

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



В.В. ЯНКО

**ОБЕСПЕЧЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ПРОТЯЖЕННЫХ
ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ
ПЕРЕСЕЧЕНИИ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ НАРУШЕНИЙ**

МОНОГРАФИЯ

**Днепропетровск
НГУ
2013**

УДК 622.83:622.261.2
ББК 33.144
Я 62

Рекомендовано вченою радою Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет» (протокол № 9 від 01 жовтня 2013).

Рецензенти:

В.В. Соболев – доктор технічних наук, професор кафедри будівництва і геомеханіки Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет»;

О.О. Сдвижкова – доктор технічних наук, професор, завідувач кафедри вищої математики Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет».

Янко В.В.

Я 62 Обеспечение устойчивости протяженных горизонтальных выработок при пересечении геологических нарушений: монография / В.В. Янко; Нац. горн. ун-т. – Д.: Национальный горный университет, 2013. – 159 с.

ISBN 978–966–350–443–8

Представлены результаты визуального обследования состояния протяженных выработок, натурные инструментальные наблюдения и лабораторные эксперименты на породных образцах, которые позволили обосновано подойти к изучению потери устойчивости протяженной выработки при пересечении геологического нарушения. На основании этих исследований предложен способ и разработана методика определения параметров геологического нарушения.

Материал монографии может быть использован специалистами научно-исследовательских и проектных организаций (НГУ, ИГТМ, Днепрогипрошахт, Донгипрошахт и др.) и государственными предприятиями по добыче угля для разработки паспортов крепления протяженных выработок.

УДК 622.83:622.261.2
ББК 33.144

ISBN 978–966–350–443–8

© В.В. Янко, 2013
© Державний ВНЗ «НГУ», 2013

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
Глава 1. Анализ состояния угольной промышленности Украины.....	6
1.1. Уголь в мировой электроэнергетике и промышленности	6
1.2. Угольная промышленность Украины: современное состояние и перспективы развития.....	12
1.3. Анализ себестоимости товарного угля.....	18
1.4. Анализ геологических нарушений в Донецком угольном бассейне.....	19
1.5. Исследования в области проведения и поддержания горных выработок в зоне геологических нарушений.....	24
1.6. Общая методика выполнения исследований.....	39
Глава 2. Состояние породной среды в зоне разрывных геологических нарушений.....	41
2.1. Геологические и тектонические особенности полей шахт ООО «ДТЭК ДОБРОПОЛЬЕУГОЛЬ».....	41
2.2. Изменение структуры и свойств пород в зоне дизъюнктива.....	47
2.3. Методы определения свойств горных пород в натуральных условиях.....	55
2.4. Натурные измерения изменчивости прочности угля и вмещающих пород в зоне дизъюнктивных нарушений.....	61
Глава 3. Численное моделирование горизонтальных выработок, пересекающих геологическое нарушение.....	76
3.1. Методы исследований в геомеханике.....	76
3.2. Упругопластическая задача в геомеханике	86
3.3. Физическая модель выработки в зоне нарушения.....	88
3.4. Численное упруго-пластическое моделирование устойчивости выработки в зоне нарушения.....	91
3.4.1. Численное решение упруго-пластической задачи для однородной среды.....	91
3.4.2. Численное решение упруго-пластической задачи для неоднородной среды.....	109

3.5. Методика проведения численного эксперимента.....	111
3.6. Закономерности поведения сложно-структурного породного массива в окрестности горизонтальной выработки в зоне нарушения.....	112
3.6.1. Критерий устойчивости выработки для слоистого массива.....	112
3.6.2. Закономерности поведения сложно-структурного породного массива в окрестности выработки, пересекающей нарушение.....	115
Глава 4. Обеспечение устойчивости одиночной горизонтальной выработки в зоне нарушения	119
4.1. Технологические особенности поддержания выработок в зоне нарушений на шахтах ООО «ДТЭК ДОБРОПОЛЬЕУГОЛЬ».....	119
4.2. Определение статической нагрузки на крепь выработки.....	125
4.3. Расчет внутренних силовых факторов в элементах крепи.....	127
4.4. Определение параметров крепи в зоне нарушения.....	130
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	136
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	138
ПРИЛОЖЕНИЕ А.....	154

ВВЕДЕНИЕ

Основное энергетическое сырье в недрах Украины – это уголь, что делает его надежным гарантом энергетической независимости страны на отдаленную перспективу. Его доля в общем топливно-энергетическом балансе страны составляет почти 25%. Таким образом, угольная промышленность, является одной из ведущих отраслей Украины.

Повышение ее роли в экономике государства является основной задачей для увеличения объемов добычи конкурентоспособного угля. Одним из путей достижения этого есть снижение его себестоимости.

Большое количество капитальных и подготовительных выработок проводится в геологических нарушениях, что зачастую приводит к увеличению стоимости работ и требует в дальнейшем больших затрат для их поддержания и эксплуатации. В структуре себестоимости угля затраты на поддержание капитальных и подготовительных выработок составляют 15–25%. При этом в отдельных регионах до 5–10% затрат приходится на поддержание выработок в зоне геологических нарушений.

В условиях постоянного понижения глубины ведения горных работ проблема обеспечения устойчивости горных выработок в зоне дизъюнктивных геологических нарушений, в особенности не выявленных на стадии геологической разведки, приобретает особое значение.

В этой связи повышение устойчивости капитальных и подготовительных выработок на основе полученных закономерностей разрушения породного массива при пересечении ими зоны геологических нарушений разрывного типа и посвящается настоящая монография.

Г Л А В А 1

АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ УКРАИНЫ

1.1. Уголь в мировой электроэнергетике и промышленности

Свыше 90% всей продукции, обеспечивающей жизнедеятельность людей, производится из ресурсов, добытых из недр Земли.

Производство и потребление продуктов земной коры определяет уровни экономического и социального развития государств. Разработка месторождений полезных ископаемых, освоение подземного пространства, создание стратегических запасов и эффективное использование минеральных ресурсов остаются основой экономики и безопасности многих государств мира.

Топливо-энергетический комплекс (ТЭК) играет ведущую роль в развитии практически всех промышленно развитых стран, поскольку решение важнейших научно-технических и социально-экономических задач требуют, как правило, неуклонного роста потребления энергетических ресурсов.

Рассматривая роль угля в топливо-энергетических балансах регионов, стран и в целом по миру, а также ее динамику и перспективы, нельзя не принимать во внимание современный уровень мировых промышленных запасов различных видов топлива. По данным “World Energy”, промышленные запасы нефти на первую половину 2013 г. составляли 168600 млн. т, из которых на долю Саудовской Аравии приходится 21,3% мировых запасов. За ней следуют Иран (11,2%), Ирак (9,3%), Кувейт (8,2%), Объединенные Арабские Эмираты (7,9%), Венесуэла (7,0%) и Россия (6,4%). Промышленные запасы природного газа составляют 177360 млрд. м³. Здесь доминирует Россия (25,2% мировых запасов). На Иран приходится 15,7% и на Катар – 14,4% запасов. Мировые промышленные запасы угля составляют 847488 млн. т, в том числе 430896 млн. т каменного и 416592 млн. т бурого угля. При этом примерно три четверти мировых запасов угля приходятся на страны бывшего СССР, США и Китай. По имеющимся оценкам мировых запасов нефти, природного газа и угля по со-

стоянию на первую половину 2013 г. хватит при современном уровне производства на 41, 67 и 270 лет соответственно или в процентном отношении: уголь – 71%, нефть – 11%, газ – 18% (рис.1.1). Таким образом, по размерам запасов уголь является самым перспективным видом топлива. В табл. 1.1 представлены данные по странам, располагающим наибольшими запасами угля [1, 2].

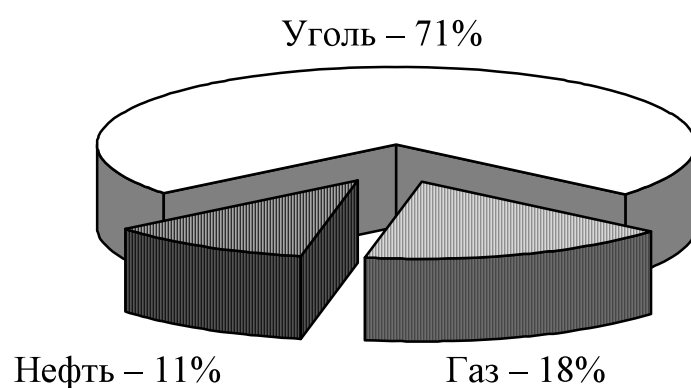


Рис. 1.1. Запасы энергетического сырья

Таблица 1.1

Распределение мировых запасов угля по странам, млн. т

Страна	Каменный уголь	Бурый уголь	Всего	Доля мировых запасов, %
США	112261	130460	242721	28,6
Россия	49088	107922	157010	18,5
Китай	62200	52300	114500	13,5
Австралия	37100	39500	76600	9,0
Индия	52240	4258	56498	6,7
ЮАР	48000	0	48000	5,7
Украина	15351	18522	33873	4,0
Казахстан	28170	3130	31300	3,7
Польша	6012	1490	7502	0,9
Бразилия	0	7068	7068	0,8
Другие	20474	51942	72416	8,6

Продолжение табл. 1.1

Страна	Каменный уголь	Бурый уголь	Всего	Доля мировых запасов, %
Китай	62200	52300	114500	13,5
Австралия	37100	39500	76600	9,0
Индия	52240	4258	56498	6,7

Мировой рынок угля в настоящее время является более конкурентным, чем нефтяной и газовый, поскольку месторождения и добыча угля расположены практически по всем континентам и регионам мира. Уголь будет играть особенно важную роль в электроэнергетике тех регионов, в которых альтернативных видов топлива мало. Благодаря своей сравнительной дешевизне этот энергоноситель остается особенно важным для развивающихся стран Азии.

Добыча каменного угля в 2012 г. увеличилась на 3,3% с 6187,2 до 6395,6 млн. т. Таким образом, увеличение производства наблюдается уже двенадцатый год подряд после того, как в 1999 г. оно достигло наименьшей величины (4544,3 млн. т). Серьезным фактором, повлиявшим на мировое производство каменного угля, явилось увеличение его добычи на 1100 млн. т в Китае. За период с 2001 г. добыча каменного угля в этой стране возросла на 42%, Китай по-прежнему остается крупнейшей угледобывающей страной мира. В других наблюдается снижение добычи каменного угля в странах Европейского Союза (Франции, Германии, Испании) и в таких восточно-европейских странах, как Польша и Украина. Это связано с продолжающимся процессом реструктуризации угольной промышленности, закрытием нерентабельных шахт и сокращением объемов государственных дотаций. Сокращение добычи каменного угля затронуло и такие страны, как США и Канада, хотя, по мнению аналитиков, оно носит временный характер [3]. Вместе с тем, в ряде стран, относящихся к значительным экспортерам и потребителям каменного угля (Австралии, Колумбии и Венесуэле), отмечен определенный рост производства угля. То же произошло в ЮАР и Индонезии, правда, в меньших масштабах. Весьма заметное увеличе-

ние объемов угольного производства отмечено в Индии, России и Казахстане, доля которых в мировой торговле углем не столь велика, а основная часть добываемого угля используется внутри этих стран [3, 4].

На рис. 1.2 и 1.3 показаны темпы добычи и потребления угля.

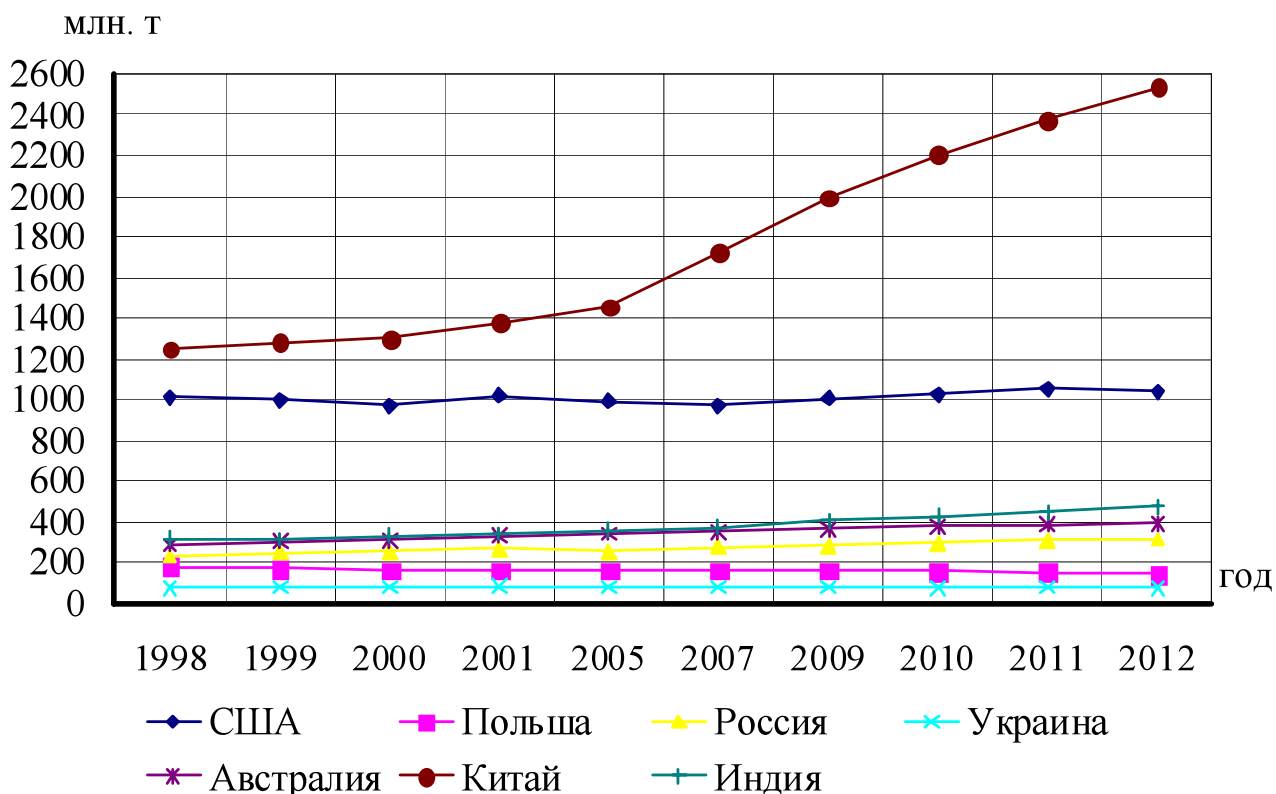


Рис. 1.2. Мировая добыча угля

Хотя запасы угля имеются в достаточно большом количестве стран, что способствует использованию его, особенно в производстве электроэнергии, около двух третей общего мирового потребления угля приходится на пять стран – Китай, США, Индию, Россию и Японию. Если к этому добавить еще пять стран (ЮАР, Германию, Польшу, КНДР и Австралию), то доля этих десяти стран в общем мировом потреблении угля составит более 80%.



Рис. 1.3. Мировое потребление угля (нефтяной эквивалент)

В 2012 г. доля угля в мировом потреблении первичных энергоносителей возросла с 25,0% в 2011 г. до 25,1% (рис 1.4, а, в), доля угля в мировом производстве энергии возросла с 39,8% в 2004 г. до 40,0% (рис. 1.4, б, г), в связи с увеличением цен на нефть и газ, относительной дешевизной угля по отношению к этим видам топлива [5].

Сочетание технологических и нормативных изменений на энергетических рынках мира во второй половине 1980-х годов привело к существенному изменению структуры его электроэнергетического сектора. Хотя эти перемены характерны как для развитых стран, так и для стран с переходной экономикой, их темп несравненно выше в первой группе стран, чем в последней. Либерализация энергетических рынков, особенно рынков электроэнергии и природного газа, уже существенно изменила систему ценообразования на энергоресурсы и структурную организацию отдельных энергетических отраслей.

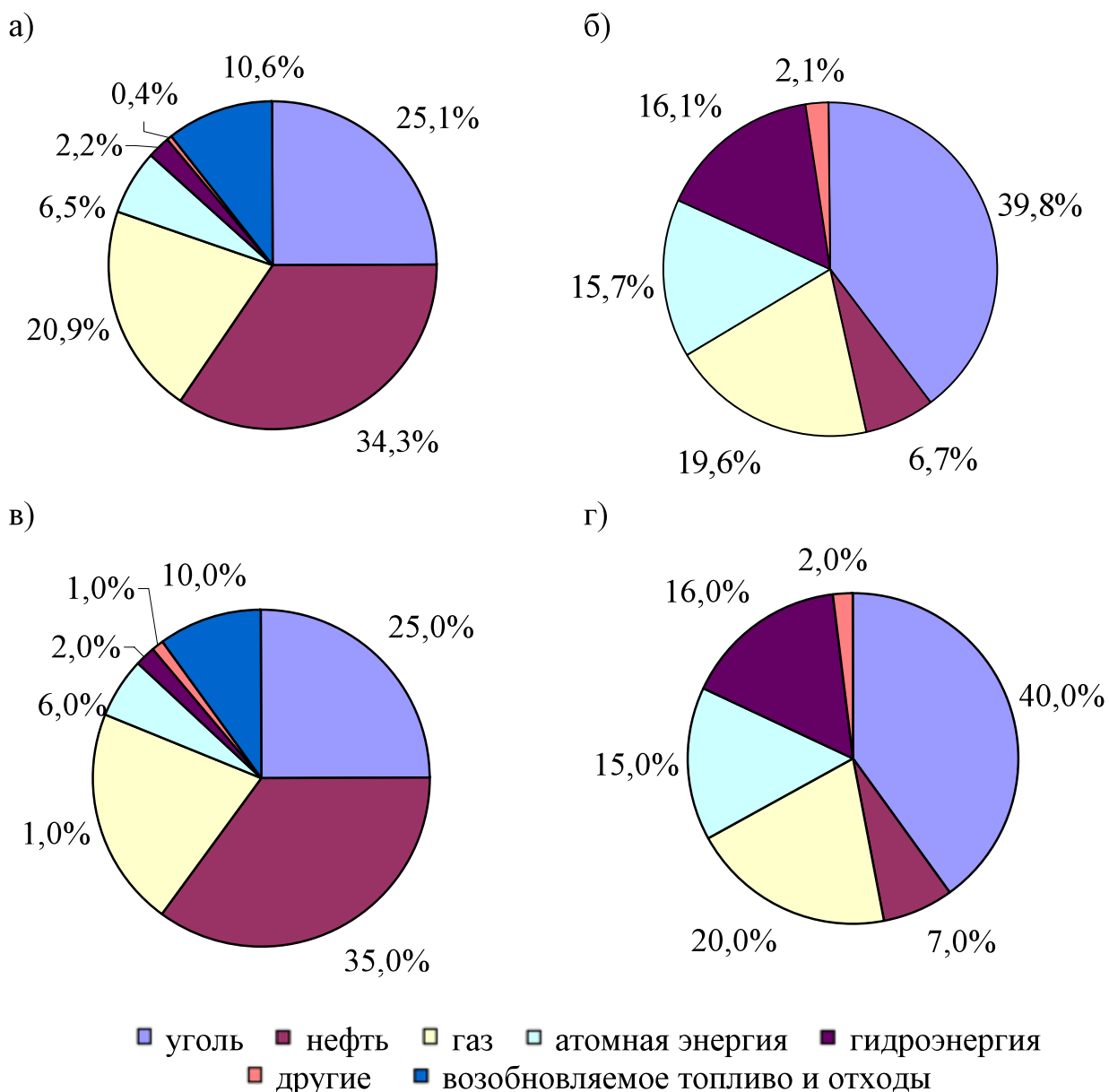


Рис. 1.4. Доля угля в мировом потреблении первичных энергоносителей за 2011 год – а; доля угля в мировом производстве энергии за 2011 год – б; доля угля в мировом потреблении первичных энергоносителей за 2012 год – в; доля угля в мировом производстве энергии за 2012 год – г

На этом фоне вопросом, вызывающим наибольшие споры, является вопрос о будущей структуре топливного баланса электроэнергетики. Если новые технологические и нормативные факторы благоприятствуют увеличению доли природного газа в производстве электроэнергии, то ближайшее будущее ядер-

ной энергетики едва ли выглядит блестящим. С учетом этих двух возможных крайних сценариев пока еще трудно дать определенный прогноз тенденций использования угля для производства энергии. Поскольку в настоящее время на долю угольных теплоэлектростанций приходится соответственно более 30% и 50% общего производства электроэнергии в Европе и Соединенных Штатах Америки, за развитием соответствующих тенденций внимательно следят как энергетические, так и угледобывающие компании региона [2].

В то же самое время примерно 80–90% потребляемого в Европе угля сжигается в энергетическом секторе. Нередко также полагают, что предполагаемое замедление спроса на электроэнергию на рынках развитых стран (ниже 2%) и рынках стран с переходной экономикой при отсутствии промышленного роста, а также частые и серьезные претензии к экологическим характеристикам угля являются дополнительными факторами, которые могут омрачить перспективы угля как доминирующего топлива для получения энергии.

В условиях, когда высокие цены на нефть и газ тормозят дальнейшее развитие мировой экономики, относительно дешевый уголь становится все более популярным энергоносителем.

1.2. Угольная промышленность Украины: современное состояние и перспективы развития

Основное энергетическое сырье в недрах Украины – это уголь и сопутствующий ему газ – метан. Добыча угля имеет приоритетное значение, так как его доля в общем топливно-энергетическом балансе страны составляет почти 25%.

На настоящий момент уголь является единственным отечественным энергоносителем, имеющимся в достаточном количестве, в отличие от природного газа, запасы которого в Украине отработаны и 75% из потребляемого топливно-энергетическим комплексом импортируется из России. Накопленный же за последнее десятилетие опыт становления Украины как экономически и политиче-

ски независимого государства свидетельствует, что в достижении стабильного экономического развития страны следует ориентироваться на собственные ресурсы и собственные производственные мощности.

В структуре запасов органического топлива в Украине на уголь приходится 95,4%, на нефть – 2% и на природный газ – 2,6% (рис. 1.5).

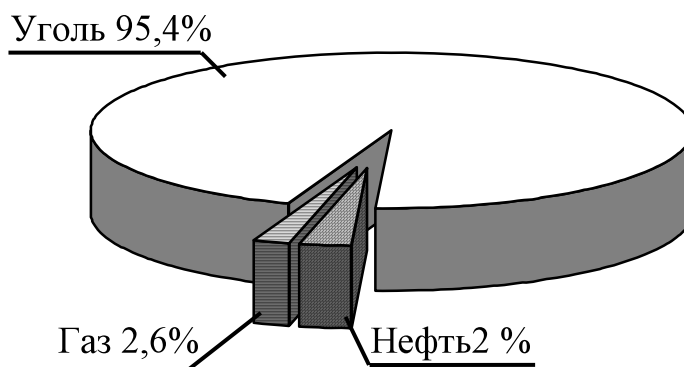


Рис. 1.5. Запасы органического топлива на Украине

Запасы угля в Украине составляют 117,3 млрд. т, каменного угля 52,6 млрд. т, из которых 16,3 млрд. т (31%) – это коксующийся уголь и 6,05 млрд. т (11,5 %) – антрацит.

Из общей ресурсной базы на долю Донбасса приходится почти 49 млрд. т запасов угля, Львовско-Волынского бассейна – 2,3 млрд. т и Днепропетровского бассейна – более 1 млрд. т. Однако, эти показатели подлежат уточнению в соответствии с действующими экономическими требованиями и ограничениями в части современных технологий. Исключению из запасов подлежат мало-мощные и весьма нарушенные пласты, а также месторождения на глубоких горизонтах с высокой газоносностью.

Промышленные запасы каменного угля на действующих шахтах составляют 6,5 млрд. т, в том числе 3,5 млрд. т – энергетического, 3 млрд. т – коксующегося.

Месторождения бурых углей сосредоточены в Днепровском угольном бассейне (центральная часть Украины), где большинство промышленных залежей связано с палеогеновыми образованиями.

В 2012 г. предприятия Украины добыли 86,0 млн. т угля (на 4,1 млн. т больше, чем в 2011 г.). Главной причиной падения добычи является недостаточное финансирование, вследствие чего подготовку очистных забоев осуществляли несвоевременно. В общем, за 16 лет сокращение производственных мощностей составило более 93 млн. т, а введение новых – лишь 8,6 млн. т, что привело к стремительному (более чем вдвое) падению добычи угля с 135,6 млн. т в 1991 г. до 86,0 млн. т в 2012 г., но несмотря на это уже второй год подряд наблюдается положительная тенденция роста добычи (рис. 1.6.).

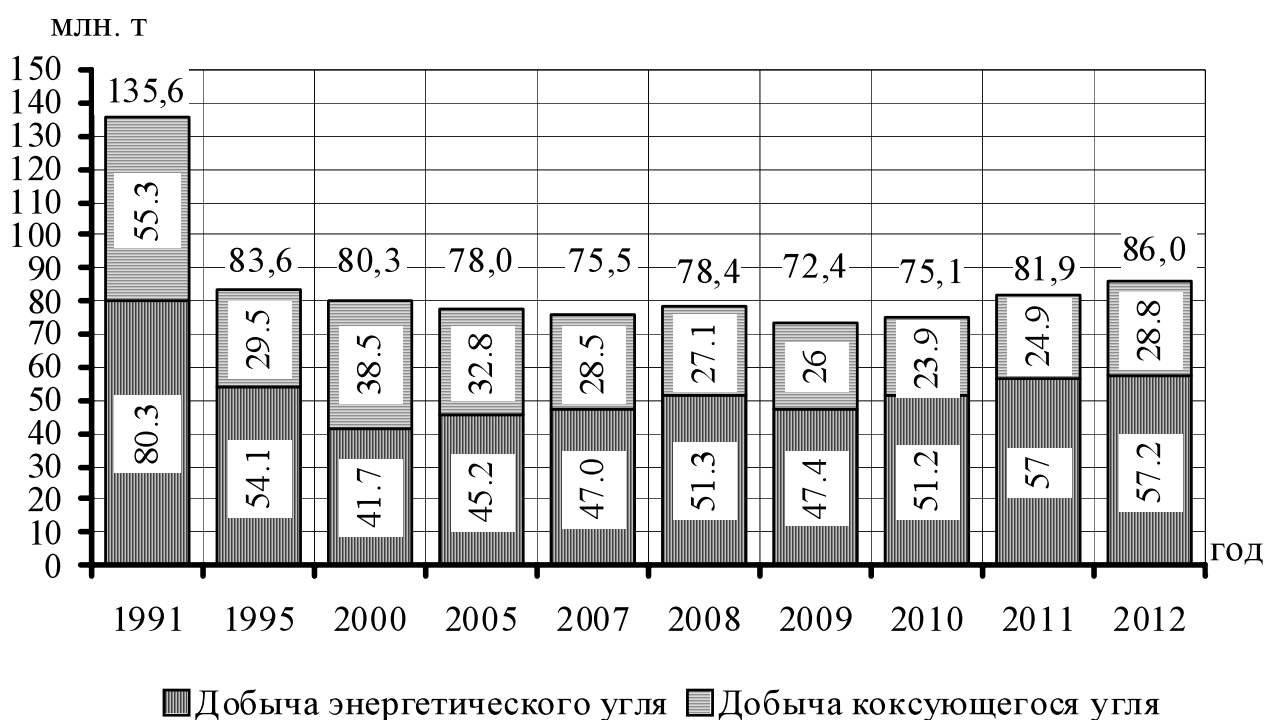


Рис. 1.6. Динамика добычи угля на Украине

Сокращение добычи и количество очистных забоев за последние 20 лет находилось в прямой зависимости (рис. 1.7). Так, объем добычи 1991 г. в количестве 135,6 млн. т угля был обеспечен из 1347 очистных забоев, а в 2012 г. 86,0 млн. т угля было добыто из 295 лав. За рассматриваемый период количест-

во действующих очистных забоев сократилось в 4,5 раза, а объем добычи снизился в 1,8 раза.

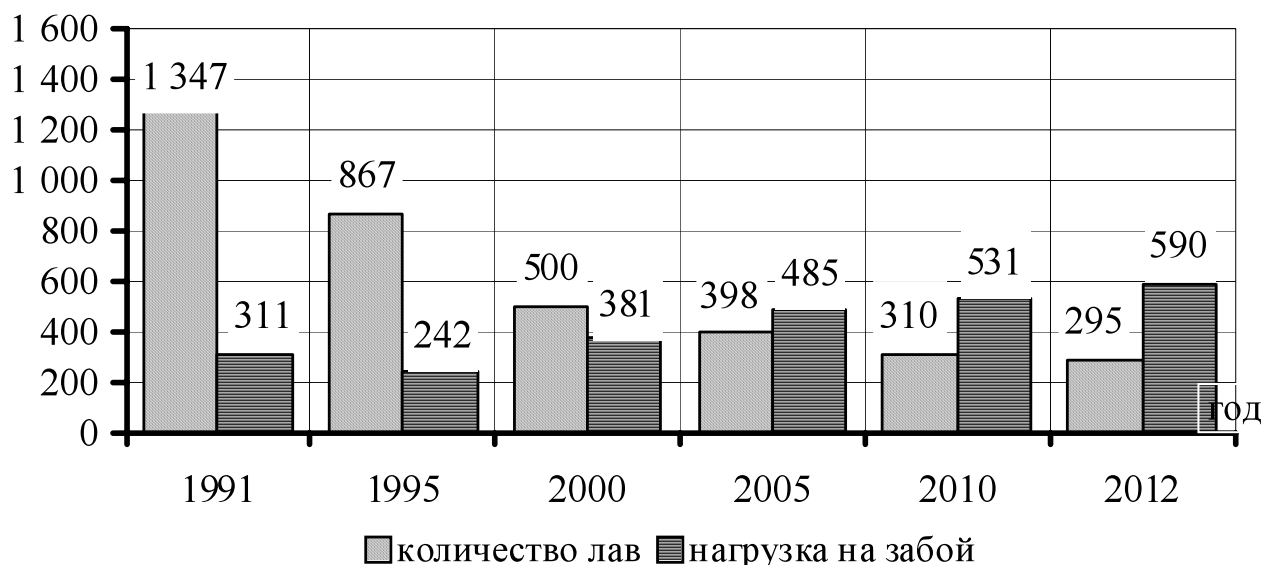


Рис. 1.7. Количество очистных забоев и нагрузка на них

Что касается капитального строительства, то за последнее десятилетие объемы государственных капиталовложений в угольную промышленность сократились почти в 10 раз (рис. 1.8). Кризисное положение в капитальном строительстве привело к значительному снижению добычи угля [6, 7]. Для предотвращения дальнейшего спада производственных мощностей угольных предприятий Украины, в ближайшее время необходимо ввести в эксплуатацию новые шахты общим объемом 10,2 млн. т угля в год, в том числе ш. «Краснолиманская-Глубокая», «Червоноградская №3», «Новосветловская» с общими промышленными запасами 500 млн. т.

В декабре 2010 г. закончился срок действия программы "Украинский уголь", в связи с чем был разработан проект "Программы перспективного развития угольной отрасли на среднесрочный период до 2015 г.". В программе заложены следующие параметры: на этапе до 2015 г. объем добычи угля прогнозируется на уровне 91,7 млн т в год, включая 63,5 млн т энергетического угля. На этапе развития отрасли в период с 2015 по 2020 гг. объем предполагается

повысить до 100 млн. т, включая около 65 млн. т энергетического угля. Итоговый потенциальный уровень добычи к 2030 г. ожидается на уровне 115 млн. т, из которых 75 млн. т - энергетический уголь.

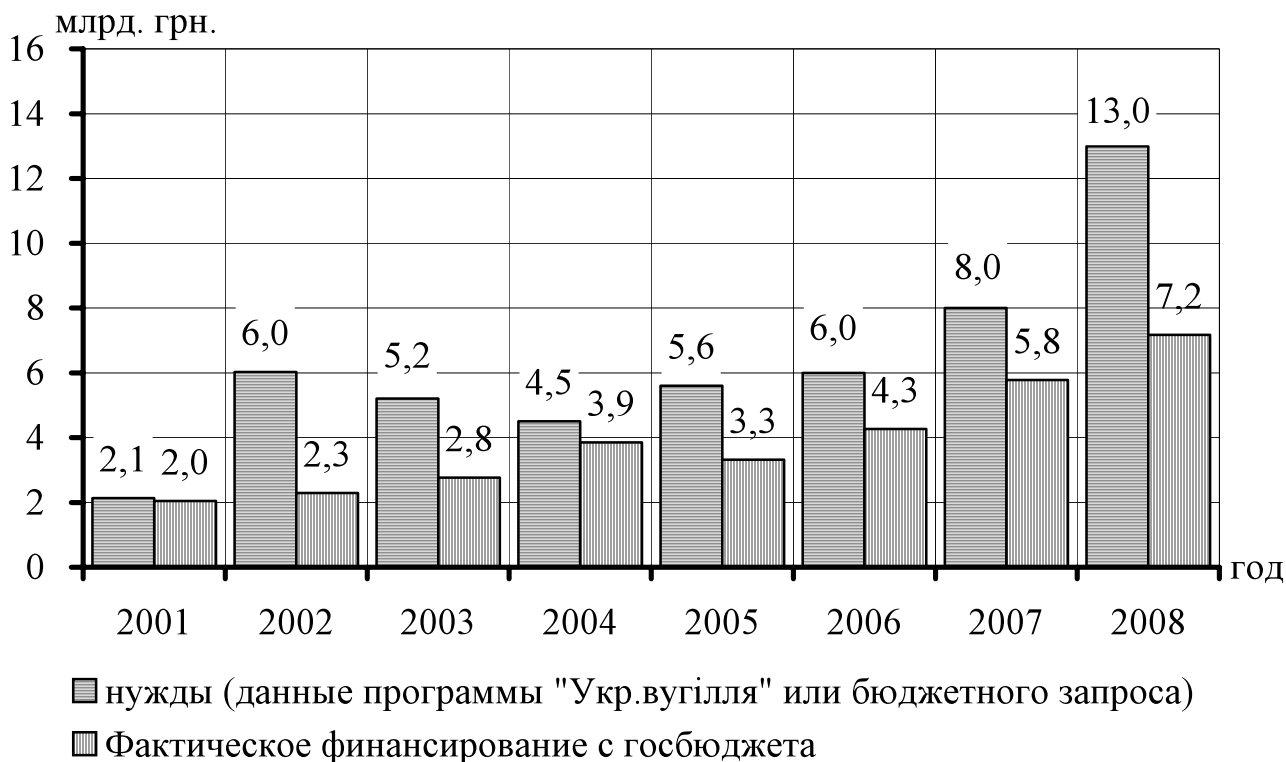


Рис. 1.8. Объемы финансирования угольной промышленности

Основной причиной уменьшения производственных мощностей и низкого уровня их освоения является недостаточный объем капитальных вложений в строительство, реконструкцию и техническое перевооружение угледобывающих предприятий, в том числе на приобретение горно-шахтного оборудования для оснащения забоев и замены стационарного оборудования, которое отработало свой ресурс.

Поскольку уровень ввода производственных мощностей недостаточен, можно прогнозировать дальнейшее падение объемов добычи угля.

В настоящее время угольная промышленность Украины располагает положительным опытом повышения эффективности угледобычи за счет concentra-

ции горных работ с использованием добывающей техники нового поколения, созданной в стране.

В стране существует большая группа шахт с ограниченными возможностями. Эти шахты при средней намечаемой нагрузке 1000 т/сут. в ближайшие 10–20 лет еще будут играть заметную роль в топливно-энергетическом обеспечении Украины. Радикальным выходом из сложного экономического положения, в котором находится большинство шахт этой группы, является переход на режим работы по схеме шахта – лава. Для отработки запасов, оставленных в целиках, которые утратили свое охранное предназначение, намечается использование камерной системы добычи угля с высокоэкономичным анкерным креплением камер и дистанционным управлением комбайна.

Существенным резервом эффективности угольной отрасли является производство высококачественного топлива путем глубокого обогащения рядового угля и повышения степени извлечения горючей массы за счет переработки вторичных ресурсов (угольных отходов, шламов и породных отвалов). Разработанные модели и алгоритмы на достоверной информационной базе позволяют выполнить оперативное и долгосрочное управление ресурсо- и энергосбережением на ранее недоступных для этого участках горного производства – подземной добыче угля.

Угольные месторождения Украины обладают значительными залежами метана. По оценкам американских исследователей, общие ресурсы метана в Донбассе достигают 25 трлн. м³. Очевидно, что каменноугольные месторождения следует рассматривать как угольно-газовые. За счет добычи метана в Украине можно сократить импорт природного газа. Отечественный и зарубежный опыт убеждает в целесообразности добычи метана из угольных месторождений. Применение современных и перспективных технологий может способствовать в ближайшие пять лет получению 10–15 млрд. м³ метана. В дальнейшей перспективе (2010–2012 гг.) добыча метана на Украине может достигнуть 25–30 млрд. м³ в год [8].

В качестве первоочередной задачи по повышению роли угольной промышленности в обеспечении энергетической безопасности государства является повышения объемов добычи конкурентоспособного угля.

Одним из путей повышения конкурентоспособности готовой продукции есть снижение ее себестоимости. В свою очередь, в себестоимости добываемого угля одной из весомых частей является статья затрат на поддержание и ремонт вскрывающих и подготавливающих протяженных выработок, обеспечивающих ритмичность ведения очистных работ.

1.3. Анализ себестоимости товарного угля

Себестоимость продукции, экономический показатель, включающий затраты на потребленные средства производства и на оплату труда. Так называемая полная себестоимость включает текущие затраты не только на производство, но и на реализацию продукции.

Средняя себестоимость одной тонны угля превышает среднюю цену [6-8], это связано с следующими факторами:

- устаревшие шахтные фонды, которые не отвечает современным требованиям. Три четверти шахт работают без реконструкции более 20 лет, имеют низкий уровень механизации. К тому же, имеет место неэффективная эксплуатация горношахтного оборудования;

- уровень технологий (большинство горных предприятий производят угледобычу по устаревшей технологии);

- энергоемкость оборудования (учитывая дороговизну электроэнергии, устаревшее оборудование потребляет большое количество, что не удовлетворяет современным тенденциям энергосбережения);

- глубина разработки и горно-геологическое состояние породного массива.

Производственная деятельность угледобывающей промышленности сопровождается вовлечением в разработку новых горизонтов, которые имеют весьма сложные гидрогеологические и инженерно-геологические условия. Так,

например, на 2012 год средняя глубина разработки на Украине составляет около 800 м и с каждым годом она увеличивается. Из них 60% шахт работают на глубине более 600 м и 15% – более 1000 м. В условиях постоянного увеличения глубины ухудшается горно-геологическое состояние пород, что приводит к проблеме проведения горных работ и обеспечения устойчивости горных выработок и приобретает особо большое значение при пересечении разрывных геологических нарушений.

В большинстве случаев себестоимость зависит от горно-геологических условий проведения и поддержания выработок очистных работ, особенно от разрывных геологических нарушений, которые обнаруживаются на стадии сооружения горных выработок и поэтому существенно влияют на затраты проведения и поддержания горных выработок. В структуре себестоимости угля затраты на поддержание капитальных и подготовительных выработок составляют 15–25%. При этом в отдельных регионах до 5–10% затрат приходится на поддержание выработок в зоне геологических нарушений.

1.4. Анализ геологических нарушений в Донецком угольном бассейне

В административном отношении Донецкий бассейн расположен на территории Днепропетровской, Донецкой, Луганской и Харьковской областей. Донецкий бассейн заключен между Украинским кристаллическим щитом (УКЩ) и Воронежским кристаллическим массивом (ВКМ) в пределах Восточноевропейской платформы.

Территория Донецкого бассейна по структурно-тектоническим особенностям разделена на тридцать угленосных районов.

Основными угледобывающими районами являются: Красноармейский, Донецко-Макеевский, Торезско-Снежнянский, Центральный, Краснодонский. В них разрабатываются от 7 до 50 угольных пластов.

В последние годы интенсивно развиваются Новомосковский, Петропавловский, Южно-Донбасский и Луганский районы, в недрах которых до 9 пла-

стов, имеющих выдержанную мощность и отличающихся достаточной чистотой по сере и золе.

К тектоническим особенностям Донецкого бассейна можно отнести разрывные нарушения, которые в зависимости от глубины проникновения в горизонты земной коры подразделяются на два типа разрывов.

К первому относятся разрывы, проникающие на глубину до нескольких сот метров и угасающие на глубинах 2,5–3,5 км. Из многообразия геологических нарушений первого типа наиболее представительными являются разрывы типа надвигов, сбросов, взбросов, на которые приходится примерно 50% поддерживаемых в геологических нарушениях выработок. При этом затраты на их поддержание достигают 70% общих затрат на поддержание горных выработок, поддерживаемых в геологических нарушениях.

Ко второму типу относятся глубоко проникающие разрывы, для которых характерны крутые углы падения, значительные амплитуды смещений (более 1000 м) и большая мощность нарушенных пород. Нарушенность пластов увеличивается с запада на восток. Около 20% горных выработок сооружается и поддерживается в зонах геологических нарушений. В зонах влияния нарушений отмечается снижение темпов проходки в 2–3 раза и увеличение в 1,5–2,5 раза затрат на сооружение и ремонт выработок. Эти нарушения по данным геологических разведок учитываются при планировании шахтных полей и определении балансовых запасов. Следует также отметить, что геологические службы дают обоснованные сведения при амплитуде различных нарушений 10 м и более, при амплитуде 5–10 м их данные предположительны, а при амплитуде до 5 м данные вообще отсутствуют. Исследования, выполненные К.В. Кошелевым [9], показывают, что разрывные нарушения с амплитудой до 5 м в общем строении Донецкого бассейна достигают 83% (в том числе с амплитудой 0,3 – 2,5 м – 90 %). Эту характеристику необходимо учитывать при сооружении и последующем поддержании подготовительных выработок, нельзя полностью исключить ее влияние и на основные выработки.

Детальный анализ тектонических условий залегания каменноугольных отложений Донецкого бассейна, проведенный В. С. Поповым [10], позволил ему на основе общности складчатых и разрывных дислокаций в пределах ограниченных площадей выделить на территории бассейна семь структурных зон и три подзоны (рис 1.9) [10, 11].

