеев С.Н., Рязанцев А.П., Лозовский С.П. // ГИАБ.– М: Изд-во МГГУ, 2003. – №10.– С. 99–101.
226. Гапеев С.Н. Исследование процесса потери упругопластической устойчивости массива в окрестности одиночной выработки численными методами / Гапеев С.Н. // Изв. Тульского государственного университета. Серия: «Геомеханика. Механика подземных сооружений».– Тула: Изд-во ТГУ, 2003.– Вып. 1.– С. 65–69.
227. Гапеев С.Н. Исследование процесса пучения почвы протяженной выработки лабораторными и численными методами / Гапеев С.Н. // Сб. науч. тр. НГУ.– Днепропетровск: НГУ, 2003.– №17. – Т.1.– С.350–355.
228. Янко В.В. Обоснование параметров способа обеспечения устойчивости протяженных горизонтальных выработок при пересечении геологических нарушений: автореф. дис. на соискание ученой степени канд. техн. наук: спец. 05.15.09. «Геотехническая и горная механика» / Янко В.В.:– Днепропетровск, 2008.– 16 с.
229. Дюво Г. Неравенства в механике и физике. / Дюво Г., Лионс Ж-Л. – М.: Наука, 1980. – 384 с.
230. Литвинский Г.Г. Теория напряженного состояния твердого тела / Г.Г. Литвинский // Форум горняков – 2008: Материалы международной конференции 13 – 15.10. 2008 Днепропетровск. – С. 103–112.
231. Качанов Л.М. Теория ползучести / Качанов Л.М. – М.: Физматгиз, 1960. – 455 с.

232. Работнов Ю.М. Ползучесть элементов конструкций / Работнов Ю.М. – М.: Наука, 1966. – 452 с.
233. Постон Т. Теория катастроф и ее приложения / Постон Т., Стюарт И. – М.: Мир, 1980. – 200 с.
234. Булат А.Ф. Фракталы в геомеханике / Булат А.Ф. Дырда В.И. – К.: Наукова думка, 2005. – 358 с.
235. Шашенко А.Н. Распространение акустических волн в структурно-неоднородном углепородном массиве в окрестности искусственно созданной полости / А.Н. Шашенко, С.К. Мещанинов, Е.В. Масленников // Науковий вісник НГУ. – 2009. – №6. – С. 29–34.
236. Физическая акустика / под ред. У. Мэзона. – Т.4. – Применения физической акустики в квантовой физике и физике твердого тела. – Ч. Б. / [пер. с англ. под ред. Л.Г. Меркулова и В.А. Шутилова]. – М.: Мир, 1970. – 440 с.
237. Савич А.И. Исследование упругих и деформационных свойств горных пород сейсмоакустическими методами / А.И. Савич, З.Г. Ященко. – М.: Недра, 1979. – 216 с.
238. Федоров Ф.И. Теория упругих волн в кристаллах / Федоров Ф.И. – М.: Недра, 1965. – 386 с.
239. Колесников В.Г. Управление разрушением напряженных пород с позиций динамической микромеханики / В.Г. Колесников // Геотехническая механика. – Днепропетровск: ИГТМ НАН Украины. – 1997. – №3. – С. 92–95.
240. Колесников В.Г. Физические аспекты контроля деформирования и разрушения напряженных горных пород / В.Г. Колесников, А.И. Гроссу // Геотехническая механика. – Днепропетровск: ИГТМ НАН Украины. – 1997. – №3. – С. 97–100.
241. Обоснование параметров метода прогноза внезапных выбросов угля и газа на шахтах Донбасса // Отчет по теме ОБ-34 (заключительный). [научный руководитель А.Н. Шашенко]– Днепропетровск: НГУ, 2007. – 126 с.
242. Паламарчук Т.А. Теоретические предпосылки использования динамических характеристик акустических и электромагнитных полей для диагностики напряженного состояния массива горных пород / Т.А. Паламарчук // Геотехническая механика. – Днепропетровск: ИГТМ НАН Украины. – 1997. – №3. – С. 53–56.
243. Паламарчук Т.А. Теоретические обоснования исследования процесса деформирования твердого тела методами АЭ и ЭМИ / Т.А. Паламарчук, В.К. Хохолев, В.Л. Приходченко // Ин-т геотехн. механики АН Украины, Днепропетровск. рук. деп. в ВИНТИ 1989. – №3415 – В89. – 18 с.
244. Виноградов С.Д. Акустические наблюдения процессов разрушения горных пород / Виноградов С.Д. М.: Наука, 1964. – 84 с.
245. Кузнецов В.М. О распределении по размерам фрагментов, образующихся при разрушении твердого тела / В.М. Кузнецов, Л.Д. Лившиц // Изв. АН СССР Физика Земли. – 1984. – №2. – С. 16–26.
246. Rosin P. Die Kornzusammensetzung des Malgutes im Lichte der Wahrscheinlichkeitslehre / P. Rosin, E. Rammler // Kolloid. Zeitschrift. – 1934. – Н. 1. – В. 67. – S. 16–26.

