

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
КАРАГАНДИНСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ

УДК 622.261.27 (574.3)

На правах рукописи

Имашев Аскар Жанболатович

**Обоснование параметров устойчивости техногенных обнажений
в условиях рудника «Ушкатын-3» АО «Жайремский ГОК»**

Специальности 6D070700 – «Горное дело»

Докторская диссертация
на соискание ученой степени PhD доктора

Научный консультант:
д.т.н., профессор Т.К. Исабек

Научный консультант:
д.т.н., профессор С.Б. Алиев
(Россия, Евразийская
экономическая комиссия,
действительный член РАЕН)

Республика Казахстан
Караганда, 2013

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
1 АНАЛИЗ ОЦЕНКИ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА.....	8
1.1 Существующие представления о поведении массива горных пород вблизи техногенных обнажений.....	-
1.2 Напряженное состояние массива вблизи горных выработок.....	13
1.3 Модели деформирования массива горных пород.....	18
1.4 Анализ существующих методов определения нагрузки на крепь горных выработок.....	25
1.5 Вывод по главе.....	22
2 СПОСОБЫ УЧЕТА ТРЕЩИНОВАТОСТИ ПРИ ОБОСНОВАНИИ УСТОЙЧИВОСТИ ТЕХНОГЕННЫХ ОБНАЖЕНИЙ.....	35
2.1 Основные понятия о трещиноватости.....	-
2.2 Моделирование развития трещиноватости с учетом времени обнажения поверхности.....	40
2.3 Использование геотомографа при изучении трещиноватости массива вблизи горной выработки.....	44
2.4 Выводы по главе.....	48
3 ЛАБОРАТОРНЫЕ И ШАХТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ.....	50
3.1 Влияние трещин на прочность образцов.....	-
3.2 Наблюдение за смещениями приконтурного массива.....	54
3.3 Методика натурного наблюдения.....	61
3.4 Определение зоны трещиноватости с помощью геотомографа.....	65
3.5 Выводы по главе.....	84
4 МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ТЕХНОГЕННЫХ ОБНАЖЕНИЙ.....	85
4.1 Определение размеров зон неупругих деформаций методом граничных интегральных уравнений (ГИУ).....	86
4.2 Построение контура зоны неупругих деформаций.....	90
4.3 Учет неоднородности массива по прочности горных пород.....	96
4.4 Выводы по главе.....	100
5 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ УСТОЙЧИВОСТИ ТЕХНОГЕННЫХ ОБНАЖЕНИЙ И СРЕДСТВ ПОДДЕРЖАНИЯ.....	101
5.1 Исследование напряженно-деформированного состояния при отработке крутопадающих жил на руднике «Ушкатын-3».....	-
5.2 Определение нагрузки на крепь выработки с учетом систем и ориентации трещин.....	120
5.3 Определение устойчивости сближенных выработанных пространств.....	125
5.4 Прогноз разубоживания руды при отработке запасов на руднике «Ушкатын-3».....	129
5.5 Учет неоднородности массива горных пород при определении зоны разрушения.....	137

ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	140
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....	142
ПРИЛОЖЕНИЕ А.....	149
ПРИЛОЖЕНИЕ Б.....	151
ПРИЛОЖЕНИЕ В.....	153
ПРИЛОЖЕНИЕ Г.....	156
ПРИЛОЖЕНИЕ Д.....	158

ВВЕДЕНИЕ

Развитие горной промышленности в Республике Казахстан сопровождается вводом в эксплуатацию новых горизонтов для добычи полезных ископаемых, что требует выполнения значительного объема горно-капитальных и подготовительных работ.

В последнее время на территории страны ряд месторождений (Нурказган, Кентобе, Саяк, Акжал, Ушкатын) стали переходить к комбинированному способу отработки. Влияние увеличения глубины открытых горных работ, сопровождающиеся увеличением вскрышных работ.