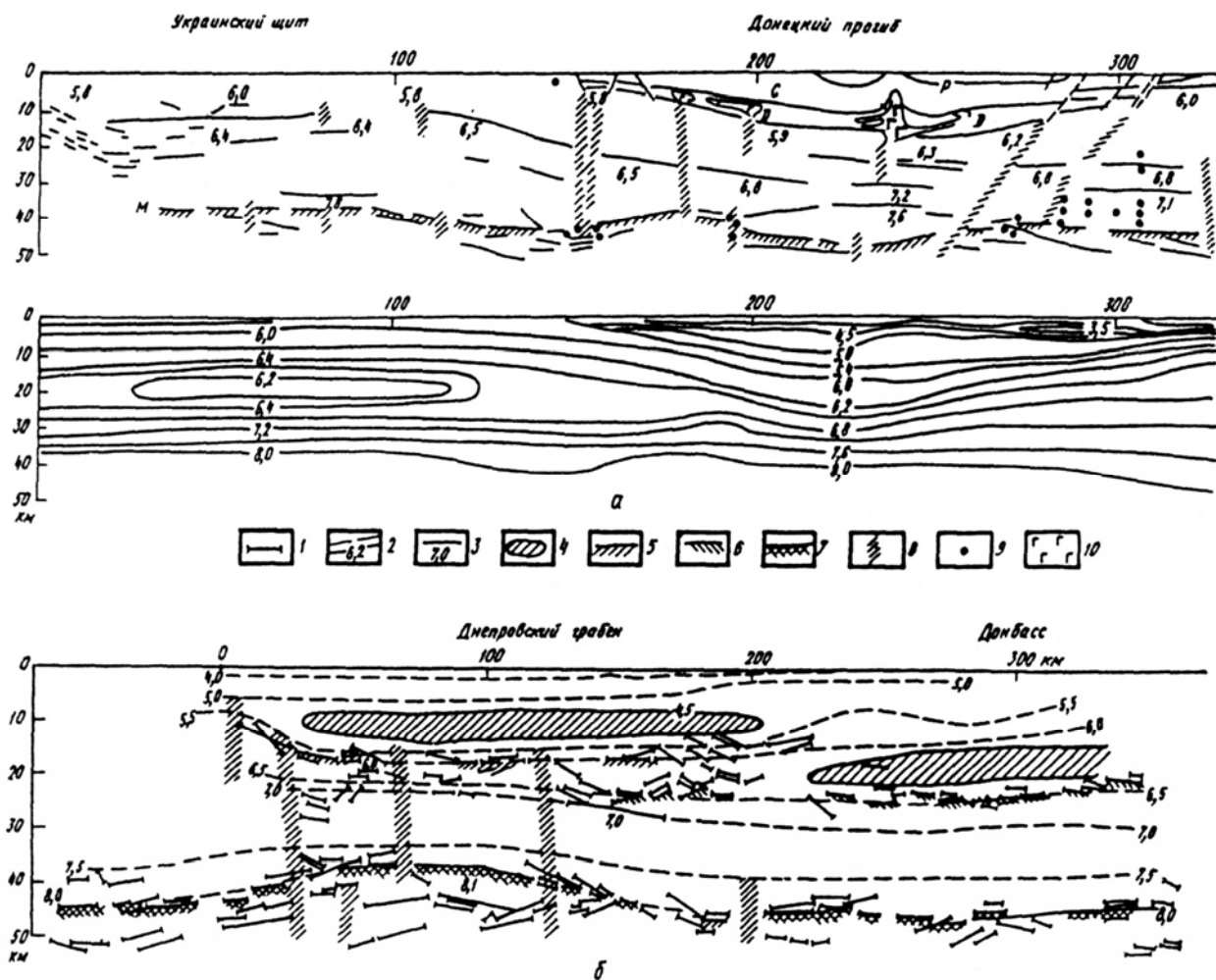


Рис. 1.9. Сейсмический разрез по профилям Украинский щит – Донецкий прогиб (а) и вдоль Днепровско-Донецкой впадины (б): 1 – отражающие площадки; 2 – изолинии скоростей (км/с); 3 – преломляющие площадки с граничной скоростью (км/с); 4 – зоны инверсии скорости; 5 – поверхность молодого фундамента; 6 – поверхность более древнего фундамента; 7 – граница М; 8 – глубинные разломы; 9 – точка дифракции; 10 – базальтовые интрузии

В настоящее время большинство исследователей в истории тектонического развития Донбасса выделяют три периода: доинверсионный, инверсионный и постинверсионный.

Доинверсионный период по времени захватывает девон-карбон. В этот период происходит накопление осадков, образуются конседиментационные сбросы и пологие прогибы. Большинство исследователей отводят доинверсионному периоду незначительную роль в формировании тектоники бассейна [12].

Наибольшие изменения в тектонической структуре бассейна произошли в инверсионный (герцинский орогенез) и постинверсионный (альпийский орогенез) периоды.

С инверсионным периодом связано формирование основных продольных тектонических форм бассейна. Образовывались складчатые и разрывные нарушения, параллельные оси Доно-Днепровского прогиба. Сформировалась зона крупных линейных складок и продольных надвигов. С инверсией связано формирование Ровеньковского поднятия и Волчанского вала. Блоковая структура фундамента, а следовательно, и различные углы и скорости подъема блоков в период инверсии способствовали созданию специфических локальных условий, чем и объясняется сложность тектонической структуры Донбасса.

В постинверсионный период в консолидированной осадочной толще образуются в основном разрывные нарушения. При этом тектоническая структура герцинского поля значительно усложняется.

Современные движения носят в основном сдвиговый характер, происходят по уже имеющимся трещинам и вызваны поднятием Центральной части Донбасса и опусканием его восточной и западной областей. Существенных изменений в тектонический план Донбасса эти процессы не вносят.

Подход к анализу причинно-следственных связей тектогенеза с позиций изостазии заслуживает самого тщательного рассмотрения. Однако он объясняет лишь вертикальные перемещения породных массивов. Горизонтальные перемещения как бы выпадают из данной модели. Но тектонические процессы, проис-

ходящие на протяжении сотен миллионов лет и захватывающие огромные участки земной коры, не могли быть столь однообразны.

По данным М. Л. Левенштейна [13], зона наиболее интенсивного прогибания (по максимальным мощностям каменноугольных отложений) проходила несколько южнее Главной антиклинали и совпадала с осевой частью Южной синклинали. Ось вертикальной инверсии совпадает с осью Главной антиклинали, симметрично которой расположены основные структурные зоны Донбасса, выделенные В. С. Поповым [10] (рис. 1.10). Вертикальные инверсионные процессы обусловили закономерную смену основных структурных форм бассейна от центра (зона крупных линейных складок) к периферии (северная и южная зоны мелкой складчатости, переходящие на северо-востоке в зону Старобельско-

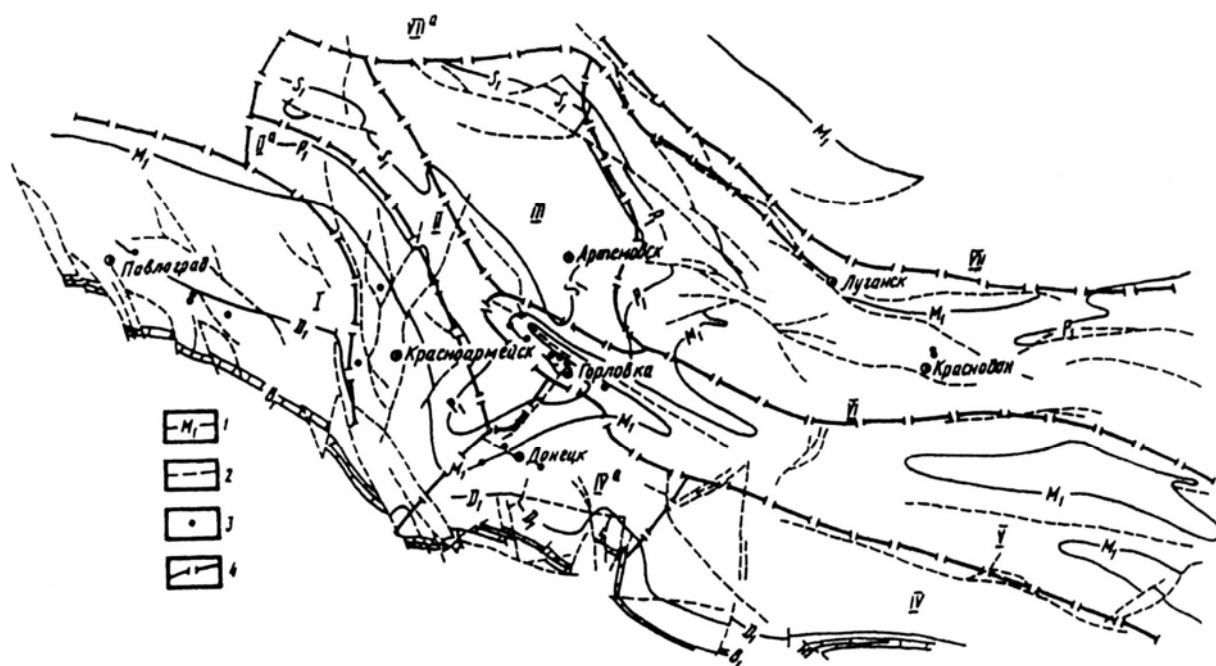


Рис. 1.10. Геолого-структурная схема Донецкого бассейна: 1 – выходы граничных известняков на поверхность карбона; 2 – тектонические нарушения; 3 – шахты; 4 – границы структурных зон по В. С. Попову

Миллеровской моноклинали, на севере – в подзону краевых брахиантиклинальных поднятий, на юго-западе – в зону Новомосковско-Петропавловской

моноклинали и подзону Красноармейской моноклинали) с постепенным ослаблением тектонической дислоцированности [14].

1.5. Исследования в области проведения и поддержания горных выработок в зоне геологических нарушений

Исследований, посвященных устойчивости выработок, пересекающих геологические нарушения дизъюнктивного типа, достаточно немного. Это, как правило, либо работы, посвященные чисто геологической стороне вопроса или проблеме перехода нарушений лавами.

Так, в работе [15] отмечается, что с увеличением глубины ведения горных работ на 100–120 м интенсивность (частота) нарушений возрастает на 5–7%, из них более 50% не выявлено на стадии разведки.

В работе [16] авторы отмечают, что при переходе нарушенных зон простой механизированных комплексов увеличивается в 2 раза и более из-за вывалов породы и ликвидации аварийных ситуаций, что приводит к значительному снижению добычи угля.

Приведены конкретные примеры прохождения лавами геологических нарушений.

Александров В.Г., Аксенов А.В., Питаленко Е.И., Борисенко Э.В. в своей работе [17] отмечают, что отработка запасов угля на шахтах объединения «Дзержинскуголь» ведется в условиях большой тектонической нарушенности пластов. Наиболее часто встречаются разрывные малоамплитудные нарушения типа сбросов (взбросов) и надвигов. Практически 75% всех подготовительных выработок в той или иной мере подвержено их влиянию. В условиях шахты «Торецкая» объединения «Дзержинскуголь» проведены комплексные экспериментальные исследования по обнаружению дизъюнктивов и оценке напряженного состояния массива около них. Для этого авторами были использованы методы шахтной геофизики: электропрофилирование и сейсмоакустическое зондирование прилегающей к выработке части горного массива, экспресс-методы

определения прочностных свойств угля и пород. Эти методы позволяют с высокой степенью точно определить не только границы влияния вскрытого выработкой геологического нарушения, но и обнаружить не вскрытые выработкой, но оказывающие на нее влияние, дизъюнктивы. Также определено по многим обследованным нарушениям, что прочность угля и пород в окрестности дизъюнктива не всегда резко изменяется – зона влияния может ограничиваться 2–3 м до и после нарушения, а это в несколько раз меньше, чем регламентируется отраслевыми методиками.

Ни один из примененных методов не позволяет напрямую количественно определить уровень напряжений в окрестности нарушения. Вместе с тем, используя эти методы комплексно, с достаточной долей условности, и принимая к учету параметры деформации пород на контуре выработки, можно констатировать, что в районе малоамплитудного разрывного нарушения уровень напряжений в 1,4–2 раза выше, чем в ненарушенном массиве. Для определения величин и скоростей смещения боковых пород на контуре подготовительной выработки, пересекающей разрывное нарушение, были выполнены экспериментальные исследования в откаточном штреке горизонта 810 м по пласту l_3 на шахте «Торецкая». Мощность пласта 1,5 м, в кровле – глинистый сланец средней прочности ($\sigma_{сж}=50\dots60$ МПа), слоистый, общая его мощность 14 м; в почве – глинистый сланец, слоистый, прочность $\sigma_{сж}=45\dots50$ МПа.

Смещения пород на контуре выработки замерялись в направлении по нормали к напластованию. Участок выработки, примыкающий к нарушению, характеризовался повышенной скоростью смещения боковых пород по сравнению с ненарушенным участком в 2,5–3 раза. Обращает внимание и несколько отличающийся характер изменения скорости смещения пород в штреке в районе нарушения при подходе очистного забоя: при приближении его скорость возрастает весьма активно, но после прохождения нарушения створом лавы она имеет тенденцию к резкому снижению. В дальнейшем через 25–30 м скорость деформаций достигает прежнего уровня.

По результатам экспериментальных исследований авторы делают выводы, что тектонические нарушения угольных пластов дизъюнктивного типа на шахтах Центрального района Донбасса сопровождаются зонами пониженной прочности угля и боковых пород, а также зонами повышенной трещиноватости. Размеры этих зон в большинстве случаев в несколько раз меньше, чем рекомендуется устанавливать в соответствии с действующими отраслевыми инструкциями, и зачастую не превышают 2–3 м до и после нарушения. При геофизических методах исследований напряженного состояния углепородного массива в зонах геологических нарушений выявлено, что вследствие перераспределения напряжений образуются зоны повышенных напряжений массива у малоамплитудных разрывных нарушений. При подходе очистного забоя к такому нарушению отмечены аномально большие скорости смещения боковых пород в откаточном штреке. Авторами предложена геомеханическая схема воздействия зоны опорного давления от движущегося очистного забоя на подготовительную выработку, находящуюся в зоне разрывного нарушения.

В работе [18] выполнено подробное описание различия в состоянии штреков и уклонов, расположенных на южном и северном крыльях шахт № 1–2 «Добропольеуголь» и шахты № 3/3–бис треста «Красноармейскуголь». Отмечено, что обследуемые выработки южного и северного крыльев шахт находятся на одной и той же глубине, пройдены в одних и тех же породах с примерно одинаковыми физико-механическими свойствами, способы крепления и охраны выработок одинаковых сечений совершенно идентичны. Однако, в выработках южного крыла наблюдается интенсивное выдавливание пород со стороны почвы, серьезно ухудшающее состояние штреков, в то время как на северном крыле шахтного поля эти явления не отмечаются. Автор видит причину различной степени деформирования выработок в том, что к южному крылу шахты приурочены множественные разрывные нарушения, повышенная трещиноватость пород. Например, отмечается, что для участков северного крыла шахтного поля характерна одна система трещин – торцевая, в то время как южному крылу свойственны две системы – основная и торцевая. Указывается также на то, что

зависимость устойчивости горных выработок от проявления дизъюнктивной тектоники наблюдается повсеместно, где разработка ведется несколькими горизонтами, и шахтное поле пересекают тектонические нарушения. Таким образом, многолетние наблюдения исследователей, выполненные в разных горно-геологических районах, свидетельствуют о наличии связи между устойчивостью обнажений и пространственной ориентацией плоскостей ослабления в массиве горных пород. Однако, при проектировании шахт (горизонтов) традиционно считалось, что устойчивость вскрывающих и подготовительных выработок зависит, в основном, от глубины их расположения, крепости вмещающих пород и обводненности, влияния очистных работ. Остальные факторы оценивались как маловлияющие и при проектировании не учитывались. К таким маловлияющим факторам относили и характеристики имеющихся в массиве систем трещин.

В [19] отмечается, что устойчивое состояние кровли при небольшом количестве систем трещин во многом зависит от угла между забоем и основной системой трещин. Специальными исследованиями на шахтах [20] установлено, что кровля выработки менее устойчива, если основная ее трещиноватость параллельна и падает в сторону забоя. Создавая дополнительные плоскости ослабления, тектонические трещины при значительном их развитии вызывают аварийные обрушения кровли в рабочем пространстве лав. В работе [21] указывается, что основной причиной обрушений угля в очистных забоях на шахтах Кузбасса является наличие дизъюнктивных геологических нарушений с амплитудой 0,2...1,5 м и повышенная трещиноватость массива.

В работе [22] отмечается огромное влияние на состояние пород угля между линией забоя и направлением основной системы трещин (угла встречи). Трещины основной прирожденной трещиноватости имеют выдержанное направление и параллельное расположение, поэтому они разбивают породы на ряд элементов, которые при благоприятных условиях легко отделяются друг от друга. В этой же работе отмечается, что при совпадении линии очистного забоя с направлением основной трещиноватости элементы породы зависят вдоль забоя

по всей длине лавы и всей тяжестью ложатся на крепь призабойного пространства. При значительном изгибе элемента, последний ломается по торцевым трещинам, перпендикулярным к основным. Образующиеся отдельности всей тяжестью ложатся на крепь и часто ломают ее. В работе [23] также отмечается увеличенный расход крепежного материала при неблагоприятном взаимном расположении трещиноватости и лав центрального Донбасса.

В работе [24] автор, описывая послынное смещение пород кровли в процессе подвигания очистного забоя, также обращает внимание на связь между направлением трещин (кливажа) и характером смещений пород кровли. При наличии кливажа, ориентированного параллельно линии забоя, с падением плоскостей кливажа на забой деформация пород может происходить в виде среза и вызывать ступенчатое опускание кровли. Путем поворота забоя под углом $25\text{--}30^\circ$ к кливажу этих явлений можно в большинстве случаев избежать. В случае, если поставить забой под требуемым углом к кливажу невозможно (например, при нескольких системах кливажных трещин с различной ориентировкой) автором рекомендуется применять крепь постоянного сопротивления с высоким первоначальным распором, чтобы предотвратить ступенчатый характер опускания кровли и сохранить ее естественную несущую способность.

В работе [19] отмечается, что на проявление горного давления оказывает влияние угол и направление падения, а также характер поверхности, заполнение и обводненность трещин. Давление на крепь проявляется быстрее, чем в остальных случаях, если трещины отвесны или наклонены в сторону целика угля. При жесткой конструкции крепи породы часто «обыгрывают» (обваливаются по трещинам и фронту забоя). Если несущая способность крепи ниже давления, создаваемого весом блоков пород непосредственной трещиноватой кровли, то завал происходит с разрушением крепи. При наклоне в сторону выработанного пространства и шероховатой поверхности необводненных трещин, горное давление нарастает медленно и, за счет трения и раскола, создаваемого сползающими на завал блоками пород, его величина несколько снижается. Общей закономерностью является зависимость характера проявления и величины гор-

ного давления от степени трещиноватости пород. Наибольшее первичное горное давление проявляется быстрее в более трещиноватых породах. В таких породах быстрее наступает его стабилизация. При многосистемной трещиноватости, более свойственной аргиллитам и углистым аргиллитам, давление более или менее равномерно распределяется на крепь, а поэтому легче выбрать паспорт крепления и шаг посадки кровли. Расстояние между трещинами – заколами увеличивается при увеличении угла между забоем и направлением соответствующей системы естественных трещин. В работе [25], посвященной изучению трещиноватости на шахтах Центрального Донбасса методом гидроразрыва определены главные максимальные напряжения, имеющие горизонтальное направление и превышающие вертикальные составляющие в 2,4...2,5 раза, что, по мнению авторов свидетельствует о наличии тектонических нарушений. Получены эмпирические зависимости сближений боковых пород от расстояния до забоя лавы. Определена также зависимость смещений пород кровли горных выработок от ориентации главенствующей системы трещин. При падении трещин на «завал» увеличивается длина зависающей консоли, возрастает силовая пригрузка в призабойной области, увеличиваются смещения пород кровли и почвы. Нарушений сплошности и вывалов не наблюдается. При падении же трещин на угольный массив снижаются смещения пород кровли, однако, устойчивость выработок ухудшается. Чаше наблюдаются вывалы.

В подготовительных выработках проявление горного давления также зависит от угла между осью выработки и направлением основной трещиноватости. Например, выработки околоствольного двора шахты «Щегловка-Глубокая» (Донбасс), пересекаемые под острым углом двумя основными системами трещин, подвержены большей деформации, чем другие выработки. Более устойчивы квершлагги, менее выработки, пройденные по простиранию пород. Известную опасность представляют кососекущие и клиновидно сходящиеся в кровле системы трещин [19]. В работе [26] описаны результаты исследований, проведенных в лаборатории ВНИМИ на объемных моделях из эквивалентных материалов. В задачу исследований входило изучение влияния различной степени

нарушенности горного массива на проявления горного давления в штрекообразных выработках. На моделях воспроизводили три плоскости ослабления: напластование под углом 45° , две взаимно перпендикулярные и перпендикулярные напластованию плоскости ослабления. Установлено, что при прочих равных условиях структурная нарушенность массива плоскостями ослабления существенно (почти в два раза) увеличивает конвергенцию пород в выработке. Влияние трещиноватости больше сказывается на снижении прочности массива, составленного из более хрупких элементарных блоков.

В работе [27] исследуется напряженно-деформированное состояние продольного сечения протяженной выработки, пересеченной плоскостью ослабления при варьировании угла падения следа этой плоскости (трещины). Обследование шахт ГП «Добропольеуголь», «Красноармейскуголь», «Шахтерскантрацит» показало, что пластовые подготовительные выработки, пройденные в одних и тех же условиях, но в противоположных направлениях, обладают существенно различной устойчивостью. Многофакторный анализ этого явления позволил установить, что основная причина кроется в наличии трещиноватости, которую забой проводимой выработки пересекает под различными углами. Для получения количественных оценок влияния ориентации плоскостей ослабления на устойчивость выработок рассматривается ослабленный трещинами и выработками массив как механический объект и исследуется его напряженное состояние, опираясь на математическую модель сложноструктурной среды. Задача решается в следующей постановке. Рассматривается плоское сечение некоторой области массива, включающей упругий пласт, движущийся забой выработки, полость, образованная позади забоя и след плоскости ослабления, трещина, пересекающая пласт. Решение выполняется методом граничных элементов. В рамках этого метода исследуемая область представляет собой плоскость, нагруженную на бесконечности “начальными” напряжениями, равными напряжениям нетронутого массива. Упругий пласт моделируется контактом определенной жесткости, так называемыми “пластовыми элементами”. Трещина – линия вдоль которой смещения терпят разрыв, моделируется элементами “раз-

рывных смещений”. Моделируется постепенное приближение забоя выработки к трещине. Результаты вычислений показывают, что при значении угла падения трещины $\alpha=30^\circ$, 45° , 60° зона неупругих деформаций на первых шагах образования выработки начинает формироваться в кровле, т.е. “под трещиной”. После пересечения выработкой трещины точки неупругих деформаций концентрируются у границы выработанного пространства. При противоположном падении трещины ($\alpha=150^\circ$, 135° , 120°) зоны нарушения прочности формируются иначе, только вблизи самой трещины и у границы выработанного пространства, не затрагивая той части кровли под которой формируется выработка. При сравнении результатов двух решений ($\alpha=30^\circ$ и $\alpha=150^\circ$) на конечный момент времени, оказывается, что зона неупругих деформаций значительней при $\alpha=150^\circ$, т.е. в ситуации, когда трещина проецируется на нетронутый массив. Пошаговое же решение показывает, что существуют моменты, когда при $\alpha=30^\circ$ (трещина проецируется на выработанное пространство) ситуация в кровле гораздо хуже. Такая закономерность сохраняется и для других пар значений угла падения трещины.

Авторы, ограничиваясь решением последовательности упругих задач, отмечают:

– направление падения трещин действительно оказывает влияние на состояние пород кровли, для чего имеются предпосылки, вытекающие из геометрических соотношений между элементами ослабления;

– изменение жесткости пласта влияет на величину напряжений, но не меняет закономерности в образовании зон неупругих деформаций.

В работе [28] анализ состояния подготовительных выработок на некоторых шахтах Донбасса (Красноармейского и Донецко-Макеевского районов), показывает, что при прочих равных условиях более деформированные выработки – в зоне наибольших разрывных нарушений (микросбросов, небольших подвижек, ориентированных под углом к слоистости). Предполагается, что направление падения трещин неоднозначно влияет на состояние выработок в зависимости от направления их проведения. С целью определения степени влияния на

состояние выработок именно наличия структурных нарушений массива авторами было выполнено физическое (на моделях из эквивалентных материалов) и математическое (методом граничных элементов) моделирование разных горно-технических и горногеологических ситуаций, отличающихся главным образом взаимным расположением выработок и пересекающих их трещин. Получены следующие результаты:

– при расположении выработки в висячем боку нарушения в процессе ее образования максимум эквивалентных напряжений находится не вблизи забоя, а в глубине массива, в лежащем боку нарушения. Напряжения в непосредственной близости забоя не превосходят предельных значений, значит, зона неупругих деформаций, таким образом, отодвинута от забоя так, что оказывается по другую сторону нарушения. Движение забоя осуществляется в ненарушенном массиве;

– движение забоя выработки со стороны лежащего бока нарушения происходит в условиях более интенсивного горного давления, находясь в зоне “нарушенных” пород, что значительно снижает устойчивость выработки.

В работе [29] автором приведена общая характеристика состояния горных выработок на шахтах холдинговой компании, моделированием на эквивалентных материалах подтверждена гипотеза о различии показателей устойчивости горных выработок, проводимых в одних условиях, но в противоположных направлениях. Для исследования автор определил одиннадцать основных ситуаций пересечения выработкой трещины с варьированием угла ее наклона в пределах 15° – 165° , через 15° . Получены следующие результаты. При пересечении забоем трещины, образующей с продольной осью выработки острый угол (15° – 60°), деформации кровли выработки зарегистрированы при нагрузке в 4 кг. С увеличением нагрузки до 8 кг происходят деформации и сколы моделируемого массива пород в забое, образуются трещины в кровле, уменьшается высота выработки за счет реализации конструктивной податливости крепи. Дальнейшее увеличение нагрузки до 14 кг приводит к вывалам пород кровли на участке, примыкающем к забою, интенсификации деформаций всего контура выработки

и крепи. При нагрузке в 18 кг наблюдаются руинные разрушения и вывалы в кровле по всей длине выработки, забой раздавлен, прилегающий к нему участок выработки завален обломками моделируемой породы, наблюдается пучение почвы выработки. Испытания модели при аналогичном режиме загрузки, но при расположении трещины под тупым углом к продольной оси выработки, составляющем 135° показали, что на протяжении выработки нарушений нет, за исключением сколов моделируемых пород в забое, начало которых зарегистрировано при нагрузке в 10 кг. Как и в предыдущем случае уменьшилась высота выработки, однако этот процесс происходил за счет плавного равномерного опускания кровли и незначительного пучения почвы выработки. Общее состояние выработки, пересекающей трещину под тупым углом лучше с точки зрения устойчивости, чем в случае, когда продольная ось образует с направлением трещины острый угол. Автор отмечает, что установленная закономерность может служить основой для сокращения затрат на подготовительные работы за счет оптимизации направлений проведения выработок в конкретных условиях.

В работах Кузьменко А.М. и Сдвижковой Е.А. [30, 31] методом граничных элементов решена задача о пересечении лавой разрывного нарушения. Установлено, что пересечение выработки дизъюнктивом вызывает местный всплеск напряжений, которые в 2–3 раза могут превышать действующие в массиве до проведения выработки. Это приводит к резкому снижению устойчивости очистной выработки и требует дополнительных мер обеспечения ее сохранности.

Большой объем исследований в области технологии пересечения очистными выработками геологических нарушений выполнен в работах Халимендика Ю.М. [32, 33] применительно к условиям шахт Западного Донбасса. В его работах дан подробный анализ геологических нарушений разрывного типа десяти шахт региона на основе натуральных измерений, выполненных автором, а также Гарбера И.С., Григорьева Я.Е., Дупака Ю.Н. [34], Майденовича М.А. и Радзивилла А.Я. [35], и Гзовского М.В. [36].

В работах Ревы В.Н. и Белоусова А.П. [37] рассмотрены особенности поддержания горных выработок в трещиноватом породном массиве вблизи геоло-

гических нарушений разрывного типа. Оценивается устойчивость подготовительных выработок, расположенных по разному в отношении сместителя. Отмечается, что в лежащем боку напряжения в массиве в 3 раза выше, чем в висячем. Этим объясняется разная устойчивость выработок, проводимых с разных сторон по отношению к разрывному нарушению. Рекомендуются на разных участках выработки возводить разные конструкции крепи.

В работе [38] приведен анализ состояния подготовительных выработок на шахтах Красноармейского района Донбасса, а также причины потери их устойчивости и, как следствие, уменьшение добычи полезного ископаемого из очистных забоев. При оценке устойчивости подготовительных выработок автор выделяет следующие опасные зоны, где наиболее вероятны потери устойчивости подготовительных горных выработок:

- в местах сопряжения подготовительной выработки с очистным забоем;
- в местах сопряжения подготовительной выработки с другими выработками (бремсбергами (уклонами), ходками, штреками, квершлагами и др.);
- в местах вблизи очистной выработки (до 100 м от лавы), где большое влияние на подготовительную выработку оказывает НДС вмещающих пород;
- в местах геологических нарушений.

В данной статье автор попытался создать модель оценки устойчивости подготовительных выработок в местах геологических нарушений породного и угольного массивов для шахт Западного Донбасса и дать рекомендации по охране и поддержанию подготовительных выработок в этих зонах. Модель оценки состоит из трех основных частей:

1. Временной анализ состояния подготовительных выработок в зонах геологических нарушений.
2. Прогноз устойчивости подготовительных выработок в постоянно изменяющемся поле напряжений.
3. Мероприятия по охране и поддержанию подготовительных выработок в переходных зонах полей напряжений.

Для анализа состояния подготовительных выработок в переходных зонах во всех подготовительных выработках, взятых для анализа, измерялась конвергенция боковых пород. Методика измерений следующая. Измерения проводились на расстоянии 20 м от геологического нарушения. Оборудовалась замерная станция. Для замеров конвергенции боковых пород использовалась рулетка ВНИМИ. Для измерения напряжений в сторону массива пробуривалась скважина длиной 6 м. В скважине устанавливались 6 глубинных реперов. По изменению их положения вычислялось напряжение породного массива. При анализе учитывалась также динамика изменения напряжений в данных переходных зонах полей напряжений. По результатам измерений автор прослеживает закономерность изменения НДС подготовительных выработок, при незначительной (до 70 мм/мес.) вертикальной конвергенции пород вокруг горной выработки отчетливо наблюдается резкое увеличение нагрузки на крепь в течение короткого (10–15 сут.) промежутка времени. За этот промежуток нагрузка на крепь достигает критического значения, которое превышает предел ее несущей способности. Происходит разгрузка горного массива путем вывала горной массы внутрь выработки или смещения ее контура в зонах (до 40 м) полей повышенных напряжений. Все исследуемые выработки перекреплялись в среднем по 5–6 раз в течение их срока службы (1,5–2 года), а выработки, очистной забой которых приближался к геологическому нарушению – 6–7 раз. В результате проведенных исследований автором выяснено следующее:

- наиболее неустойчивыми зонами, в которых наиболее часто происходит потеря устойчивости подготовительных горных выработок являются переходные зоны полей напряжений;

- потеря устойчивости выработок происходит за короткий промежуток времени;

- наблюдается цикличность потерь устойчивости во времени;

- очистной забой, приближаясь к геологическому нарушению, оказывает существенное влияние на состояние горной выработки.

В работе [38] также говорится о том, что необходимо проводить мероприятия по охране и поддержанию подготовительных выработок в местах геологических нарушений, отличающиеся от традиционных:

– недопустимо оставление целиков, как способ охраны подготовительных выработок. По данным шахт, оставление целиков усугубляет условия интенсивного проявления горного давления, резко увеличивается трудоемкость, осложняет работу комплексно-механизированных лав, кроме того, недопустим высокий уровень потерь угля в недрах;

– эффективное мероприятие по охране подготовительных выработок как тампонаж закрепного пространства также не является эффективным;

– не удалось также добиться пригрузки горного массива вокруг выработки путем увеличения несущей способности крепи.

Автор делает вывод, что необходима разработка новых способов охраны и поддержания подготовительных выработок в условиях влияния переходных зон полей напряжений. Одним из способов является, так называемая, пластификация породного массива вокруг горной выработки, в зонах действия полей напряжений нагнетается вязкий текучий раствор по всему периметру выработки вглубь массива. Заполняя трещины и связывая блоки, этот раствор не дает концентрироваться напряжениям на концах трещин.

По результатам исследования автор составил расширенную модель устойчивости подготовительной выработки, дающую возможность определить потенциально возможные проблемы еще на стадии проектирования горнодобывающего предприятия.

Важной задачей данного направления является также прогноз нарушений. Ценную информацию дает заблаговременная разведка шахтного поля скважинами. Однако, при разведке, к примеру, угольных месторождений нарушения с амплитудой менее 10 м с помощью скважин часто не могут быть обнаружены. Поэтому в забое встреча с ними может быть непредвиденной и сопровождаться негативными последствиями.

Прогноз нарушений разрывного типа предлагается осуществлять на основе статистического метода МГУА в работах Белоконова В.М., Медянцева А.Н. и Шурыгина Д.Н. [39–41]. Фрактальный анализ предлагает для тех же целей использовать Снетков В.И. [42]. В работах [39–42] исследования выполнены на примере шахт Восточного Донбасса (Россия).

Параметрическая модель разрывного нарушения предложена в работе Панфилова А.Л. [43]. Ее назначением является прогноз горно-геологических условий ведения горных работ, а также выявления “слепых” залежей в зонах относительного растяжения рудоконтролирующих разломов.

Методы прогноза, основанные на регистрации аномальных напряжений, возникающих вблизи геологических нарушений, являются более перспективными с позиций стоимости и оперативности. Одним из таких методов может являться акустический метод прогноза выбросоопасности угольных пластов [44], основанный на регистрации повышенных напряжений в углепородном массиве.

Одним из интересных методов определения геологических нарушений, не выявленных на стадии разведки, является метод удельной изменчивости уклонов [45–47], который лег в основу научного открытия «Явления образования техногенных зон в области изменения угла наклона горных пород».

Для проведения анализа по этому методу исследуемая поверхность (угольный пласт, маркирующий известняк и т. п.), заданная координатами X , Y , Z ее точками, пересекается системой плоских вертикальных сечений профильных линий. Если вдоль профильной линии угол падения пласта не изменяется, то его уклоны будут одинаковы во всех интервалах, независимо от расстояния между смежными точками профиля.

Пары скважин или точек, расположенные по обе стороны от профильной линии, соединяются между собой. В точках пересечения этих линий с профильной, соединяются между собой, и в этих точках определяются отметки анализируемой поверхности пласта. Затем между каждой парой смежных точек на профильной линии вычисляют уклон на данном участке. Чем больше изме-

няются уклоны в отдельных сечениях, тем сложнее форма поверхности. На этой основе выявляются скрытые нарушения разрывного типа.

Достоверности прогноза нарушенности угольных пластов геофизическими методами посвящена работа Посудиевского А.Б. [48]. В ней отмечается, что с увеличением глубины разработки угольных пластов, несмотря на увеличение плотности разведочной сети скважин более чем в 2 раза, не произошло заметного изменения к лучшему в оценке нарушенности пластов, в особенности с малоамплитудной нарушенностью. Несмотря на разнообразие применяемых геодезических методов [49, 50], сравнение полученных результатов с числом фактически вскрытыми горными работами показало, что ни один из них не дает требуемой точности, т. е. 70–80%. Малоамплитудная нарушенность угольных пластов чаще всего остается не выявленной.

Автор работы предлагает свою методику геофизического прогноза малоамплитудной нарушенности, суть которой изложена в работах [51, 52].

Особенности мелкоамплитудной тектоники Донецко-Макеевского угленосного района Донбасса анализируются в работах Бурлацкого Н.С. и Павлова И.О. [53]. В ней отмечается, что тектонической нарушенностью в той или иной степени затронуты все пласты и шахтные поля района. При этом основные проблемы связаны с практически не выявленными геологическими работами мелкоамплитудными разрывами. Эта группа дизъюнктивных нарушений наиболее многочисленная и составляет от 80 до 95% от общего количества разрывов.

Мелкоамплитудные разрывы в пределах отрабатываемого пространства не рассеяны беспорядочно по всей площади, а концентрируются в пределах локальных протяженных зон. На наличие таких зон указывал в свое время Попов В.С. [10], отмечая, что основная масса мелкоамплитудных нарушений (от 70 до 100%) сконцентрирована в узких тектоно-полосах, которые располагаются в виде одной-двух систем параллельных полос.

В работах делается вывод о том, что мелкоамплитудные разрывы связаны с субгоризонтальными сдвиговыми подвижками и сконцентрированы либо в

сдвиговых зонах, либо в связанных с ними зонах компенсационных дислокаций. Сдвиговые зоны – производные региональных полей напряжений и деформаций. По своему генезису они аналогичны крупным надвигам района, что следует учитывать при геолого-разведочных прогнозах и ведении горных работ.

Как следует из обзора, проведенного выше, на процессы поддержания горных выработок на каждой конкретной шахте оказывают влияние свои особенности геологического строения, оказывающие влияние на процесс эксплуатации шахты. Эти особенности вызваны различием характеристик разрабатываемых пластов, сроком эксплуатации шахты, близостью геологических нарушений, глубиной отработки и т. п.

Таким образом, на сегодняшний день проблема исследований этого явления продолжает оставаться актуальной.

1.6. Общая методика выполнения исследований

Одной из проблем при отработке угольных пластов, как было сказано выше, является наличие геологических нарушений. Устойчивость капитальных, подготовительных и очистных выработок существенно снижается при пересечении ими нарушенного породного массива.

Исходя из изложенного, сущность рассматриваемой задачи сводится к обоснованию параметров способа обеспечения устойчивости протяженных горизонтальных выработок при пересечении геологических нарушений и разработке эффективной методике прогноза для определения параметров металлической крепи.

Цель поставленных исследований заключается в геомеханическом обосновании параметров способа обеспечения устойчивости капитальных и подготовительных выработок пересекающих геологическое нарушение.

Основная идея исследований заключается в учете степени деструкции породного массива в зоне влияния геологического нарушения при разработке геомеханических моделей и расчете параметров крепи.

Исходя из анализа состояния вопроса поставлены следующие задачи:

- 1) выбор объекта исследований и оценка основных горно-технологических условий и геомеханических особенностей сооружения горных выработок при пересечении геологического нарушения;
- 2) проведение натурных исследований с целью установления изменчивости свойств горных пород в зоне нарушения и его размеров;
- 3) обоснование численной модели для оценки устойчивости протяженной выработки при ее пересечении геологического нарушения;
- 4) разработка инженерной методики определения действующей нагрузки на металлическую арочную крепь протяженных горных выработок для расчета ее конструктивных параметров;
- 5) разработка рекомендаций по выбору и корректировке параметров крепи, соответствующим горно-геологическим условиям ее применения.

Решение поставленных выше задач выполняется с использованием комплексного подхода, включающего анализ и обобщение литературных данных по теме диссертации, натурных, лабораторных и аналитических исследований, проведенных с целью совершенствования расчетного алгоритма метода численного анализа, математического моделирования с применением метода конечных элементов.

Г Л А В А 2

СОСТОЯНИЕ ПОРОДНОЙ СРЕДЫ В ЗОНЕ РАЗРЫВНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ НАРУШЕНИЙ

2.1. Геологические и тектонические особенности полей шахт ООО «ДТЕК ДОБРОПОЛЬЕУГОЛЬ»

Общество с ограниченной ответственностью «ДТЕК ДОБРОПОЛЬЕУГОЛЬ» состоит из 2 шахтоуправлений «Добропольское», «Белозерское», которые включают 6 шахт: «Белицкая», «Добропольская», «Алмазная», «Белозерская», «Новодонецкая» и «Пионер».

Поля шахт ООО «ДТЕК ДОБРОПОЛЬЕУГОЛЬ» расположены на территории Красноармейского угольного региона, одного из крупнейших геолого-промышленных регионов Донбасса.

Геологическое строение рассматриваемого региона характеризуется развитыми осадочными породами среднего и верхнего карбона.

Осадочные породы перекрыты по всей площади горного отвода более молодыми осадками (кайнозойскими, триасовыми, юрскими), суммарная мощность которых увеличивается с юга на север, достигая у северной границы 520 м. Каменноугольные отложения представлены переслаиванием различных по составу и мощности слоёв песчаников, аргиллитов и алевролитов. Простиранение пород – северо-западное, с азимутом 320° , падение северо-восточное, с углами падения $6-12^\circ$. Сравнительно спокойное залегание горных пород осложняется рядом разрывных тектонических нарушений. Наиболее существенными из них являются «Добропольский» надвиг, «Добропольский», «Карповский» и «Кутузовский» сбросы, сброс «А», взброс «№1».

В качестве основного объекта исследований выбраны капитальные и подготовительные выработки шахт «Добропольская», «Алмазная» ПСП ШАХТОУПРАВЛЕНИЯ «ДОБРОПОЛЬСКОЕ» ООО «ДТЭК ДОБРОПОЛЬЕУГОЛЬ», поля которых наиболее представлены по числу геологических нарушений.

Шахты «Добропольская» и «Алмазная» расположены в северо-западной части Красноармейского геолого-промышленного района. В геоструктурном отношении они расположены в юго-западной части Кальмиус-Торецкой котловины и относятся к месторождениям закрытого типа. В структурном отношении они занимают тектонический блок, ограниченный «Добропольским» надвигом на юго-востоке и «Добропольским» сбросом на севере.

Простираение каменноугольных пород северо-западное с азимутом 320° , падение северо-восточное с углами $6-12^\circ$. Вблизи тектонических нарушений углы падения могут достигать 45° .

«Добропольский» надвиг, согласно классификации, является продольным согласным зиянием и относится к крупным тектоническим нарушениям. Стратиграфическая амплитуда смещения достигает 230–400 м. Азимут простираения – 220° , прослеживается по всей длине шахтного поля до нижней технической границы (рис.2.1).

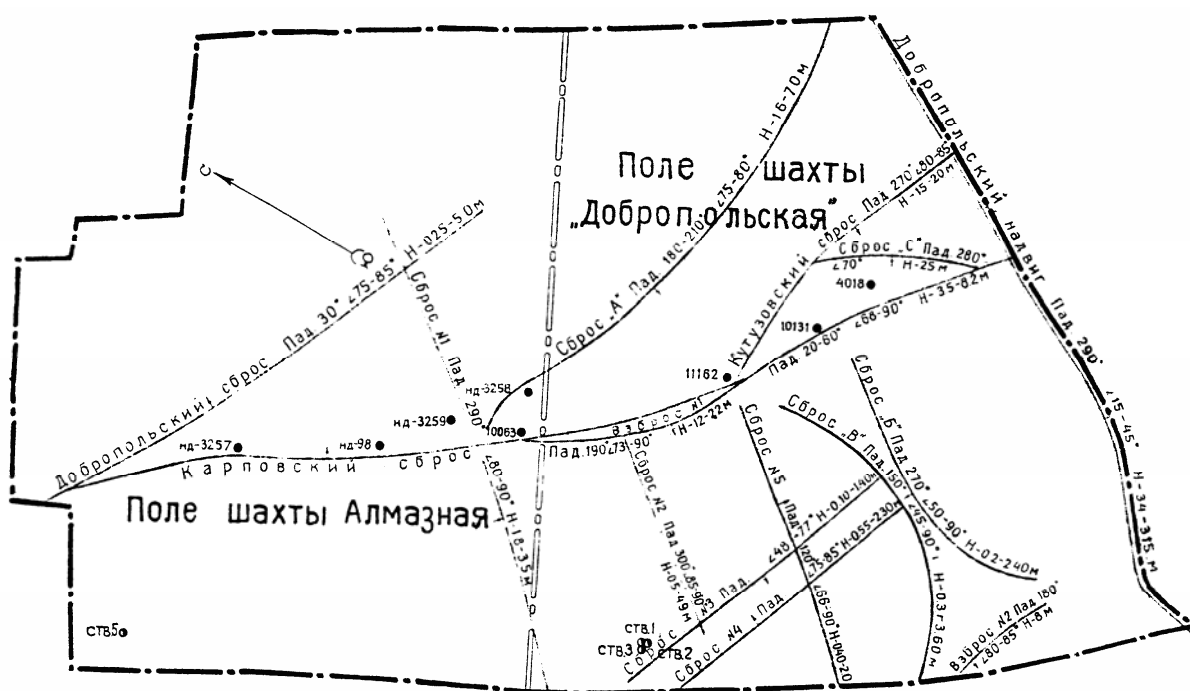


Рис. 2.1. Тектоническая схема полей шахт «Добропольская» и «Алмазная»

«Карповский» сброс и взброс «№ 1», с амплитудами 13–29 м, имеют по одной четко обозначенной плоскости смещения, которые располагаются под углами 70–90° к горизонту, с азимутом простирания 90°. Линии простирания направлены с востока на запад и имеют длины 4,0 км и 2,0 км соответственно. Названные дизъюнктивы, являются границами блоков внутри шахтного поля.