247. Weibull W. A statistical distribution function of wide applicability / W. Weibull // J. Appl. Mech. – 1951. – V. 18. – P. 293.

248. Барон Л.И. Проверка применимости уравнения Розина-Раммлера для исчисления диаметра среднего куска при взрывной отбойке горных пород / Л.И. Барон, Г.Н. Сиротюк // Взрывное дело. №62/19. М.: Недра, 1967. – С. 111–120.

249. Кузнецов В.М. Функция распределения осколков по размерам / В.М. Кузнецов, А.Г. Черников // Труды VIII сессии научного совета по народнохозяйственному использованию взрыва. – Днепропетровск, май 1969. – Киев: Наук. думка, 1970, ч. II. – С. 63–79.

250. Кошелев Э.А. Статистика осколков, образующихся при разрушении горных пород взрывом / Кошелев Э.А., В.М. Кузнецов, С.Т. Софронов, [и др.] // Ж. прикл. мех. и техн. физ. – 1971. – №3. – С. 87–100.

251. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела / Кузнецов В.М. – Новосибирск: Наука, 1977. – 231 с.

252. Кузнецов В.М., Н.Н. Фадеенков О некоторых схемах осколкообразования / В.М. Кузнецов, Н.Н. Фадеенков // Физика горения и взрыва. – 1975. – №4. – С. 646–647.

253. Родионов В.Н. Проявление неоднородности напряженного состояния при разрушении горных пород / В.Н. Родионов, И.А. Сизов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1979. – №4. – С. 46–51.

254. Беляева И.Ю. О предельном значении параметра упругой нелинейности структурно неоднородных сред / И.Ю. Беляева, В.Ю. Зайцев // Акустический ж. – 1998. – т. 44. – № 6. – С. 731–737.

255. Ларичев В.А. О едином описании релаксационных и резонансных свойств акустических сред в рамках термодинамического подхода / В.А. Ларичев, Г.А. Максимов // Акустический ж. 1998. т. 44. – №6. – С. 814–822.

256. Крылов В.В. Модель развития акустической эмиссии как хаотизация переходных процессов в связанных нелинейных осцилляторах / В.В. Крылов, П.С. Ланда, В.А. Робсман // Акустический ж. – 1993. – т. 39. – №1. – С. 108–122.

257. Основы теории колебаний / В.В. Мигулин, В.И. Медведев, Е.Р. Мустель, В.Н. Парыгин; [под ред. В.В. Мигулина]. – 2-е изд. перераб. – М.: Наука, Гл. ред. Физ-мат. лит-ры, 1988. – 392 с.

258. Глушко В.Т. Геофизический контроль в шахтах и тоннелях / Глушко В.Т., Ямщиков В.С., Яланский А.А. – М.: Недра, 1987. – 278 с.

259. Киялбаев Д.А. О разрушении деформируемых тел / Д.А. Киялбаев, А.И. Чудновский // Прикладная механика и техническая физика. – 1970. – №3. – С. 26–33.