При переходе от открытого способа разработки к подземному возникает необходимость в проведении глубоких научных исследований, направленных на обеспечение устойчивости подземных капитальных и подготовительных горных выработок и геомеханического обоснования систем разработки полезного ископаемого и их параметров.

Успешное решение вопросов геомеханического обоснования параметров устойчивости горных пород, как при открытой, так и подземной разработке должно обеспечить лучшие технико-экономические показатели работы предприятия, снизить себестоимость конечной продукции, сделать ее более конкурентоспособной на мировом рынке.

С увеличением глубины отработки полезных ископаемых решение геомеханических задач и вопросы управления состоянием массива становится все более сложным. Существующие методики определения зоны разрушения горных пород не всегда обеспечивают достоверный результат при обосновании состояния устойчивости горных пород и расчета нагрузки на крепь горных выработок.

Для более корректного обоснования параметров устойчивости техногенных обнажений целесообразно использовать комплексный метод оценки состояния массива, позволяющий учитывать горно-геологические и горнотехнические условия залегания месторождения.

Актуальность работы. Задача оценки геомеханического состояния массива горных пород и его устойчивости при комбинированном (подземно-открытом) способе разработки рудных тел является актуальной проблемой как для исследователей, так для производителей.

При разработке месторождений комбинированным способом приконтурная часть массива подвергаются многократному воздействию нагрузок от открытых и подземных работ. Такая система разработки приводит к осложнению состояния массива под влиянием различных факторов, которые постоянно развиваются в пространстве и во времени.

Одним из основных недостатков при обосновании параметров устойчивости породных обнажений в приконтурной части массива является недостаточная изученность геомеханических процессов. Причиной этого является то, что для описания геомеханических процессов, которые происходят вблизи массива техногенных обнажений, заложенные в моделях данные, не

вполне корректно отражают размеры зон разрушения или условных зон трещиноватости.

Таким образом, геомеханическое обоснование параметров устойчивости различных техногенных обнажений позволяющее повысить качество геомеханического обеспечения горных работ является актуальной научной и практической задачей.

Целью работы является геомеханическое обоснование параметров устойчивости техногенных обнажений на основе математического моделирования методом граничных интегральных уравнений с поэтапным нагружением массива, а также разработка комплексной методики оценки устойчивого состояния массива горных пород.

Для достижения поставленной цели были определены следующие задачи:

- проведение лабораторных испытаний образцов горных пород по определению влияния трещин на прочность образцов;
- проведение натуральных наблюдений геомеханического состояния массива горных пород для обоснования устойчивости техногенных обнажений;
- исследование нарушенности горных пород законтурной части массива с применением высокоточных геофизических оборудований;
- адаптация методики математического моделирования к результатам натуральных исследований;
- разработка методики оценки геомеханического состояния массива с максимальным учетом горно-геологических факторов.

Идея работы заключается в определении зоны трещиноватости внутри массива с помощью геофизического метода исследования, натурального наблюдения и комплексной оценки геомеханического состояния массива на основе разработанной методики. Также в определении коэффициента структурного ослабления для достоверного обоснования параметров устойчивости техногенных обнажений при отработке полезных ископаемых, и который был учтен при составлении исходных данных математического моделирования.

Научные положения, выносимые на защиту:

- математическая модель геомеханического обоснования параметров устойчивости техногенных обнажений с решением граничных интегральных уравнений с поэтапным нагружением массива горных пород;
- комплексная методика оценки геомеханического состояния массива, позволяющая определить зоны трещиноватости внутри массива геофизическими методами исследования;
- совокупный учет естественных и техногенных трещин при комбинированной разработке рудных месторождений для определения зон неупругих деформаций вокруг техногенных обнажений путем введения коэффициента структурного ослабления (трещиноватости).