При пересечении горными выработками «Кутузовского» сброса и сброса «А» установлено, что они представляют собой сложную систему мелких и очень мелких тектонических нарушений с амплитудами 0,05–10,0 м, углами падений 60–90° и азимутами простирания 90°, что, в принципе, позволяет вести очистные и подготовительные работы, но создает определённые трудности.

Сброс «С» неоднократно пересекался горными выработками и зафиксирован с амплитудами 1,7–5,0 м, углами падения 80–90° и азимутом простирания 200°.

Сброс «№ 5» изучен достаточно досконально горными работами на разных пластах. Амплитуда смещения пород колеблется в широких пределах 0,17–2,15 м, углы падения зафиксированы близкими к вертикальным (80–90°), азимут простирания – 200°.

Неоднократно вскрывались и проходились горными работами сброс «Б» и сброс «В». Зафиксированная максимальная амплитуда смещения – 0,8 м и 2,0 м соответственно, азимуты простирания – 180° и 200°.

В табл. 2.1 приведена характеристика нарушений выявленных на площади ш. «Добропольская» и ш. «Алмазная».

В процессе ведения горных работ было уточнено положение, протяженность и элементы залегания ранее выявленных мелкоамплитудных нарушений – сбросов «№1», «№2», «№3», «№4». Сбросы «№5», «В» и «Б» распространяются на пласты Алмазной и Каменской свит. Угол падения сместителя у вышеперечисленных нарушений близок к 90° и поэтому в некоторых случаях азимут падения сместителя меняется на 180°.

Кроме указанных тектонических нарушений, прослеженных разведочными скважинами и горными выработками, следует отметить мелкоамплитудные нарушения с амплитудами 0,10–0,60 м, которые выявлены в процессе прохождения

горных выработок. Эти нарушения не имеют большой протяженности, прослеживаются на полях шахт без видимой закономерности и имеют различные элементы залегания, которые соответствуют системам трещин в породах и углях.

Таблица 2.1

Характеристика нарушений, выявленных на площади
ш. «Добропольская», «Алмазная»

Класс разрывов по величине	Основной параметр – стратиграфическая амплитуда, м	Дополнительные параметры		Геолого-промышленное значение	Способы разведки
		Протяжение разрыва, км	Соотнош. стратиграфич. амплитуды		
1	2	3	4	5	6
Крупные	«Добропольский» надвиг 31–315м └ 15–45°	4,9	Не учитывается	Граница оцениваемой площади	Буровая разведка, горные выработки
Средние	«Карповский» сброс 3,5–70,0 м └ 68–90°	8,0	Не учитывается	Непроходим. комплексом	Буровая разведка, горные выработки
	«Кутузовский» сброс 15–20м └ 80–85°	1,6	Не учитывается	Непроходим. комплексом	Буровая разведка
	Сброс «С» 25м └ 70°	0,75	Не учитывается	Непроходим. комплексом	Буровая разведка
	Взброс «№1» 12–22м └ 73–90°	2,9	Не учитывается	Непроходим. комплексом	Горные выработки

Продолжение табл. 2.1

1	2	3	4	5	6
Мелкие	«Доброполь- ский» сброс 0,25–5,0м └ 75–85°	3,25	0,5	Переходим. при выполнении опред. техно- лог. операций	Горные вы- работки
	Сброс «А» 1,6–7,0м └ 75–85°	4,5	Более 1	Непроходим. комплексом	Буровая раз- ведка, горные выработки
	Сброс «№1» 1,8–3,5м └ 80–90°	3,2	0,5	Переходим. при выполнении опред. техно- лог. операций	Горные вы- работки
	Сброс «№2» 0,5–4,9м └ 85–90°	2,8	0,5	Переходим. при выполнении опред. техно- лог. операций	Горные вы- работки
	Сброс «В» 0,5–4,9м └ 85–90°	3,6	0,5	Переходимые при выполнении опред. техноло- гических опера- ций	Горные вы- работки
	Сброс «В» 0,5–4,9м └ 85–90°	3,6	0,5	Переходимые при выполнении опред. технолог. операций	Горные вы- работки

Продолжение табл. 2.1

1	2	3	4	5	6
Очень мелкие	Сброс «№3» 0,10–1,40м └ 48–77°	3,2	1	Переходим. при выполнении оп- ред. технолог. операций	Горные вы- работки
	Сброс «№4» 0,55–2,30м └ 75–85°	3,3	1	Переходим. при выполнении опред. техно- лог. операций	Горные вы- работки
	Сброс «№5» 0,40–2,00м └ 66–90°	3,1	1	Переходим. при выполнении опред. техно- лог. операций	Горные вы- работки
	Сброс «В» 0,2–2,40м └ 50–90°	2,8	1	Переходим. при выполнении оп- ред. технолог. операций	Горные вы- работки

Углы падения сместителей, преимущественно, составляют 60–85°. Несмотря на малые амплитуды, нарушения нередко сопровождаются значительными зонами ослабленных пород, которые осложняют ведение очистных и подготовительных работ, приводят к дополнительным потерям угля. Поскольку мелкоамплитудные нарушения распространяются на площади отработки без видимой закономерности, возможно их развитие на неотработанных площадях.

Остальные нарушения незначительны по амплитуде и существенных осложнений не вызывают.

Мелкоамплитудная тектоника в ряде случаев существенно затрудняет ведение горных работ, приводя к дополнительным потерям, как например, в южной части ш. «Добропольская» и «Алмазная».

2.2. Изменение структуры и свойств пород в зоне дизъюнктива

Напряженное состояние массива горных пород реализуется в виде различных деформаций, которые в свою очередь вызывают изменение свойств материала горных пород. Естественно, что наиболее заметно, подобные изменения проявляются в непосредственной близости от нарушения, поэтому для исследований приразрывные зоны являются наиболее благоприятными участками.

Наибольшим изменениям под действием каких-либо внешних факторов подвержены наименее устойчивые породы, поэтому в таком хрупком и податливом материале как уголь подобные явления проявляются наиболее четко.

Многообразие форм деформации горного массива, широкий диапазон изменений состава, строения и свойств горных пород определяют большое разнообразие генетических и морфологических типов трещин развитых в массиве.

Напряжения, действующие в земной коре и вызывающие образование разрывных нарушений, обуславливают деформацию пород в крыльях дизъюнктива, проявляющуюся в виде трещин. Для выделения этого вида трещин из большой группы, объединенных термином «тектонические», трещины пространственно и генетически связанные с разрывными нарушениями, называются содизъюнктивными.

Как известно, при достижении напряжениями в ходе развития тектонической структуры предельных для данных пород значений, происходит разрушение этих пород с образованием пары сопряженных трещин сколового характера, располагающихся перпендикулярно относительно оси максимальных главных нормальных напряжений, и одной отрывной трещины, ориентированной параллельно этой оси.

Перераспределение напряжений в ходе развития дизъюнктива и возникновение полей напряжений, отличных от исходных, обуславливает новые виды деформаций, реализующихся как трещиноватость второго и последующего порядков.

Одновременно с ростом числа систем трещин в пределах зоны разрыва возрастает и интенсивность (частота) трещиноватости, за которую принимается количество трещин данной системы на 1 погонный метр в направлении нормальном к плоскости трещин. Увеличение интенсивности трещиноватости характерно не только для содизъюнктивных систем трещин, но и для эндогенных, то есть для всех трещин независимо от их генезиса. Подобное явление отмечено при исследовании разрывных нарушений разного масштаба в различных угленосных районах и, по-видимому, является общей структурной закономерностью. Установлено наличие зависимости суммарной интенсивности проявления трещиноватости ΣK_{mp} . Естественно, на одинаковом расстоянии от нарушений, различающихся амплитудами смещения крыльев, интенсивность трещиноватости не всегда бывает неодинаковой, поэтому для получения сопоставимых результатов при анализе дизъюнктивов с разными амплитудами смещения используется не абсолютное расстояние B от точки наблюдения до сместителя, а относительное, выраженное отношением истинного расстояния к амплитуде дизъюнктива B/R . В общем случае анализируемая зависимость выражается уравнением [34]

$$\Sigma K_{mp} = a(B/R)^{-0,6},$$

где a – статистически определяемый коэффициент, зависящий от сложности тектонического строения изучаемого участка.

Увеличение интенсивности трещиноватости пород на концах тектонических разрывов хорошо увязывается с теоретическими положениями, характеризующими образование разрывных нарушений и трещиноватости и последующее изменение напряженного состояния массива. Так, Э.Г. Газиев [54] и Д.Д. Ивлев [55], рассматривая массив как упругую изотропную среду, а трещину уподобляя узкой щели, доказывают возможность перераспределения напряжений после образования разрыва и появления зон концентрации напряжений

на концах трещин. Подобная же закономерность подтверждается исследованиями полей напряжений у концов трещин на моделях из оптически активных материалов [56] и сравнительно немногочисленными публикациями результатов натуральных наблюдений [57].

Из практики разработки месторождений угля известно, что вблизи разрывных нарушений повсеместно отмечается снижение прочностных характеристик горных пород, наиболее четко проявляющиеся в непосредственной близости от сместителя, где об уменьшении прочности пород свидетельствуют заметные ухудшения устойчивости боковых пород и кровли, обуславливающие различного рода осложнения при проходке и эксплуатации выработок.

Визуальные методы наблюдения позволяют лишь качественно оценить происходящее в зоне разрыва изменение свойств пород, поэтому для получения количественной характеристики изменения этих свойств используются инструментальные методы. Известно большое число разработанных к настоящему времени методов, позволяющих получать различные прочностные характеристики исследуемых пород, однако общим недостатком большинства методов являются трудоемкость работ, предварительная специальная подготовка образцов, а также невозможность испытания сильно трещиноватых пород и углей из зоны дробления. Для изучения физико-механических свойств пород в зонах влияния разрывных нарушений в работе [34] выбран метод, позволяющий анализировать свойства сравнительно слабых пород и угля, в различной степени деформированных действием напряжений, вызвавших образование дизъюнктива. Наиболее подходящим для заданных условий, простым и в то же время дающим достаточно удовлетворительные результаты, оказался, по мнению авторов, метод определения крепости пород толчением, разработанный М.М. Протодяконовым [58] и основанный на корреляции между прочностными свойствами породы и объемом выхода мелкой фракции образующейся при дроблении породы в определенных заданных условиях.

В работе [34] основной объем исследований проведен по углю для района Кузбасса. Прочностные характеристики вмещающих пород исследовались в не-

большом объеме и в основном для сравнения характера их изменения в зоне разрыва с изменением свойств угля.

Детальное исследование крепости угля вблизи нарушений показали наличие определенных закономерностей в характере ее изменения. По мере приближения ее к сместителю происходит постепенное уменьшение крепости угля, достигающее минимальных значений в непосредственной близости от сместителя. Постепенное уменьшение значений крепости угля по мере приближения к дизъюнктиву – наиболее распространенный, но не единственный вариант изменения показателя в зоне влияния нарушений.

Зоной влияния дизъюнктива следует считать область массива горных пород, примыкающую к сместителю, в пределах которой в результате тектонических деформаций под действием напряжений происходят изменения физико-механических, технологических и других свойств пород. Ширина зон, выделяемых по этим показателям, различна. Так, тектоническая трещиноватость, формирующаяся в процессе развития дизъюнктива, захватывает значительную область пород и образует относительно широкую зону влияния. Изменение же технологических свойств пород вблизи того же дизъюнктива характерно лишь для участков, расположенных в непосредственной близости от сместителя.

Естественно, что на ширину зоны изменения свойств пород влияют масштабы нарушения и если для крупных разрывов зоны влияния могут измеряться сотнями метров, то ширина зон вблизи малоамплитудных смещений будет характеризоваться лишь десятками метров. Исходя из этого, ширину зон влияния, также как и амплитуду дизъюнктива, можно рассматривать как показатель количества энергии, затраченной на образование разрыва, деформацию пород и другие преобразования их свойств, а следовательно и предположить наличие количественной взаимосвязи между амплитудой перемещения и шириной выделяемых вблизи дизъюнктива зон влияния.

Истинная ширина зоны влияния дизъюнктива оценивается по направлению нормали к сместителю. Учитывая полученные закономерности в характере распределения и проявления трещиноватости вблизи разрывного нарушения, за

зону его влияния следует принимать участок, прилегающий к сместителю, в пределах которого наблюдается усиление трещиноватости за счет увеличения числа систем или возрастания частоты трещин в системе, а за границу зоны – наиболее удаленный от сместителя пункт, то есть в области спокойного залегания пласта. Ширина B_{mp} такой зоны влияния в общем случае находится в параболической зависимости (естественной для взаимосвязи многих природных факторов) от амплитуды дизъюнктива.

Из графика (рис. 2.2, кривая 1), характеризующего эту зависимость, следует, что для малых амплитуд (менее 10 м) эта зависимость близка к прямолинейной и с незначительной погрешностью может быть выражена уравнением [16]

$$B_{mp} = 6R,$$

где R – истинная амплитуда перемещения.

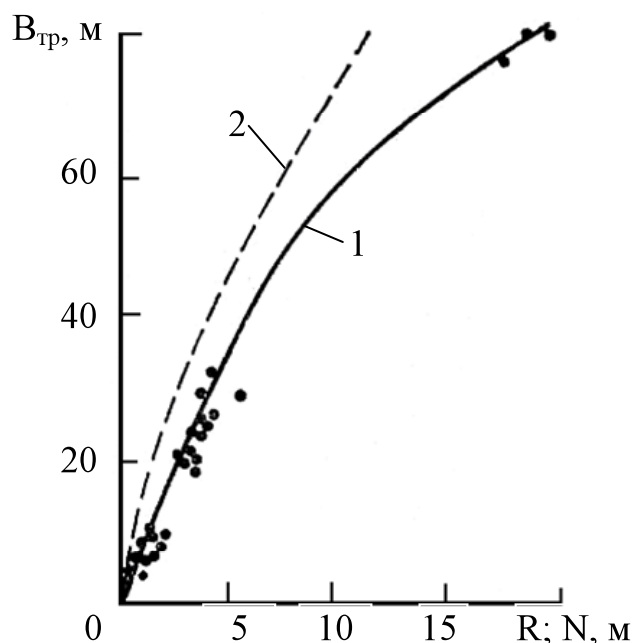


Рис. 2.2. Зависимость ширины зоны трещиноватости угля B_{mp} от истинной R (1) и нормальной N (2) амплитуды дизъюнктива

На примере того же Прокопьевского района Кузбасса определено наличие связи между истинной и нормальными амплитудами смещения, которая приблизительно может быть оценена формулой $R = 2N$. Сравнительная выдержанность приведенных соотношений свидетельствует о возможности использования нормальной амплитуды при решении задач шахтной геологии. Так, например, для месторождений Кузбасса связь ширины зоны трещиноватости с нормальной амплитудой выражается уравнением [34]

$$B_{mp} = 10N.$$

Несмотря на значительные отклонения отдельных значений B_{mp} и N от среднего, в большинстве случаев закономерная связь протяженности зоны влияния разрыва и амплитуды нарушения выдерживается и сравнительно близка к среднему значению.

Следует отметить, что приводимое уравнение связи показателей B_{mp} и N , указывающие на прямую зависимость между ними, принимается также с рядом приближений. Вид кривой 2 на рис. 2.2, отражающей фактическую зависимость между шириной зоны и нормальной амплитудой разрывного нарушения, свидетельствует о параболическом характере связей, но сравнительно небольшие погрешности в результатах, получаемых с помощью рекомендуемого уравнения прямой (по крайней мере, для малых амплитуд), делают его предпочтительным для практического использования по сравнению со сложно рассчитываемым уравнением кривой, дающим результаты близкие по значениям.

Границей зоны влияния дизъюнктива на крепость пород и угля следует считать пункт со значениями крепости изучаемой породы, меньшими фоновых, характерных для участков, расположенных в области спокойного ненарушенного залегания пласта. В случае значительного разброса отдельных значений крепости в соседних пунктах опробования за начало зоны влияния разрыва

принимается пункт, характеризующий начало постепенного стабильного уменьшения значений крепости по мере приближения к разрыву.

При наличии у разрывного нарушения участков дробленого или мятого угля сложности в определении границ зоны контрастных, резко меняющихся значений крепости не возникает; на графике, отражающем изменение крепости на исследуемом участке, зона четко выделяется по характерному гребневидному облику кривой.

Как и у зон, выделяемых по другим физико-механическим характеристикам, ширина описанных зон пониженной крепости угля $B_{кр}$ находится в определенной зависимости от амплитуды смещения крыльев дизъюнктива, вблизи которого они развиты. Пример подобной связи между шириной зоны $B_{кр}$, характеризующейся постепенным снижением крепости и зоной резко меняющихся показателей крепостей, и нормальной амплитудой N , в условиях месторождений Караганды и Кузбасса, приведен на рис. 2.3.

Количественное выражение зависимости ширины зон пониженной крепости угля от амплитуды разрывных нарушений в значительной степени зависит от большого числа факторов, являющейся результатом специфики формирования месторождений и их структуры, поэтому для разных месторождений, а иногда и отдельных структурных участков, характерны присущие только им коэффициенты в уравнении связи, имеющем общий вид $B_{кр} = aN^n$. Установленная зависимость ширины зоны $B_{кр}$ от амплитуды N для Прокопьевско-Киселевского месторождения Кузбасса выражается уравнением $B_{кр} = 1,2N^{0,6}$. Для групп месторождений Карагандинского бассейна эта зависимость имеет вид $B_{кр} = 1,9N^{0,56}$, для ряда шахт Донецкого бассейна $B_{кр} = 2N$, для шахт о. Сахалин $B_{кр} \approx N$ [34].

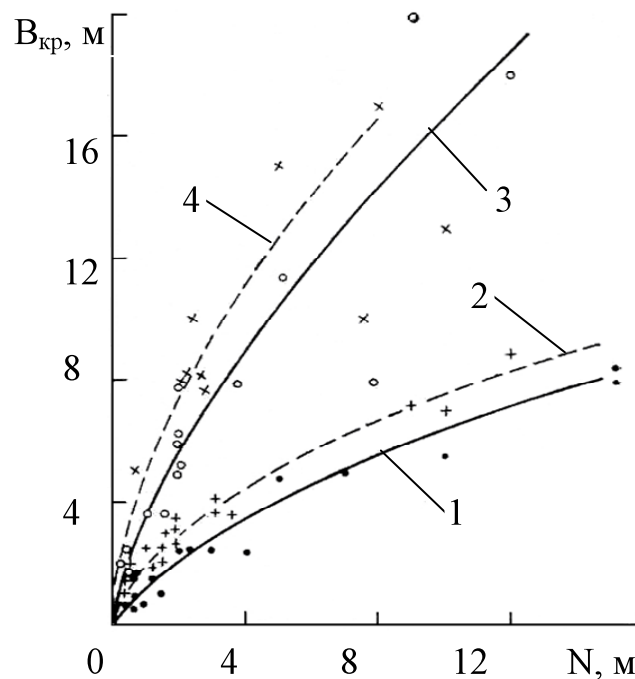


Рис. 2.3. Зависимость ширины зон $B_{кр}$ пониженной крепости угля от амплитуды N разрывного нарушения

Несмотря на имеющиеся различия, в большинстве случаев приводимые соотношения близки к среднестатистической зависимости, приблизительно оцениваемой формулой [16]

$$B_{кр} = (1,5 \dots 2) \sqrt{N}.$$

В таких же пределах колеблются значения коэффициентов в уравнениях, оценивающих зависимость ширины зоны $B_{кр}$ пониженной микротвердости от амплитуды.

О схожести характера и близости значений зависимости между $B_{кр}$ и N , в условиях разных районов, свидетельствует график приведенный на рис. 2.3, где кривые 1 и 2 показывают соотношения протяженности зоны контрастных значений крепости угля и амплитуды разрывов в Карагандинском и Кузнецком бассейнах, а кривые 3 и 4 – соотношение тех же показателей в зонах стабильного уменьшения крепости.

Закономерности изменения физико-механических свойств, выявленные и описанные для угля, в общем виде характерны и для горных пород, вмещающих угольные пласты. Их прочностные свойства снижаются вблизи разрывных нарушений, ширина зоны пониженных значений крепости коррелируется с амплитудой дизъюнктива, вызвавшего эти изменения, но абсолютные значения ширины зон влияния во вмещающих породах значительно меньше, чем в угле. Так, для условий месторождений Кузбасса, где ширина зоны пониженной крепости угля $B_{кр} \approx 2\sqrt{N}$, аналогичная зона в породах кровли в 2...3 раза меньше и уравнение связи для него имеет вид $B_{кр} = 0,7 \cdot N^{0,6}$ [34, 19].

2.3. Методы определения свойств горных пород в натуральных условиях

Существуют два способа определения свойств горных пород:

- разрушающий;
- неразрушающий.

К первому относятся испытания на одноосное сжатие (раздавливание), являющееся в настоящее время наиболее распространенным лабораторным методом общей оценки прочностных свойств горных пород, в особенности в связи с экспериментальным определением коэффициентов их крепости. Критерием прочности, определяемым при этих испытаниях, является временное сопротивление одноосному сжатию (раздавливанию), т. е. максимальная величина сжимающего напряжения, испытываемая горной породой в момент разрушения образца. Этот показатель называют также пределом прочности на одноосное сжатие (раздавливание) [59, 60].

Испытания проводят на гидравлическом прессе. Грани образцов, к которым прикладывается нагрузка пресса, обрабатывают на шлифовальном станке (круге), обеспечивая их параллельность. При нагружении образца давление повышают на 5–10 кг/см² в секунду. Предел прочности вычисляют с точностью до

10 кг/см², принимая его как среднее арифметическое результатов испытаний всех образцов данной группы.

Известно большое количество методик по проведению испытаний на одноосное сжатие. Ниже приведены методики без применения эластичных прокладок между торцами образца и пуансонами пресса. При таком способе испытаний, имеющем наибольшее распространение, по торцам образца возникают большие усилия трения, препятствующие свободному расширению материала в стороны под действием сжимающей нагрузки. Это явление устраняется в случае применения между торцами образца и пуансонами пресса прокладок из более податливого материала, например из картона, свинца, парафина и т. п. Коэффициенты поперечного расширения прокладки и испытываемого образца должны быть близкими, в противном случае наличие прокладок будет вызывать дополнительные напряжения. Так, например, в Харьковском механико-машиностроительном институте были испытаны на сжатие образцы со смазанными парафином плоскостями и со свинцовыми прокладками [61]. Г.В. Карпенко при испытании на сжатие углей с парафиновой смазкой получил снижение прочности в два с лишним раза по сравнению с непарафинированными образцами [62].

Главную трудность для массового применения испытаний на раздавливание, являющихся основой для установления значений коэффициента крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова, представляет изготовление образцов правильной формы. Для этой цели могут быть использованы керны относительно малого диаметра (от 20 мм и более), получаемые при бурении эксплуатационно-разведочных скважин [60, 63, 64]. Изготовление образцов сводится к разрезанию кернов со шлифовкой и полировкой торцов. Образцы изготавливаются из цельных участков керна, не имеющих трещин и других видимых нарушений. При изготовлении соблюдается строгая параллельность торцов.

Наиболее простым и в то же время пригодным для массовых испытаний горных пород, с целью определения коэффициентов их крепости, является разработанный В.С. Вобликовым и М.М. Протодяконовым (младшим) в ИГД им.

А.А. Скочинского метод определения временного сопротивления раздавливанию на образцах неправильной формы [65].

Для получения показателей, более полно характеризующих сопротивляемость горных пород сжатию в условиях объемного напряженного состояния, во ВНИМИ был разработан особый метод упрощенных испытаний, названный методом соосных пуансонов [66].

Несмотря на то, что испытания на раздавливание представляют наиболее распространенный способ механических испытаний горных пород и правила их проведения, для некоторых ископаемых, регламентированы стандартом единой общей методики определения предела прочности на раздавливание для горных пород, к сожалению, еще не разработано.

К описанным методам измерения прочности примыкает так называемый метод затухающих колебаний маятника, впервые предложенный еще в 1898 г. Д.И. Менделеевым. Сущность этого метода заключается в следующем. На гладко обработанную поверхность образца опирается агатовая или стальная призма маятника. Если маятник вывести из состояния равновесия, то в зависимости от твердости поверхности образца будут изменяться период одного качания маятника и скорость затухания колебаний. Указанные показатели и принимают за меру твердости.

На основе этого принципа разработаны разные конструкции маятников, предложенные В.Д. Кузнецовым [67], Е. Койфманом и С.Н. Наумовым [68], М.М. Протодьяконовым (младшим) [69].

Применяемые в настоящее время лабораторные методы определения энергоемкости разрушения могут быть разделены по способу приложения нагрузки на следующие группы:

- сбрасывание определенного количества испытываемого материала с заданной высоты – методы сбрасывания;
- размол определенной навески испытываемого материала в барабанах или мельницах с заданным числом оборотов – методы размола;

– дробление испытываемого материала постоянным грузом, падающим с определенной высоты, – методы падающего груза;

– раздавливание навески испытываемого материала в замкнутом объеме – методы раздавливания в замкнутом объеме.

Методы сбрасывания различают: ящичное сбрасывание крупных порций материала и сбрасывание одиночных кусков.

Ящичное сбрасывание. В специальный ящик с раскрывающимся дном загружают пробу материала определенной крупности. Сбрасывание производится на металлическую плиту (обычно чугунную) один или несколько раз. Продукты дробления подвергают ситовому анализу. По фракционному составу судят об энергоемкости разрушения данного материала.

Одиночное сбрасывание отличается от ящичного тем, что испытаниям подвергаются одиночные куски. Сбрасывание производится на металлическую плиту, иногда его осуществляют в специальных трубах.

Разные виды этого метода применяли Т.Д. Зубахина (ДонУГИ) [70], в Томском политехническом институте [71].

Несколько иная методика была применена в ВУГИ [68] для определения «раскалываемости» углей в связи с различиями их естественной трещиноватости.

Методы размола. Сущность методов размола заключается в измельчении пробы, загруженной в барабан или в мельницу, при вращении. На практике обычно принимают в качестве измерителя количества затраченной работы только время вращения барабана или же определенное число оборотов последнего (эти величины пропорциональны затраченной работе).

К.И. Сысковым предложена уточненная методика [66], суть которой в нахождении зависимости между весом материала, загруженного в барабан и величиной равновесных усилий, которые необходимо прилагать к точке, лежащей на образующей барабана.

Помимо описанных, известны аналогичные методики, отличающиеся конструкцией применяемых барабанов, режимами опробования и характером принимаемых итоговых показателей.

Наряду с этими вариантами, известен ряд методик, предусматривающих испытание малых навесок материала, измельчаемых в небольших лабораторных приборах – мельницах, малых барабанах и т. п. предложенные ДонУГИ [72] и Н.П. Гвоздевой [73].

Б.Е. Койфман (ВИМС) разработал, так называемый, микрометод испытаний механической стойкости углей [74].

Вариантом метода размола является испытание с измельчением пробы в молотковой дробилке. Такой способ применялся в Томском политехническом институте [71] и довольно широко распространен за границей [75].

Сущность методов падающего груза заключается в разрушении испытываемого образца за счет удара грузом, падающим с определенной высоты. О сопротивляемости испытываемого материала разрушению судят по степени дробленности образца, устанавливаемой ситовым анализом.

Характеристики сопротивляемости разрушению, получаемые методом падающего груза и выраженные через удельную работу разрушения, можно называть также показателями дробимости угля или горной породы.

Л.И. Бароном, Р.В. Орловым и В.М. Курбатовым разработана и проверена лабораторная методика испытаний горных пород на дробимость [76], основанная на разрушении образцов однократным ударом падающего груза и последующем ситовом анализе полученных продуктов разрушения.

М.М. Протодьяконовым (младшим) в ИГД им. А.А. Скочинского был разработан вариант метода падающего груза, предназначенный для быстрого определения крепости углей в шахтных условиях [77, 67]. Этот вариант получил название метода толчения.

Особенности данного метода заключаются в том, что навески угля или породы, взятые произвольно, измельчаются падающим грузом с постоянным за-

пасом работы. Коэффициент крепости получается обратно пропорциональным объемному выходу мелкой фракции [78].

Метод толчения применяется в странах СНГ [79–81], в Польше и Китае [82–84]. Проявляется к нему интерес и в Англии [85].

Наиболее широкое применение для измерений прочности различных материалов получили различные методы вдавливания.

Метод Бринелля заключается во вдавливании стального закаленного шарика в образец действием заданной нагрузки в течение определенного времени.

Метод Роквелла основан на вдавливании специального наконечника действием двух последовательно прилагаемых нагрузок – предварительной и окончательной.

Метод Виккерса заключается во вдавливании в образец правильной четырехгранной пирамиды с углом между противоположными гранями, равным 136° .

Для определения твердости отдельных структурных составляющих мелкокристаллических агрегатных тел в Институте машиноведения АН СССР разработан так называемый метод микротвердости. Он основан на вдавливании маленькой алмазной пирамиды стандартной формы при нагрузках от 2 до 200 г. Угол при вершине пирамиды равен 136° . Прочность определяют как и в методе Виккерса [86].

Метод, аналогичный методу микротвердости, разработанному в Институте машиноведения АН СССР, был применен В.П. Шубиным [87] для определения твердости каменных углей. Испытания заключались во вдавливании конуса при нагрузках до 360 г.

Е.Ф. Эпштейн предложил [88] оценивать прочность горной породы путем вдавливания специального резца из твердого сплава.

В Институте нефти АН СССР Л.А. Шрейнером разработана методика [89] определения механических свойств горных пород вдавливанием штампа, позволяющая помимо прочности определять также показатели упругости и пластичности.

Для проведения испытаний по методу, предложенному проф. Л.А. Шрейнером, необходимо изготовление образцов с двумя тщательно обработанными (шлифованными) плоскопараллельными поверхностями, что требует значительных затрат труда и времени.

С целью устранения этого недостатка и большего приближения к производственным условиям в лаборатории механических способов разрушения горных пород ИГД им. А.А. Скочинского Л.И. Бароном и Л.Б. Глатманом был разработан и исследован аналогичный по идее, но гораздо более простой метод испытаний. Согласно этому методу вдавливание цилиндрического штампа с плоским основанием производится в нешлифованную (естественную) поверхность породного образца. В связи с тем, что получаемые результаты существенно отличаются от прочности при вдавливании штампа по методике проф. Л.А. Шрейнера, рекомендовано во избежание путаницы именовать этот показатель контактной прочностью.

Метод определения твердости горных пород, разработанный и примененный на шахтах Донецкого бассейна А.М. Янчуром и А.Н. Кульбачным [90], основан на выведенных проф. Л.А. Шрейнером уравнениях для определения усилий подачи и резания на долоте при разрушении породы бурением – резанием.

В Новочеркасском политехническом институте (НПИ) разработан и опробован прибор [91] для определения твердости углей в забое, основанный на замере усилия, необходимого для вдавливания в уголь стержня на заданную глубину.

2.4. Натурные измерения изменчивости прочности угля и вмещающих пород в зоне дизъюнктивных нарушений

Цель натурных экспериментов заключалась в определении закономерности, по которой изменяется прочность горных пород и угля в пределах геологического нарушения, установление на этой основе его границ. Прочность горных

пород и угля оценивалась по величине предела прочности на одноосное сжатие – R_c .

Определение предела прочности на одноосное сжатие пород в зоне нарушения, а также его границ, выполнялось применительно к горно-геологическим условиям выработок ш. «Добропольская» и ш. «Алмазная». Для этого были выбраны на каждой из шахт по три выработки (ш. «Добропольская» – 4 северный конвейерный штрек горизонт 450 м, 5 северный конвейерный штрек горизонт 450 м, 6 северный конвейерный штрек горизонт 450 м; ш. «Алмазная» – 5 южный конвейерный штрек горизонт 550 м, 6 южный конвейерный штрек горизонт 550 м, 7 южный конвейерный штрек горизонт 550 м), пересекающие средние и мелкие дизъюнктивные нарушения с амплитудой сместителя от 10 до 20 м.

Отбор проб для определения предела прочности пород на одноосное сжатие осуществлялся через каждые 2 м в предполагаемой зоне нарушения, методом выбуривания кернов с последующим изготовлением стандартных образцов, их испытание в лаборатории по стандартным методикам (рис. 2.4.).

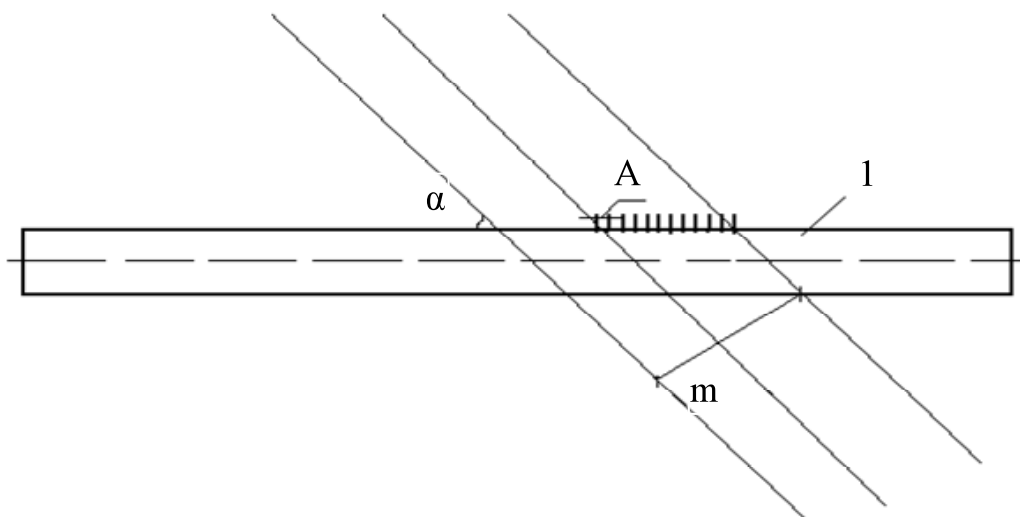


Рис. 2.4. Схема отбора проб в массиве: 1 – выработка; α – угол наклона дизъюнктива; m – ширина дизъюнктива; A – расстояние между выбуриваемыми кернами

Проведение исследований по определению той же величины R_c производилось непосредственно в выработке с помощью молотка Кашкарова. Конструкция эталонного молотка Кашкарова приведена на рис. 2.5.

Молоток Кашкарова оснащен эталонным стержнем из гладкой арматурной стали длиной 150 мм, диаметром 10–12 мм и шариком диаметром 15,88 мм.

Метод регламентирован ГОСТ 22690.2-77 и основан на наличии связи между прочностью породы R_c и величиной косвенного показателя, в качестве которого используется отношение диаметров отпечатков, оставленных при ударе молотком на породе и на эталонном стержне.

Молоток Кашкарова относится к приборам динамического действия с эталоном. Устройство молотка позволяет исключить влияние силы удара на результаты измерений, т.к. отпечатки получаются одновременно на породе с неизвестной прочностью и на эталонном стержне с известными характеристиками [96].

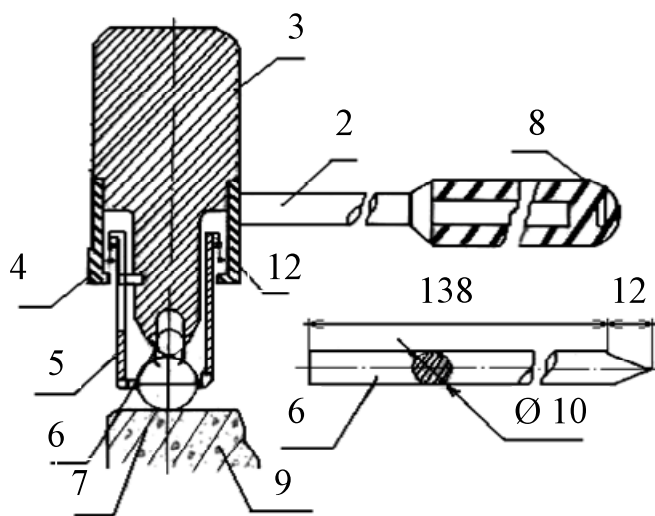


Рис. 2.5. Конструкция эталонного молотка Кашкарова: 1 – корпус; 2 – металлическая ручка; 3 – головка; 4 – пружина; 5 – стакан с отверстиями для шарика и эталонного стержня; 6 – эталонный стержень; 7 – стальной шарик; 8 – резиновая ручка; 9 – испытываемая поверхность

Оценка прочности горных пород и угля с помощью прибора основана на корреляционной связи между изменяемыми параметрами, т.е. между поверхностью отпечатка и пределом прочности породы (угля) на сжатие.

Отношение диаметров отпечатков практически не зависит от силы скорости и направления удара. На участке поверхности выработки наносят серию ударов с такой силой, чтобы получить достаточно крупные удобные для измерения отпечатки. Способы нанесения удара по испытываемой поверхности горных пород и угля приведены на рис. 2.6. После каждого удара эталонный стержень сдвигается на расстояние не менее 10 мм.

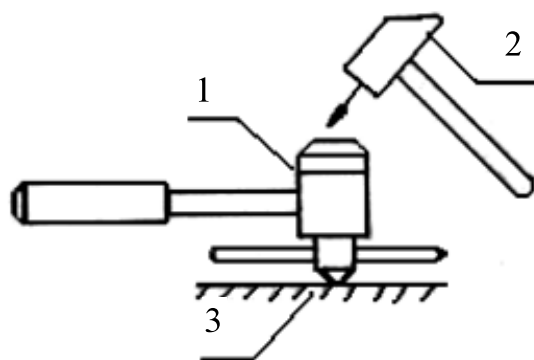


Рис. 2.6. Схема нанесения удара по испытываемой поверхности: 1 – эталонный молоток; 2 – слесарный молоток; 3 – испытываемая поверхность породы

Испытания в натуральных условиях проводились на предварительно подготовленном участке стенки выработки. Расстояние между отпечатками на подготовленной поверхности составляло не менее 100 мм.

Диаметр отпечатков на породе (угле) d_{σ} и эталонном стержне d_{σ} – измерялся с помощью штангенциркуля с погрешностью не более 0,1 мм. Формы отпечатков на поверхности породы и эталонном стержне приведены на рис. 2.7.

Между относительной величиной S , равной отношению диаметра углубления в породе (угле) к диаметру углубления в стандартном стержне и величиной

прочности на одноосное сжатие R_c существует функциональная связь, которая устанавливалась в ходе лабораторных экспериментов.

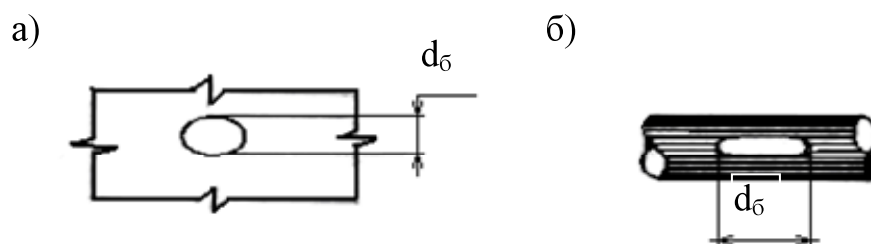


Рис. 2.7. Форма отпечатков: а – на поверхности породы; б – на эталонном стержне

Для получения формулы, объединяющей это отношение с величиной предела прочности на одноосное сжатие R_c , были выполнены лабораторные эксперименты. Суть их состояла в следующем. В выработках шахт были отобраны куски угля и породы размером, в среднем $300 \times 300 \times 300$ мм, в тех же местах, где отбирались керны. На кусках угля и пород определялся предел прочности на одноосное сжатие с помощью молотка Кашкарова. Из кернов изготовлены цилиндрические образцы горных пород и угля с соотношением высоты к диаметру равным 1,8–2,2. Выполнялись одновременно измерения коррелируемых величин S и R_c . Обработка результатов этих лабораторных испытаний позволила получить следующие формулы:

$$\text{для пород} \quad R_c = \frac{3 - \bar{S}}{0,005}; \quad (2.1)$$

$$\text{для угля} \quad R_c = \frac{2,5 - \bar{S}}{0,004}. \quad (2.2)$$

Здесь \bar{S} – среднее значение величины S .

Отклонение величин R_c , полученных по стандартной методике и с помощью молотка Кашкарова, не превышало 5–10%.

Методика проведения натуральных экспериментов заключалась в следующем:

1. По поверхности подготовленного породного участка наносятся 12 ударов эталонным молотком Кашкарова. Для этого с помощью молотка, зубила и шлифовального инструмента устраивается ровный сухой участок на поверхности породы размером не менее 500x500 мм. В паз эталона молотка заостренным концом вводится эталонный стержень; на поверхность выбранного участка породы укладывается копировальная бумага и чистые листы. После каждого удара эталонный стержень выдвигается на расстояние не менее 10 мм.

2. Замеряется диаметр отпечатков на бумаге d_{σ} и диаметр отпечатка на эталонном стержне d_{σ} (по большей оси отпечатка с точностью до 0,1 мм).

3. Определяется отношение $S = d_{\sigma}/d_{\sigma}$ для каждого удара.

4. Определяется величина предела прочности горной породы (угля) на одноосное сжатие по формулам (2.1) и (2.2).

5. Определяется доверительный интервал измеренной величины предела прочности породы, исходя из рассеивания значений S .

6. При коэффициенте вариаций k_{σ} больше 12% эксперимент повторяется.

Результаты измерений предела прочности на одноосное сжатие угля, пород кровли и почвы в районе дизъюнктива представлены в Приложении А.

В результате обработки данных были получены следующие графики изменения прочности в зоне геологического нарушения для пород почвы, кровли и угля (рис. 2.8–2.13).

На рис. 2.14 приведен обобщенный график изменения прочности на одноосное сжатие пород кровли, почвы и угля для условий ГП «Добропольеуголь». Из него следует, что прочность пород и угля в зоне дизъюнктива уменьшается от его границ к центру по слабо выраженной нелинейной зависимости, которая имеет вид:

для пород кровли

$$R_c = 0,0001L^3 - 0,0897L^2 + 3,27L + 25,82; \quad (2.3)$$

для пород почвы

$$R_c = 0,0001L^3 - 0,0793L^2 + 2,86L + 22,27; \quad (2.4)$$

для угля

$$R_c = 0,00004L^3 - 0,027L^2 + 0,965L + 6,03, \quad (2.5)$$

где L – половина ширины дизъюнктива по длине пересекаемой при проходке выработки.