260. Шкуратник В.Л. Эффекты памяти в горных породах / Шкуратник В.Л., Лавров А.В. – М.: Изд-во Академии горных наук, 1997. – 159 с.

261. Мещанинов С.К. О взаимосвязи поврежденности горных пород и их физических параметров в задачах оценки устойчивости подземных пространств и породных обнажений / С.К. Мещанинов // Геотехническая механика. – Днепропетровск: ИГТМ НАН Украины. – 2003. – №42. – С. 123–129.

262. Тарасов Б.Г. Физический контроль массива горных пород / Тарасов Б.Г. – М.: Недра, 1994. – 240 с.

263. Леонтьев А.В. Физические предпосылки к задаче контроля состояния массива горных пород / А.В. Леонтьев, В.А. Назаров // Механика горных пород и строительных машин, технология горных работ. – Новосибирск: ИГД СО РАН. – 1993. – С. 33–37.

264. Турчанинов Н.А. Современные методы комплексного определения физических свойств горных пород / Турчанинов Н.А., Медведев Р.В., Панин В.И. – Л.: Недра, 1967. – 200 с.

265. Методы и средства контроля состояния и свойств горных пород в массиве / [Ватолин Е.С., Черняков А.Б., Рубан А.О. и др.]. – М.: Недра, 1989. – 173 с.

266. Грицко Г.И. Горное давление в подготовительных выработках мощных крутых пластов / Грицко Г.И., Цыцаркин В.Н. – Новосибирск: Наука. Сиб. отделение. 1982. – 88 с.

267. Сканави Г.И. Физика диэлектриков (область слабых полей) / Сканави Г.И. – М. – Л.: Гос. Изд-во технико-теор. лит-ры, 1949. – 500 с.

268. Зюков Ю.Э. Влияние скорости подвигания очистного забоя на геомеханические процессы в лавах угольных шахт Донбасса / Ю.Э. Зюков, Н.В. Хозяйкина, А.С. Иванов // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 11. – С. 28–33.

269. Свешников А.А. Прикладные методы теории случайных функций / Свешников А.А. – М.: Наука, 1968. – 232 с.

270. Шуруба М.Р. Выбор оптимальной организации очистных работ на шахтах Карагандинского бассейна / Шуруба М.Р., Шохор М.М., Резников-Грушевский В.Г. – М.: Недра, 1975. – 121 с.

271. Жданкин Н.А. Геомеханика горных выработок / Жданкин Н.А., Жданкин А.А. – Новосибирск: Наука. Сиб. отделение, 1990. – 112 с.

272. Зильберман А.И. Определение неупругих деформаций в районе сопряжения двух выработок / А.И. Зильберман, Л.В. Новикова, В.С. Лесников // Шахтное строительство. – 1984. – №2. – С. 24–25.

273. Власенко Б.В. Определение напряжений в породах по известным смещениям их над пластом и выработанном пространстве / Б.В. Власенко, Г.И. Грицко // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1965. – №6. – С. 35–44.

274. Грицко Г.И. Экспериментально-аналитический метод определения напряжений в массиве горных пород / Грицко Г.И., Власенко Б.В. – Новосибирск: Наука. Сиб. отд-ние, 1976. – 190 с.

275. Грицко Г.И. Пространственный экспериментально-аналитический метод определения механического состояния массива горных пород / Г.И. Грицко, Б.В. Власенко, В.Е. Миренков // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1977. – №1. – С. 3–11; №3. – С. 19–26.

276. Прогнозирование и расчет проявлений горного давления / [авт. текста Г.И. Грицко, Б.В. Власенко, Г.Е. Посохов] – Новосибирск: Наука. Сиб. отд-ние, 1980. – 159 с.

277. Весков М.И. К вопросу прогнозирования смещений кровли

подготовительных выработок при способе охраны без оставления угольных целиков / М.И. Весков, Г.И. Патрикеев, Н.А. Сафрошкин // научн. сообщ. Института горного дела им. А.А. Скочинского. – 1973. – Вып. 107. – С. 95–99.