Научная новизна диссертационной работы заключается в следующем:

- разработанная методика для определения влияния трещиноватости массива на устойчивость техногенных обнажений на основе комплексной оценки геомеханического состояния массива;

- установленные зависимости между количественной трещиноватостью на поверхности контура выработки с трещиноватостью внутри массива;

- обоснованные параметры устойчивости техногенных обнажений методом граничных интегральных уравнений с учетом размеров трещиноватости горных пород, полученных в результате проведенных исследований.

Обоснованность и достоверность научных положений.

Обоснованность и достоверность научных положений подтверждаются использованием современных достижений в области геомеханики и геотехнологии, анализом и обработкой большого объема данных, полученных в результате лабораторных и шахтных исследований.

Реализация результатов работы. Данная методика определения параметров устойчивости техногенных обнажений с учетом горно-геологических условий месторождения была реализована при отработке сближенных крутопадающих рудных тел и определении зоны разрушения вокруг транспортного штрека горизонта +240 м рудника «Ушкатын-3» для рационального выбора параметров крепления. Полученные результаты исследований были использованы при оценке геомеханического состояния горных пород в приконтурной части выработок горизонта +192 м рудника «Ушкатын-3».

Практическая ценность работы состоит в обосновании параметров устойчивости техногенных обнажений для безопасного ведения горных работ при комбинированной системе отработки крутопадающих рудных тел.

Личный вклад автора состоит в следующем:

- постановке задачи научно-исследовательских работ;

- установке реперных станции для проведения натурных наблюдений за смещениями контура выработки;

- проведения лабораторных испытаний образцов горных пород на прессе трехосного сжатия;

- съемке естественной трещиноватости массива;

- исследований состояние внутренней части массива с помощью геотомографа;

- разработке комплексной методики оценки геомеханического состояния массива горных пород.

Апробация работы. Основные положения докторской диссертаций докладывались и были обсуждены на международных научно-практических конференциях и симпозиуме: «Achievement of high school», г.София (Болгария), 2011 г., «Инновационно-коммуникационные технологии в индустрии, образовании и науки», г.Караганда, 2012 г., «Современные техника и технологии горно-металлургической отрасли и пути их развития», г.Навои (Узбекистан), 2013 г., «Наука и образование – ведущий фактор Стратегии «Казахстан–2050» (Сагиновские чтения №5), г.Караганда, 2013 г., «Устойчивое развитие промышленности и общества», г.Кривой Рог (Украина), 2013 г.

Публикация работы. Основные положения работы отражены в 22 печатных работах, из них 15 статьи, из них 8 в изданиях, рекомендованных ККСОН РК и имеющие импакт-фактор по КазБЦ, 1 в журнале с импакт-фактором по РИНЦ, 1 в журнале, входящая в перечень ВАК Украины, 1 в журнале входящая в базу Scopus и 7 тезиса докладов.

Структура и объем работы. Диссертация состоит из введения, пяти разделов и заключения (выводов), содержит 148 страниц печатного текста, списка использованных источников из 100 наименований и приложений.

1 АНАЛИЗ ОЦЕНКИ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА

Рудные тела месторождения Ушкатын-3 представлены маломощными крутопадающими жилами, отработка которых производится системой магазинирования руды.

Особенность разработки жильных месторождений объясняется, прежде всего, сложностью и разнообразием условия залегания рудных тел, вследствие чего системы и технологии их разработки весьма многообразны.

Жильные месторождения обычно представлены несколькими жилами определенных размеров и расположены на большом расстоянии. Иногда встречаются несколько параллельно залегающих сближенных рудных жил, которые составляют рудную зону.

При отработке рудных тел жильной формы образуются большие площади техногенных обнажений массива горных пород. Закрепить такие выработанные пространства не представляется возможным. В таких ситуациях для управления состоянием массива горных пород оставляют целики, размеры которых определяются прочностными характеристиками самих пород для безопасного ведения горных работ.

Наряду с проблемой поддержания устойчивого состояния очистных пространств существует и поддержания подготовительных и капитальных горных выработок.