Для упрощения определения прочности в зоне геологического нарушения для пород почвы, кровли и угля в дальнейших расчетах нелинейная зависимость (2.3–2.5) была заменена линейной, которая имеет вид:

для пород кровли

$$R_c = 1,54L + 25,5; \quad (2.6)$$

для пород почвы

$$R_c = 1,3L + 21,7; \quad (2.7)$$

для угля

$$R_c = 0,435L + 5,95. \quad (2.8)$$

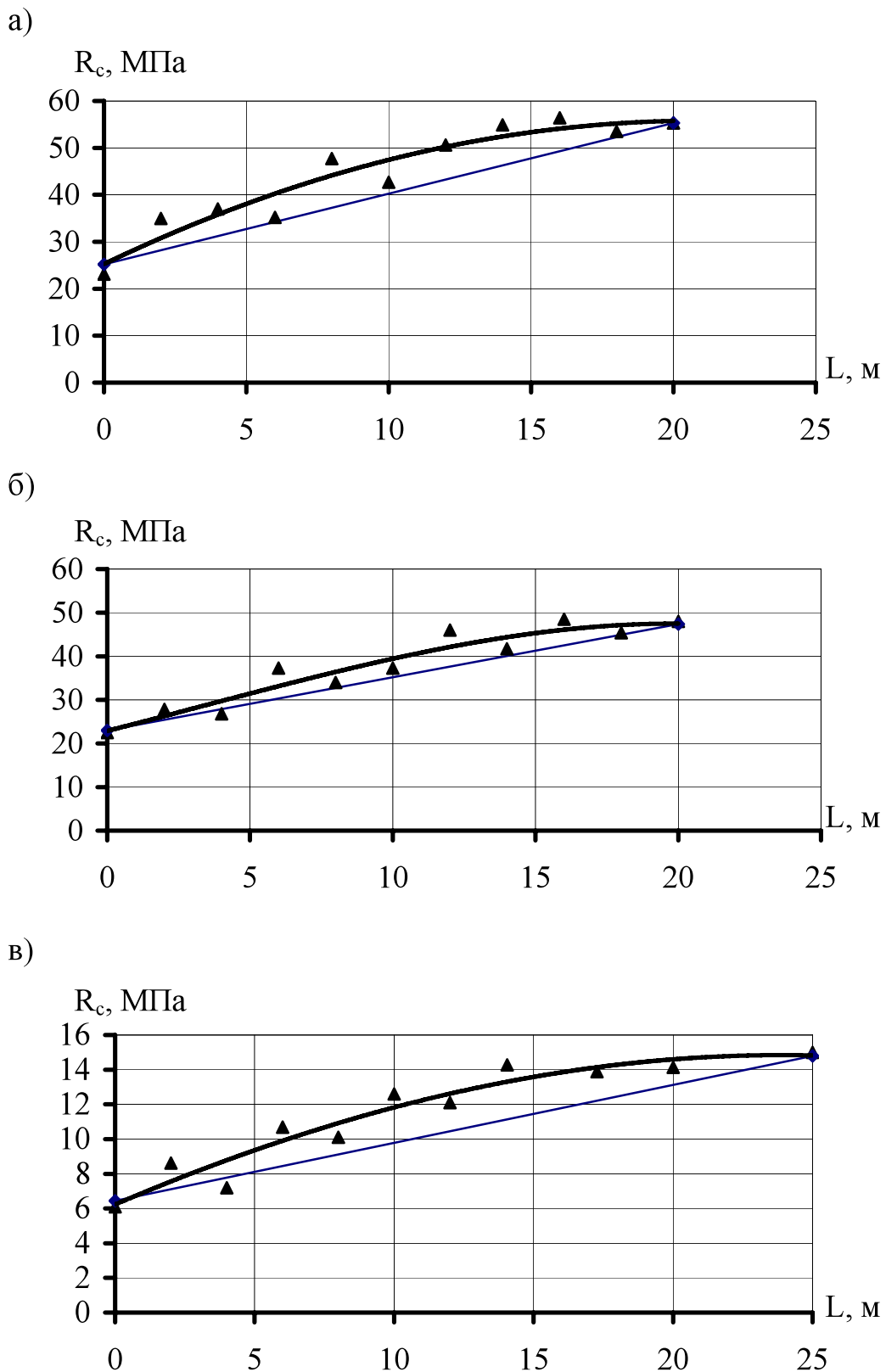


Рис. 2.8. График изменения прочности пород на одноосное сжатие в районе дизъюнктива, для условий ш. «Добропольская» 4 северного конвейерного штрека горизонт 450 м: а) – кровли; б) – почвы; в) – угля

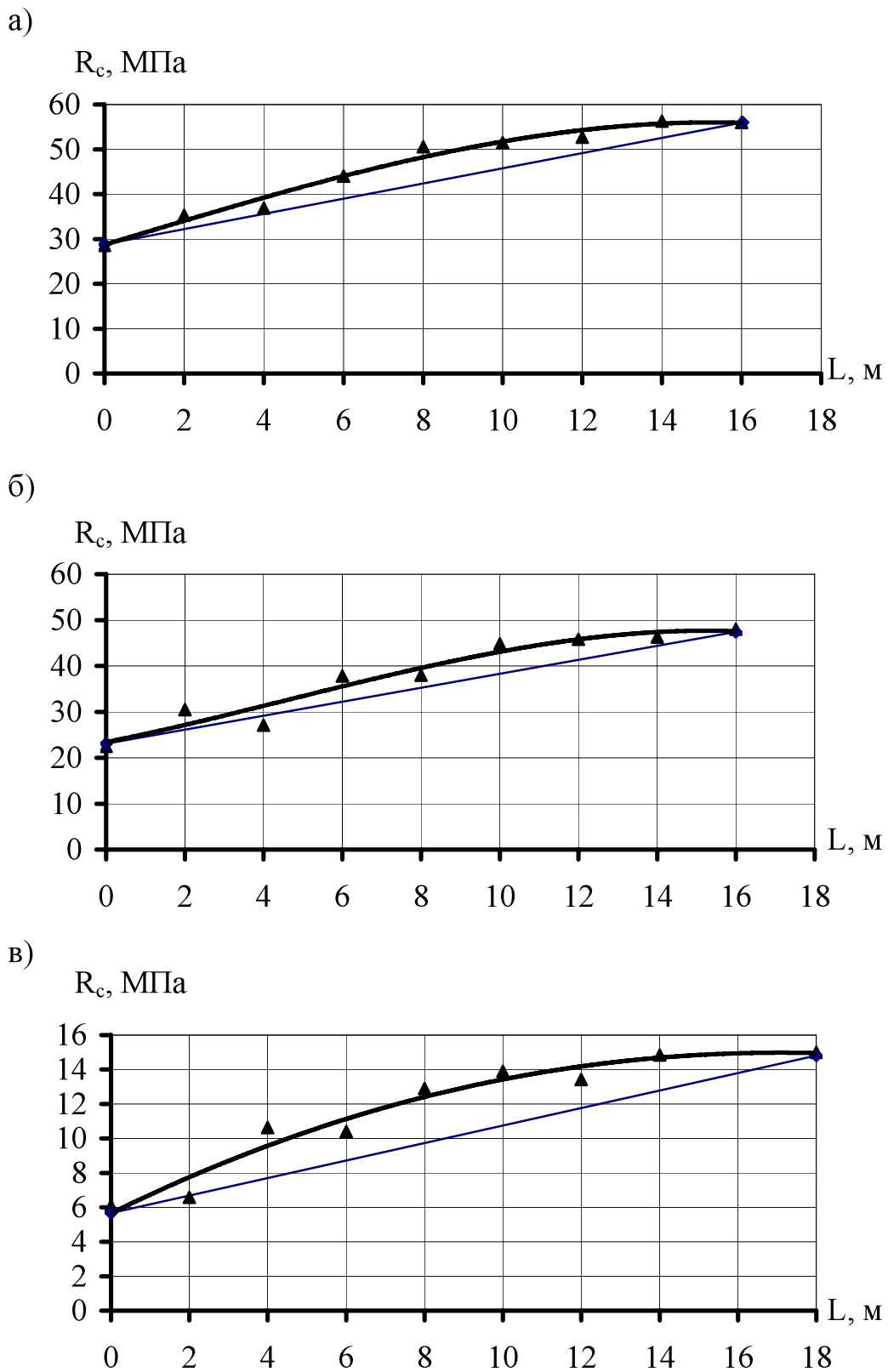


Рис. 2.9. График изменения прочности пород на одноосное сжатие в районе дизъюнктива, для условий ш. «Добропольская» 5 северного конвейерного штрека горизонт 450 м: а) – кровли; б) – почвы; в) – угля

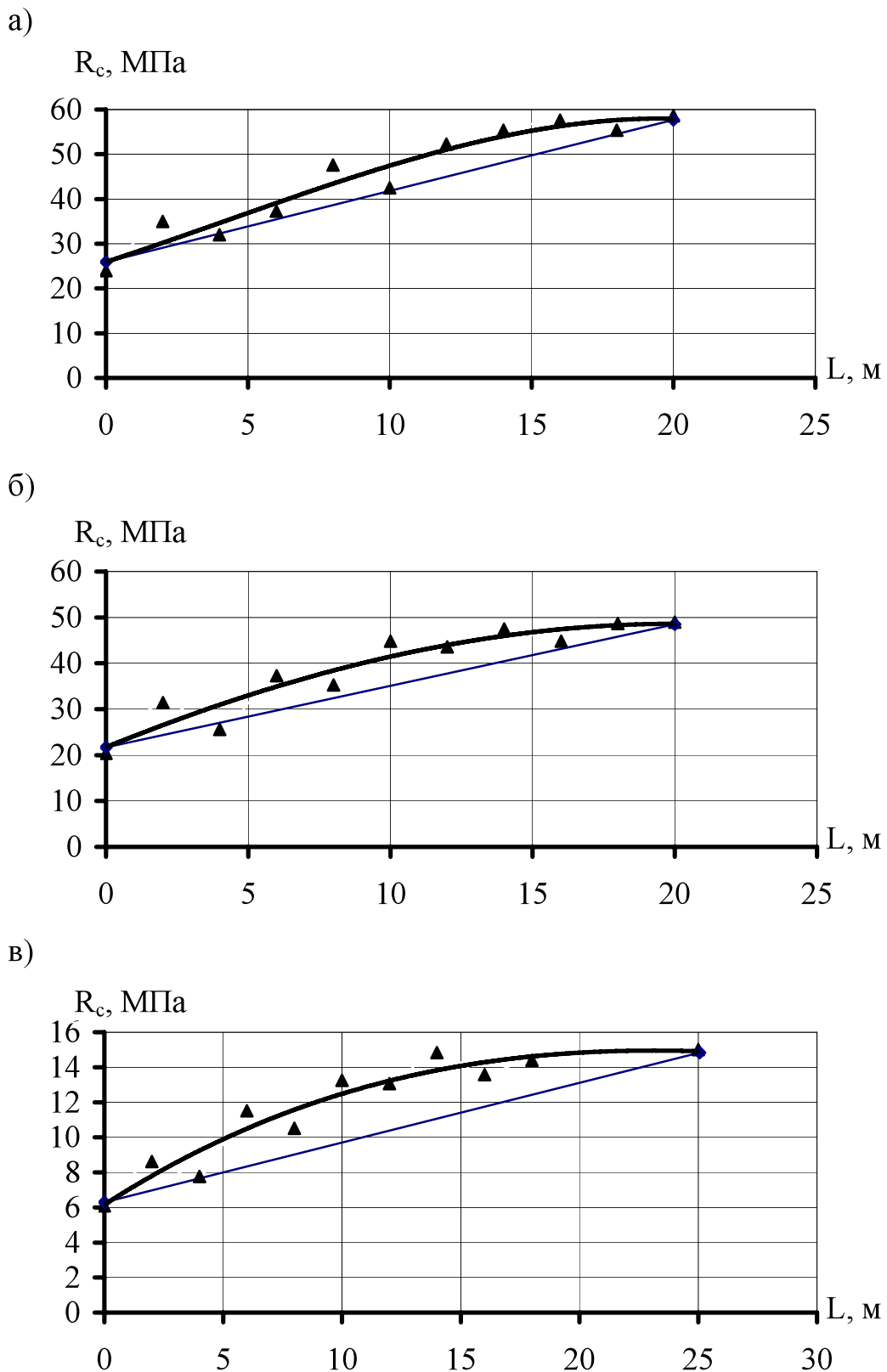


Рис. 2.10. График изменения прочности пород на одноосное сжатие в районе дизъюнктива, для условий ш. «Добропольская» б северного конвейерного штрека горизонт 450 м: а) – кровли; б) – почвы; в) – угля

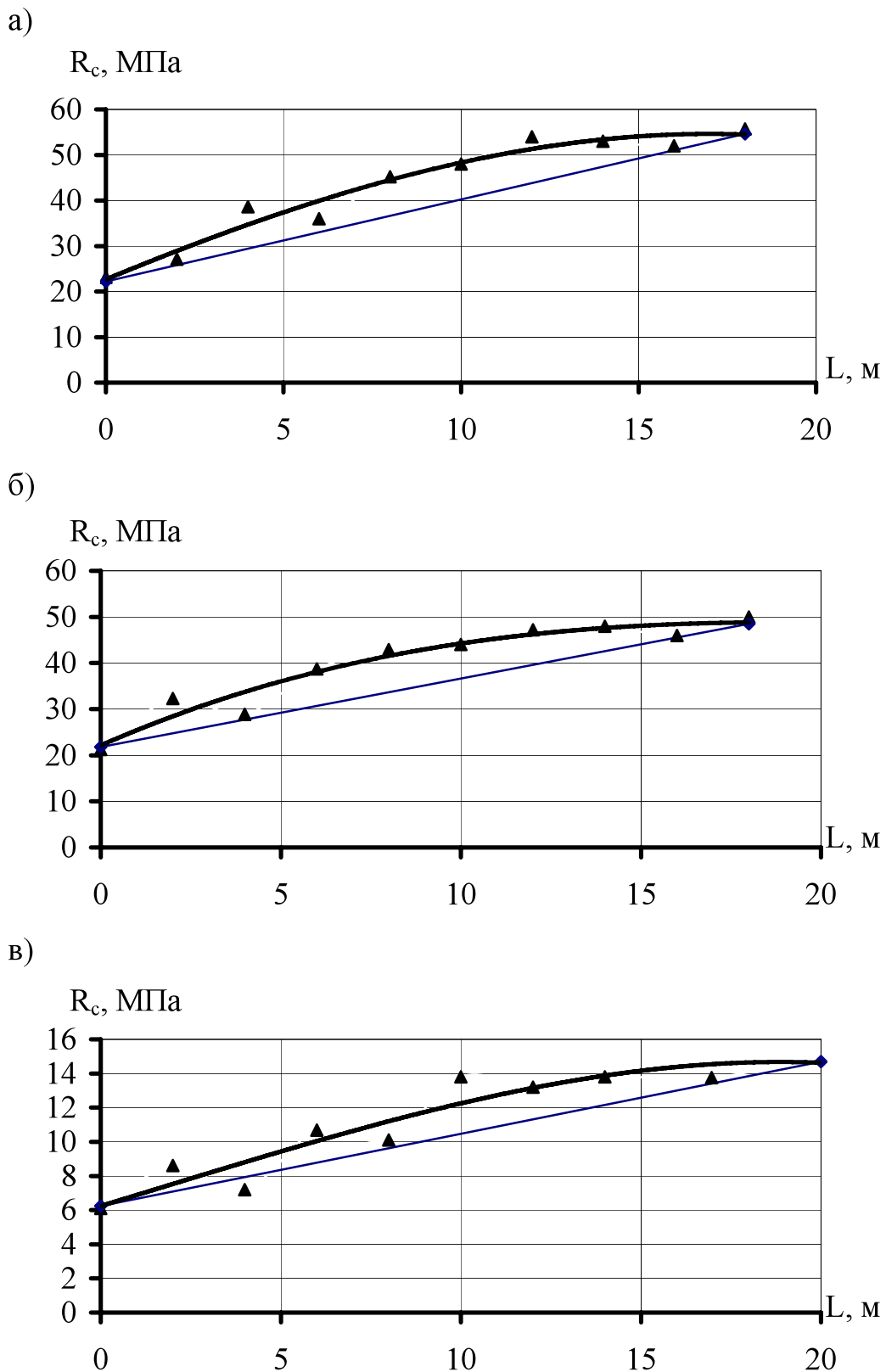


Рис. 2.11. График изменения прочности пород на одноосное сжатие в районе дизъюнктива, для условий ш. «Алмазная» 5 южный конвейерный штрек горизонт 550 м: а) – кровли; б) – почвы; в) – угля

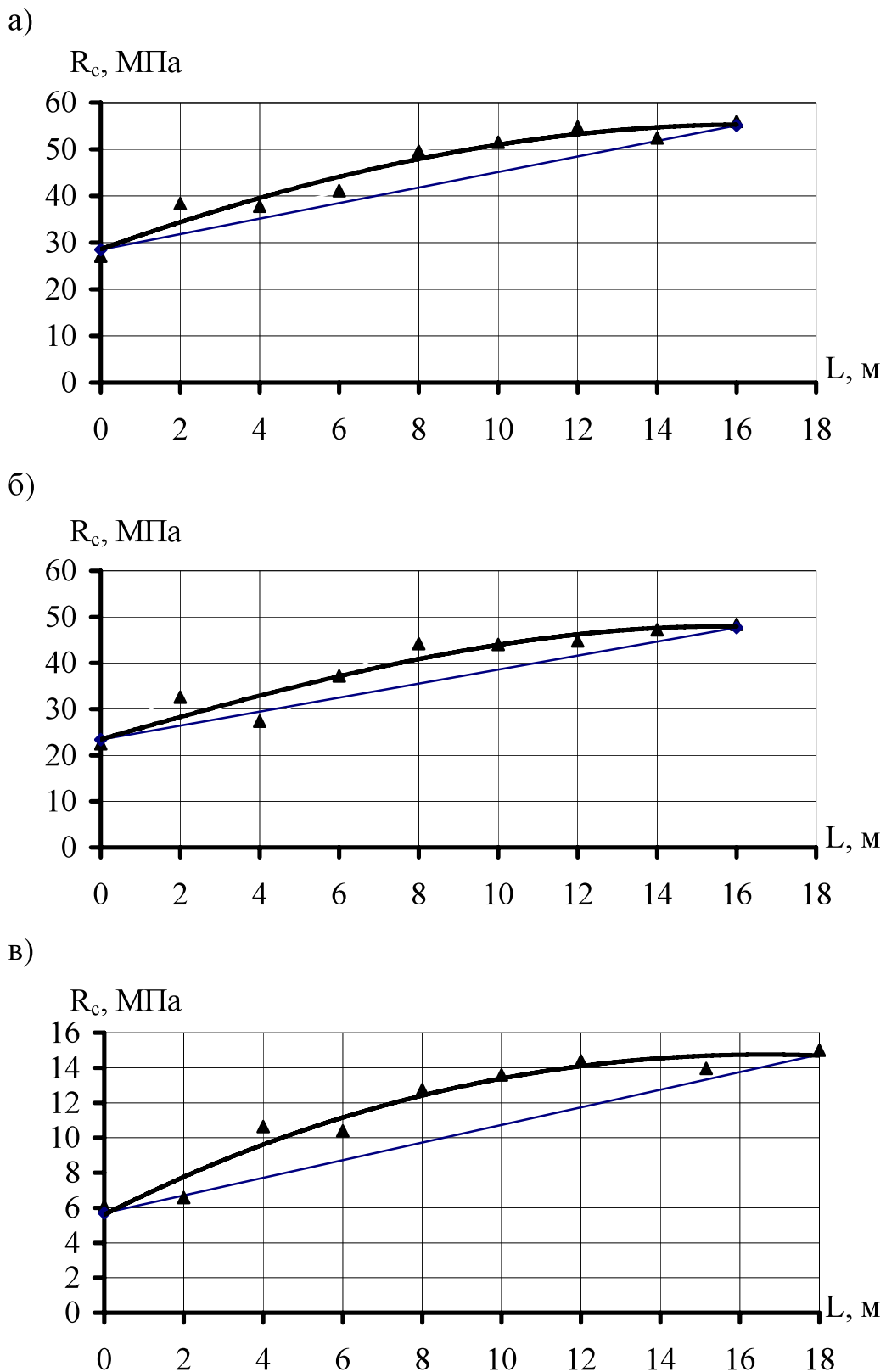


Рис. 2.12. График изменения прочности пород на одноосное сжатие в районе дизъюнктива, для условий ш. «Алмазная» б южный конвейерный штрек горизонт 550 м: а) – кровли; б) – почвы; в) – угля

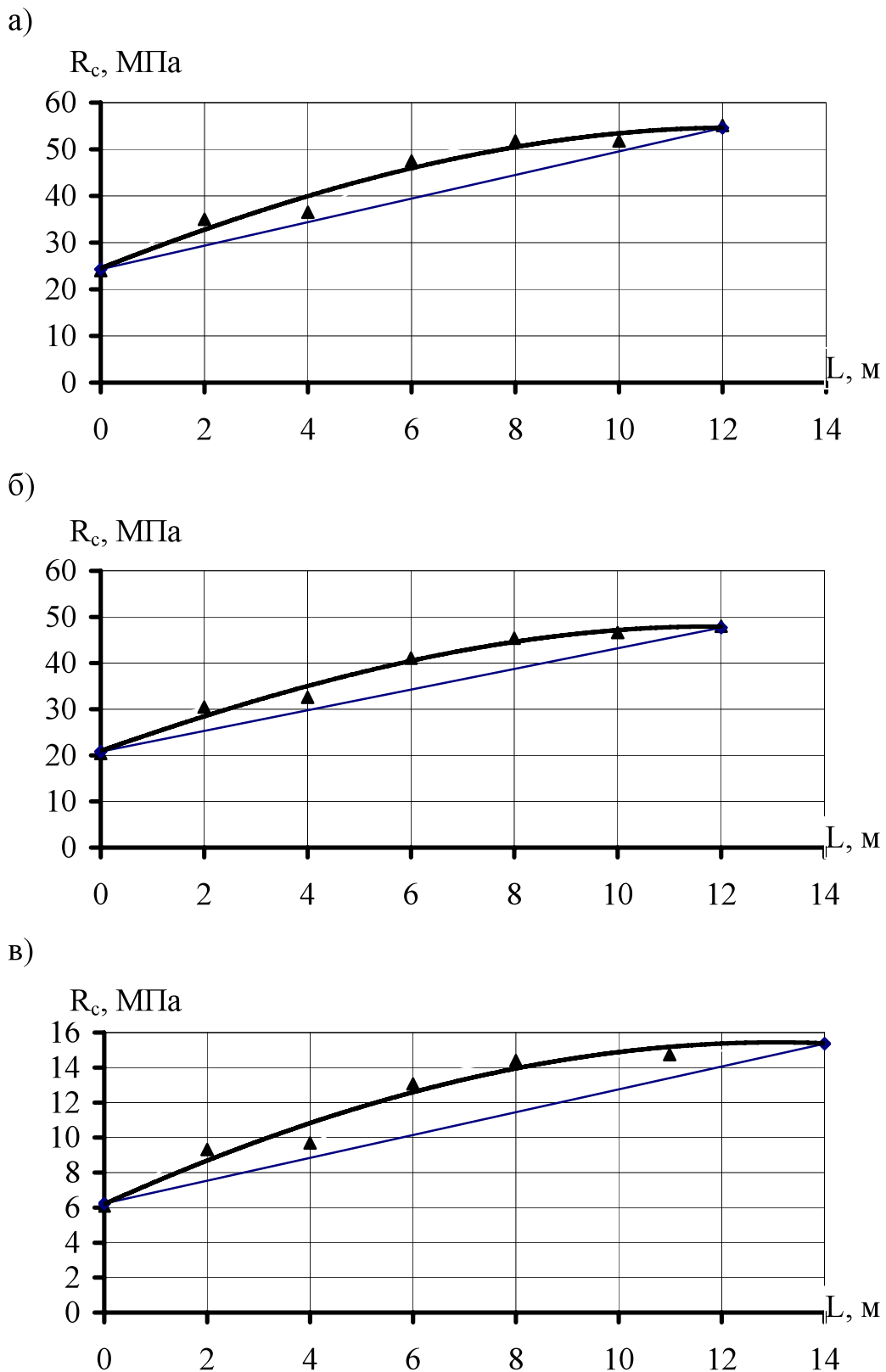
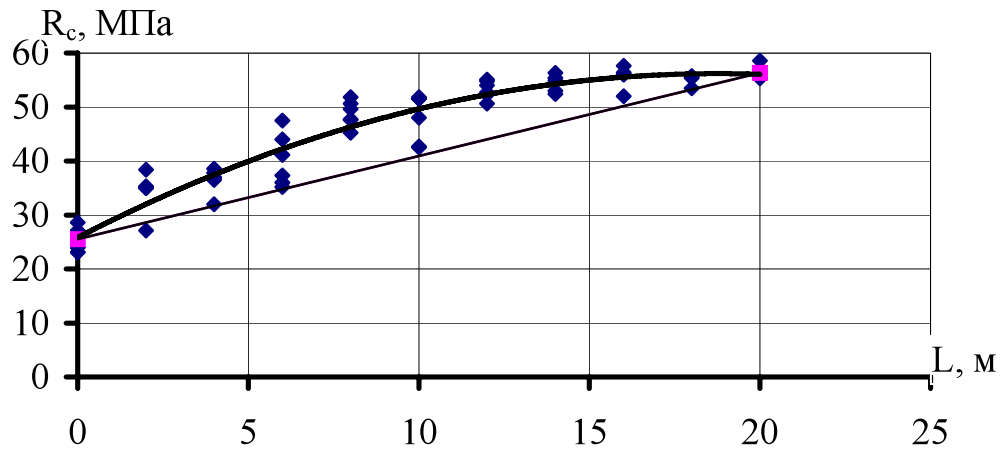
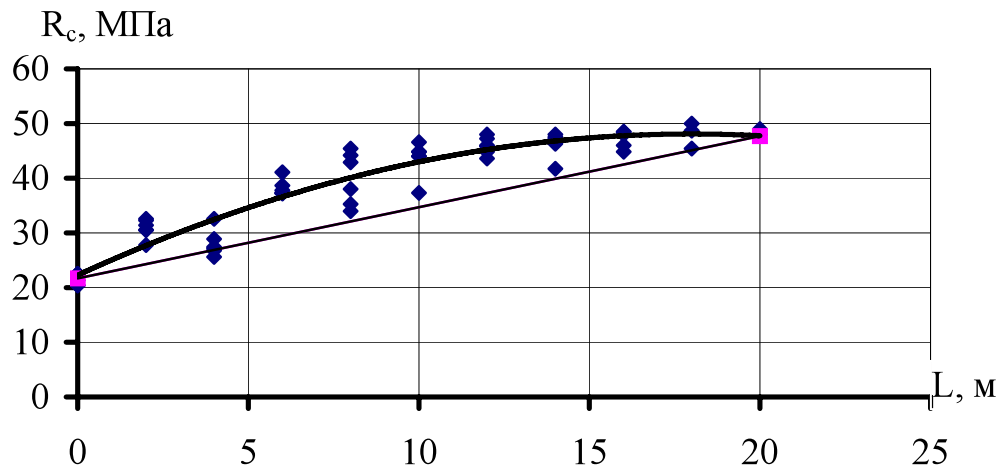


Рис. 2.13. График изменения прочности пород на одноосное сжатие в районе дизъюнктива, для условий ш. «Алмазная», 7 южный конвейерный штрек горизонт 550 м: а) – кровли; б) – почвы; в) – угля

а)



б)



в)

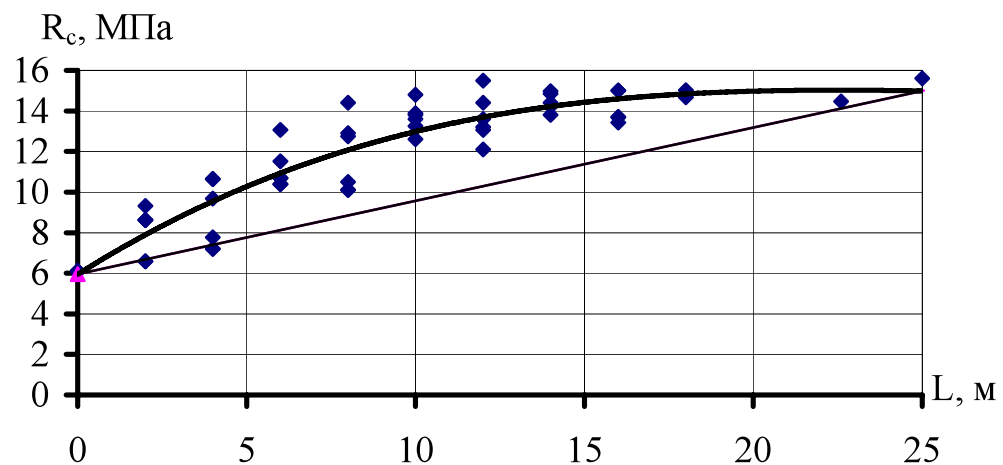


Рис. 2.14. Обобщенный график изменения прочности пород на одноосное сжатие, для условий ГП «Добропольеуголь»: а) – кровли; б) – почвы; в) – угля

На рис. 2.15 приведена зависимость ширины зоны влияния дизъюнктива по нормали к направлению от мощности угольного пласта. Она имеет вид

$$L = 12m_y, \quad (2.9)$$

где m_y – мощность угольного пласта.

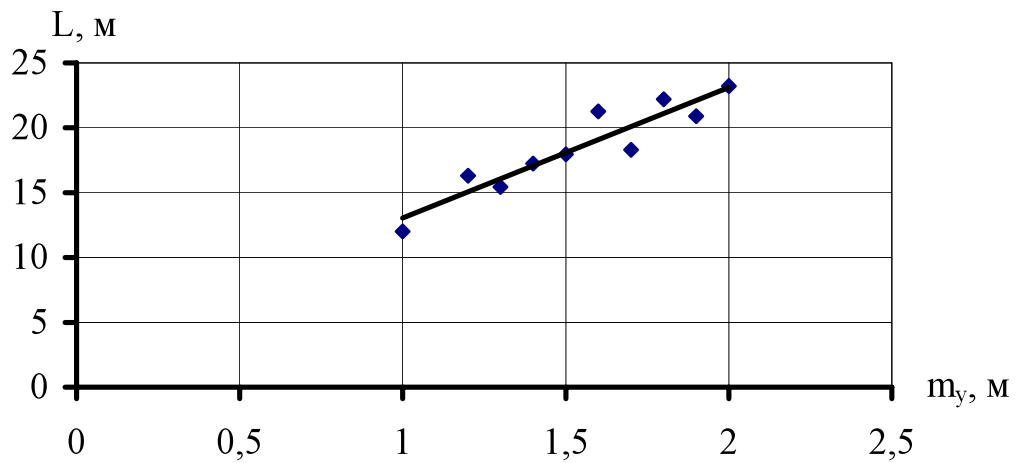


Рис. 2.15. Зависимость ширины зоны влияния дизъюнктива по нормали к его оси от мощности угольного пласта

Г Л А В А 3

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК, ПЕРЕСЕКАЮЩИХ ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ НАРУШЕНИЕ

3.1. Методы исследований в геомеханике

Геомеханика изучает процессы, протекающие в породном массиве в результате горной деятельности, путем математического, физического моделирования, а также измерений в натуральных условиях.

Математическое моделирование, в геомеханике осуществляется на основе аналитических (точных) и численных (приближенных) методов.

В частности, решение задачи о распределении напряжений вокруг одиночной выработки представляет собой пример использования аналитических методов для моделирования изменений напряженного состояния массива при ослаблении его полостью заданных размеров при известных граничных условиях.

С использованием аналитических методов (на основе упруго-пластической или упруго-пластически-вязкой деформационной модели среды) моделируются процессы образования вокруг выработки зоны неупругих деформаций, формирования нагрузки на крепь, пучения пород почвы и т.п. При этом расчетные схемы позволяют на основе общих положений механики твердого тела (или сыпучей среды) получить решение в замкнутом виде, т. е. в виде конечных зависимостей искомых величин от исходных данных.

Усложнение расчетной схемы, например, включение в нее двух выработок, во многих случаях делает невозможным получение аналитического решения. Наличие слоев пород с различными свойствами, а также области обрушенных пород, создает дополнительную неоднородность рассматриваемой среды. Получить решение задачи о распределении напряжений и деформаций аналитически для приведенной области, даже в предположении, что среда деформируется только упруго, не представляется возможным.

В этом случае решение можно получить, так называемыми, численными методами, которые с использованием ряда допущений позволяют на основе общих положений механики твердого тела установить напряженное состояние в определенных точках рассматриваемого объекта. Практическая реализация методов численного моделирования, теоретические положения которого были известны давно, стала возможна с появлением компьютеров соответствующей разрешающей способности. Это очень эффективный метод исследований, возможности которого ограничиваются уже не возможностью современных вычислительных комплексов, а уровнем адекватности исходных физических моделей.

Наиболее апробированными и эффективными на сегодняшний день являются: метод конечных элементов (МКЭ) и метод граничных элементов (МГЭ). Другое название последнего – метод граничных интегралов (МГИ). В последние два десятилетия благодаря применению этих методов существенно расширился класс задач, решаемых в геомеханике.

Метод конечных элементов в последние десятилетия получил очень широкое распространение и стал одним из основных методов расчетов в геомеханике [93–100]. Это обусловлено универсальностью подхода, лежащего в основе метода конечных элементов, заключающегося в представлении геометрии любого деформируемого тела в виде совокупности элементов простейшей формы: треугольной, четырехугольной и др. Элементы бывают одномерными, плоскими и пространственными, с прямолинейными или криволинейными сторонами, вдоль каждой из них может быть два или более узлов.

Суть метода конечных элементов заключается в следующем. Из бесконечного массива выделяется некоторая интересующая исследователя область, например, в окрестности подлежащей изучению выработки. Вся исследуемая, неоднородная в общем случае, область делится на подобласти, достаточно малые, чтобы считать внутри их среду однородной и изотропной. Поэтому свойства среды в каждой из подобластей описываются постоянными (для данной подобласти) характеристиками. Эти подобласти называются конечными элементами.

Они взаимодействуют друг с другом в узлах через узловые силы и узловые перемещения.

Основная идея метода заключается в том, что перемещения внутренних точек каждого элемента связываются с перемещениями узлов. Эта связь выражается некоторой функцией, которая называется функцией формы.

Из существа метода вытекают его огромные возможности для математического моделирования различных неоднородностей [101, 102]. По сути, для каждого элемента можно задать свои свойства, правда, только упругие. В частности, легко моделируется слоистость. Можно имитировать зону разрушенных пород, задав соответствующие (меньшие) значения модуля упругости, или наоборот, учесть наличие некоторых более жестких элементов.

Следует отметить, что никаких ограничений относительно неоднородности горного массива по деформационным свойствам не накладываемся. Пользуясь аппаратом МКЭ, можно моделировать слоистую среду, трещиноватость, анизотропию свойств пород, явления фильтрации. Имеются практически неограниченные возможности построения «улучшенных» элементов. В частности, для моделирования сцепления слоев на контактах используются специальные «контактные» элементы [102]. Разработаны особые приемы для моделирования взаимодействия крепи выработки с окружающим массивом [103]. Совершенно очевидно, что сколько угодно сложный вырез в полуплоскости, а также конечное число таких вырезов, не являются препятствием к применению метода. Так, получение решения о распределении напряжений в целиках и потолочинах при камерной системе разработки не представляет сложности. Моделирование обрушенных пород также легко осуществимо в рамках метода. Следует только обосновано выбрать условные «упругие» характеристики обрушенных неуплотненных пород на основе дополнительных исследований.

МКЭ применим не только к решению двумерных (плоских) задач теории упругости. Пространственная область массива также может быть аппроксимирована конечными элементами, но уже не треугольными, а, например, тетраэдными. Естественно, математический аппарат метода и его реализация на ЭВМ

при этом существенно усложняется. Поэтому решения для трехмерных областей, полученные на настоящий момент, весьма немногочисленны, но их число растет с увеличением возможностей ПЭВМ.

Отметим также возможность получения МКЭ–решений в нелинейной постановке, т.е. в предположении, что среда деформируется неупруго, допускает пластические деформации или хрупкое разрушение. Используя вычислительные возможности метода, нелинейное решение получают как последовательность упругих решений – итераций.

Идея метода граничных элементов заключается в следующем. В действии сосредоточенных сил, равномерно распределенных вдоль некоторых отрезков, образующих некоторую замкнутую ломаную линию в бесконечно упругой среде. Напряжения в произвольной точке среды получают, суммируя вклады от действия усилий на каждом из этих отрезков. Поэтому отрезки ломаной, на которых приложены усилия, называются граничными элементами. Численная процедура заключается в суммировании вкладов от усилий на каждом отрезке – граничном элементе. Влияние каждого усилия на соответствующем отрезке дает сингулярное решение, которое удовлетворяет уравнению равновесия. Поэтому нет необходимости разбивать область на подобласти как в МКЭ, делится на элементы только граница области.

По сравнению с МКЭ, метод граничных элементов более экономичен. Система уравнений имеет порядок намного меньший, поскольку она сформирована только для N элементов, заданных на контуре выработки. Однако, метод граничных элементов имеет несколько меньше возможностей для моделирования различных неоднородностей среды и нелинейности физических соотношений. В частности, в нем нет возможности учесть массовые силы, что особенно важно при решении упругопластических задач. Хотя и здесь существуют различные подходы. Все зависит от базового решения.

Решения большого класса геомеханических задач (в том числе и для трехмерных областей) приведены в [104].

Метод дискретных элементов (МДЭ) базируется на двух фундаментальных законах физики – втором законе Ньютона и законе упругих деформаций Гука [105].

Суть МДЭ применительно к моделированию сложноструктурных породных массивов, содержащих искусственные полости (выработки), состоит в следующем. Реальный породный массив в модели заменяется дискретными элементами, которые, в принципе, могут иметь любую форму, и лучше, если она будет близка к очертаниям элементов структуры массива. Чаще всего, элементы представляются в виде шаров, которые в общем случае имеют разный диаметр. Шары взаимодействуют между собой и с ограничивающими плоскостями посредством сил трения и диссипативных сил, а также, и это главное, посредством неидеальных высвобождающихся связей, которые противодействуют их взаимопроникновению. Если иных связей нет, то шары имитируют сыпучую среду. Шары могут быть также «склеены» между собой и стенами посредством таких неидеальных не высвобождающихся связей, которые не только препятствуют их взаимопроникновению, но также разбеганию и вращению. В этом случае рассматриваемая механическая система имитирует сплошной массив. Как только реакции в невысвобождающихся связях превышают некоторый предел, они ликвидируются как разрушенные и тогда уже система шаров и плоскостей имитирует разрушенный массив, который состоит из несвязанных между собой частиц и, возможно, сыпучего материала между ними. В самом же общем случае модель, состоящая из шаров и ограничивающих плоскостей, может имитировать сплошной породный массив, содержащий разрушенные участки.

Отличительной особенностью данного метода по отношению к изложенным выше методам конечных и граничных элементов, применимых только в случае моделирования сплошных сред, является возможность описания нелинейных динамических процессов, возникающих в деформирующемся породном массиве, содержащем полости и участки разрушенных горных пород.

К недостаткам метода можно отнести достаточно высокие требования к технической базе для его реализации. Для обработки больших массивов данных

и решения реальных задач необходимо достаточно высокое быстродействие компьютера и большой объем оперативной памяти.

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

Физическое моделирование предполагает исследование геомеханических процессов в лабораторных условиях путем воспроизведения их на физических моделях, уменьшенных или увеличенных по отношению к реальному объекту. Физическое моделирование позволяет проводить качественное, а иногда и количественное детальное исследование процессов сдвижения, деформации и разрушения горных пород при ведении очистных и подготовительных работ, являясь необходимым этапом при разработке новых гипотез и теорий, а также проверки решений, полученных аналитическими и численными методами.

В геомеханике используют физическое моделирование двух видов: собственно физическое и аналоговое. Первое предусматривает воссоздание в модели тех же самых физических полей, которые действуют и в объекте природы, но измененных по своим абсолютным значениям в соответствии с принятым масштабом моделирования. Аналоговое моделирование предусматривает замену в модели одних физических полей другими, например, замену натурального поля механических напряжений электрическим полем в модели. При этом на моделях изучают закономерности явлений и процессов, протекающих в натуральных

объектах, используя математическую аналогию различных по физической природе процессов, т.е. математическую тождественность основных законов и совпадение дифференциальных уравнений, описывающих эти процессы.

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

На сегодняшний день, учитывая сложность механических процессов, происходящих в толще пород при проведении выработки, методы лабораторного моделирования продолжают оставаться необходимым звеном исследований.

Наиболее удобным для исследования проявлений горного давления является метод моделирования на эквивалентных материалах, предложенный Т.Н. Кузнецовым [106]. Основные принципы этого метода сводятся к замене в модели естественных горных пород искусственными материалами с физико-механическими свойствами, которые, в соответствии с принятым масштабом моделирования, находятся в определенных соотношениях с физико-механическими свойствами натуральных горных пород.

Одним из преимуществ метода моделирования на эквивалентных материалах является возможность измерения показателей, отражающих напряженно-деформированное состояние (НДС) массива в интересующих областях, которые в натуральных условиях осуществить практически невозможно ввиду труднодоступности участков массива.

Моделирование на эквивалентных материалах позволяет с большой степенью детальности проследить механизм процессов в толще пород при движении забоя выработки, особенно процессов деформирования пород с разрывом сплошности, что обычно исключено при других методах моделирования. Вследствие этого, метод эквивалентных материалов является наиболее дейст-

венным, благодаря чему он получил широкое применение при решении различных задач геомеханики.

Весьма ценным методом, позволяющим получать важные относительные количественные характеристики неоднородных напряженных состояний элементов сложных механических систем, является также оптический метод исследования напряженного состояния вокруг подземных выработок, начало которому было положено Ф. Левинсоном-Лессингом [107].

Поляризационно-оптический, или просто оптический, метод моделирования позволяет устанавливать распределение и значения упругих напряжений в массивах пород и элементах сооружений любой конфигурации, когда деформации модели происходят без разрыва сплошности.

Оптический метод основан на свойстве большинства прозрачных изотропных материалов (целлулоид, бакелит, фенолит и др.), называемых оптически чувствительными, при приложении механических нагрузок приобретать оптическую анизотропию и проявлять способность двойного лучепреломления. Последнее заключается в том, что луч света, проходя через прозрачную кристаллическую среду, разлагается на две взаимно перпендикулярные плоскополяризованные составляющие, которые распространяются внутри среды с различной скоростью.

Применительно к решению задач горного давления впервые этот метод был применен Ф. Левинсон-Лессингом и А. Зайцевым при исследовании влияния формы сечений тоннелей на характер распределения напряжений [107].

При решении задач, которые не могут быть сведены к плоским, применяют объемные модели. Для нахождения напряжений в какой-либо внутренней области объемной модели выделяют эту область так, чтобы по пути прохождения светового луча напряженное состояние практически не менялось. Основные способы решения объемных задач: а) способ, основанный на использовании свойств оптически чувствительных материалов моделей фиксировать («замораживать») оптический эффект; б) способ рассеянного света; в) способ оптически чувствительных вклеек.

При одновременном действии сил тяжести и упругости механическому подобию удовлетворяет метод центробежного моделирования, разработанный и практически развитый Г.И. Покровским [108].

Метод центробежного моделирования заключается в замене гравитационных сил инерционными, создаваемыми в модели в результате ее вращения в каретке центрифуги. В принципе, метод позволяет моделировать объемное НДС пород вокруг выработок как в упругой области, так и за ее пределами.

Достоинством центробежного моделирования является то, что это единственный из методов моделирования, в котором, благодаря использованию натуральных горных пород, соблюдается соответствие между размерами частиц и молекул. Для некоторых задач это имеет важное значение.

Вместе с тем, данный метод имеет и ряд недостатков. Один из них – отсутствие однородности механического силового поля, т.к. вследствие ограниченного радиуса центрифуги силовые линии и эквипотенциальные поверхности в модели непараллельны. Кроме того, с удалением от центра тяжести модели в ту или иную сторону по ее высоте изменяется эффективный радиус вращения, соответственно, изменяется и масштаб моделирования. Указанное обстоятельство и технические возможности ограничивают предельные размеры моделей по высоте, а, следовательно, и возможные глубины моделируемой толщи пород.