278. Метод граничных элементов в задачах горной геомеханики / [авт. текста Л.В. Новикова, П.И. Пономаренко, В.В. Приходько и др.] – Днепропетровск: «Наука и образование», 1997. – 180 с.

279. НПАОП 10.0-1.01-05. Правила безпеки у вугільних шахтах. – К.: Відлуння, 2005. – 398 с.

280. Макаров Ю.Н. Термодинамические процессы в горном массиве / Ю.Н. Макаров // Уголь. – 1982. – №7. – С. 19–22.

281. Ржевский В.В. Основы физики горных пород / Ржевский В.В., Новик Г.Я. – М.: Недра, 1973. – 285 с.

282. Боронин В.Ф. Технично-економічні проблеми автоматизації угольної отрасли / В.Ф. Боронин, Ю.Н. Киклевич, В.П. Клубин // Уголь Украины. – 1997. – №11. – С. 46–48.

283. Кононенко Н.А. Методологія предупредження аварій при роботі в екстремальних умовах / Н.А. Кононенко // Уголь Украины. – 1997. – №12. – С. 37.

284. Бондаренко В.И. К разработке структурной модели высоконагруженной лавы как объекта управления / В.И. Бондаренко, С.К. Мещанинов, А.И. Коваль // Науковий вісник НГУ. – 2004. – №7. – С. 16–19.

285. Кияшко Ю.И. Использование вероятностно–статистического подхода к обоснованию структуры основных параметров системы локального геоконтроля безопасности высоконагруженных лав / Ю.И. Кияшко, С.К. Мещанинов // Геотехническая механика. – Днепропетровск: ИГТМ НАН Украины. – 2002. – №36. – С. 166–173.

286. Использование энергии горного массива / [Зорин А.Н., Клец А.П., Колесников В.Г. и др.]. – К.: Наук. думка, 1991. – 172 с.

287. Механика управления гетерогенным упругонаследственным горным массивом / [авт. текста А.Н. Зорин, Н.Н. Долинина, В.Г. Колесников]. – К.: Наук. думка, 1980. – 288 с.

288. Булат А.Ф. Геофизический контроль массива при отработке угольных пластов / Булат А.Ф., Хохолев В.К. – К.: Наук. думка, 1990. – 165 с.

289. Состояние и перспективы решения проблемы газодинамических явлений в шахтах / Бобров А.И., Агафонов А.В., Балинченко И.И. [и др.] // Уголь Украины. – 1997. – № 2–3. – С. 9–13.

290. Природные опасности в шахтах. Способы их контроля и предотвращения / [Е.Ф. Карпов, Ф.С. Клебанов, А.Э. Петросян и др.] – М.: Недра, 1981. – 471 с.

291. Николин В.И. Борьба с выбросами угля и газа в шахтах / Николин В.И., Балинченко И.И., Симонов А.А. – М.: Недра, 1981. – 300 с.

292. Акустические способы оценки контроля состояния горного массива / А.И. Бобров, А.В. Агафонов, Г.И. Колчин [и др.] // Уголь Украины. – 2001. – №1. – С. 36–37.