По категории устойчивости горные породы на месторождении характеризуются как устойчивые, но существующие геологические нарушения, трещиноватость, влажность горных пород, на порядок снижают устойчивое состояние горных пород. К тому же влияние буровзрывных работ, как в подземных, так и в открытых условиях в какой-то мере приводят к ослаблению массива.

Управление состоянием массива, поддержание горных выработок в устойчивом состоянии и безопасная их эксплуатация требует более широкого изучения поведения горных пород в приконтурной части массива. Для более точного прогнозирования параметров зоны неупругих деформаций необходимо при оценке напряженно-деформированного состояния массива учесть как можно больше условия горно-геологических факторов.

Для улучшения поддержания горных выработок необходимы дальнейшее исследование геомеханических и физических процессов, происходящих в породном массиве вблизи горных выработок. Это позволит получить более достоверные сведения о напряженном состоянии пород в приконтурной части.

1.1 Существующие представления о поведении массива горных пород вблизи техногенных обнажений

Массив горных пород в естественном состоянии находится под действием гравитационных сил, которые возрастают при увеличении расстояния элемента массива от поверхности земли. Кроме этих сил в массиве в той или иной степени действуют силы, связанные с тектоническими процессами,

протекающими в земной коре. В зонах с активным характером эти силы достаточно велики и соизмеримы с гравитационными силами. Наоборот, в спокойных участках земной коры гравитационные силы являются определяющими, и тогда тектоническими силами можно пренебречь. Во всяком случае, до проведения горных выработок элементы массива горных пород находятся в напряженном состоянии, которое может характеризоваться как всестороннее сжатие. Напряженное состояние элемента массива в математической форме можно представить в виде [1]

$$\sigma_1 \neq \sigma_2 \neq \sigma_3 \neq 0, \quad (1.1)$$

где $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ – главные напряжения.

Искусственное создание подземной полости с точки зрения механики эквивалентно образованию в массиве поверхностей, на которых напряжения существенно изменяются. Это давление на достаточно большой глубине несоизмеримо меньше, чем напряжения, действующие в массиве горных пород. Изменение напряжений на внутренней поверхности (на поверхности обнажения) вызывает и изменение напряженного состояния окружающего массива. Таким образом, образование в массиве поверхностей обнажения, т.е. проведение выработки неизбежно нарушает первоначальное естественное состояние массива горных пород.

Действующие силы в массиве горных пород получили название горного давления. Одной из самых распространенных форм проявления горного давления является разрушение массива горных пород вблизи техногенного обнажения (образованной полости). В зависимости от своих размеров разрушение может охватить значительную область массива, в результате чего под действием собственного веса происходит обрушение (расслоение) части разрушенных пород в выработку. При малых размерах зоны разрушения горное давление проявляется в выпадении отдельных кусков (обрушение заколов) породы. Деформирование контура выработки также является формой проявления горного давления.

В крепких горных породах, где происходит хрупкое разрушение, проявляются динамические формы горного давления. К динамическим явлениям относятся внезапные выбросы и горные удары. При внезапных выбросах происходит обрушение значительного объема измельченных горных пород в выработанное пространство. Горные удары представляют собой внезапное хрупкое разрушение значительного участка массива вместе с расположенной в нем горной выработкой [1].

Самым наиболее распространенным методом предупреждения горного давления считается крепление горных выработок. Как известно, крепь способствует обеспечению равновесного состояния окружающих выработку горных пород, которые являются нарушенными после проведения выработки.

Для сохранения устойчивости выработок и безопасности ведения горных работ необходимо более корректно определить горное давление или действующую нагрузку со стороны кровли выработки.

Определение горного давления вокруг пройденной горной выработки является основной проблемой исследователей во всем мире, так как за счет определения нагрузки выбирается рациональный вид, и параметры горной крепи, которая в свою очередь обеспечивает безопасность ведения горных работ.

На сегодняшний день существуют множество гипотез, методов определения горного давления, которые отражены в работах [2, 3].