Среди других методов моделирования заслуживают внимания электроаналоговые методы моделирования, т.е. электрическое моделирование физических полей, а также различные комбинированные методы [109], например, сочетающие принцип метода эквивалентных материалов и принцип центробежного моделирования и др.

Идея метода, сочетающего принцип метода эквивалентных материалов и принцип центробежного моделирования, заключается в том, что вместо модели из натуральных горных пород, применяемой в методе центробежного моделирования, модель изготавливают из эквивалентных материалов, механические характеристики которых удовлетворяют условию подобия в некотором достаточно крупном геометрическом масштабе. Модель помещают в центрифугу и

подвергают испытаниям при параметрах вращения, определяемых принятым масштабом центробежного моделирования. В данной комбинации двух методов геометрический масштаб модели из эквивалентных материалов, испытываемой в центрифуге, равен произведению этих двух геометрических масштабов.

Эти методы основаны, как отмечалось выше, на совпадении дифференциальных уравнений, описывающих процессы в электрическом и механическом силовых полях. Такие модели могут быть двух типов. В первом, методе электрогидродинамических аналогий (ЭГДА), используют меняющиеся электрические свойства сплошной проводящей среды. Второй, известный как метод электрических сеток прямой аналогии (ЭСПА), предусматривает замену сплошной среды сеткой из некоторых элементарных электрических ячеек, параметры которых назначают исходя из свойств среды в механической системе и критериев подобия. Электрические ячейки – элементы напряжения, силы тока, индуктивности, емкости – служат аналогами механического напряжения, скорости упругого смещения, массы, податливости элементарных объемов моделируемого массива пород.

Электроаналоговые методы применяют в настоящее время для решения задач, связанных с динамическими процессами в породных массивах, а дальнейшее развитие этих методов может открыть пути моделирования совместного действия статических и динамических процессов механики горных пород.

Часто используют в сочетании оптический метод и метод эквивалентных материалов. Например, оптическим методом наиболее детально изучают распределение напряжений в зоне опорного давления, а методом эквивалентных материалов для тех же условий исследуют развитие деформаций толщи с разрывом сплошности и механизм взаимодействия сдвигающихся пород с крепью [110].

3.2. Упругопластическая задача в геомеханике

Начало исследований напряженно-деформированного состояния породного массива в окрестности подземных выработок на основе упругопластической модели среды было заложено в работах Р. Феннера [111] и А. Лабасса [112], где рассматривалась длинная выработка типа квершлага или ствола с круглой формой поперечного сечения, пройденная в упругом изотропном массиве с коэффициентом бокового распора, равном единице. А. Лабасс предпринял неудачную попытку учесть массовые силы, однако затем, чтобы получить решение задачи в замкнутом виде, вынужден был упростить ее и вернуться к рассмотрению невесомой породной среды. Приконтурный массив был представлен как среда, обладающая внутренним трением и лишенная сцепления. Соотношение между компонентами напряжений в области разрушенных пород принималось на основе прямолинейной огибающей предельных кругов Мора.

Дальнейшее развитие представления Р. Феннера и А. Лабасса получили в работах К.В. Руппенейта [113, 114], где была весьма подробно и обстоятельно поставлена задача о равновесном состоянии породной среды, содержащей одиночную выработку. Решение ее выполнено методом малого параметра для условий негидростатически сжатого массива при прямолинейной огибающей предельных кругов главных напряжений.

Исследования К.В. Руппенейта во многом опирались на аналогичные задачи, решенные ранее Л.А. Галиным [115] и А.П. Соколовым [116] с привлечением условия пластичности Треска-Сен-Венана.

Использование в качестве условия разрушения линейных критериев, типа Кулона-Мора или Треска-Сен-Венана, существенно упрощая математические процедуры в процессе решения, неизбежно приводит к линейной зависимости радиуса области неупругих деформаций от глубины расположения выработки, что не подтверждается натурными измерениями. В значительной мере это обстоятельство послужило в геомеханике причиной для постановки упругопла-

стических задач, в которых условие разрушения принималось в виде реальной криволинейной огибающей предельных кругов главных напряжений.

Физически задача установления поля напряжений и перемещений в окрестности длинных горизонтальных выработок сводится к изучению напряженно-деформированного состояния невесомой пластинки, ослабленной соответствующим числом отверстий заданной формы при известных граничных условиях. Для исследований в геомеханике такая постановка позволяет обоснованно использовать подходы, хорошо разработанные в механике деформируемого твердого тела, где 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 [115], Г.П. Черепанова [117], Б.Д. Аннина [118].

Решение известной задачи Л.А. Галина в перемещениях было вначале получено Д.Д. Ивлевым приближенно, методом малого параметра [119]. Затем, исходя из условия несжимаемости материала, на основе теории Хаара-Кармана Н.И. Остросаблиным были даны точные формулы для перемещений в пластической области [120]. А.С. Космодамианский [121] и В. Мирсалимов [122] рассмотрели упругопластические задачи для среды, содержащей бесконечный ряд одинаковых круговых отверстий. Такая схема представляет собой модель камерно-столбовых систем разработки. Б.Д. Аннин [123] и Н.И. Остросаблин [124, 125] нашли приближенное решение задач об упругопластическом распределении напряжений вокруг конечного числа круговых отверстий. Л.М. Куршин и И.Д. Суздальницкий [126] выполнили решение упругопластической задачи для плоскости, ослабленной двоякопериодической системой круговых отверстий.

Во всех задачах, рассмотренных выше, полагалось, что пластическая область охватывает полностью весь контур выработки (отверстия).

П.И. Перлин при помощи разработанного им численного метода получил решение ряда упругопластических задач в случае неполного охвата отверстия пластической областью [127, 128].

В.С. Сажин [129] с применением метода П.И. Перлина [127] 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 [130]. Впоследствии исследования упругопластического распределения напряжений и деформаций вокруг горных выработок, пройденных в разупрочняющейся породной среде, были выполнены в работах Н.П. Немчина [131], А.М. Линькова [132], И.В. Баклашова и Б.А. Картозии [133], В.Т. Глушко и В.В. Виноградова [134], А.Г. Протосени [135], А.Н. Шашенко 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.

Математические трудности, возникающие при этом в связи с усложнениями модели, в известной мере могут быть устранены путем применения численных методов, таких, например, как метод конечных [136] или граничных [137] элементов, которые все чаще используются для исследования упругопластического состояния породного массива, содержащего горную выработку [138].

3.3. Физическая модель выработки в зоне нарушения

Подземная горная выработка представляет собой искусственную полость определенного функционального назначения, пройденную тем или иным способом в гетерогенном породном массиве. Ее устойчивость в течении заданного срока службы обеспечивается, прежде всего, возведением крепи соответствующей несущей способности и податливости, которая сложным образом воспринимает нагрузку со стороны массива, в том числе и в зоне дизъюнктивного

геологического нарушения, контактируя с породным обнажением. Таким образом, рассматриваемая механическая система состоит из трех основных взаимодействующих в силовых полях подсистем: породного массива, локально ослабленного полостью (выработкой), породного обнажения и крепи, каждая из которых обладает более высоким, по отношению к исходному объекту, уровнем организации.

Исследование процесса перемещения породного массива в окрестности одиночно-протяженной горизонтальной выработки в породном массиве во время пересечения и после пересечения нарушения в численном виде достаточно корректно можно выполнить только на основе объемной модели. Принимая во внимание то обстоятельство, что рассматриваемая задача должна быть упруго-пластической, численная модель представляется очень сложной, громоздкой. Интерпретация результатов вычислений при этом чрезвычайно затрудняется. В этой связи предлагается упрощенный подход к решению поставленной задачи, состоящий в следующем. За основу принимаются известные решения плоской упруго-пластической задачи о пересечении разрывного нарушения очистной выработкой (лавой) [138, 139] и об упруго-пластической устойчивости протяженной одиночной горизонтальной выработки [140]. Ищется искусственное решение основной задачи, опирающееся на решения известных задач.

В соответствии с этим, для исследований закономерностей распределения вышеперечисленных факторов приняты наиболее удобные для аналитических исследований модели протяженной горной выработки, пересекающей дизъюнктивное нарушение, приведенные на рис. 3.1–3.2.

В одной модели выработка имеет арочную форму, как показано на рис. 3.1.

В другой модели выработка моделируется прямоугольным вырезом, расположенным примерно, посередине по отношению к вертикали исследуемого массива, который приближаясь, постепенно пересекает дизъюнктивное геологическое нарушение, как показано на рис. 3.2 (см. пунктирные линии).

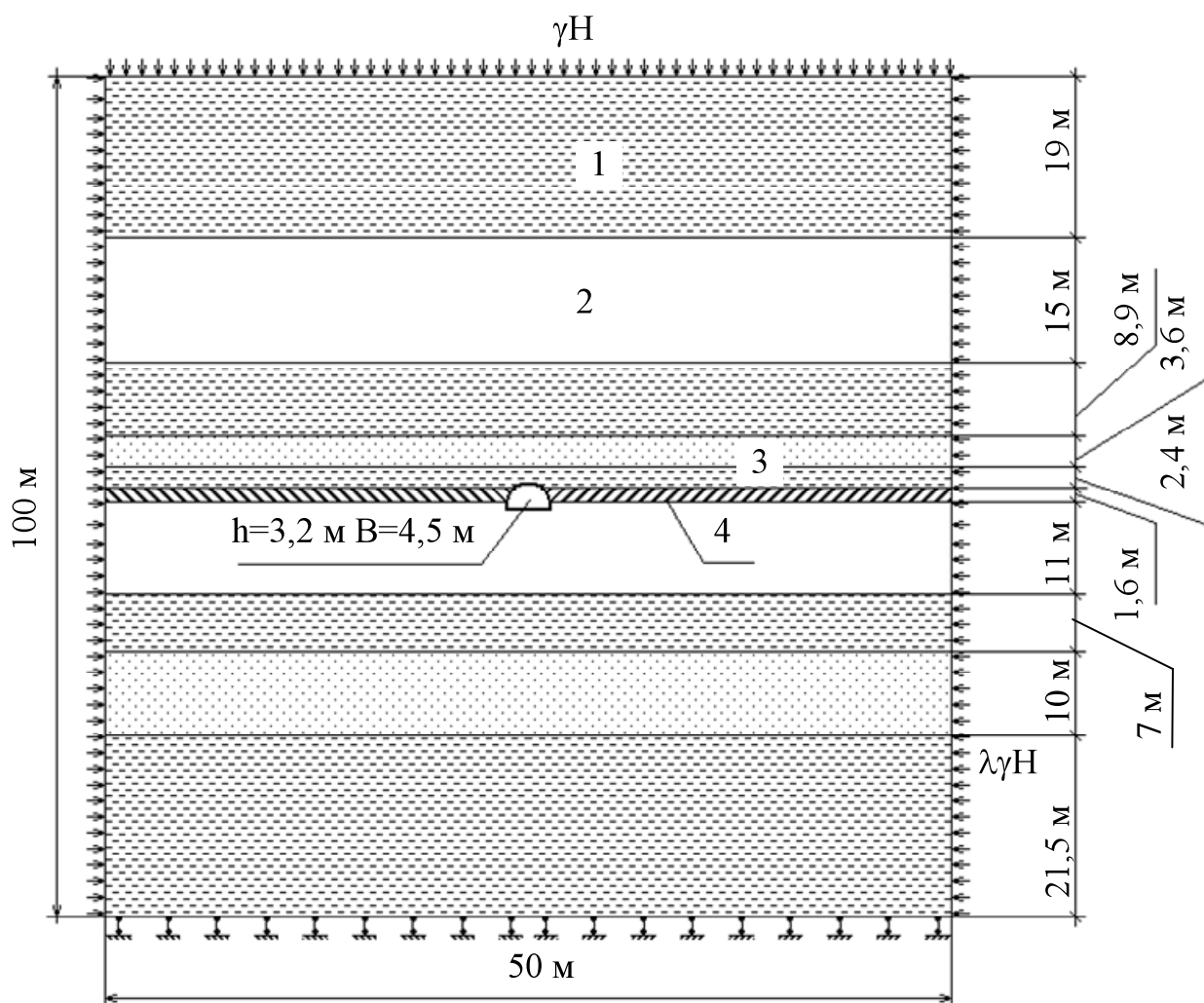


Рис. 3.1. Модель в поперечном сечении протяженной горной выработки, пересекающей дизъюнктивное нарушение: 1 – алевролит; 2 – аргилит; 3 – песчаник; 4 – уголь

Моделируемое структурное нарушение – зона влияния дизъюнктива представляет собой сброс (рис. 3.2). Угол наклона дизъюнктива варьировался от 35° до 90° . Зона влияния вокруг дизъюнктива была разбита на 10 одинаковых по ширине частей, каждая из которой имела собственные физико-механические характеристики пород. В частности, предел прочности на одноосное сжатие R_c , который изменяется по линейному закону в большую сторону по мере отдаления от дизъюнктива, как было показано ранее. Разбиение на относительно большое количество областей с разными физико-механическими свойствами обусловлено стремлением свести к минимуму влияние дискретности.

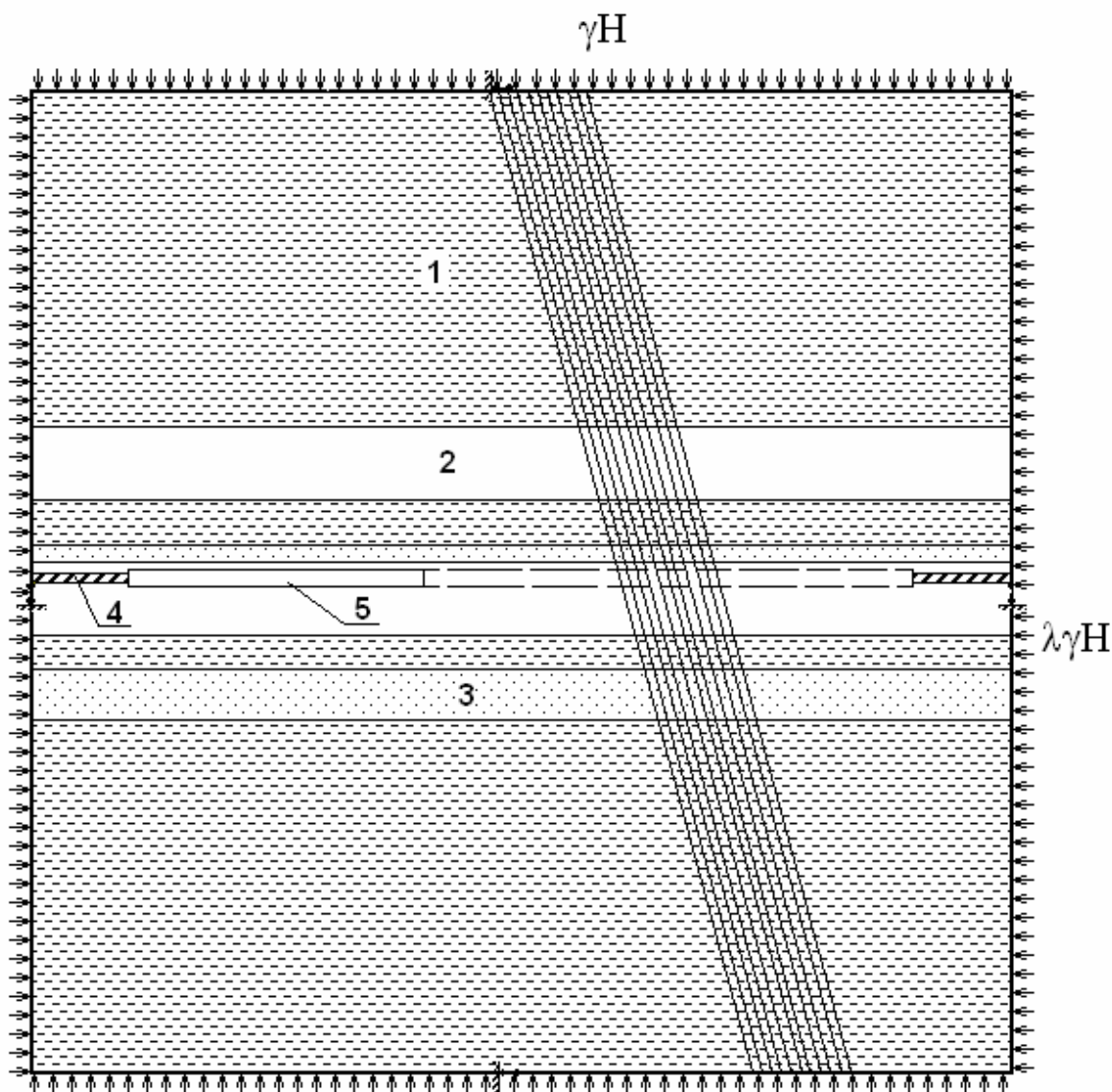


Рис. 3.2. Модель в продольном сечении протяженной горной выработки, пересекающей дизъюнктивное нарушение: 1 – алевролит; 2 – аргиллит; 3 – песчаник; 4 – уголь; 5 – выработка

3.4. Численное упруго-пластическое моделирование устойчивости выработки в зоне нарушения

3.4.1. Численное решение упруго-пластической задачи для однородной среды.

В настоящее время существует множество пакетов прикладных программ, позволяющих реализовывать МКЭ. Они отличаются авторскими подходами, удобством пользования и всегда включают в себя предпроцессор, служащий

для подготовки исходных данных, программу на основе МКЭ для численного решения граничных задач механики и физики и постпроцессор, используемый для визуализации полученных результатов. Известными пакетами для оценки напряженно-деформированного состояния (НДС) в окрестности выработок являются, например, *CosmosM*, *Ansis*, *Solidworks* и т.п. В настоящих исследованиях использовался пакет конечно-элементных прикладных программ, разработанный на кафедре строительства и геомеханики НГУ применительно к решениям задач геомеханики.

Для отработки вышеприведенного упрощенного подхода к решению поставленной задачи в поперечном сечении выработки был поставлен следующий численный эксперимент. Вначале решалась плоская задача напряженно-деформированного состояния для однородного изотропного массива, ослабленного одиночной выработкой и подверженного гидростатическому сжатию. Расчетная схема представлена на рис. 3.3.

Размеры области массива в модели принимались равными 50x100 м, задача является симметричной относительно вертикальной оси.

В модели заданы физико-механические параметры пород, представленные в табл. 3.1.

Выработка, размещенная в модели, имела арочную форму с шириной 4,5 м и высотой 3,2 м. По контуру выработки задавался отпор крепи.

Исследуемая область аппроксимирована четырехугольными конечными элементами.

Граничные условия имеют вид: вышележащий массив заменен вертикальной распределенной нагрузкой γH , где γ – средневзвешенный объемный вес вышележающих пород; H – глубина заложения выработки. По бокам модели задана нагрузка, равная $\lambda \gamma H$, где λ – коэффициент бокового распора (в расчетах принималось – $\lambda=1$).

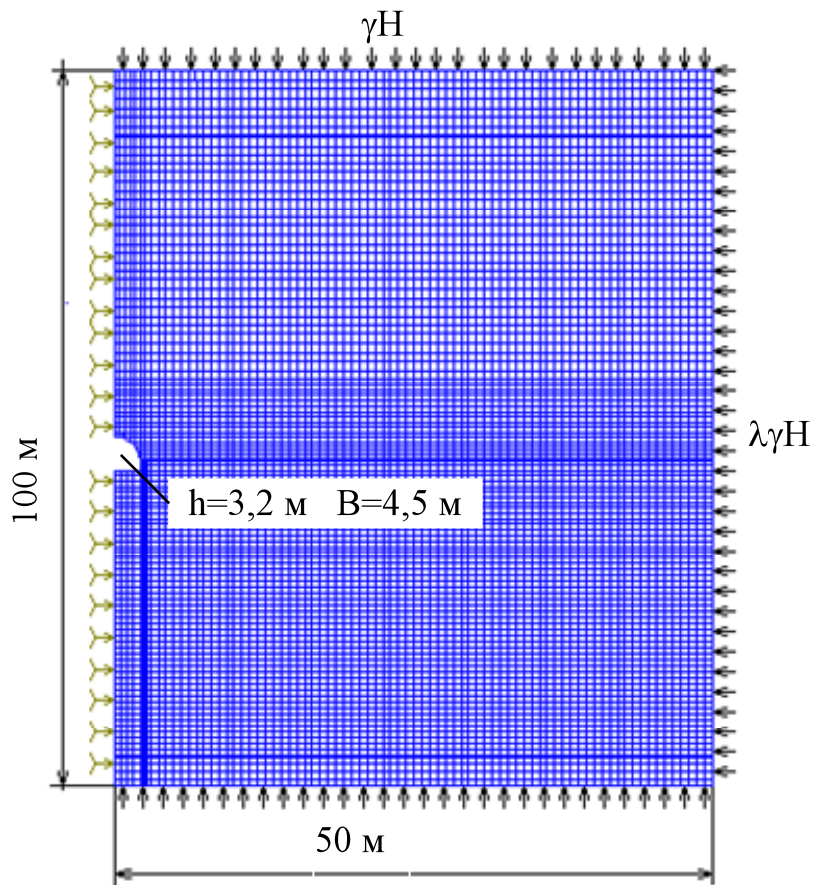


Рис. 3.3. Расчетная конечно-элементная схема к решению тестовой задачи

Таблица 3.1

Физико-механические параметры для построения тестовой задачи

Физико-механический параметр	Значение
Глубина расположения выработки, H , м	730
Объемный вес пород, γ , МПа/м	$2,49 \cdot 10^{-2}$
Предел прочности на одноосное сжатие, σ_c , МПа	55,2
Предел прочности на одноосное растяжение, σ_t , МПа	17,67
Предел прочности на сдвиг, τ , МПа	2,93
Модуль Юнга, E , МПа	$5,99 \cdot 10^4$
Коэффициент Пуассона, μ	0,26
Модуль сдвига, G , МПа	$1,33 \cdot 10^4$

Для того, чтобы обеспечить геометрическую неизменяемость расчетной схемы, по нижней кромке модели задавались граничные условия в виде запрета перемещений по оси ОУ, со стороны выработки – в виде запрета перемещений по оси ОХ.

Ниспадающий участок представляется не как часть диаграммы деформирования, а как некоторая кривая, которая описывает предельно-упругое состояние материала при достигнутых деформациях [141].

В [142] предлагается идеализированная диаграмма одноосного сжатия « $\sigma_1 \sim \varepsilon_1$ », состоящая из двух участков – прямолинейного и ниспадающего (рис. 3.4). Вплоть до достижения значения деформации $\varepsilon_c = \frac{R_c}{E}$, где E – модуль Юнга, материал подчиняется закону Гука, а коэффициент Пуассона μ остается постоянным и равным своему исходному значению. При $\varepsilon_1 > \varepsilon_c$ ниспадающий участок описывается некоторой функцией

$$\sigma_1 = R_c - f(\varepsilon_1 - \varepsilon_c); \quad f(0) = 0, \quad \frac{\partial f}{\partial \varepsilon_1} < 0, \quad (3.1)$$

Такая форма записи принята потому, что большинство изложенных в литературе опытных данных относятся именно к экспериментам на одноосное сжатие.

В [142, 143] предполагается также, что разгрузка и повторное нагружение происходят по прямой линии, параллельной начальному упругому участку, что определяет достигнутую остаточную деформацию ε_d .

Предположим, в ходе численного упругого решения на некотором шаге нагружения установлено, что в некотором конечном элементе достигнуто напряжение $\sigma_1 > R_c$ при деформации ε'_1 . Чтобы вернуться на ниспадающую ветвь, определяем в точке A' соответствующие достигнутой деформации напряжения σ'_1 по формуле (3.1) (рис. 3.4). В соответствии с вышеизложенным,

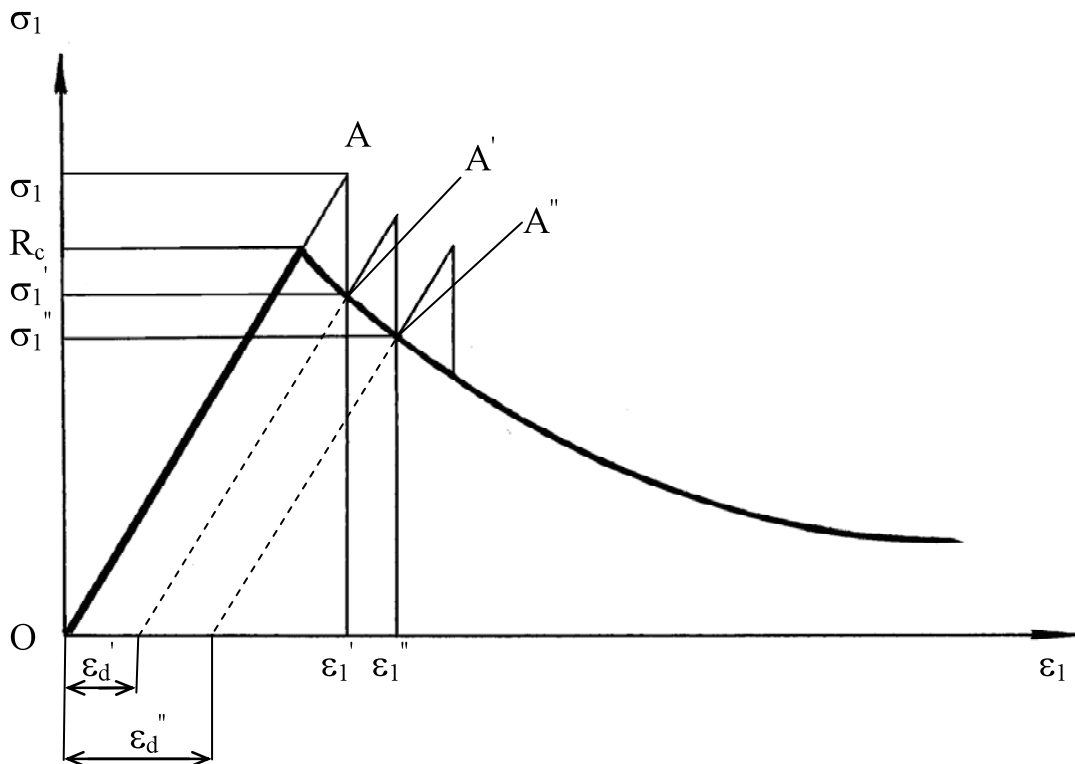


Рис. 3.4. Схема, иллюстрирующая численный алгоритм исследования НДС в зоне разупрочняющегося породного массива

это напряжение будет новым предельным значением $R'_c = \sigma'_1$ на кривой предельно-упругого состояния, а рассматриваемая область приобретает остаточную деформацию

$$\varepsilon'_d = \varepsilon'_1 - \left(\frac{R'_c}{E} \right).$$

После этого процесс упругого решения продолжается, с пошаговым увеличением внешней нагрузки, в том же элементе достигнуто напряжение $\sigma_1 > R'_c$ при деформации ε''_1 . Тогда, возвращаясь на ниспадающую ветвь, в точке A'' (рис. 3.4) находим по формуле (3.1) соответствующие достигнутой деформации напряжение σ'' , которое и будет новым предельным значением $R''_c = \sigma''_c$, а остаточная деформация в данном элементе становится равной

$$\varepsilon''_d = \varepsilon''_1 - \left(\frac{R''_c}{E} \right).$$

И так далее, процесс будет считаться законченным, когда нагрузки на границе области достигнут заданного значения, а новые элементы с уровнем напряжения, превышающим предельное, не будут более появляться.

Аналогично обрабатываются все остальные элементы, в которых значение напряжения превышает предельное значение. Процесс будет считаться законченным, когда нагрузки на границе области достигнут заданного значения, а новые элементы с напряжением, превышающим предельное, не будут появляться.

Пока что для упрощения изложения речь шла только об одноосном напряженном состоянии. Однако для решения реальных задач данную процедуру следует обобщить на случай многоосного напряженного состояния.

Существует такая мера эффективных напряжений, которая в случае плоского деформированного состояния (характерного для данного класса задач) характеризуется функцией

$$\sigma_{\vartheta} = g(\sigma_1, \sigma_2, \sigma_{12})$$

При этом необходимо иметь критерий разрушения (эквивалентное напряжение σ_{ϑ}) определяемый равенством $\sigma_{\vartheta} = R_c$. Здесь, в соответствии с работой [144] используется соотношение, предложенное А.Н. Шашенко:

$$\sigma_{\vartheta} = \frac{(\psi - 1)(\sigma_x + \sigma_y) + \sqrt{(1 - \psi)^2(\sigma_x + \sigma_y)^2 + 4\psi(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 16\psi\tau_{xy}^2}}{2\psi}, \quad (3.2)$$

где σ_x и σ_y – компоненты главных 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 некоторых точках области, прилегающей к зоне нарушения сплошности, начинается процесс разрыхления

горной породы. Экспериментально и теоретически показано [141], что нагружение в глубине массива можно считать управляемым по деформациям, так что диаграмма «напряжение-деформация» имеет два различных ярко выраженных участка (рис. 3.5). На первом из них материал деформируется упруго, так что имеет место закон Гука. В частности, при одноосном нагружении вдоль оси 1 имеем $\sigma_1 = E_{11}\varepsilon_1$, где E_{11} – модуль Юнга в данном направлении. По достижении предела разрушения σ , имеет место переход на ниспадающий участок диаграммы « $\sigma_1 - \varepsilon_1$ » ($\varepsilon_1 > \sigma_1 / E_{11}$), где под «1» подразумевается направление оси сжатия исследуемого образца. На этом участке с ростом деформаций напряжение постепенно уменьшается вплоть до некоторого предела σ_r (предельного остаточного напряжения). Обычно данный предел весьма мал ($\sigma_r \ll R_c$) и с достаточной степенью точности может быть принят равным нулю [142].

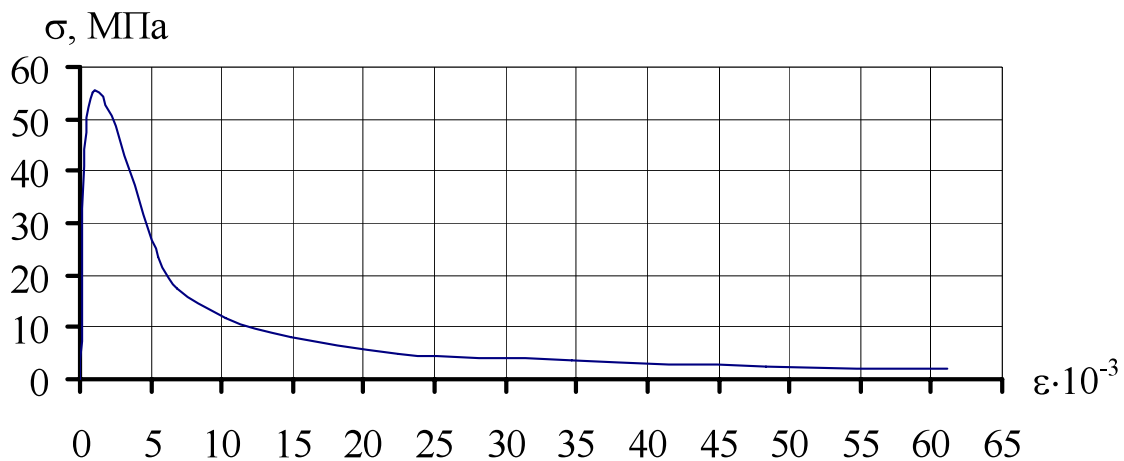


Рис. 3.5. Диаграмма «напряжения-деформации» для тестовой задачи

Решение задачи осуществляется пошагово, причем на каждом шаге к расчетной схеме прикладывается не полная величина нагрузки, а некоторая ее часть – инкремент. Это делается для повышения точности получаемого результата. В данной задаче использовалось 10 инкрементов (шагов нагружения) [143].

Совокупность элементов, окружающих выработку и имеющих различные оттенки окраски, является зоной разрыхления. На рис. 3.6 представлена зона неупругих деформаций в поперечном сечении, полученная в ходе упругопластического численного решения тестовой задачи. Различие в оттенках обусловлено различной степенью разрушения материала в пределах этой зоны.

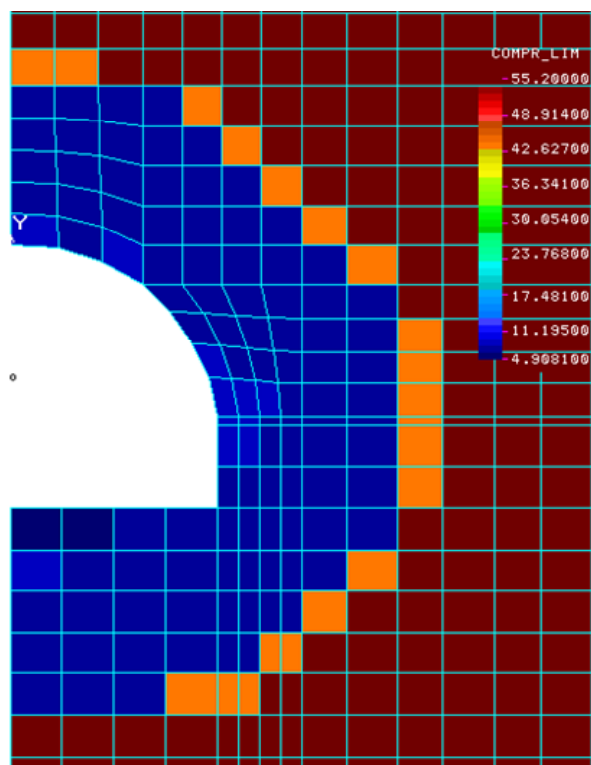


Рис. 3.6. Зона неупругих деформаций в поперечном сечении полученная в ходе решения тестовой задачи

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 [145].

Для отработки приведенного выше упрощенного подхода к решению поставленной задачи в продольном сечении был поставлен численный эксперимент, состоящий из двух этапов. Первый этап заключается в том, что массив моделируется без дизъюнктивного нарушения, а во втором этапе – с дизъюнк-

тивным нарушением. Решалась плоская задача напряженно-деформированного состояния для однородного изотропного массива, ослабленного вырезом прямоугольной формы, подверженного гидростатическому сжатию. Расчетная конечно-элементная схема представлена на рис. 3.7. Размеры области массива в модели принимались равными 200x200 м.

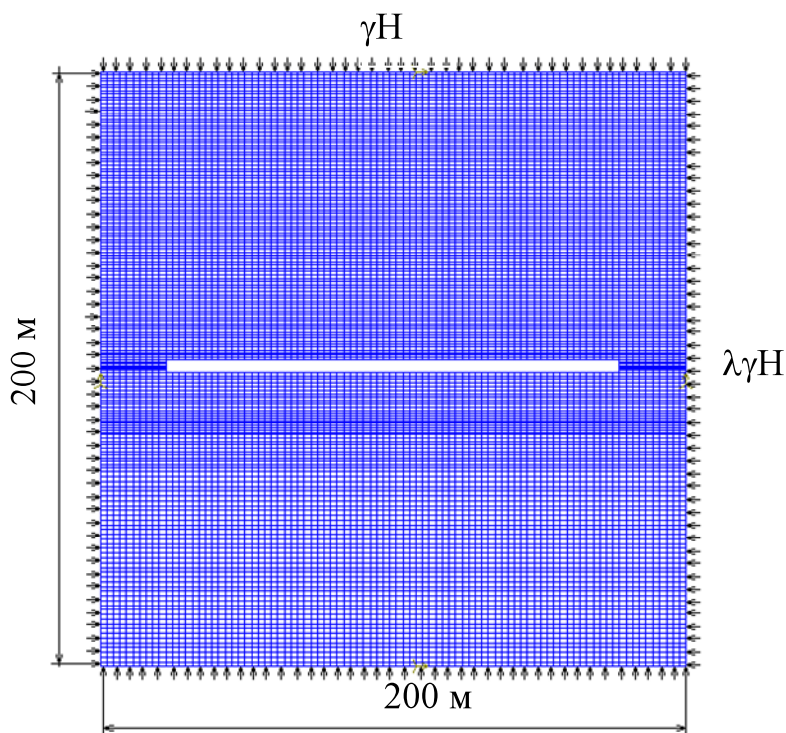


Рис. 3.7. Расчетная конечно-элементная схема к решению тестовой задачи в продольном сечении

Выработка, вокруг которой исследуется устойчивость породного массива, проходит горизонтально, примерно, посередине модели по отношению к вертикали исследуемого массива и моделируется вырезом прямоугольной формы, длина которого увеличивается по мере продвижения забоя. Физико-механические параметры, граничные условия оставались такими же, как и при решении тестовой задачи в поперечном сечении. На рис. 3.8 представлена последовательность моделирования выработки в продольном сечении на первом этапе.

На рис. 3.9 показана зона неупругих деформаций в продольном сечении тестовой задачи на первом этапе моделирования, для разного расположения выработки в массиве.

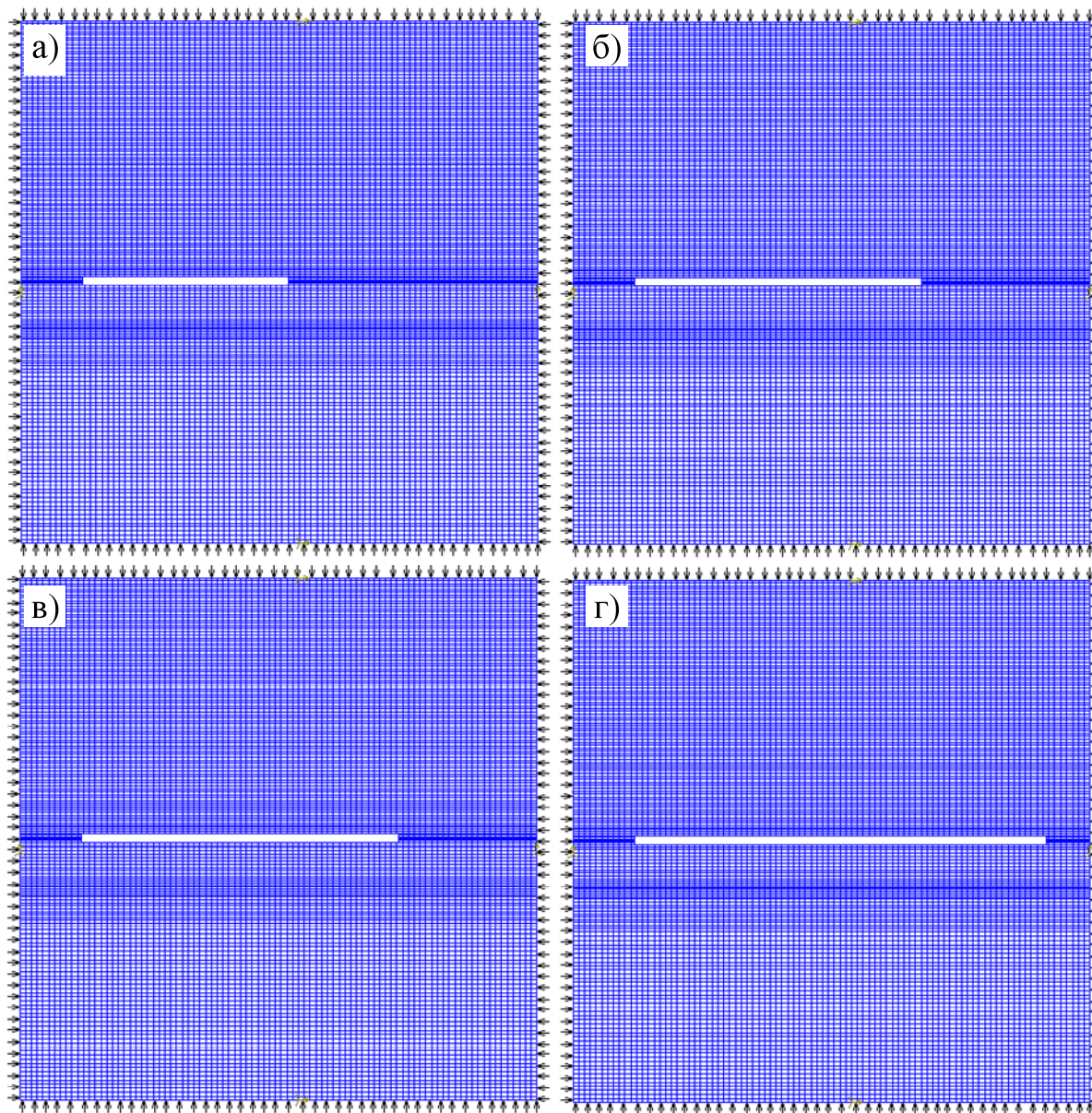


Рис. 3.8. Последовательность моделирования выработки на первом этапе в продольном сечении

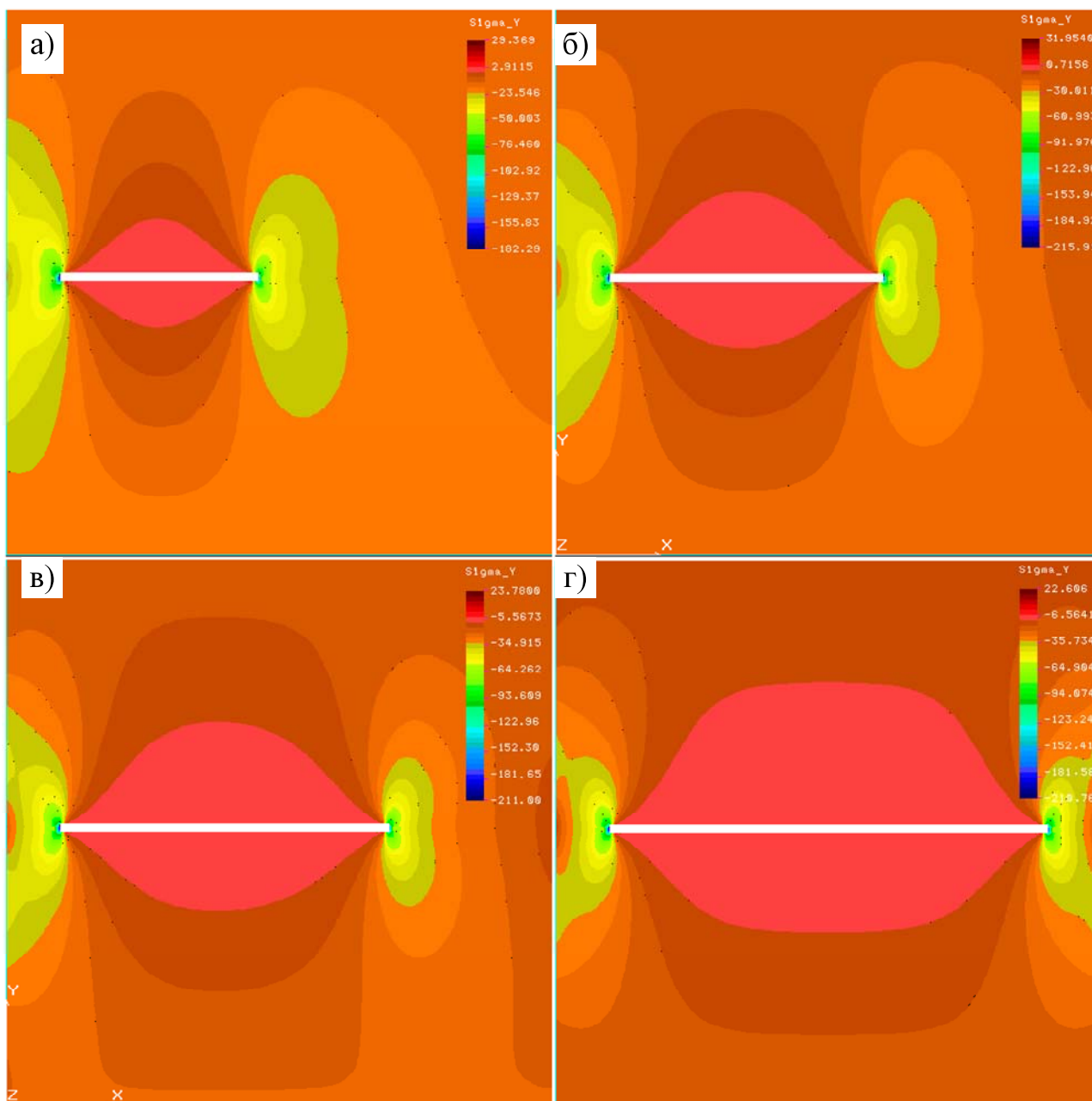


Рис. 3.9 Зона неупругих деформаций в продольном сечении тестовой задачи на первом этапе моделирования, для разного расположения выработки в массиве

Для того, чтобы конечно-элементная схема, изображенная на рис. 3.9, отвечала условиям плоской задачи, применительно к одиночной выработке, к ее внутреннему контуру приложена некоторая фиктивная нагрузка q_{ϕ} на расстоянии l_3 от груди забоя (рис. 3.10) таким образом, чтобы образовавшаяся в этом случае зона неупругих деформаций в точности соответствовала бы размерам

зоны неупругих деформаций предыдущей задачи (см. рис. 3.6). Длина зоны влияния забоя выработки равна

$$l_3 = 10R_0.$$

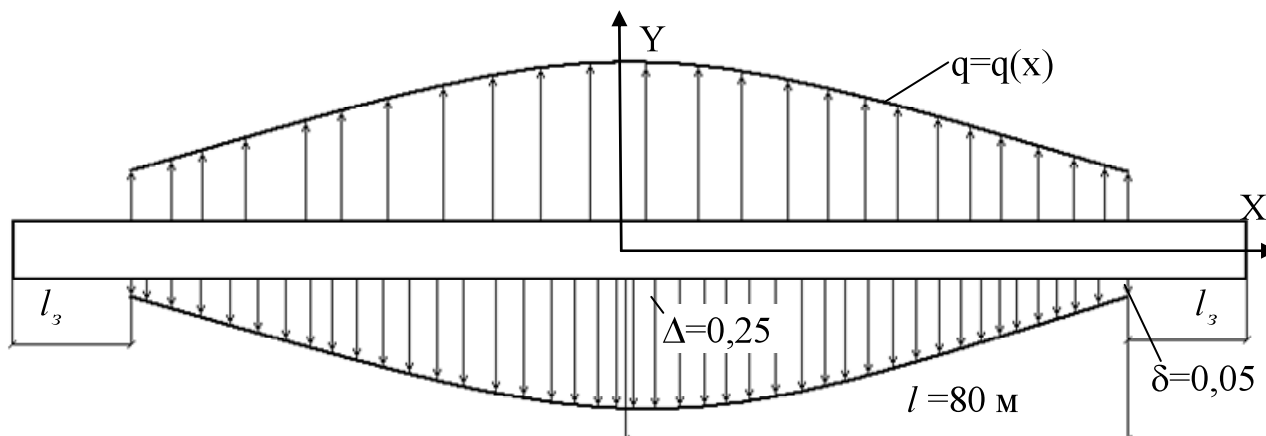


Рис. 3.10. Закон распределения фиктивной нагрузки q_ϕ по контуру выработки

В результате исследований установлено, что фиктивная нагрузка должна быть распределена вдоль выработки по закону параболы:

$$q_\phi = \Delta\gamma H(1 - x^2). \quad (3.3)$$

При $x=l \rightarrow \delta = \Delta(1 - l^2)$.