293. Чехлатый Н.А. Средства приема и передачи информации о состоянии угольного массива / Н.А. Чехлатый, А.Н. Чехлатый // Уголь Украины. – 1997. – №12. – С. 42–43.
294. Деглин Б.М. О перспективах сейсмоакустического прогноза выбросоопасности / Б.М. Деглин, С.Г. Лунев // Уголь Украины. – 2001. – №5. – С. 40–43.
295. Анцыферов М.С. Сейсмоакустические исследования и проблема прогноза газодинамических явлений / Анцыферов М.С., Анцыферова Н.Г., Качан Я.Я. – М.: Наука, 1971. – 136 с.
296. Лунев С.Г. Состояние и перспективы прогноза выбросоопасности по параметрам акустических сигналов / С.Г. Лунев // Уголь Украины. – 1999. – №9. – С. 48–51.
297. Скипочка С.И. Элементы геомеханики углепородного массива при высоких скоростях подвигания лав / Скипочка С.И., Усаченко Б.М., Куклин В.Ю. – Днепропетровск: ЧП «Ли́ра ЛТД», 2006. – 248 с.
298. Булат А.Ф. Опорно-анкерное крепление горных выработок угольных шахт / Булат А.Ф., Виноградов В.В. – Днепропетровск: Вільпо. – 372 с.
299. Сургай Н.С. Надежность функционирования угольных шахт / Сургай Н.С. – Д.: Арт. Пресс, 1998. – 192 с.
300. Кичигин А.В. Опыт эксплуатации системы контроля рудничной атмосферы фирмы «Трансмиттон» на АООТ «Шахта «Комсомолец» / А.В. Кичигин, А.Ю. Кисилев // Уголь. – 1997. – №11. – С. 42–45.
301. Захаров В.С. Оценка устойчивости подготовительных выработок при произвольном порядке изменения горнотехнической ситуации / В.С. Захаров, В.В. Назимко // Уголь Украины. – 2002. – №10. – С. 8–11.
302. Бугара М.И. Прогноз устойчивости непосредственной кровли в сложных горно-геологических условиях / М.И. Бугара, Ю.Б. Грядущий, В.В. Назимко // Уголь Украины. – 1997. – №4. – С. 15–17.
303. Бугара М.И. Прогноз устойчивости непосредственной кровли в сложных горно-геологических условиях / М.И. Бугара, Ю.Б. Грядущий, В.В. Назимко // Уголь Украины. – 1997. – №4. – С. 15–17.
304. Дуда Р. Распознавание образов и анализ сцен / Дуда Р., Харт П. – М.: Мир, 1976. – 511 с.
305. Свергот Ф. Система дистанционного газоизмерения CST-40 / Ф. Свергот, А. Пашек // Уголь Украины. – 2002. – №12. – С. 48–52.
306. Глузберг Е.И. Комплексная профилактика газовой и пожарной опасности в угольных шахтах / Глузберг Е.И., Гращенков Н.Ф., Шалаев В.С. – М.: Недра, 1988. – 242 с.
307. Найдыш А.М. Струговая выемка на пластах с большим газовыделением / Найдыш А.М., Котлов Э.С. – М.: Недра, 1975. – 168 с.
308. Комплекс газового контроля / Д.И. Божко, Е.Ф. Карпов, С.А. Козлюк [и др.] // Безопасность труда в промышленности. – 1988. – №10. – С. 33–35.
309. Петросян А.Э. Научные основы расчета параметров горных выработок по газовому фактору / Петросян А.Э., Сергеев И.В., Устинов И.И. – М.: Наука, 1969. – 128 с.