Определение давления на крепь горной выработки вытекает от гипотезы сводообразования, предпосылки которой достаточно изложены в работах М.М. Протодяконова.

По мнению М.М. Протодяконова в окрестности пройденной горной выработки образуется свод естественного равновесия, очертание которой близко к форме параболы. Данная гипотеза приведена для сыпучей среды. На свод естественного равновесия оказывает давление равномерно распределенная нагрузка вышележащей толщи горных пород [2, 3]. Считается, что породы в своде естественного равновесия находятся в разрушенном состоянии, т.е. размещаются в пределах условных зон неупругих деформации. В этой области горные породы теряют сплошность и по своим свойствам приближаются к сыпучей среде, и тем самым, на крепь горной выработки действует давление от веса горных пород, заключенных в пределах свода естественного равновесия (рисунок 1.1).

Недостатком данной гипотезы является то, что при расчетах в качестве модели массив горных пород был принят в виде сыпучей среды.

Аналитическая зависимость величины нагрузки на крепь горной выработки представлена в следующем виде [4]:

$$Q = \frac{4}{3} \cdot \frac{a^2 \gamma}{\operatorname{tg} \rho}, \text{ Т/М} \quad (1.1)$$

где a – полупролет выработки, м; γ – объемный вес пород, т/м³; ρ – угол внутреннего трения сыпучей породы, град.

М.П. Цимбаревич при определении нагрузки на крепь горной выработки сделал предположение, что разрушение горных пород происходит не по кривой свода естественного равновесия, а за счет недостаточной прочности горных пород в боках происходит сползания в виде призмы, и тем самым создавая нагрузку на крепь со стороны боков. Величина зоны разрушенных пород имеет ту же высоту, что и при своде естественного равновесия горных пород. В этом случае нагрузка, действующая весом горных пород внутри призмы, определяется из выражения [4]

$$P = \frac{a^2 \gamma}{\operatorname{tg} \beta}, \text{ Т/М} \quad (1.2)$$

где β – угол внутреннего сопротивления породы.

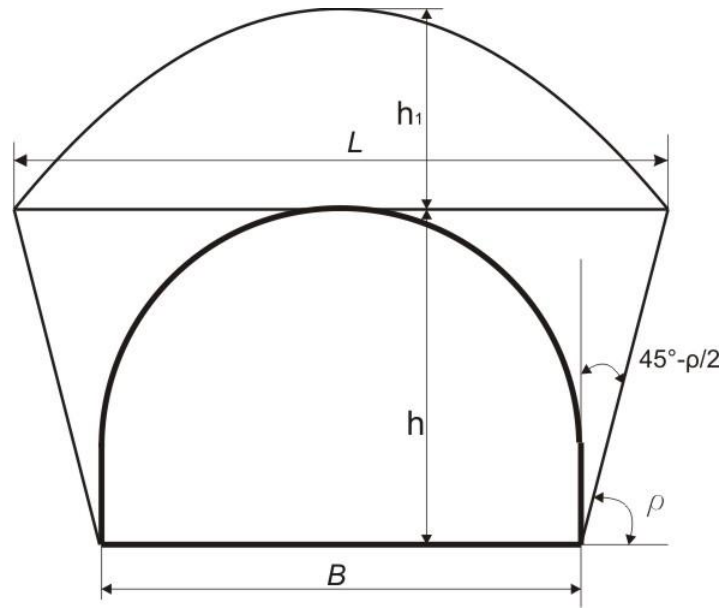


Рисунок 1.1 – Свод естественного равновесия

Вертикальная нагрузка на крепь горизонтальных горных выработок на основании данной гипотезы свода обрушения определяется по формуле [5]

$$q_g = \gamma h_1, \quad (1.3)$$

где γ – плотность пород, т/м³; h_1 – высота свода обрушения, м:

$$h_1 = \frac{L}{2f_k}, \quad (1.4)$$

где L – максимальный пролет свода обрушения, м (рисунок 1.1):

$$L = B + 2htg\left(45^\circ - \frac{\bar{\rho}}{2}\right), \quad (1.5)$$

где f_k – коэффициент крепости породы по М.М. Протождьяконову.