Здесь Δ , δ – некоторая часть от вертикальной нагрузки – γH .

В результате приложения некоторой фиктивной нагрузки к контуру выработки был получен график зависимости изменения величины Δ по мере увеличения длины выработки l , представленный на рис. 3.11.

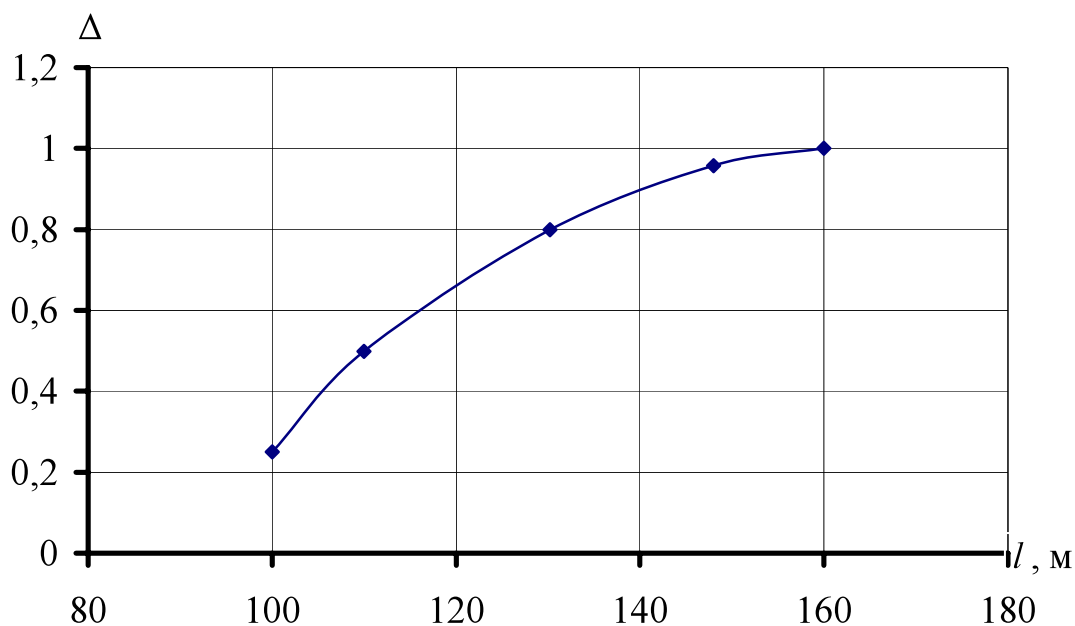


Рис. 3.11. График зависимости изменения нагрузки Δ от длины выработки l

На рис. 3.12 показана зона неупругих деформаций в продольном сечении протяженной выработки после приложения фиктивной нагрузки для тестовой задачи на первом этапе решения. Относительный размер зоны неупругих деформаций в этом случае составляет 2,25, что соответствует результату, полученному в предыдущей задаче.

Второй этап численного моделирования в продольном сечении в полном объеме повторяет первый, но массив имеет дизъюнктивное нарушение, которое представляет собой сброс (рис. 3.13). Угол наклона сместителя дизъюнктива принят равный 75° .

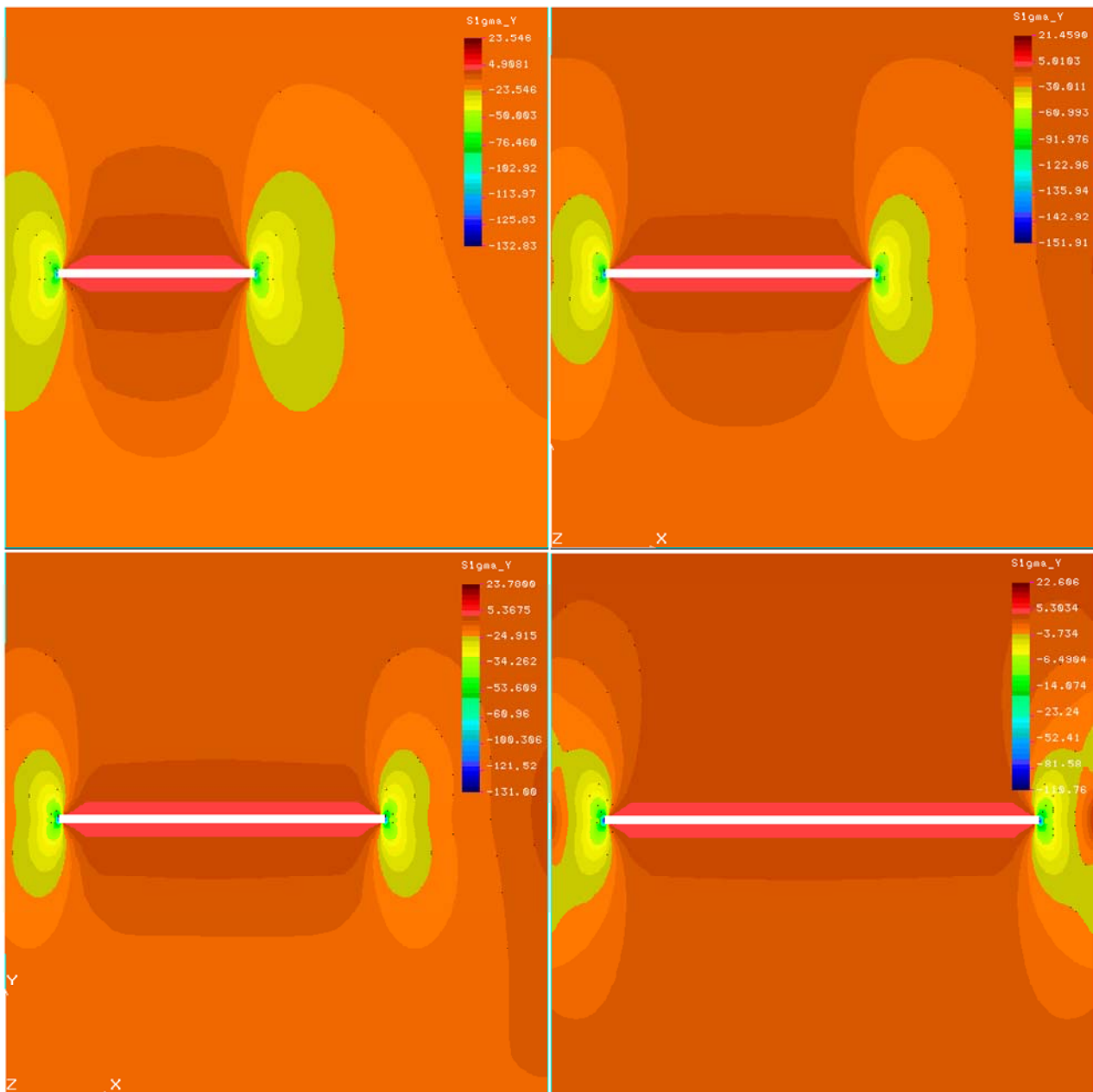


Рис. 3.12. Зона неупругих деформаций в продольном сечении протяженной выработки после приложения фиктивной нагрузки для тестовой задачи на первом этапе решения, для разного расположения выработки в массиве

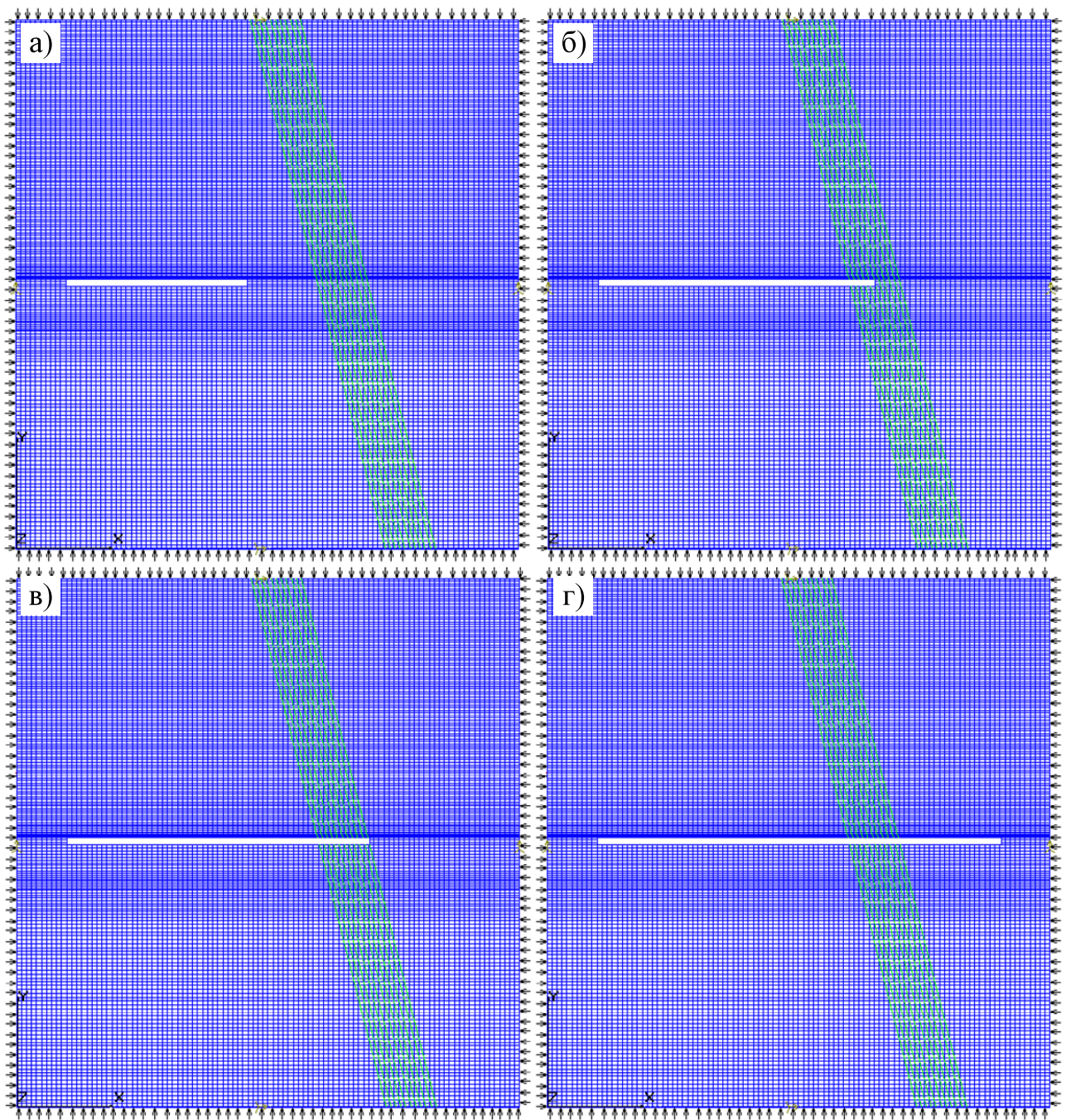


Рис. 3.13. Последовательность моделирования выработки в продольном сечении на втором этапе: а) до подхода к нарушению; б) в зоне нарушения; в) после пересечения нарушения; г) вдали от нарушения

Для реализации численной модели двадцатиметровая зона влияния вокруг дизъюнктива была разбита на 10 одинаковых по ширине частей, каждая из которой в зоне ± 2 м от нарушения имела собственные физико-механические характеристики пород. В частности, предел прочности на одноосное сжатие, ко-

торый изменяется по линейному закону в большую сторону по мере отдаления от центра дизъюнктива.

На рис. 3.14 показана зона неупругих деформаций в продольном сечении тестовой задачи на втором этапе моделирования, для разного расположения выработки в массиве: а) до подхода к нарушению; б) в зоне нарушения; в) после пересечения нарушения; г) вдали от нарушения.

Как было сказано выше, для того, чтобы конечно-элементная схема, изображенная на рис. 3.14, отвечала условиям плоской задачи применительно к одиночной выработке, к ее внутреннему контуру на расстоянии l_3 от груди забоя прикладывается фиктивная нагрузка q_ϕ , которая прикладывалась в тестовой задаче на первом этапе моделирования в продольном сечении, как на (рис. 3.10), таким образом, чтобы образовавшаяся в этом случае зона неупругих деформаций в точности соответствовала бы размерам зоны неупругих деформаций задачи в поперечном сечении (см. рис. 3.6).

На рис. 3.15 показана зона неупругих деформаций в продольном сечении протяженной выработки после приложения фиктивной нагрузки для тестовой задачи на втором этапе решения.

Как видно из вышеприведенных рисунков, зона неупругих деформаций увеличивается непосредственно в зоне дизъюнктивного геологического нарушения и плавно уменьшается по мере отдаления от него. Зона неупругих деформаций непосредственно в зоне дизъюнктивного геологического нарушения увеличивается по отношению к этой зоне вне нарушения приблизительно в 1,5–2 раза. Это результат того, что в зоне геологического нарушения прочность пород уменьшается, как следует из натуральных исследований, приведенных во втором разделе.

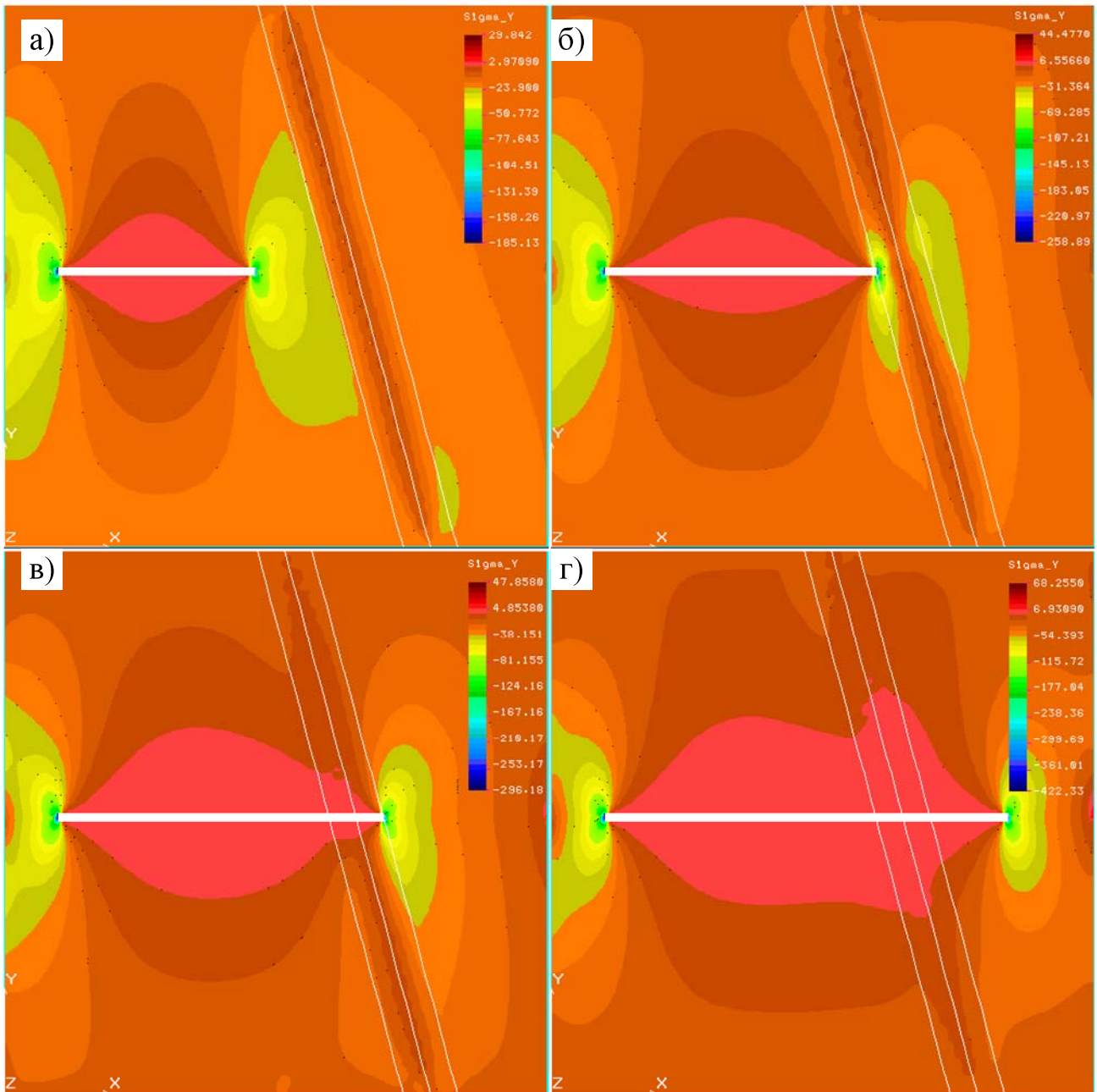


Рис. 3.14. Зона неупругих деформаций в продольном сечении тестовой задачи на втором этапе моделирования, расположение выработки в массиве: а) до подхода к нарушению; б) в зоне нарушения; в) после пересечения нарушения; г) вдали от нарушения

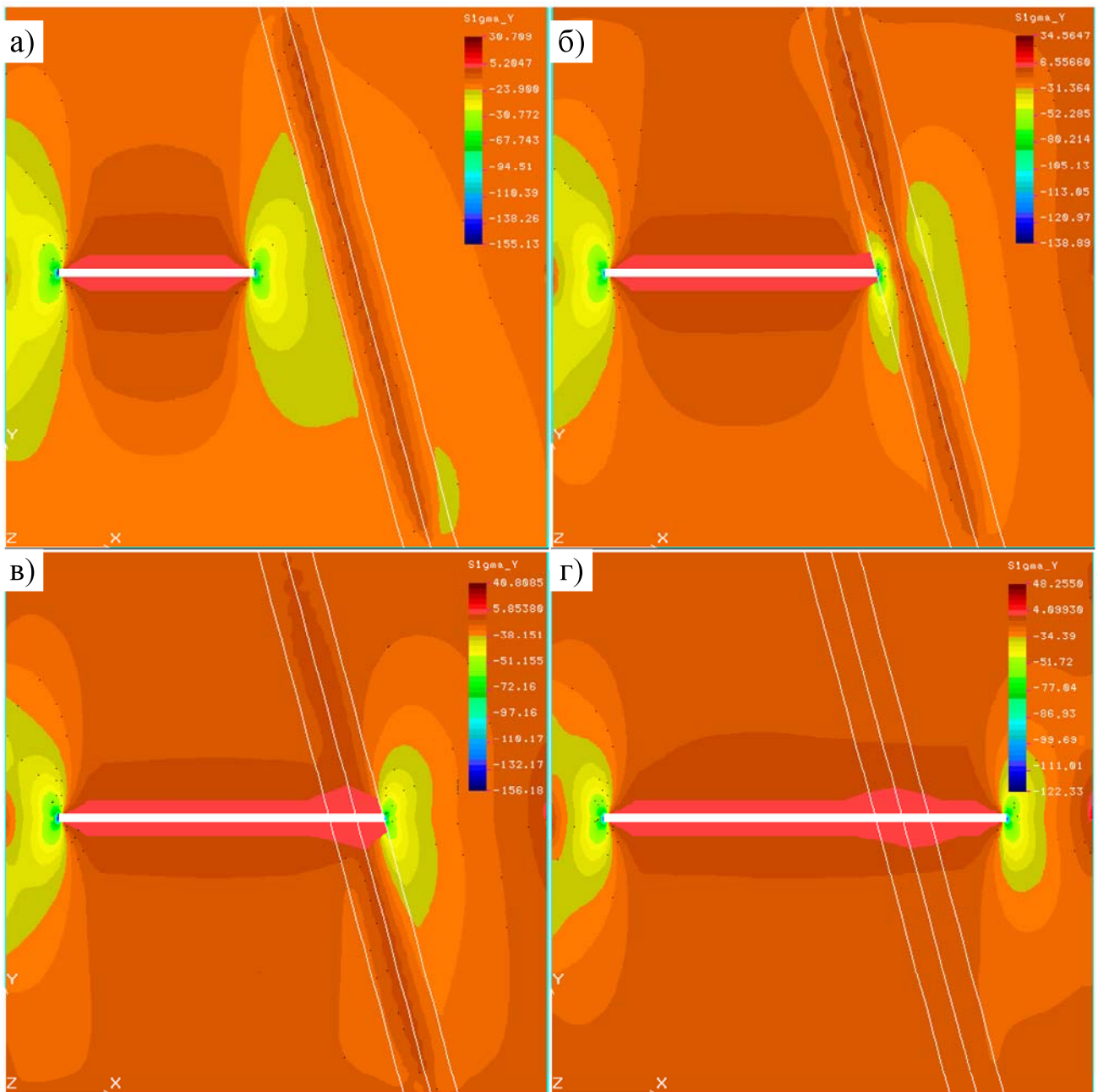


Рис. 3.15. Зона неупругих деформаций в продольном сечении протяженной выработки после приложения фиктивной нагрузки для тестовой задачи на втором этапе решения, расположение выработки в массиве: а) до подхода к нарушению; б) в зоне нарушения; в) после пересечения нарушения; г) вдали от нарушения

3.4.2. Численное решение упруго-пластической задачи для неоднородной среды.

В выполненных выше численных расчетах рассматривалась задача для однородного массива, т.е., при отсутствии слоистости. В работе поставлена и решена численная задача для неоднородного массива, т.е., с учетом слоистости, приближенную к реальной структуре углевмещающей толщи по пласту l_3 в пределах поля шахты «Алмазная». Глубина заложения выработки принималась равной 730,0 м, которая соответствовала 6 южному конвейерному штреку горизонта 550 м. В данной численной задаче условия на контактах слоев не учитывались.

Такая постановка задачи позволяет по последовательности движения, т. е. по мере приближения и пересечения выработкой геологического нарушения, проследить изменение напряженно-деформированного состояния массива в окрестности выработки, форму и размер зоны неупругих деформаций, а также величину остаточной прочности материала в пределах зоны по мере неоднородности массива.

Обобщенная расчетная схема для задачи в поперечном сечении представлена на рис. 3.1, в продольном сечении – на рис.3.2. В задаче в продольном сечении варьировался угол наклона дизъюнктива – α .

Физико-механические параметры пород, которые задавались в ходе проведения расчетов в неоднородном породном массиве, представлены в табл. 3.2.

Диаграммы «напряжения-деформации» для проведения расчетов в неоднородном породном массиве, соответственно для угля, аргиллита, алевролита и песчаника, представлены на рис. 3.16.

Из рис. 3.6, 3.14 следует, что размер ЗНД в случае исследуемого процесса перемещения одиночной выработки достаточно близко ($\pm 10\%$) соответствует размеру ЗНД, полученному входе решения задачи для одиночной выработки (рис. 3.15). Таким образом, изложенный подход может быть применен к исследованию определенного класса геомеханических задач.

Таблица 3.2

Физико-механические параметры пород

Физико-механический параметр	Уголь	Аргиллит	Алевро- лит	Песча- ник
Глубина расположения выработки, H , м	730			
Объемный вес пород, γ , МПа/м	$1,3 \cdot 10^{-2}$	$2,5 \cdot 10^{-2}$	$2,5 \cdot 10^{-2}$	$2,6 \cdot 10^{-2}$
Предел прочности на одноосное сжатие, σ_c , МПа	15	48	56	70
Предел прочности на одноосное растя- жение, σ_t , МПа	4,4	15,45	15,9	31,5
Предел прочности на сдвиг, τ , МПа	1,8	3,5	3,0	5,0
Модуль Юнга, E , МПа	$2,5 \cdot 10^4$	$5,14 \cdot 10^4$	$5,75 \cdot 10^4$	$9,04 \cdot 10^4$
Коэффициент Пуассона, μ	0,16	0,25	0,28	0,21
Модуль сдвига, G , МПа	$1,03 \cdot 10^3$	$1,13 \cdot 10^4$	$1,31 \cdot 10^4$	$1,97 \cdot 10^4$

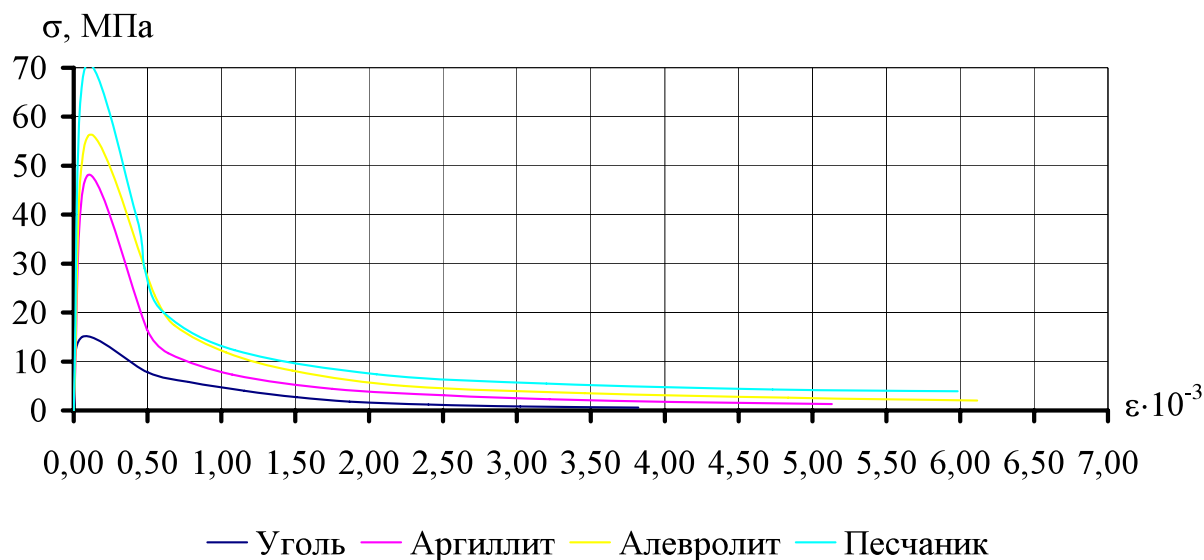


Рис. 3.16. Диаграммы “напряжения-деформации” для проведения расчетов в неоднородном породном массиве

На рис. 3.17 показана зона неупругих деформаций для численных моделей с углом залегания нарушения от 35° до 90° .

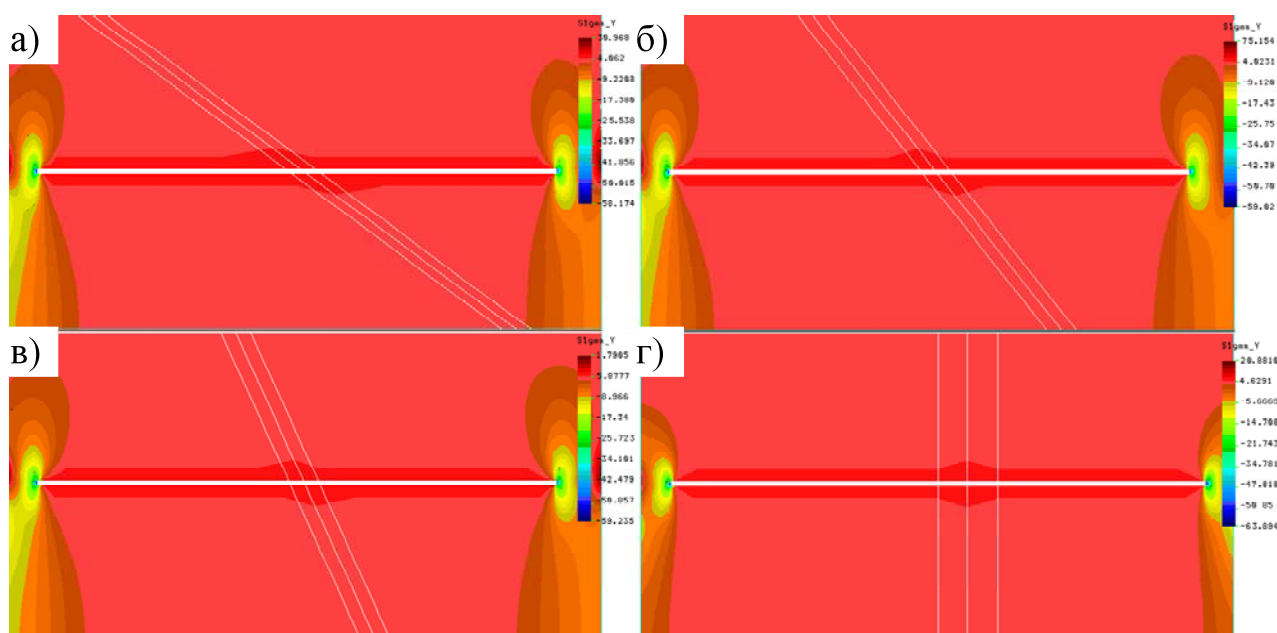


Рис. 3.17. Зона неупругих деформаций для численных моделей с углом залегания нарушения а) 35°, б) 50°, в) 65°, г) 90°

3.5. Методика проведения численного эксперимента

Как было сказано выше, исследование процесса перемещения одиночной протяженной горизонтальной выработки в породном массиве во время пересечения и после пересечения в численном виде достаточно корректно можно выполнить только на основе объемной модели. В этой связи предлагается упрощенный подход к решению поставленной задачи, изложенный выше. Методика проведения численного эксперимента следующая:

1. Моделируется конечно-элементная модель в поперечном сечении, к исследованию упруго-пластического состояния породного массива, представляющая собой породный углевмещающий массив, ослабленный одиночной горизонтальной выработкой.

2. Рассматривается расчетная конечно-элементная схема к исследованию упруго-пластического состояния породного массива в продольном разрезе той же выработки.

В модели задаются те же физико-механические параметры пород, что и в предыдущей задаче.

Выработка моделируется вырезом прямоугольной формы, длина которого увеличивается по мере продвижения забоя.

Решение задачи заключалось в выполнении последовательности расчетов (этапов), на каждом из которых моделировалась полость различных размеров.

По мере приближения забоя к нарушению, размер полости обнажения увеличивался, после чего определялось соответствующее данному этапу работ НДС окружающего породного массива.

3. Для того, чтобы конечно-элементная схема отвечала условиям плоской деформации применительно к одиночной выработке, к ее внутреннему контуру прикладывается некоторая фиктивная нагрузка q_ϕ на расстоянии l_3 от груди забоя по установленному ранее закону (3.3), чтобы образовавшаяся в этом случае зона неупругих деформаций в точности соответствовала бы размерам зоны неупругих деформаций предыдущей задачи в поперечном сечении.

4. Рассматривается та же, что и в предыдущей модели, расчетная конечно-элементная схема к исследованию упруго-пластического состояния породного массива в продольном разрезе той же выработки, только с учетом дизъюнктивного геологического нарушения.

5. Для того, чтобы конечно-элементная схема отвечала условиям конкретной выработки, формируются слои углевмещающих пород с физико-механическими свойствами присущими соответствующим литологическим разностям.

3.6. Закономерности поведения сложно-структурного породного массива в окрестности горизонтальной выработки в зоне нарушения

3.6.1. Критерий устойчивости выработки для слоистого массива.

Влияние структуры массива на распределение напряжений в окрестности выработки вызывает необходимость корректировки критерия устойчивости выработки с тем, чтобы он учитывал влияние слоистости массива и различие в

прочностных параметрах слагающих его слоев, а также трещиноватость вмещающих пород. С этой целью предлагается устойчивость выработки оценивать коэффициентом устойчивости, который определяется из следующего равенства:

$$\sigma_s \leq R_c k_c \quad (3.4)$$

Величина эквивалентных напряжений сравнивалась с пределом прочности массива – R_c в конкретном конечном элементе.

Элементы, в которых соотношение (3.4) не выполнялось, считались разрушенными.

Величина коэффициента структурного ослабления определялась по формуле [144]:

$$k_c = 1 - \sqrt{0,5\eta} \exp(-0,25\eta), \quad (3.5)$$

где η – коэффициент вариации прочности породного массива, определяемый по формуле [144]:

$$\eta = \sqrt{\frac{l_T + l_0}{l_T} (\eta_0^2 + 1)} - 1,$$

где l_T – среднее расстояние между трещинами;

l_0 – наибольший размер стандартного породного образца;

η_0 – коэффициент вариации результатов испытаний стандартных породных образцов.

Для расчета η_0 были использованы результаты лабораторных испытаний образцов углевмещающих пород для условий шахт Донбасса [144, 146], соответствующих горно-геологическим данным исследуемых шахт ООО «ДТЕК ДОБРОПОЛЬЕУГОЛЬ».

Испытание достаточно большого числа стандартных образцов с микродефектами сводится к образованию некоторой статистической совокупности, по-

зволяющей с вероятностных позиций оценить изучаемую механическую систему. Эти результаты представлены в виде гистограмм относительных частот на рис. 3.18.

Расчет коэффициента вариации результатов лабораторных испытаний породных образцов выполнен по следующей схеме:

$$\eta_0 = \frac{\sigma}{\bar{X}},$$

где σ – исправленная дисперсия, $\sigma = \sqrt{D^* \frac{n}{n-1}}$ (n – число испытанных образ-

цов горной породы). Здесь D^* – выборочная дисперсия, $D^* = \sum X_i^2 \frac{W}{100} - \bar{X}^2$,

где \bar{X} – математическое ожидание ($\bar{X} = \sum X_i \frac{W_i}{100}$).

Используя вычисленные значения η_0 и геологические данные о среднем расстоянии между трещинами в углевмещающем породном массиве, рассчитывается коэффициент вариации прочности η .

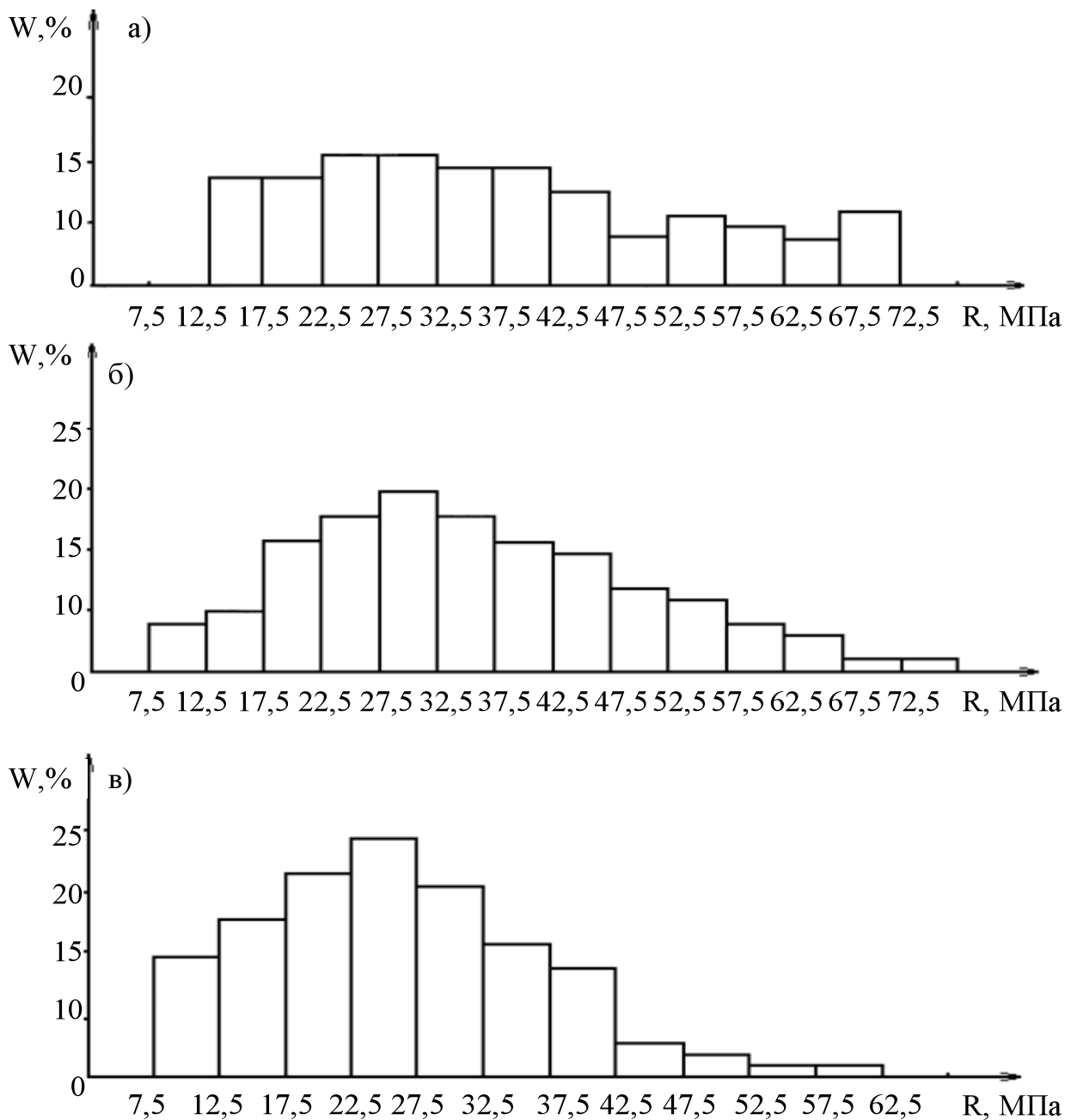


Рис.3.18. Гистограммы частот для пород, вмещающих угли марки Д-ДГ: а) для песчаника $n=542$; б) для алевролитов $n=425$; в) для аргиллитов $n=317$

3.6.2. Закономерности поведения сложно-структурного породного массива в окрестности выработки, пересекающей нарушение.

В задаче в продольном сечении за основу был выбран угол наклона сместителя дизъюнктива 75 градусов, который был встречен горными выработками на ш. «Алмазная» и ш. «Добропольская». В связи с этим моделирование дизъюнктива производилось следующими углами залегания 35, 50, 65, 75, 90 градусов.

В процессе расчета в каждом элементе K определялись компоненты напряжений от груди забоя по нормали к геологическому нарушению – l , расстояние от груди забоя к геологическому нарушению – a , как показано на рис. 3.19.

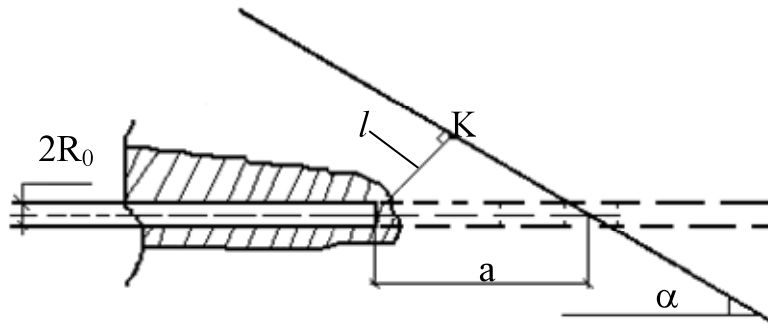


Рис. 3.19. Расчетная схема по определению компонентов напряжений для выработки в процессе пересечения нарушения

В результате расчетов, были получены графики зависимости коэффициента устойчивости от расстояния (груди забоя к геологическому нарушению) и влияние угла залегания дизъюнктива на устойчивость выработки, представленные на рис. 3.20–3.24.

Анализ графиков показывает, как уменьшается коэффициент устойчивости выработки по мере приближения ее забоя к геологическому нарушению и его пересечении при различных углах наклона сместителя. Отчетливо прослеживается снижение коэффициента устойчивости при приближении выработки проводимой в противоположном направлении по отношению к геологическому нарушению. Непосредственно при пересечении нарушения наблюдается самый низкий коэффициент устойчивости, далее с удалением от нарушения наблюдается восстановление устойчивости выработки до ее естественного состояния. При этом наблюдается следующая закономерность: чем меньше угол наклона сместителя геологического нарушения, тем меньше коэффициент устойчивости выработки k .