310. Кариман С.А. Моделирование и оптимизация производственных процессов при добыче угля / Кариман С.А., Брайсов А.В., Шрамко В.М. – М.: Наука, 1975. – 204 с.
311. Безопасность ведения горных работ и горноспасательное дело / [Ушаков К.З., Каледина Н.О., Кириин Б.Ф. и др.]; под общ. ред. К.З. Ушакова – [2-е изд., стереот.] – М.: Изд-во МГУ, 2002. – 487 с.
312. Ржаницын А.Р. Теория расчета строительных конструкций на надежность / Ржаницын А.Р. – М.: Стройиздат, 1978. – 239 с.
313. Баклашов И.В. Прочность незакрепленных горных выработок / Баклашов И.В., Руппенейт К.В. – М.: Недра, 1965. – 212 с.
314. Работнов Ю.Н. Механика деформируемого твердого тела / Работнов Ю.Н. – М.: Наука, 1981. – 711 с.
315. Абрамов Ф.А. Автоматизация проветривания шахт / Ф.А. Абрамов, В.А. Бойко – К.: Наук. думка, 1967. – 212 с.
316. Информационные технологии – основа стратегии развития безопасной угледобычи / Е.Д. Дубов, П.Е. Мухин, В.П. Коптиков [и др.] // Уголь Украины. – 2001. – №1. – С. 30–33.
317. Дядюра О.И. Оценка газовой опасности в очистных забоях и способы проветривания / О.И. Дядюра // Уголь Украины. – 2001. – №5. – С. 38–39.
318. Опыт работы с газом на выемочных участках / В.Ф. Грицай, А.А. Яйцов, В.А. Маркин [и др.] // Уголь Украины. – 2000. – №11. – С. 45–46.
319. Кияшко И.А. Процессы подземных горных работ / Кияшко И.А. – [2-е изд., перераб. и доп.] – К.: Вища шк., 1992. – 335 с.
320. Сергеев И.В. Теоретические и экспериментальные методы исследования газового состояния массива горных пород / Сергеев И.В., Бухны Д.И., Фитерман А.Б. – М.: Наука, 1988. – 110 с.
321. Забабурин В.М. Научно-методические основы управления безопасностью труда на шахте / В.М. Забабурин // Сб. науч. тр. НГТУ. Новосибирск. – 1996. – С. 160–164.
322. Сапицкий К.Ф. Надежность технологических процессов эксплуатационного участка шахты / Сапицкий К.Ф., Мирошников С.И., Чекавский В.И. – М.: Недра, 1978. – 182 с.
323. Карагодин Л.Н. Способы борьбы с внезапными выбросами угля и газа / Карагодин Л.Н., Розанцев Е.С. – М.: Недра, 1973. – 206 с.
324. Методические указания по проведению экспертизы промышленной безопасности очистных механизированных комплексов (РД05–620–03) / Утверждены Постановлением Госгортехнадзора России от 16. 06. 2003 № 82, зарегистрированным Министерством юстиции РФ 20. 06. 2003. Рег. № 4803 // Безопасность труда в промышленности. – 2003. – №11. – С. 42–56.
325. Айруни А.Т. Прогнозирование и предотвращение газодинамических явлений в угольных шахтах / Айруни А.Т. – М.: Наука, 1987. – 310 с.
326. Проников А.С. Надежность машин / Проников А.С. – М.: Машиностроение, 1978. – 592 с.

327. Рыжов А.М. Повышение эффективности и безопасности производства – основная задача шахты «Распадская» / А.М. Рыжов, В.С. Смирнов, Ю.Ю. // Безопасность труда в промышленности. – 2003. – №8. – С. 2–4.
328. Герлетка С. Влияние эргономических факторов на электрофизиологию человека // Безопасность труда в промышленности / С. Герлетка – 2003. – №1. – С. 59–63.
329. Rasmussen J. Skills, rules and knowledge. Signals, signs and symbols and other destinations in human performance models / J. Rasmussen // IEEE Trans. On systems man and cybernetics. – 1983. – V. 13. – P. 257–266.
330. Дубов Е.Д. Концепция безопасности в угольной промышленности должна быть пересмотрена / Е.Д. Дубов, Е.П. Мухин, П.Е. Мухин // Уголь Украины. – 2003. – №6. – С. 34–37.
331. Гилмор Р. Прикладная теория катастроф; [пер. с англ. под ред. Ю.П. Гупало, А.А. Пинковского] / Гилмор Р. – М.: Мир, 1984. – Т.1. – 320 с.
332. Пат. 58804 А Україна, МПК⁷ 7G01N3/18 Спосіб контролю породних оголень / Ю.И. Кияшко, С.К. Мещанинов, В.П. Вдовиченко; Заявник і патентовласник Інститут геотехнічної механіки НАН України. – №2002108538; заявл. 28.10.02.; Опубл. 15.08.03.; Бюл. №8.

Наукове видання

Мещанінов Сергій Кармінович

**МЕТОДИ МОДЕЛЮВАННЯ ТА КЕРУВАННЯ НАДІЙНІСТЮ
ФУНКЦІОНУВАННЯ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК**

Монографія

(Російською мовою)

Друкується у редакційній обробці автора

Підписано до друку 02.03.12. Формат 30x42/4
Папір офсет. Ризографія. Ум. друк. арк. 20,0
Обл.-вид. арк. 20,0. Тираж 300 пр. Зам. №

Підготовлено до друку та видруковано
у Державному вищому навчальному закладі
«Національний гірничий університет»
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842 від 11.06.2004
49027, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.