Несколько другой подход при исследовании нагрузки на крепь горной выработки, взятой из строительной механики, предложил В.Д.Слесарьев. он рассматривал окружающие выработку слои горных пород в виде балки, и со стороны кровли выработки действует сила собственного веса пород, а со стороны боков их реакции заделки. На основании его метода можно определить устойчивость пролета выработки, при котором выработка может находиться без крепления [6]. Нагрузка, действующая на единицу длины выработки, определяется по формуле [4]:

$$P = \frac{\gamma \cdot l^3}{6h \cdot \operatorname{tg}^2\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2}\right)}, \text{ Т/М} \quad (1.6)$$

где l – пролет горной выработки, м; h – мощность толщи горной пород, залегающих над выработкой, м.

Такой метод расчета нагрузки на крепь практически не применяется, использование этой гипотезы показывает большое расхождение между расчетными и практически наблюдаемыми величинами [3].

На основании практических данных шахтах Донбасса, Н.М. Покровский определил нагрузку на крепь выработки от веса горных пород находящиеся в своде естественного равновесия [15]. Данный способ определения нагрузки на крепь основывается на использовании эмпирических данных, и дает положительные результаты только для тех районов, в которых были проведены исследовательские работы.

Один из сторонников свода обрушения Р. Квапил [7] учитывал глубину при определении параметров свода, при этом, считал, что нагрузка на крепь не зависит от механических свойств. В своей работе он рассматривает только выработки прямоугольной формы сечения и пренебрегает величиной коэффициента бокового распора.

Данный метод, в какой то степени отражал картину проявления горного давления со стороны почвы выработки, однако он не учитывает природы процесса, так как при решении рассматривалась статическая задача, в то время как в шахтных условиях имеет место непрерывный, развивающийся процесс сдвижения горных пород во времени [8].

Вышеприведенные аналитические решения по определению горного давления на крепь выработки основываются на гипотезах свода естественного равновесия, которые дают положительные результаты при небольших глубинах разработки. С увеличением глубины разработки проявляется интенсивный рост горного давления, вследствие чего смещение горных пород внутрь выработки достигает значительных размеров, а нагрузка на крепь стало превосходить несущую способность крепи. В настоящее время в массиве горных пород проявляются такие формы горного давления как: горные удары, внезапные выбросы пород, угля и газа и т.п. Протекающий процесс таких явлений заключается в превышении предельной концентрации напряжений в окрестности техногенных обнажений массива горных пород. Увеличение концентрации напряжений сопровождается с ростом глубины разработки. Использование гипотезы свода естественного равновесия при определении горного давления на больших глубинах, где происходит развитие более сложных геомеханических процессов, не приводит к получению требуемых результатов. Необходимо качественно новый подход к исследованиям проявлений горного давления. Успешные решения такого вопроса базируются на использовании механики сплошной среды [9]. В зависимости от характера деформаций массива горных пород вокруг выработки при определении нагрузки на крепь учитываются силовые воздействия на границе нарушенных и

ненарушенных горных пород [4]. Теории механики сплошной среды основываются на описании механизма проявления нагрузки на крепь с учетом упругих и неупругих свойств массива горных пород.

Исследованиями проявления горного давления в окрестности горной выработки с использованием теории упругости занимались Р.Феннер [4], А.Лабас [10], А.Н.Динник [11], И.В.Родин [12], Н.В.Руппенейт [2] и др. В этих исследованиях горные породы вокруг выработки обладали упругими свойствами.

1.2 Напряженное состояние массива вблизи горных выработок

Более современным подходом к решению задач геомеханики можно считать определение напряжений вокруг выработки и сравнение данных напряжений с прочностными характеристиками вмещающих пород. Это, в свою очередь, позволяет определить зону разрушения вокруг выработки.