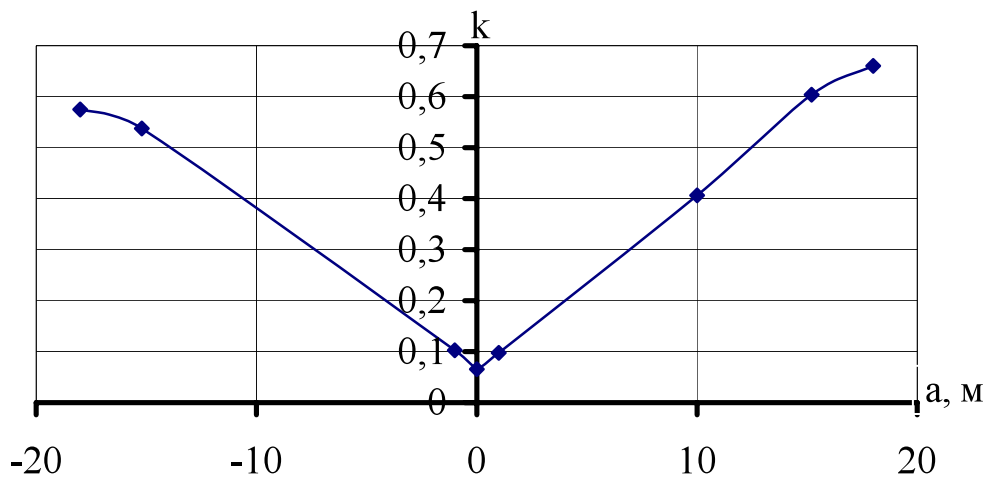


Рис. 3.20. Значения коэффициента устойчивости при пересечении выработкой нарушения (угол наклона – 35°)

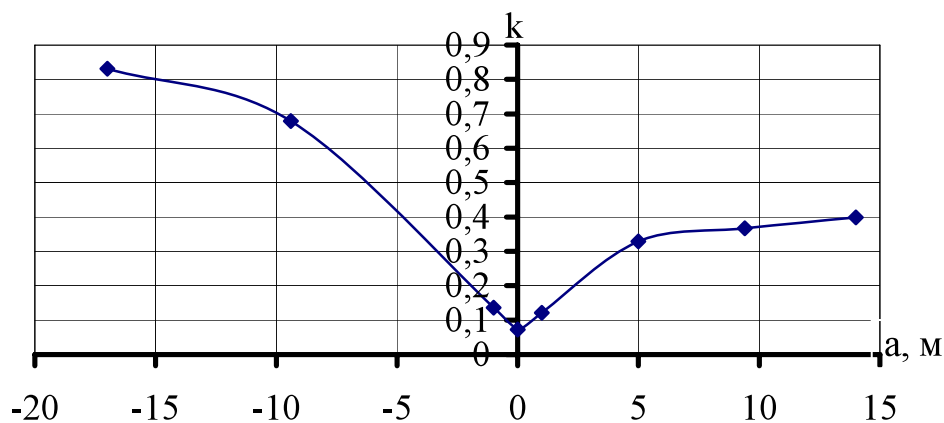


Рис. 3.21. Значения коэффициента устойчивости при пересечении выработкой нарушения (угол наклона – 50°)

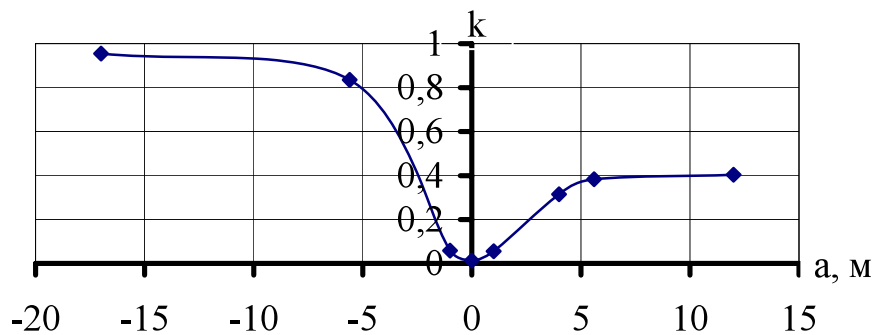


Рис. 3.22. Значения коэффициента устойчивости при пересечении выработкой нарушения (угол наклона – 65°)

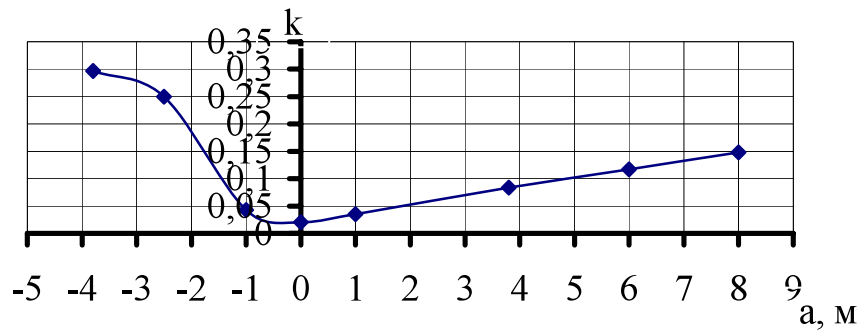


Рис. 3.23. Значения коэффициента устойчивости при пересечении выработкой нарушения (угол наклона – 75°)

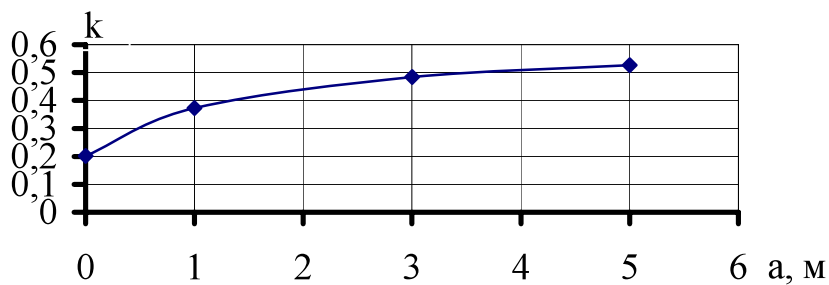


Рис. 3.24. Значения коэффициента устойчивости при пересечении выработкой нарушения (угол наклона – 90°)

Из рис. 3.20–3.24 следует, что устойчивость выработок в районе геологического нарушения может снижаться от 2 до 5 раз.

Таким образом, предлагаемый метод исследования породного массива в окрестности выработок при пересечении ими геологических нарушений дизъюнктивного типа позволяет, в первом приближении, решить поставленную задачу и на этой основе разработать эффективные мероприятия по повышению устойчивости искусственно создаваемых протяженных полостей.

Г Л А В А 4

ОБЕСПЕЧЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ОДИНОЧНОЙ ГОРИЗОНТАЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ В ЗОНЕ НАРУШЕНИЯ

4.1. Технологические особенности поддержания выработок в зоне нарушений на шахтах ООО «ДТЕК ДОБРОПОЛЬЕУГОЛЬ»

К технологическим особенностям поддержания выработок в зоне нарушений относится:

1. Крепление в местах геологических нарушений, в местах неустойчивой кровли и в зонах опорного горного давления.

На участках геологических нарушений разрывного характера, размывов пласта и в зонах опорного давления непосредственная кровля пласта относится к неустойчивым породам категории Б2, в этом случае при ведении очистных работ в этих зонах возможно ухудшение прочностных параметров кровли, наличие вывалов или высыпания пород.

Для безопасного ведения работ в местах ухудшения прочностных параметров кровли предусматриваются следующие мероприятия по повышению устойчивости нижнего слоя непосредственной кровли:

- применение опережающей штанговой крепи, перекрытие в местах вывалов деревянными верхняками, закладка пустот деревянными «кострами»;
- анкерование кровли, в том числе с химическим закреплением в массиве;
- выемка угля вприсечку;
- затяжка кровли в разбежку распилами;
- нагнетание в трещиноватые породы кровли полиуретановых составов.

При переходе лавой геологических нарушений с разрывом сплошности пласта, устройство специальных каналов со стороны вентиляционного ходка не производится до тех пор, пока геологическое нарушение в лаве не выйдет за пределы бутовой полосы.

При появлении признаков повышенного горного давления в зонах ОГД (опорное горное давление) все работы в этих местах должны быть прекращены, а люди выведены на безопасное расстояние. Возобновление работ осуществляется согласно разработанных специальных мероприятий по безопасному ведению работ, утвержденных главным инженером шахты.

2. Применение опережающей штанговой крепи, перекрытие в местах вывалов деревянными верхняками, закладка пустот деревянными «кострами».

Для удержания пород непосредственной кровли от обрушения, на контакте пласта с кровлей под углом 10° к линии простирания пласта бурят шпуры $\varnothing 42$ мм, длиной 2,5 м.

Расстояние между шпурами по падению 1,0 м (расстояние между анкерами может быть уменьшено). На концевых участках расстояние между шпурами 0,95 м. В шпуры вставляются стальные штанги $\varnothing 32-36$ мм, длиной 3,2 м. Концы штанг подхватываются перекрытиями секций крепи или рамками индивидуальной крепи. Кровля в местах вывалов перекрывается деревянными верхняками $3,2 \times 0,2 \times 0,12$ м, которые укладываются на стальные штанги. Пустоты закладываются «кострами» из леса.

3. Анкерование кровли при наличии вывалов.

Предусматривается одно- и двухрядная схема установки анкеров. В зависимости от места установки анкеров, а также от мощности обрушенных пород и степени их нарушенности используются следующие схемы:

– однорядная с затяжкой поверхности обрушения из полости вывала при мощности обрушающихся пород до 0,8 м;

– двухрядная с затяжкой поверхности обрушения в очистном забое из полости вывала;

– двухрядная без затяжки поверхности обрушения на сопряжении лавы с конвейерным штреком, вентиляционным ходком, вентиляционным штреком и в лаве из полости вывала при неровной поверхности обрушения;

– однорядная без предварительного натяжения (профилактические анкера) забоя, из под удержанной ранее кровли.

Для выполнения анкерования бурятся шпуры \varnothing 42 мм, длиной 2,5 м из расчета 2 анкера на секцию, в месте установки индивидуальной крепи – 0,95 м. Шпуры бурятся под углом 10–20° к напластованию в однорядных схемах, а в двухрядных – 10°, по нижнему ряду 45–60°, по верхнему ряду, в зависимости от наличия или отсутствия устойчивого слоя пород выше упрочняемых (если есть такой массив), угол бурения шпуров принимается – 60°, если нет – 45°.

Длина шпура второго ряда 1,6 м. При механическом анкерowaniu вставляются анкер \varnothing 32–36 мм и механически заклинивается. При химическом анкерowaniu в шпур посылаются 6–7 ампул с химическим составом, а затем при помощи сверла в шпур посылаются анкер \varnothing 30–32 мм с заостренным концом, которым разбивают ампулы и шпур заполняется химическим составом.

Для повышения упрочняющей способности армирующей системы и уменьшения расслоения пород в сторону выработанного пространства на концы анкерных стержней надевают подхваты (деревянные брусья, швеллеры) и прижимают их гайками к породному массиву.

4. Выемка угля вприсечку.

Для предотвращения распространения вывалов пород кровли, выемка угля в этом месте производится с помощью отбойных молотков. Рассечка в угольном массиве производится шириной 1,5 м по падению, глубиной 1,6 м по простиранию. Выемка угля в рассечке на глубину 0,8 м осуществляется при остановленном конвейере и заблокированном пускателе под защитой секций механической крепи. Начинать выемку угля необходимо под хорошей кровлей, но не менее 2 м от неустойчивой кровли.

Дальнейшая выемка угля производится при работающем конвейере под защитой временной или постоянной индивидуальной крепи в обе стороны от рассечки полосами шириной по 0,5 м по падению (восстанию) и длиной по 1,6 м по простиранию. Временная крепь представляет собой одиночные стойки ПСУГ-30, установленные под отрезками деревянного верхняка 0,3х0,2х0,12 м. Стойки временной крепи устанавливаются в 0,5 м от последней рамы постоянной крепи, расстояние между стойками крепи по простиранию 0,8 м.

Постоянная крепь состоит из деревянного верхняка 2,2x0,2x0,12 м или 3,2x0,2x0,12 м, под который устанавливается по 3 гидравлические стойки ПСУГ–30.

Расстояние между рамами постоянной крепи 0,95 м. При необходимости выемки угля вприсечку на большом участке рассечку производят в нескольких местах. В этом случае выемка производится несколькими забоями. При расстоянии между ними 2 м, работы в одном из забоев прекращаются. Сбойка оставшегося целика осуществляется одним забоем под защитой рам постоянной крепи, расстояние между которыми по падению должно составлять не более 0,5 м.

5. Затяжка кровли вразбежку.

При временном характере потери устойчивости пород кровли производится затяжка кровли вразбежку. На концевых участках, на бровках лавы затяжка длиной 1,0–1,1 м укладывается на верхняки рам индивидуальной крепи при их установке. В части лавы, закрепленной механической крепью, при передвижке секций в зоне неустойчивой кровли на перекрытия крепи укладываются распилы длиной 3,0–3,2 м, толщиной 0,06 м.

Распилы укладываются из расчета один распил на снимаемую полосу угля.

6. Нагнетание в трещиноватые породы полиуретановых скрепляющих составов.

Укрепление пород кровли с помощью нагнетания под давлением полиуретановых составов производится в местах с сильно нарушенной кровлей в местах геологических нарушений, в зонах ОД.

Для нагнетания скрепляющих составов в породы кровли, на контакте пласта с кровлей бурят шпуры \varnothing 42 мм. При первом нагнетании шпуры бурятся длиной 5,0 м, при последующем 4,0 м под углом 10–20°.

Угол наклона к плоскости пласта выбирается в зависимости от трещиноватости: малой – 10°, большой – 20°.

Расстояние между шпурами по падению пласта 3,0–5,0 м, глубина герметизации шпуров 1,5 м. Средний расход состава на шпур – 200 л при давлении – 7,0 МПа. Повторное укрепление массива производится через 3,5–4,0 м подвигания забоя. Если при отходе лавы на 2,0–2,5 м наблюдается значительное обрушение пород, нагнетание следует повторить в шпуры, пробуренные в промежутках между первоначальными.

7. Крепление кровли в лаве в местах отсутствия секций механической крепи.

При выдаче секций механической крепи для ремонта или замены временно в местах их отсутствия крепление осуществляется индивидуальной крепью из расчета: две спаренные рамы индивидуальной крепи на месте каждой отсутствующей секции механической крепи. Каждая рама индивидуальной крепи состоит из деревянного верхняка 3,2х0,2х0,12 м, под который установлено три – четыре стойки ПСУГ–30. Четвертая стойка устанавливается под грудью угольного забоя и снимается в момент прохода угольного комбайна.

Расстояние между рамками индивидуальной крепи – 0,75 м. Шаг установки стоек в рамках крепи – 0,95 м.

Крепь устанавливается сразу после выемки полосы угля. Передвижка соседних секций мех. крепи производится после установки индивидуальной крепи.

8. Крепление неустойчивых пород кровли на сопряжении подготовительных выработок с лавой.

На сопряжении подготовительных выработок с лавой предусматривается применение анкерования, химического анкерования и нагнетание скрепляющих составов в надбермовой части крепи.

Установка анкерной крепи и нагнетание скрепляющих составов производится на расстоянии 20 м впереди движущегося забоя лавы. Схема расположения анкеров и их параметры аналогичны установленным в лаве.

При обрушении пород в надбермовой части на двух парах спаренных рам, перекрытых сверху затяжкой, под защитой метало-арочной крепи выкладываются «костры» из леса, которые скрепляются между собой скобами.

«Костры» расклиниваются клиньями к кровле вывала.

9. Выемка и крепление в местах геологических нарушений типа замещение пласта.

В местах геологических нарушений типа замещение пласта породой, отбойка ее и погрузка производится угольным комбайном с остановкой его через каждые 1–1,5 м (в зависимости от типа секций крепи) перемещения по лаве.

Передвижка секций крепи и установка рам индивидуальной крепи производится при остановленном комбайне с отставанием до 1,0–1,5 м.

10. При ведении работ в опасной зоне необходимо выполнение следующих общешахтных требований по безопасности в случае внезапного прорыва воды.

По пути возможного движения воды выработка не должна загроздаться материалами и оборудованием, электроаппаратура должна быть приподнята.

Плановые и текущие ревизии, ремонты электроаппаратуры и водоотливных средств, производить в увязке с графиком выполнения работ в опасной зоне.

11. При ведении проходческих работ в опасной зоне необходимо:

С целью усиления крепи и уменьшения ее давления на почву, в случае увеличения горного давления, у борта выработки вплотную к ножкам арочной крепи устанавливать на почву двутавровые балки с длиной прогона 6 м. На каждую ножку арочной крепи устанавливать «сапожки» из спецпрофиля, которые должны жестко соединяться с ножкой арочной крепи скобами и основанием ложиться на балку. Для недопущения опрокидывания каждая балка в двух местах крепится к ножкам арочной крепи спецскобами, для чего в стенках балок просверлить отверстия под скобу. При этом отставание установки балок вдоль бортов выработки не должно превышать 6м.

12. Мероприятия по обеспечению откачки возможного дополнительного притока воды во время ведения работ в опасной зоне у сброса.

Произвести углубление водоотливной канавки, рядом с бортом выработки, у которого пройдена водоотливная канавка, пробить отверстие в нижележащую выработку для слива воды.

В насосной камере руддвора установить дополнительные насосы – рабочий и резервный, а также проложить дополнительно водоотливный трубопровод.

4.2. Определение статической нагрузки на крепь выработки

Устойчивость горных выработок в условиях шахт ООО «ДТЕК ДОБРОПОЛЬЕУГОЛЬ» обеспечивается путем применения стандартной металлической арочной крепи из спецпрофиля СВП–27. При этом для каждой выработки разрабатывается паспорт крепления с учетом конкретных горно-геологических условий.

Для расчета крепи в зоне влияния дизъюнктива в первую очередь необходимо знать давление горных пород на крепь. Этому вопросу посвящено наибольшее число теоретических исследований.

Однако, несмотря на большое количество гипотез и методов, предложенных в разное время разными исследователями, задача эта в целом не имеет в настоящее время достаточно универсального удовлетворительного решения, что связано с большой ее сложностью и многообразием факторов, влияющих на характер проявлений горного давления.

В настоящее время все известные теории горного давления в зависимости от методов, лежащих в их основе, можно разделить на три группы.

Первая группа характеризуется тем, что давление на крепь рассматривается как внешняя нагрузка, величина которой не зависит от конструкции крепи, режима ее работы, глубины заложения, а является лишь функцией механических свойств горных пород и размеров выработки. Методы расчета крепей в такой постановке называют методами расчета по заданной нагрузке.

Первая группа гипотез и расчетных методов базируется на положениях и соотношениях строительной механики. В ее основе лежат достаточно простые модели. Теоретические исследования, которые относятся к первой группе гипотез, нашли отражение в работах М.М. Протоdjяконова [150], П.М. Цимбаревича [151], В.Д. Слесарева, Р. Квапила и др.

Вторая группа характеризуется тем, что давление на крепь рассматривается не как внешняя нагрузка, а как результат взаимодействия крепи и боковых пород. Величина нагрузки на крепь является функцией величины конструктивной податливости (деформируемости) крепи. Эти методы называют методами расчета по заданным деформациям.

Вторая группа теории горного давления исторически сложилась позднее, она основывается на методах механики сплошной среды, в том числе и реологии. Расчетные схемы и исходные соотношения, на которых они базируются, значительно ближе отражает природу и механизм процессов, происходящих в окрестности горных выработок. Наиболее полно это направление представлено в работах Р. Феннера, А. Лабасса [152], К.В. Руппенейта [153], Ж.С. Ержанова и др.

Третья группа гипотез горного давления объединила достоинства двух первых подходов. В соответствии с последними представлениями деформируемость или конструктивная податливость крепи, является функцией перемещений контура выработки, зависящих от глубины расположения выработки, прочности и структуры вмещающих пород, а нагрузка на крепь определяется размерами зоны неупругих деформаций, зависящими от тех же факторов. Впервые такой подход был предложен Ю.М. Либерманом [154]. Расчеты величины нагрузки на крепь, выполненные на основе методов третьей группы, ближе всего совпадают с натурными измерениями.

По аналогии свыше сказанным, методы третьей группы можно назвать методами расчета по заданным деформациям и нагрузкам.

Для определения нагрузки на крепь воспользуемся известной формулой [155, 156], которая является математической записью подхода, характерного для методов третьей группы:

$$q_i = \frac{2}{3} \gamma R_0 (r_L - 1), \quad (4.1)$$

где γ – объемный вес пород;

R_0 – полупролет выработки;

r_L – относительная величина зоны неупругих деформаций, определяемая по формуле

$$r_L = \exp\left(\sqrt{\frac{\gamma H}{2R_c k_c}} - 0,5\right) \cdot K_i. \quad (4.2)$$

где k_c – величина структурного ослабления вмещающего выработку породного массива, определяемая по формуле (3.4);

K_i – коэффициент, учитывающий увеличение зоны неупругих деформаций в районе геологического нарушения.

4.3. Расчет внутренних силовых факторов в элементах крепи

На ш. «Алмазная» ШУ «ДОБРОПОЛЬСКОЕ» ООО «ДТЕК ДОБРОПОЛЬЕУГОЛЬ» 6 южный конвейерный штрек горизонт 550 м крепился металлической крепью типа АП (арочная податливая из спецпрофиля), состоящая из трех элементов, расчет которой приведен ниже. Для расчета использована методика, изложенная в [157, 158].

Конструкция податливой крепи рассматривается как двухшарнирная арка (рис. 4.1). Наиболее типичным и общим является случай работы арки от вертикальной и боковой нагрузки. Вертикальную и боковую нагрузку принимаем равномерно распределенной. Такая расчетная схема позволяет лучше учесть реальный характер загрузки.

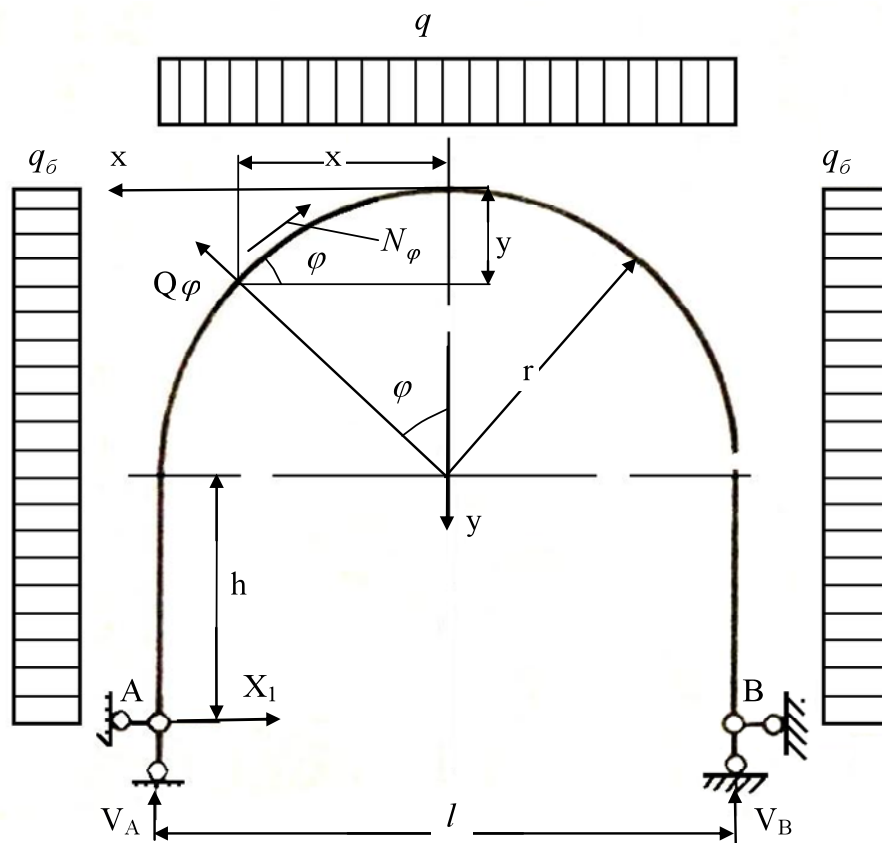


Рис. 4.1. Расчетная схема двухшарнирной арки

Для определения опорных реакций воспользуемся методом сил.

Вертикальные реакции в опорных шарнирах равны:

$$R_B = \frac{ql}{2}, \quad (4.3)$$

где l – расстояние между опорами, м.

Отбросив горизонтальную связь и заменив ее неизвестной силой X_1 , составим каноническое уравнение для этой системы:

$$\delta_{11}X_1 + \Delta_{1p} = 0,$$

откуда находим неизвестную горизонтальную опорную реакцию

$$X_1 = -\frac{\Delta_{1p}}{\delta_{11}}. \quad (4.4)$$

Ввиду симметричности конструкции и внешней нагрузки можно рассматривать половину арки. В тонкостенных конструкциях толщина крепи, как правило, меньше $0,1l/2$, а стрела подъема $f > l/3$, поэтому перемещения δ_{11} и Δ_{1p} , можно определять только с учетом изгибающих моментов. Перемещения от единичной силы δ_{11} и от внешней нагрузки Δ_{1p} определяем из известных уравнений статики, с использованием интегралов Мора:

$$\delta_{11} = \int_A^B \frac{M_1^2}{EJ} \cdot ds; \quad (4.5)$$

$$\Delta_{1p} = \int_A^B \frac{M_p M_1}{EJ} \cdot ds, \quad (4.6)$$

где EJ – жесткость арки;

E – модуль Юнга материала арки;

J – момент инерции поперечного сечения профиля;

M_p – момент от действия внешних сил;

M_1 – момент от действия единичной силы.

Для определения величины δ_{11} основную систему нагружаем силой $X_1 = 1$ и определяем значения изгибающих моментов в произвольных сечениях стойки и свода. Интегрирование выполняется в пределах полуарки. После этого определяется момент от действия внешних сил M_p и вычисляются соответствующие интегралы.

После определения X_1 находим истинные значения моментов по формуле:

$$M = M_p + M_1 X_1. \quad (4.7)$$

4.4. Определение параметров крепи в зоне нарушения

Под определением параметров крепи подразумевается установление типа профиля, его номер и шаг крепи. Для этого воспользуемся ниже приведенным равенством

$$\frac{M_{\max}}{W \cdot n \cdot k} = R_t, \quad (4.8)$$

где n – количество рам на 1 м;

k – коэффициент условия работы крепи;

R_t – граница текучести стали;

W – момент сопротивления сечения прокатного профиля;

M_{\max} – максимальный изгибающий момент.

Задаемся подходящим номером прокатного профиля.

Определяем величину момента сопротивления поперечного сечения профиля для рам, установленных на 1 п. м выработки.

Тогда, количество рам на метр определяется из следующей формулы:

$$W = n \cdot W_p$$

где W_p – момент сопротивления сечения выбранного прокатного профиля в соответствии с существующими типоразмерами.

Рассмотрим определение параметров крепи в зоне нарушения на примере ш. «Алмазная» ШУ «ДОБРОПОЛЬСКОЕ» ООО «ДТЕК ДОБРОПОЛЬЕ-УГОЛЬ» 6-го южного конвейерного штрека горизонта 550 м. Выработка арочного сечения, закреплена податливой крепью со следующими размерами: расстояние между опорами $l = 5$ м, высота прямолинейных стоек $h_n = 1$ м, радиус закругления циркульного свода $r = 2,5$ м, объемный вес пород $\gamma = 2,6$ т/м².

Нагрузка на крепь в зоне нарушения определяется из формулы (4.1) по следующей схеме, представленной на рис 4.2.

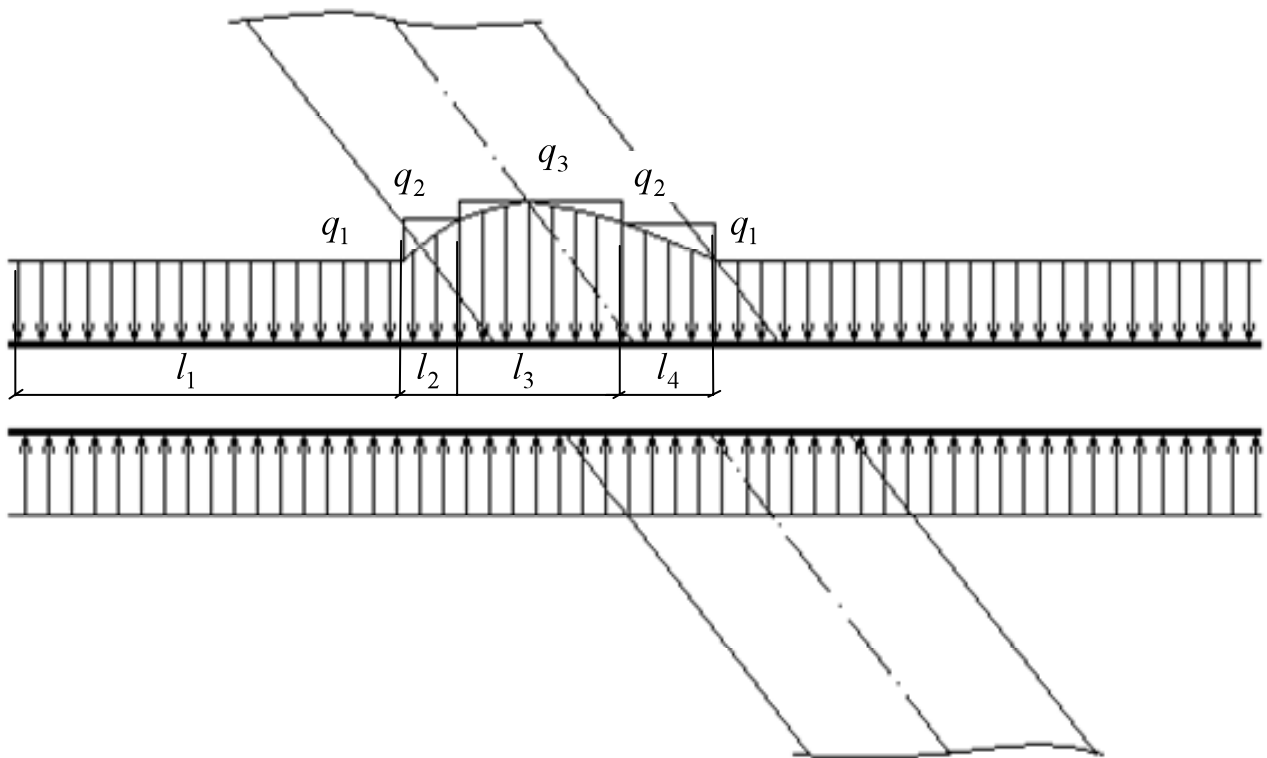


Рис. 4.2. Схема нагружения крепи в зоне влияния геологического нарушения

Для рассматриваемых условий относительный радиус зоны неупругих деформаций вокруг выработки вне влияния геологического нарушения, равен $r_L = 2$. Тогда по формуле (4.1) находим, что нагрузка на крепь вне зоны влияния дизъюнктива равна:

$$q_1 = \frac{2}{3} 2,6 \cdot 2,5(2 - 1) = 4,33, \text{ т/м.}$$

Относительный радиус зоны неупругих деформаций вокруг выработки, в первой зоне влияния геологического нарушения (см. рис. 4.2), равен $r_L = 2,5$. Тогда величина нагрузки на крепь q_2 в этой зоне равна:

$$q_2 = \frac{2}{3} 2,6 \cdot 2,5(2,5 - 1) = 6,5, \text{ т/м.}$$

Относительный радиус зоны неупругих деформаций вокруг выработки, во второй зоне влияния геологического нарушения (см. рис. 4.2) равен $r_L = 3$. Величина нагрузки на крепь q_3 при этом равна:

$$q_3 = \frac{2}{3} 2,6 \cdot 2,5(3 - 1) = 8,67, \text{ т/м.}$$

Из выражения (4.7) находим величины максимального изгибающего момента на каждом из рассматриваемых участков:

$$\text{для } l_1 - M_{\max} = 20,7 \text{ т}\cdot\text{м};$$

$$\text{для } l_2 - M_{\max} = 31 \text{ т}\cdot\text{м};$$

$$\text{для } l_3 - M_{\max} = 41,4 \text{ т}\cdot\text{м.}$$

Воспользовавшись формулой (4.8) определяем тип, номер профиля и количество рам на 1 м выработки. Принимаем профиль № 27, т. к. он выпускается серийно и является для условий шахт ООО «ДТЕК ДОБРОПОЛЬЕУГОЛЬ» наиболее употребляемым.

Для того, чтобы при пересечении геологического нарушения номер профиля оставался таким же, как и до подхода, увеличиваем количество рам на 1 м.

$$\text{При } r_L = 2 - n = 1,25 \text{ рам/м};$$

$$\text{при } r_L = 2,5 - n = 1,87 \text{ рам/м};$$

$$\text{при } r_L = 3 - n = 2,5 \text{ рам/м.}$$

Схема зон влияния на выработку дизъюнктивного геологического нарушения L приведена на рис. 4.3. Формула расчета этих зон приведена ниже.

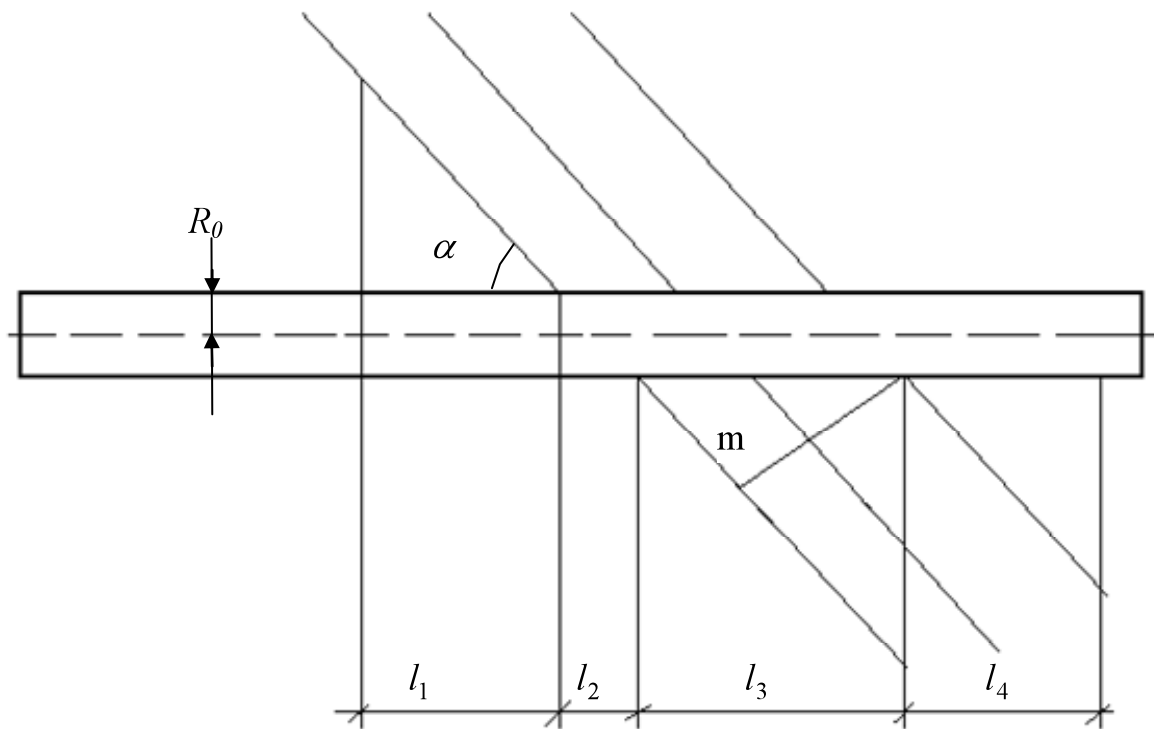


Рис. 4.3. Схема влияния дизъюнктивного геологического нарушения

$$L = l_1 + l_2 + l_3 + l_4$$

$$l_1 = l_4 = (R_L - R_0) \operatorname{ctg} \alpha$$

$$l_2 = 2R_0 \operatorname{ctg} \alpha$$

$$l_3 = m \operatorname{cosec} \alpha$$

$$L = 2(R_L - R_0) \operatorname{ctg} \alpha + 2R_0 \operatorname{ctg} \alpha + m \operatorname{cosec} \alpha$$

где α – угол наклона сместителя дизъюнктива.

На основе вышеприведенных расчетов были получены следующие зависимости (рис. 4.4–4.7).

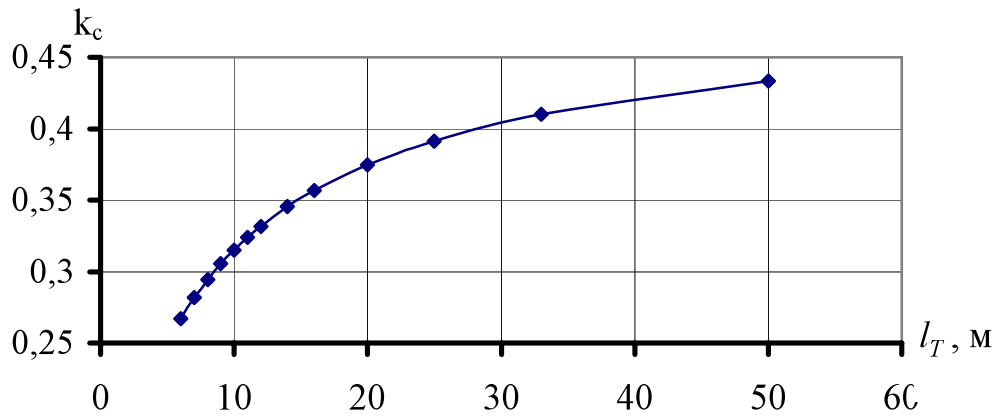


Рис. 4.4. Влияние расстояния между трещинами на коэффициент структурного ослабления

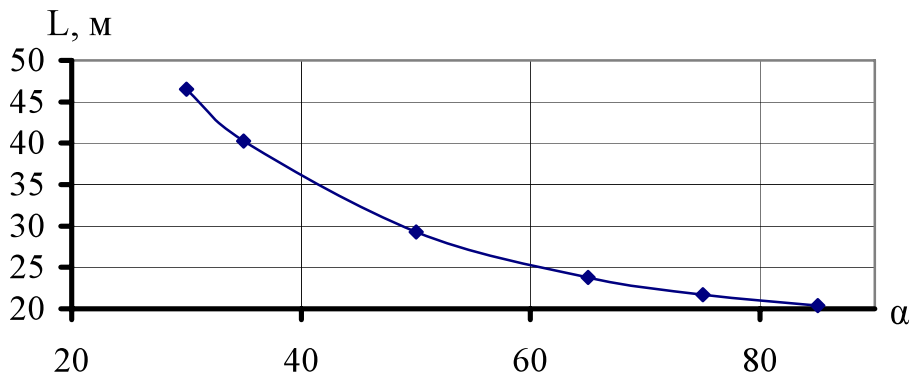


Рис. 4.5. Зависимость угла наклона сместителя геологического нарушения на его зону влияния

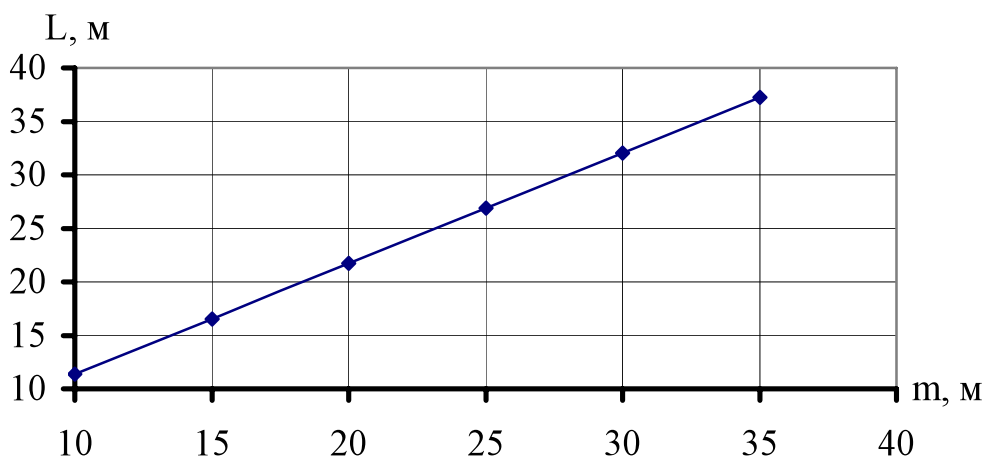


Рис. 4.6. Влияние мощности геологического нарушения на его зону влияния

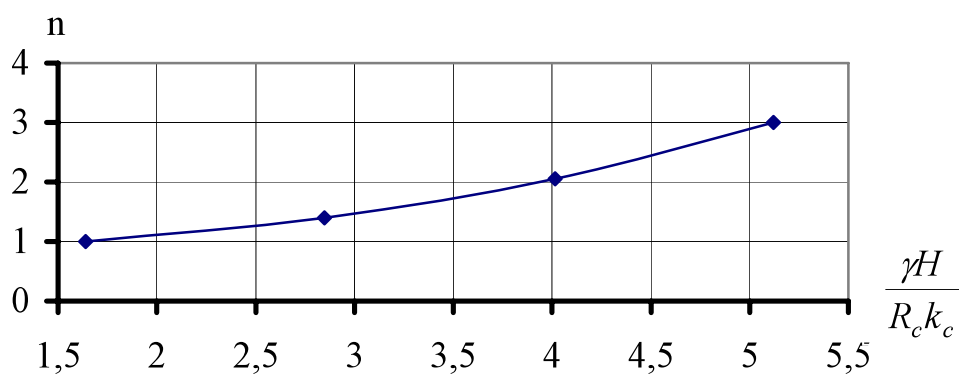


Рис. 4.7. Влияние комплексного показателя условной разработки на количество устанавливаемых рам на 1 п. м

На основе выполненных выше исследований была подана заявка на патент по определению параметров металлической арочной крепи горизонтальной выработки при пересечении дизъюнктивного геологического нарушения.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

На основе установленных закономерностей разрушения породного массива вокруг капитальных и подготовительных выработок, решена актуальная научно-техническая задача повышения их устойчивости при пересечении геологических нарушений разрывного типа.

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем:

1. Выполнены натурные и лабораторные исследования поведения горных пород в зоне геологического нарушения для горно-геологических и горнотехнических условий ш. «Алмазная» и «Добропольская» ПСП ШУ «ДОБРОПОЛЬСКОЕ» ООО «ДТЕК ДОБРОПОЛЬЕУГОЛЬ», что позволило определить основные параметры и разработать расчетную схему для компьютерного моделирования.

2. Установлена зависимость изменения прочности пород и угля на одноосное сжатие в зоне дизъюнктива уменьшается от его границ к центру по нелинейному закону, что позволяет на этой основе разрабатывать вычислительные модели для изучения геомеханической ситуации в окрестности выработки пересекающей геологическое нарушение.

3. Ширина дизъюнктива по нормали к его оси линейно изменяется в зависимости от мощности угольного пласта, что позволяет определять параметры крепи для обеспечения устойчивости выработки в пределах геологического нарушения.

4. Предложен метод численного моделирования процесса проведения одиночной протяженной горизонтальной выработки, приближающейся к структурному геологическому нарушению, для условий задачи плоской деформации.

5. Установлено, что при пересечении выработкой геологического нарушения зона неупругих деформаций имеет большие размеры по отношению к протяженному ее участку вне влияния дизъюнктива, примерно, в 1,5–2,0 раза.

6. Предложена методика определения параметров металлической арочной крепи при проходке горизонтальных выработок в зоне геологических нарушений.