В задачах геомеханики можно выделить ряд типовых схем, которые, являются как бы классическими и которых можно применять к бесконечному множеству реальных ситуаций.

Подобной типовой задачей, прежде всего, является определение напряженно-деформированного состояния пород вокруг техногенного обнажения в массиве горных пород [16].

Реальный массив горных пород представляет собой сложную среду, которая формируется под влиянием различных геологических факторов. В общем случае массив горных пород является физически дискретной, неоднородной, анизотропной средой. Нетронутый массив находится в естественном напряженно-деформированном состоянии. Механические свойства пород в массиве отличаются между собой в разных пределах [16].

Массив горных пород, подвергшийся инженерным воздействиям, теряет первоначальное состояние, тем самым массив сопровождается нарушением естественного (первоначального) напряженно-деформированного состояния. Напряженное состояние такого массива образуется воздействием вышележащей толщи пород вызванными гравитационными силами. В результате чего, образуется новое поле напряжений, которое отличается от начального концентрацией напряжений вблизи поверхностей обнажения. Механические процессы деформирования горных пород носят нелинейный характер, которые развиваются во времени [3, 7].

Техногенные обнажения с физической точки зрения можно представить как образование полости в массиве горных пород, обладающем определенными свойствами и начальным (естественным) полем напряжений. Тогда сформированное новое поле напряжений и смещений можно представить как сумму начального поля напряжений и смещений нетронутого массива (до проведения выработки) и дополнительного поля напряжений и смещений [17], являющегося результатом выемки породы и техногенных процессов при проведении горных работ.

Одним из наиболее эффективных методов изучения механических процессов в породных массивах, их взаимодействие с горными выработками и

подземными сооружениями является метод моделирования. Это позволяет заменить реальный породный массив с некоторым его идеализированным отображением, закономерностями их изменения в пространстве и времени. Однако все свойства массива горных пород учесть, не возможно. И тогда в них отражаются только главные существенные свойства пород и отбрасываются все остальные факторы. На основе геомеханических моделей могут быть составлены расчетные схемы, позволяющие исследовать процессы деформирования в зависимости от условий ведения горных работ. К главным свойствам относятся прочностные и деформационные характеристики (упругость, пластичность, хрупкость), сплошность, изотропность и однородность исследуемого тела. Сами модели бывают физическими, математическими и аналоговыми. В геомеханике широко используются методы математического моделирования, поскольку они обладают наибольшей общностью, свободны от влияния частных факторов, характеризующих горно-техническую ситуацию, позволяют качественно и количественно прогнозировать развитие механических процессов [18].

В случае протяженной выработки, у которой длина во много раз превышает два других размера (высоту и ширину), объемная задача по вычислению компонентов напряжений и перемещений в массиве пород на основе упругой, изотропной и однородной модели может быть сведена к плоской, т.е. к рассмотрению полей напряжений и перемещений лишь вокруг поперечного сечения выработки (решение плоской задачи) [2, 17, 19].

Задача такого рода обычно сводится к расчету напряжений вокруг сечения выработки в невесомом массиве с внешними, удаленными от центра выработки, границами, нагруженными напряжениями, действующими в нетронутом массиве в точке, которая соответствует центру выработки.

Такая расчетная схема отличается простотой и наглядностью и дает возможность достаточно точно оценить концентрацию напряжений в окрестности горной выработки (рисунок 1.2). Однако для определения значений смещений необходимо из полного поля смещений, соответствующее начальному напряженному состоянию [16].

Напряжения в любой точке массива пород вокруг круглого сечения определяются соотношением напряжений в нетронутом массиве и координатами данной точки [16].