7. Предложенная методика была использована при сооружении 6 южного конвейерного штрека пласта l_3 горизонта 550 м на шахте «Алмазная» ПСП ШУ «ДОБРОПОЛЬСКОЕ» ООО «ДТЕК ДОБРОПОЛЬЕУГОЛЬ». Ожидаемый экономический эффект за счет снижения эксплуатационных расходов составляет 196,7 грн. на метр ремонтируемой выработки в зоне геологического нарушения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Долгосрочный прогноз развития мировой угольной промышленности // Уголь. – 2008. – № 2. – С. 66–68.
2. BP Statistical Review of World Energy [Электронный ресурс] / Способ доступа: URL: www.bp.com/liveassets/bp_internet/globalbp/globalbp_uk_english/reports_and_publications/statistical_energy_review_2011/STAGING/local_assets/downloads/spreadsheets/statistical_review_full_report_workbook_2011.xls.
3. УНІАН. Энергетика [Электронный ресурс] / Способ доступа: URL: <http://energy.unian.net/rus/detail/2125>.
4. “Топ-четверка” мировой торговли углем // ТЭК. – 2007. – № 9. – С. 107–112.
5. РБК Україна [Электронный ресурс] / Способ доступа: URL: <http://www.rbc.ua/rus/top/show/dobycha-uglya-v-ukraine-v-2012-g-vyroslo-na-4-3---do-64-7-mln-t-17012013191900>.
6. Денег все больше, угля – все меньше // ТЭК. – 2007. – № 8. – С. 114–117.
7. World Energy Statistic [Электронный ресурс] / Способ доступа: URL: <https://www.google.com.ua/search?q=world+energy&biw=1024&bih=600&tbm=isch&tbo=u&source=univ&sa=X&ei=sZk8Uv7aLome4wSYtoDgBA&ved=0CEgQsAQ>.
8. Как превратить взрывоопасный газ в ценный ресурс? // ТЭК. – 2010. – № 3. – С. 104–112.
9. Крепление и охрана выработок в сложных горногеологических условиях / Кошелев К.В., Томасов А.Г., Самойлов В.Л., Бурма И.И. – К.: Техніка, 1986. – 111 с.
10. Попов В.С. Тектоника / Геология месторождений угля и горючих сланцев / В.С. Попов. – М.: Госгеолтехиздат, 1963. – Т. 1. Донецкий бассейн. – С. 103–152.
11. Методика разведки угольных месторождений Донецкого бассейна. – М.: Недра, 1972. – 338 с.

12. Корчемагин В.А. Геотектоника. Особенности развития тектонической структуры и поля напряжений Донбасса и Восточно Приазовья / В.А. Корчемагин, В.С. Емец. – М.: Госгеолтехиздат, 1986. – №5. – С. 15–30.
13. Левенштейн М.Л. К вопросу о структуре юго-западной окраины Донбасса / М.Л. Левенштейн // Изв. АН СССР. Сер. геол. – 1959. – №4. – С. 45–48.
14. Забигайло В.Е. Тектоника и горно-геологические условия разработки угольных месторождений Донбасса / В.Е. Забигайло, В.В. Лукинов, Л.И. Пимоненко, Н.В. Сахневич. – К.: Наукова думка, 1994. – 152 с.
15. Глушко В.Т. Инженерно-геологическое прогнозирование устойчивости выработок глубоких угольных шахт / В.Т. Глушко, Г.Т. Кирничанский. – М.: Недра, 1974. – 176 с.
16. Козионов Е.М. Переход геологических нарушений очистными механизированными комплексами / Е.М. Козионов, Л.В. Самец, Е.С. Щеглов // Уголь. – 1977. – №1. – С. 25–28.
17. Александров В.Г. Влияние малоамплитудных дизъюнктивных нарушений на деформации крепи подготовительных выработок / В.Г. Александров, А.В. Аксенов, Е.И. Питаленко, Э.В. Борисенко // Уголь Украины. – 1996. – №8. – С. 25–27.
18. Алферов О.С. К вопросу о взаимосвязи между тектоникой и интенсивностью выдавливания горных пород в подземные выработки / О.С. Алферов // Сборник материалов по вопросам горного дела. – Днепропетровск: ДГИ, 1964. – С. 30–34.
19. Руководство по изучению геологического состояния шахтных полей при подземной разработке угольных месторождений. – Л.: ВНИМИ, 1967. – 312 с.
20. Ванифатов Н.И. Кливаж и управление горным давлением / Н.И. Ванифатов // Уголь. – 1953. – №6. – С. 18–21.
21. Грицко Г.И. Прогнозирование и расчет проявлений горного давления / [Г.И. Грицко, В.В. Власенко, Г.Е. Посохов и др.] // Под ред. Шемякина Е.И. – Новосибирск: Наука, 1980. – 117 с.

22. Васильев П.В. Влияние основных геологических факторов на поведение пород в горных выработках / П.В. Васильев, С.И. Малинин – М.: Госгортехиздат, 1960. –93 с.

23. Ушаков И.Н. Трещиноватость горного массива в Центральном районе Донбасса и точечный способ ее характеристики / И.Н. Ушаков. Запис. ЛГИ, 1958. – т.36. – Вып. 1. – 257 с.

24. Орлов А.А. Исследование поведения пород кровли при применении стоек постоянного и нарастающего сопротивления / А.А. Орлов // Сб. ст. по вопросам горного давления и сдвижения горных пород. – Л.: ВНИМИ, 1959. – № 36. – С. 145–159.

25. Колоколов О.В. Влияние вектора напряжений и трещиноватости горных пород на выбор технологической схемы разработки / О.В. Колоколов, М.В. Князев, В.Н. Доценко, В.П. Притыскач // Известия Вузов. Горный журнал. – 1990. – №2. – С. 21–23.

26. Шклярский М.Ф. Расчет устойчивости выработок, пройденных в трещиноватых породах // Методы изучения и способы управления горным давлением в подземных выработках / М.Ф. Шклярский. –Л.: ВНИМИ, 1987. – С. 17–22.

27. Агеев В.Г. Исследование влияния угла падения трещин на устойчивость обнажений / [В.Г. Агеев, С.В. Кужель, Е.А. Сдвижкова, С.Б. Тулуб, А.Н. Шашенко] // Науковий вісник НГА України. – 1999. – №5. – С. 6–8.

28. Агеев В.Г. К вопросу о влиянии геологического нарушения на состояние приконтурных пород подготовительной выработки // Науковий вісник / В.Г. Агеев, Е.А. Сдвижкова. – Днепропетровск: НГА Украины. – 1999. – №6. – С. 28–30.

29. Агеев В.Г. Проблемы устойчивости подготовительных выработок в условиях шахт ГХК “Шахтерскантрацит” / В.Г. Агеев // Науковий вісник. – – Днепропетровск: НГА Украины. – 1999. – №4. – С. 16–18.

30. Кузьменко А.М. Геомеханическое обоснование технологии подземных горных работ в динамических полях напряжений породного массива:

дис...доктора техн. наук: 05.15.09 / Кузьменко А.М. – Днепропетровск, 2003. – 438 с.

31. Сдвижкова Е.А. Устойчивость подземных выработок в структурно-неоднородном породном массиве со случайно распределенными свойствами: дис...доктора техн. наук: 05.15.09 / Сдвижкова Е.А. – Днепропетровск, 2002. – 410 с.

32. Зорин А.Н. Механика разрушения горного массива и использование его энергии при добыче полезных ископаемых / А.Н. Зорин, Ю.М. Халимендик, В.Г. Колесник. – М.: ООО “Недра – Бизнесцентр”, 2001. – 413 с.

33. Халимендик Ю.М. Обоснование технологии перехода геологических нарушений механизированными комплексами в условиях Западного Донбасса: дис... канд. техн. наук: 05.15.09 / Халимендик Ю.М. – Днепропетровск: ДГИ, 1983. – 176 с.

34. Гарбер И.С. Разрывные нарушения угольных пластов / [И.С. Гарбер, Я.Е. Григорьев, Ю.Н. Дупак и др.] – Л.: Недра, 1979. – 217 с.

35. Майденович И.А., Радзивилл А.Я. Особенности тектоники угольных месторождений Украины / И.А. Майденович, А.Я. Радзивилл. – Киев: Наукова думка, 1984. – 235 с.

36. Гзовский М.В. Основы тектонофизики / М.В. Гзовский. – М.: Наука, 1975. – 318 с.

37. Рева В.Н., Белоусов А.П. Особенности поддержания горных выработок в трещиноватом скальном массиве вблизи тектонических нарушений / В.Н. Рева, А.П. Белоусов. // ФТПРМП, 1998, №3. – С. 11–13.

38. Котов Ю.В. Модель оценки устойчивости подготовительной выработки в переходных зонах полей напряжений / Ю.В. Котов // Науковий вісник: НГА України. – 1999. – №5. – С. 38–43.

39. Белоконев В.М. Сравнительный анализ методов классификации при прогнозировании на примере шахты Садкинская / В.М. Белоконев, В.М. Калиниченко, Д.Н. Шурыгин / Вестник южно-российского государственного технического университета. – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2008. – С. 8–12.

40. Белоконов В.М. Математическое моделирование и сравнительный анализ моделей мелкоамплитудной нарушенности угольного пласта на шахте Садкинская / В.М. Белоконов, В.М. Калиниченко, Д.Н. Шурыгин / Вестник южно-российского государственного технического университета.– Новочеркасск: ЮРГТУ, 2008 – С. 13–18.

41. Калиниченко В.М. Концепция геоинформационной системы прогнозирования горно-геологических условий отработки угольных месторождений / В.М. Калиниченко, Д.Н. Шурыгин / Вестник южно-российского государственного технического университета. – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2008 – С. 19–24.

42. Снетков В.И. Фрактальный анализ – необходимый элемент геометризации месторождений полезных ископаемых / В.И. Снетков / Вестник южно-российского государственного технического университета. – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2008 – С. 30–34.

43. Панфилов А.Л. Разрывные нарушения и системы содизъюнктивных трещин / А.Л. Панфилов / Вестник южно-российского государственного технического университета. – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2008 – С. 35–44.

44. Мирер С.В. Методика и аппаратура для акустического контроля выбросоопасности угольных пластов / С.В. Мирер, Е.В. Масленников, О.И. Хмара // Внезапные выбросы угля и газа, рудничная аэрология: Научн. Сообщ. Ин-та горн. Дела им. А.А.Скочинского.–М., 1988.–С.22–24.

45. Осецкий А.И. Выявление вероятных тектонических нарушений и выбросоопасных зон / [А.И. Осецкий, В.Т. Глушко, А.Н. Зорин и др.] – К.: Наук. думка, 1973. – 107 с.

46. Определение техногенных зон в шахтных полях методом удельной изменчивости уклонов / [Кужель С.В., Зорин А.Н., Мещанинов С.К. и др.] // Уголь Украины. – 2001. – № 9. – С. 6–8.

47. Определение техногенных зон угольного пласта шахты «Белозерская» / [Зорин А.Н., Мещанинов С.К., Вдовиченко В.П. и др.] // Геотехническая механика. – 2001. № 29. – С. 48–53.

48. Посудиевский А.Б. Достоверность прогнозов нарушенности угольных пластов геофизическими методами / А.Б. Посудиевский // Уголь Украины, 1999. – № 2. – С. 41–43.
49. Михалев А.К. Применение сейсморазведки для изучения тектоники шахтных полей в Донбассе / А.К. Михалев, А.В. Николаев // Разведка и охрана недр. – 1971. – №12. – С. 18–22.
50. Михалев А.К. Способ обнаружения разрывных нарушений на угольных месторождениях: А.с. № 1382221А СССР, МКИ 4 G 01 V3/08 / А.К. Михалев, А.В. Николаев – 2925470А/31; Заявлено 15.05.80; Опубл. 7.05.82, Бюл. №12. – 6 с.
51. Ващенко В.И. Прогноз нарушенных зон угольных пластов с литологически неоднородной почвой / В.И. Ващенко // Уголь Украины, 1988. – №2. – С. 34–37.
52. Посудиевский А.Б. Оценка малоамплитудной нарушенности угольных пластов по геологическим параметрам вмещающих отложений / А.Б. Посудиевский, А.К. Посудиевская // Уголь Украины, 1988. – №1. – С.24–28.
53. Бурлацкий Н.С. Особенности мелкоамплитудной тектоники Донецко-Макеевского района / Н.С. Бурлацкий, И.О. Павлов // Уголь Украины, 2004. – №1. – С. 43–46.
54. Газиев Э.Г. Механика скальных пород в строительстве / Э.Г. Газиев. – М.: Стройиздат, 1973. – 308 с.
55. Ивлев Д.Д. О теории трещин квазихрупкого разрушения / Д.Д. Ивлев // Журнал прикл. механики и техн. физики. – М.: 1967. – №6. – С. 27–34.
56. Гзовский М.В. Основные вопросы тектонофизики и тектоника Байджансайского антиклинория / М.В. Гзовский. – М.: АН СССР, 1963. – 401 с.
57. Пугачев М.И. Прогнозирование тектонических разрывов и зон интенсивной трещиноватости / М.И. Пугачев // Вопросы геометризации физико-технических и горно-геологических показателей месторождений для моделирования наЦВЭМ. –М.: Недра, 1966. – С. 101–106.

58. Протоdjаконов М.М. Определение коэффициента крепости твердых горных пород методом толчения. / М.М. Протоdjаконов, Р.Н. Тедер // Исследование физико-механических свойств пород применительно к задачам управления горным давлением. – М.: Недра, 1962. – С. 176–180.

59. Барон Л.И., Логунцов Б.М., Позин Е.З. Определение свойств горных пород / Л.И. Барон, Б.М. Логунцов, Е.З. Позин. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 332 с.

60. Протоdjаконов М.М. Метод определения прочности горных пород на одноосное сжатие / М.М. Протоdjаконов // Сб. науч. тр. Механические свойства горных пород. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1963. – С. 7–15.

61. Исследование механических свойств горных пород Донецкого бассейна. – М.–Х.: Углетехиздат, 1951. – 235 с.

62. Карпенко Г. В. К вопросу о прочности каменного угля / Г. В. Карпенко // Тр. Института строительной механики Академии наук УССР. – 1950. – Т. 15. – С. 320–342.

63. Барон Л. И. Определение коэффициента крепости горных пород / Л.И. Барон // Тр. ВНИИ–1 МЦМ СССР, 1956. – вып. 8. – С. 124–131.

64. Барон Л.И. Приближенное определение механической прочности горных пород / Л.И. Барон // Рудничная аэрология и безопасность труда в шахтах (к 75-летию академика А. А. Скочинского). – М.: Углетехиздат, 1949. – С. 54–60.

65. Протоdjаконов М.М. К методике определения прочности горных пород / М.М. Протоdjаконов. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1966. – С. 142.

66. Матвеев Б.В. Механические испытания горных пород методом соосных пуансонов / Б.В. Матвеев. – М.: Углетехиздат, 1957. – 230 с.

67. Кузнецов В.Д. Физика твердого тела / В.Д. Кузнецов. – М.: Углетехиздат, 1937. – Т. 1. – 157 с.

68. Койфман Б.Е. Испытания твердости углей методом затухающих колебаний / Б.Е. Койфман, С.Н. Наумова // Сб. Советская геология, 1947. – вып. 21. – С. 250–260.

69. Протоdjяконов М.М. Маятниковый твердомер / М.М. Протоdjяконов // Тр. ИГД АН СССР, АН СССР, 1954. – Т. 1. – С. 36–47.

70. Щебенъ из естественного камня и гравий для строительных работ. Методы испытаний. – ГОСТ 8269–56 – Взамен ГОСТ 8269–71. – [Введ. 01.01.1960]. – М.: Изд-во стандартов, 1958. – 57 с.

71. Белаенко Ф.А. Опыты по определению крепости горных пород при одновременном действии сжатия и сдвига / Ф.А. Белаенко, Г.Л. Павленко // Горный журнал. – 1937. – № 16. – С. 57–65.

72. Вольф И.В. Испытание прочности каменных материалов на разрыв при сжатии образцов / И.В. Вольф // Бюл. технико-эконом. информации (Донецкий совнархоз), 1959. – № 1. – С. 81–90.

73. Белаенко Ф.А. Некоторые предварительные результаты изучения физико-механических свойств Криворожских горных пород и методика проведения испытаний / Ф.А. Белаенко, Ж.С. Ержанов, В.Т. Глушков, Ю.Д. Берлин. Научн. докл. высшей школы. Серия Горное дело. – М.: Недра, 1958. – № 3. – С. 22–28.

74. Ельчанинов М.Н. О зависимости между механической прочностью и объемным весом известняка / М.Н. Ельчанинов // Строительная промышленность, 1940, – № 11. – С. 45–51.

75. Пеньков А.М. Сравнительные исследования механических свойств углей некоторых пластов, опасных и не опасных по внезапным выбросам / А.М. Пеньков, В.А. Староверова // Тр. ИГД АН УССР. – М.: Недра, 1958. – № 5. – С. 61–70.

76. Барон Л.И. Износ и поломки режущего инструмента при строгании горных пород / Л.И. Барон, Л.Б. Глатман, А.В. Кузнецов // Сб. Износ и поломки резцов породопроходческих комбайнов. – М.: Госгор-техиздат, 1961. – С. 24–32.

77. Конкин Б.Н. Исследование абразивных свойств каменных углей / Б.Н. Конкин // Тр. Пермского горного института, 1958. – № 2. – С. 37–49.

78. Протоdjяконов М.М. Определение крепости углей на шахтах / М.М. Протоdjяконов // Уголь. 1950. – № 9. – С. 38–50.

79. Мелекидзе И.Г. Определение крепости горных пород на некоторых месторождениях Грузии / И.Г. Мелекидзе, С.М. Сенюк // Сб. Вопросы разрушения и давления горных пород. – М.: Углетехиздат, 1955. – С. 75–81.

80. Асыченко Е.И., Рылев Э.В. Определение коэффициентов крепости горных пород методами толчения и раздавливания / Е.И. Асыченко, Э.В. Рылев // Тр. Новочеркасского политехнического института. – Новочеркасск: НПИ, 1957. – Т. 40/54. – С. 57–68.

81. Перепелица В.Г. Методика определения деформаций горного массива с помощью оборудования визуального внутрискважинного контроля / В.Г. Перепелица, М.С. Зайцев // Геотехнічна механіка. – Дніпропетровськ, 2008. – Вип. 77. – С. 147–154.

82. Badania nad urobialnoscia wegla w Gorno-i Dolno-Slaskim Z agebin Welowym. – Przegląd gorniezy, 1952.–№ 9. – P. 12–20.

83. S. Kossufh. Nomy etap badan nad urobialnoscia wegla w ZSRR. Przegląd gorniezy, 1953. – № 11. – P. 27–32.

84. Тин-Сю Тао. Влияние разрежения режущей цепи комбайна «Донбасс-1» и врубовой «машины КМП-1 на потребляемую мощность / Тин-Сю Тао. // Уголь. 1956. – № 9. – С. 15–23.

85. Protodiakonov M.M. The Problem of a Standard Method for Detefmining the Strength of Coal / M.M. Protodiakonov // National Coal Board Translation Section. Trans A. 634/A. B. 1953. – P. 30–37.

86. Разрушение углей и горных пород / [под. ред. С.И. Мультанов]. – М.: ИГД, 1988. – 80 с.

87. Шубин В.П. К вопросу об исследовании физико-механических свойств некоторых пород каменного угля шахт Кузбасса / В.П. Шубин // Изв. Томского политехнического ин-та. – Томск: ТПИ, 1951.– Т. 68. – вып. 1. – С. 34–42.

88. Эпштейн Е.Ф. Теория бурения-резания горных пород твердыми сплавами / Е.Ф. Эпштейн. – М–Л.: ГОНТИ, 1939. – 112 с.

89. Шрейнер Л.А. Механические и абразивные свойства горных пород / Л.А. Шрейнер, О.П. Петрова, В.П. Якушев. – М.: Гостоптехиздат, 1958. – 87 с.

90. Янчур А.М. Определение механических свойств горных пород Донбасса / А.М. Янчур, А.Н. Кульбачный. – Х.: Изд. Госплан СССР, ВНИИОМШС, 1958. – 187 с.
91. Карагодин Л.Н. Прибор для определения механических свойств углей в забое / Л.Н. Карагодин // Сб. Разрушение углей и пород. – М.: Углетехиздат, 1958. – С. 15–23.
92. Лужин О.В. Обследование и испытание сооружений / О.В. Лужин. – М.: Стройиздат, 1987. – 264 с.
93. Выборнова С.Н. Анализ влияния горнотехнических факторов на состояние выемочных выработок методом конечных элементов / С.Н. Выборнова // Прогрессивная технология, комплексная механизация и автоматизация проведения горных выработок: Научн. сообщ. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского. – 1984. – С. 77–83.
94. Розин Л.А. Метод конечных элементов и приложения к упругим системам / Л.А. Розин. – 1977. – 160 с.
95. Зенкевич О. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред / О. Зенкевич, И. Чанг. – М.: Мир, 1974. – 239 с.
96. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов / Л. Сегерлинд. – М.: Мир, 1979. – 392с.
97. Стренг Г. Теория метода конечных элементов / Г. Стренг, Дж. Фикс. – М.: Мир, 1977. – 350 с.
98. Деклу Ж. Метод конечных элементов / Ж. Деклу. – М.: Мир, 1976. – 96 с.
99. Ержанов Ж.С. Метод конечных элементов в задачах механики горных пород / Ж.С. Ержанов, Т.Д. Каримбаев. – 1975. – 238 с.
100. Либерман Ю.М. Применение ЭВМ для решения задач геомеханики. / Ю.М. Либерман, Р.И. Хаимова-Малькова // Применение ЭВМ и математических методов в горном деле. Тр. 17 Международного симпозиума. – М.: 1982. – Т.1. – С. 160–164.

101. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике / А.Б. Фадеев. – М.: Недра, 1987. – 236 с.
102. Амусин Б.З. Метод конечных элементов при решении задач геомеханики / Б.З. Амусин, А.Б. Фадеев. – М.: Недра, 1975. – 144 с.
103. Новикова Л.В. Распределение напряжений в массиве горных пород на участке сопряжения двух выработок / Л.В. Новикова, А.И. Калашников, В.С. Лесников // Изв. ВУЗов. Горный журнал. – 1984. – №2. – С. 25–32.
104. Новикова Л.В. Метод граничных элементов в задачах геомеханики / Л.В. Новикова, П.И. Пономаренко, В.В. Приходько, И.Т. Морозов. – Днепропетровск: Наука и образование, 1997. – 178 с.
105. Cundall P.A. A discrete numerical model for granular assemblies / P.A. Cundall, O.D. Strack // Geotechnique. 1979. – №1. – P. 47–65.
106. Изучение проявлений горного давления на моделях / [Кузнецов Г.Н. и др.] – М.: Углетехиздат, 1959. – 283 с.
107. Левинсон-Лессинг Ф. К вопросу о давлении в тоннелях / Ф. Левинсон-Лессинг, А. Зайцев. – М.: ОНТИ, 1915. – 118 с.
108. Покровский Г.И. Центробежное моделирование в горном деле / Г.И. Покровский, И.С. Федоров. – М.: Недра, 1969. – 247 с.
109. Насонов И.Д., Ресин В.И. Моделирование физических процессов в горном деле / И.Д. Насонов, В.И. Ресин. – М.: Недра, 1969. – 247 с.
110. Шашенко О.М. Геомеханічні процеси у породних массивах / О.М. Шашенко, Т. Майхерчик, О.О. Сдвижкова. – Дніпропетровськ: НГУ, 2005.– 319 с. – Рос. мов.
111. Феннер Р. Исследование горного давления / Р. Феннер // Горное давление.– М.: Госгортехиздат, 1961.– С. 5–58.
112. Лабасс А. Давление горных пород в угольных шахтах // Горное давление / А. Лабасс. – М.: Госгортехиздат, 1961. – С. 59–199.
113. 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.

114. Руппенейт К.В. Давление и смещение горных пород в лавах: полоγοпадающих пластов / К.В. Руппенейт. – М.: Углетехиздат, 1957. – 222 с.
115. Галин Л.А. Плоская упругопластическая задача // Прикладная математика и механика / Л.А. Галин. – 1946. – Т. 10. – Вып. 3.– С. 307–386.
116. Соколов А.П. Об упругопластическом состоянии пластинки ДАН СССР / А.П. Соколов. – 1948. – Т. 60. – №1.– С.128–139.
117. Черепанов Г.П. Об одном методе решения упругопластической задачи / Г.П. Черепанов // ПММ. – 1965. – Т. 27. – Вып. 3. – С. 428–435.
118. Аннин Б.Д. Упругопластическая задача / Б.Д. Аннин, Г.П. Черепанов. – Новосибирск: Наука, 1983. – 237 с.
119. Ивлев Д.Д. Об определении перемещений в задаче Л. А. Галина / Д.Д. Ивлев // Прикл. математика и механика. – 1957. – Т. 21. – Вып. 5. – С. 716–717.
120. Остросаблин Н.И. Определение смещений в задаче Л. А. Галина // Динамика сплошной среды / Н.И. Остросаблин / Ин-т гидродинамики СО АН СССР. – Новосибирск, 1973. – Вып. 14. – С. 67–70.
121. Космодамианский А.С. Упругопластическая задача для изотропного массива, ослабленного бесконечным рядом одинаковых круговых выработок / А.С. Космодамианский // Изв. АН СССР. Отд-ние техн. наук, механика и машиностроение. – 1961. – №4. – С. 187–188.
122. Мирсалимов В.М. О решении упругопластических задач для плоскости с однопериодической системой круговых отверстий / В.М. Мирсалимов // ДАН АН СССР, 1973. – Т. 29. – №5. – С. 11–15.
123. Аннин Б.Д. Упругопластическое распределение напряжений в плоскости, ослабленной двумя круговыми отверстиями / Б.Д. Аннин // Динамика сплошной среды. – Новосибирск: Наука, 1969. – Вып. 1. – С. 234–241.
124. Остросаблин Н.И. Упругопластическая задача для плоскости с двумя одинаковыми круговыми отверстиями / Н.И. Остросаблин // Динамика сплошной среды. – Новосибирск: Наука, 1970. – Вып. 70. – С. 114–118.

125. Остросаблин Н.И. Упругопластическое распределение напряжений в плоскости, ослабленной конечным числом круговых отверстий / Н.И. Остросаблин // Прикл. механика. – М.: Недра, 1973. – Т. 9. – №10. – С. 124–128.
126. 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.
127. Перлин П.И. Упругопластическое распределение напряжений вокруг отверстий / П.И. Перлин // Исследование по механике и прикладной математике. – М.: Оборонгиз, 1960. – С. 30–60.
128. Перлин П.И. Решение плоских упругопластических задач двухсвязных областей / П.И. Перлин // Инж. журнал, 1961. – Т.– Л.: Вып. 4. – С. 68–76.
129. Сажин В.С. Упругопластическое распределение напряжений вокруг горных выработок различного очертания / В.С. Сажин. – М.: Наука, 1968. – 90 с.
130. Кузнецов А.И. Плоская деформация неоднородных пластических тел / А.И. Кузнецов // Вестник Ле-нингр. ун-та. Серия: математика, механика, астрономия. – 1958. – №13. – Вып. 3. – 112–131.
131. Немчин Н.П. Об учете неупругого разрыхления в теории горного давления / Н.П. Немчин. – ФТПРПИ, 1971. – №3. – С. 13–17.
132. Линьков Л.М. О постановке и решении задач деформирования пород вокруг горных выработок за пределом прочности / Л.М. Линьков // Проблемы механики подземных, сооружений. – Л.: ЛГИ, 1979. – С. 9–13.
133. Баклашов И.В. Механические процессы в породных массивах / И.В. Баклашов, Б.А. Картозия. – М.: Недра, 1986. – 272 с.
134. Глушко В.Т. Разрушение горных пород и прогнозирование проявлений горного давления / В.Т. Глушко, В.В. Виноградов. – М.: Недра, 1980. – 214 с.

135. Протосения А.Г. Упругопластическое распределение напряжений возле кругового отверстия для пластически неоднородной среды // Прикладная механика / А.Г. Протосения. – М.: Недра, 1972. – Т. 8. Вып. 2. – С. 73–78.
136. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике / А.Б. Фадеев. – М.: Недра, 1967. – 221 с.
137. Крауч С. Методы граничных элементов в механике твердого тела / С. Крауч, А. Старфилд. – М.: Мир, 1987. – 328 с.
138. Шашенко О.М. Деякі задачі статистичної геомеханіки / О.М. Шашенко, С.Б. Тулуб, О.О. Сдвижкова. – К.: Пульсари, 2002. – 304 с.: іл.– Рос.
139. Сдвижкова Е.А. Анализ статистических моделей распределения нагрузки на крепь горизонтальных протяженных выработок / Е.А. Сдвижкова, А.А. Татаринов, Г.Т. Рубец // Наук. вісн. НГАУ. – Дніпропетровськ: НГАУ, 1998. – №1. – С.40–41.
140. Шашенко А.Н. Численное решение упругопластической задачи применительно к устойчивости подземных выработок / А.Н. Шашенко, С.Н. Гапеев / Наук. вісн. НГУ. – Дніпропетровськ: НГУ, 2007. – №12.
141. Гапеев С.Н. Компьютерное моделирование процесса пучения пород почвы в подготовительных выработках / С.Н. Гапеев, А.П. Рязанцев, С.П. Лозовский // ГИАБ.– М: Изд-во МГГУ, 2003.– №10.– С.99-101.
142. Гапеев С.Н. Исследование процесса потери упругопластической устойчивости массива в окрестности одиночной выработки численными методами / С.Н. Гапеев // Изв. Тульского государственного университета. Серия: «Геомеханика. Механика подземных сооружений».– Тула: Изд-во ТГУ, 2003.– Вып. 1.– С.65–69.
143. Гапеев С.Н. Исследование процесса пучения почвы протяженной выработки лабораторными и численными методами / С.Н. Гапеев // Сб. науч. тр. НГУ.– Днепрпетровск: НГУ, 2003.– №17.– Т. 1.– С.350–355.
144. Шашенко А.Н. Методы теории вероятностей в геомеханике / А.Н. Шашенко, Н.С. Сургай, Л.Я. Парчевский. – К.: Техніка, 1994. – 216 с.

145. Дюво Г. Неравенства в механике и физике / Г. Дюво, Ж-Л. Лионс. – М.: Наука, 1980. – 384 с.
146. Гапеев С.Н. Закономерности потери упругопластической устойчивости сложноструктурного массива в окрестности одиночной выработки: дис. ... канд. техн. наук: 05.15.09 / Гапеев С.Н. – Днепропетровск, 2004. – 188 с.
147. Шашенко А.Н. Упругопластическая задача для структурно-неоднородного массива, ослабленной круглой выработкой / А.Н. Шашенко // Прикладная механика. 1989. – Т. 25. – № 6. – С. 48–54.
148. Шашенко А.Н. Масштабный эффект в горных породах / А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова, С.В. Кужель. / Монография. – Д.: АРТ-ПРЕСС, 2004. – 132 с.
149. Оценка прочности неоднородного породного массива, содержащего системы трещин, как основы расчетов устойчивости горных выработок: Отчет о НИР/ НГАУ; Руководитель А.Н. Шашенко. – № ГР 0194U016252. – Днепропетровск, 1994. – 56 с.
150. Протодьяконов М.М. Давление горных пород и рудничное крепление / М.М. Протодьяконов. – М.: Гостеиздат, 1931. – 153 с.
151. Цимбаревич П.М. Механика горных пород / П.М. Цимбаревич – М.: Углетехиздат, 1948. – 247с.
152. Лабасс А. Давление горных пород в угольных шахтах // Вопросы горного давления / А. Лабасс / Сб. перевод. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 300 с.
153. Руппнейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород / К.В. Руппнейт. – М.: Углетехиздат, 1954. – 383с.
154. Либерман Ю.М. Давление на крепь капитальных выработок / Ю.М. Либерман. – М.: Наука, 1969. – 165 с.
155. Кириченко В.Я., Сугаренко Г.Г., Сальников Ю.В. Основные факторы ресурсосбережения при креплении и поддержании горных выработок / В.Я. Кириченко, Г.Г. Сугаренко, Ю.В. Сальников / Геомеханіка. – Дніпропетровськ, 2004. – Вип. 51. – С. 67–73.

156. Шашенко А.Н. Механика горных пород: підруч [для ВУЗів.] / А.Н. Шашенко, В.П. Пустовойтенко /. – К.: Новий друк, 2004. – 400 с. іл.. – Рос.

157. Кириченко В.Я. Штрековые крепи, проверенные временем и признанные шахтерами / В.Я. Кириченко / Геомеханіка. – Дніпропетровськ, 2006. – Вип. 61. – С. 110–115.

158. Совершенствование конструкции профилей для шахтной крепи / [Луцкий М.Б., Кириченко В.Я., Дорожко И.К., Чичкан А.А., Лигус П.Н., Луценко В.А.]. / Геомеханіка. – Дніпропетровськ, 2004. – Вип. 51. – С. 103–111.

Приложение А.

Результаты измерений прочности на одноосное сжатие угля (пород кровли и почвы) в районе дизъюнктива (4 северный конвейерный штрек горизонт 450 м.) ш. “Добропольская”

Наименование литологической разновидности	Прочность на одноосное сжатие, МПа										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Уголь	6.3	8.4	6.5	9.5	9	11.5	11.8	14.5	14	13	15.8
	5.8	8.5	7.5	11	11	12.2	13.2	12.9	12	15.5	14.5
	6.2	8.9	7.6	11.6	10.3	14.1	11.3	15.8	15.1	16.35	14.7
среднее	6.1	8.6	7.2	10.7	10.1	12.6	12.1	14.4	13.7	14.95	15
к _в , %	3.54	2.51	6.90	8.25	8.20	8.72	6.65	8.24	9.37	9.51	3.81
Алевролит (кровля)	22.3	32	35.2	34.6	44.5	45	55	57	53	51	58
	24	37	38.9	37	49	40	46	52	58	54	50
	23	36	36.9	34	49.6	43.1	50.8	55.7	58.2	55.5	57.9
среднее	23.1	35	37	35.2	47.7	42.7	50.6	54.9	56.4	53.5	55.3
к _в , %	3.02	6.17	4.09	3.68	4.77	4.83	7.27	3.86	4.27	3.50	6.78
Аргиллит (почва)	21	30	29.8	35.3	30	40	51	38	50	48.3	52
	26	25.2	23	39.4	37	34	44	44.5	47.7	43.8	45
	20.5	28.2	27.6	37.2	35	37.9	43	42.6	47.8	44.1	47
среднее	22.5	27.8	26.8	37.3	34	37.3	46	41.7	48.5	45.4	48
к _в , %	11.04	7.12	10.57	4.49	8.66	6.66	7.74	6.54	2.19	4.52	6.13

Продолжение приложения А.

Результаты измерений прочности на одноосное сжатие угля (пород кровли и почвы) в районе дизъюнктива (5 северный конвейерный штрек горизонт 450 м.) ш. Добропольская

Наименование литологической разности	Прочность на одноосное сжатие, Мпа								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Уголь	5.7	7	11.5	11	11.5	12.4	14.2	15.5	16
	6.5	6	9.3	9.5	13.2	14.5	12	13.9	13.5
	6.1	6.8	11	10.7	14	14.8	14.6	15.15	15.5
среднее	6.1	6.6	10.6	10.4	12.9	13.9	13.6	14.85	15
к _в , %	5.35	6.55	8.88	6.23	8.08	7.68	8.41	4.62	7.20
Алевролит (кровля)	26.7	37.8	37.5	46.8	47.3	54.5	55	49.8	59
	29	33.2	34.9	42.7	52.7	45	48	54.7	54.3
	30.1	34.9	38.3	42.5	51.8	55	55.1	64.4	54.7
среднее	28.6	35.3	36.9	44	50.6	51.5	52.7	56.3	56
к _в , %	4.95	5.38	3.93	4.50	4.67	8.93	6.31	10.78	3.80
Аргиллит (почва)	20	26	24.8	39.5	42	47	48.7	41.8	52
	24	33.9	26.8	34	34	43.4	42.9	47.3	46
	23.5	31.6	29.7	39.9	38	44	45.8	49.8	46
среднее	22.5	30.5	27.1	37.8	38	44.8	45.8	46.3	48
к _в , %	7.91	10.88	7.42	7.12	8.59	3.52	5.17	7.22	5.89

Продолжение приложения А.

Результаты измерений прочности на одноосное сжатие угля (пород кровли и почвы) в районе дизъюнктива (6 северный конвейерный штрек горизонт 450 м.) ш. Добропольская

Наименование литологической разности	Прочность на одноосное сжатие, МПа										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Уголь	5.85	9.4	6.7	12.3	10	14	12.7	15.2	14	14.9	15
	6.5	8.1	8.2	10.25	11.8	12	14.2	14.5	13.5	15	15.2
	6.1	8.3	8.5	11.95	9.7	13.9	12.4	15.15	13.6	14.5	14.8
среднее	6.15	8.6	7.8	11.5	10.5	13.3	13.1	14.95	13.7	14.8	15
к _в , %	4.35	6.65	10.09	7.79	8.83	6.92	6.01	2.13	1.58	1.46	1.09
Алевролит (кровля)	20	34	30.8	33	50	48.5	55	57	59	58	58.5
	25	36.5	34.2	39	42.9	40	48.5	50.5	54	54.7	57.5
	27	34.5	31	39.9	49.9	39	53.4	58.7	59.8	53.5	59.8
среднее	24	35	32	37.3	47.6	42.5	52.3	55.4	57.6	55.4	58.6
к _в , %	12.27	3.09	4.87	8.21	6.98	10.03	5.29	6.38	4.46	3.43	1.61
Аргиллит (почва)	18	33	23	38.9	32	47.3	45	49	47.9	50	51
	22.8	27	26.1	33.4	37.5	43.1	40	44.6	43.5	46.3	47
	20.4	34.2	27.7	39.6	36.4	44	45.8	48.9	43	49.8	49
среднее	20.4	31.4	25.6	37.3	35.3	44.8	43.6	47.5	44.8	48.7	49
к _в , %	9.61	10.03	7.62	7.43	6.73	4.03	5.89	4.32	4.91	3.49	3.33

Продолжение приложения А.

Результаты измерений прочности на одноосное сжатие угля (пород кровли и почвы) в районе дизъюнктива (5 южный конвейерный штрек горизонт 550 м.)

ш. Алмазная

Наименование литологической разновидности	Прочность на одноосное сжатие, Мпа									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Уголь	5.2	7.2	9.7	10.9	13.5	14.6	13.4	13.9	15.6	5.2
	6.5	5.9	11.1	11.2	11.25	12.7	15.3	15	14.7	6.5
	6.6	6.7	11	9.1	13.5	13.5	14.5	13.7	14.7	6.6
среднее	6.1	6.6	10.6	10.4	12.75	13.6	14.4	14.2	15	6.1
к _в , %	10.45	8.11	6.02	8.92	8.32	5.73	5.41	4.02	2.83	10.45
Алевролит (кровля)	23.7	41.2	40	36.7	44.5	48.5	57.4	50.6	57.5	23.7
	28.2	33.8	34	42.9	52.4	50	51.8	54.2	55	28.2
	29.4	40.2	39.4	43.7	51.9	56	55.2	52.4	55.5	29.4
среднее	27.1	38.4	37.8	41.1	49.6	51.5	54.8	52.4	56	27.1
к _в , %	9.05	8.54	7.14	7.61	7.28	6.29	4.20	2.80	1.93	9.05
Аргиллит (почва)	24.9	36.1	30.4	34	46.7	46	42.4	44.9	49.3	24.9
	19.8	29.4	25	39.8	41.4	41.2	46.9	49.5	47	19.8
	22.8	32.3	26.8	37.8	44.5	44.8	45.1	47.2	48.9	22.8
среднее	22.5	32.6	27.4	37.2	44.2	44	44.8	47.2	48.4	22.5
к _в , %	9.30	8.42	8.19	6.47	4.92	4.64	4.13	3.98	2.07	9.30

Продолжение приложения А.

Результаты измерений прочности на одноосное сжатие угля (пород кровли и почвы) в районе дизъюнктива (6 южный конвейерный штрек горизонт 550 м.)

ш. Алмазная

Наименование литологической разности	Прочность на одноосное сжатие, Мпа								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Уголь	5.2	7.2	9.7	10.9	13.5	14.6	13.4	13.9	15.6
	6.5	5.9	11.1	11.2	11.25	12.7	15.3	15	14.7
	6.6	6.7	11	9.1	13.5	13.5	14.5	13.7	14.7
среднее	6.1	6.6	10.6	10.4	12.75	13.6	14.4	14.2	15
к _в , %	10.45	8.11	6.02	8.92	8.32	5.73	5.41	4.02	2.83
Алевролит (кровля)	23.7	41.2	40	36.7	44.5	48.5	57.4	50.6	57.5
	28.2	33.8	34	42.9	52.4	50	51.8	54.2	55
	29.4	40.2	39.4	43.7	51.9	56	55.2	52.4	55.5
среднее	27.1	38.4	37.8	41.1	49.6	51.5	54.8	52.4	56
к _в , %	9.05	8.54	7.14	7.61	7.28	6.29	4.20	2.80	1.93
Аргиллит (почва)	24.9	36.1	30.4	34	46.7	46	42.4	44.9	49.3
	19.8	29.4	25	39.8	41.4	41.2	46.9	49.5	47
	22.8	32.3	26.8	37.8	44.5	44.8	45.1	47.2	48.9
среднее	22.5	32.6	27.4	37.2	44.2	44	44.8	47.2	48.4
к _в , %	9.30	8.42	8.19	6.47	4.92	4.64	4.13	3.98	2.07

Продолжение приложения А.

Результаты измерений прочности на одноосное сжатие угля (пород кровли и почвы) в районе дизъюнктива (7 южный конвейерный штрек горизонт 550 м.)

ш. Алмазная

Наименование литологиче- ской разности	Прочность на одноосное сжатие, Мпа						
	1	2	3	4	5	6	7
Уголь	5.4	10.2	10.5	14.2	13.4	15.4	16
	6.8	8.5	8.9	12.6	15	14	15
	6.1	9.2	9.7	12.5	14.8	15	15.5
среднее	6.1	9.3	9.7	13.1	14.4	14.8	15.5
к _в , %	9.37	7.50	6.73	5.95	4.94	3.98	2.63
Алевролит (кровля)	21	37.8	38.7	49.1	53.5	50.8	56
	26	32.5	33.5	45.2	50	53.6	55.3
	25	34.7	37.3	48.2	51.9	51	54
среднее	24	35	36.5	47.5	51.8	51.8	55.1
к _в , %	9.00	6.21	6.02	3.51	2.76	2.46	1.50
Аргиллит (почва) среднее	18	32.7	30.1	43	46.5	47.4	48.8
	22.2	27.4	35.2	38.2	42.8	45	47.2
	21	31.4	32.5	42.1	46.9	47.4	48
	20.4	30.5	32.6	41.1	45.4	46.6	48
к _в , %	8.66	7.39	6.39	5.07	4.07	2.43	1.36
уголь	5.4	10.2	10.5	14.2	13.4	15.4	16

Наукове видання

Янко Валентин Вікторович

**ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ СТІЙКОСТІ ПРОТЯЖНИХ
ГОРИЗОНТАЛЬНИХ ВИРОБОК ПРИ
ПЕРЕТИНАННІ ГЕОЛОГІЧНИХ ПОРУШЕНЬ**

Монографія
(Російською мовою)

Друкується у редакційній обробці автора.

Підп. до друку 04.11.2013. Формат 30x42/4.
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 8,8.
Обл.-вид. арк. 8,8. Тираж 300 пр. Зам. №

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

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