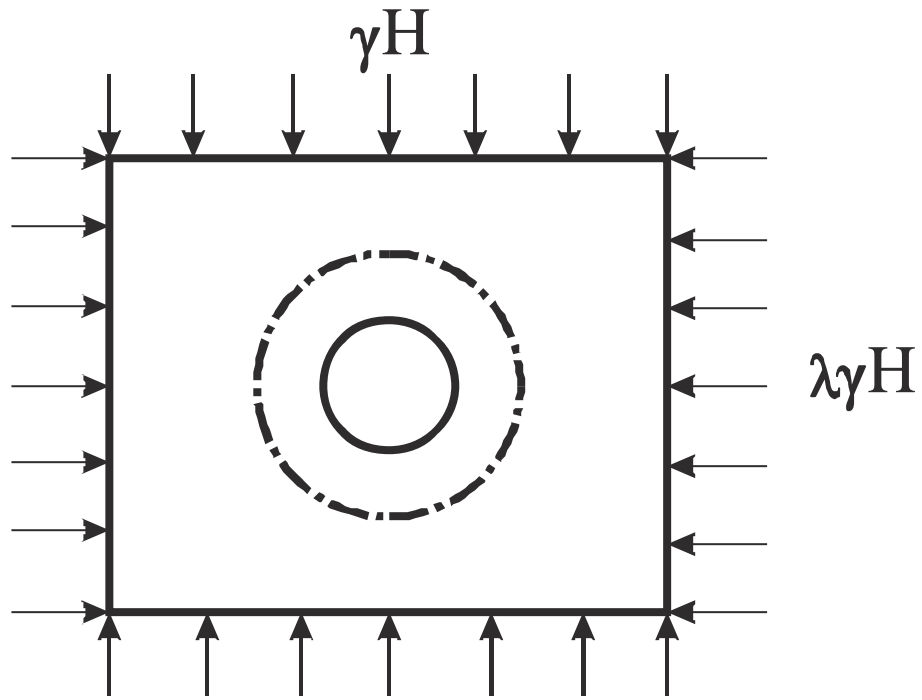


Рисунок 1.2 – Концентрация напряжений вокруг пройденной полости

При равнокомпонентном поле естественных напряжений ($\sigma_1^\infty = \sigma_3^\infty$)

$$\sigma_r = \sigma_1^\infty \left(1 - \frac{a^2}{r^2}\right) \quad (1.7)$$

$$\sigma_\theta = \sigma_1^\infty \left(1 + \frac{a^2}{r^2}\right)$$

При неравнокомпонентном поле естественных напряжений ($\sigma_1^\infty \neq \sigma_3^\infty$)

$$\sigma_r = \left(1 - \frac{a^2}{r^2}\right) \left[\frac{\sigma_3^\infty + \sigma_1^\infty}{2} + \frac{\sigma_3^\infty - \sigma_1^\infty}{2} * \left(1 - 3 \frac{a^2}{r^2}\right) * \cos 2\theta \right]$$

$$\sigma_\theta = \frac{\sigma_3^\infty + \sigma_1^\infty}{2} * \left(1 + \frac{a^2}{r^2}\right) - \frac{\sigma_3^\infty - \sigma_1^\infty}{2} * \left(1 - 3 \frac{a^4}{r^4}\right) * \cos 2\theta \quad (1.8)$$

$$\tau_{r\theta} = \frac{\sigma_3^\infty - \sigma_1^\infty}{2} * \left(1 + 2 \frac{a^2}{r^2} - 3 \frac{a^4}{r^4}\right) * \sin 2\theta$$

где σ_3^∞ и σ_1^∞ – компоненты тензора напряжений в нетронутом массиве горных пород; a – радиус сечения выработки; r, θ – текущие полярные координаты.

Причем в случае равномерного поля естественных напряжений коэффициент концентрации тангенциальных напряжений, т.е. коэффициент, показывающий во сколько раз напряжение в данной точке превышает соответствующее напряжение в нетронутом массиве ($K = \sigma_i / \sigma^\infty$) [20], в любой точке контура равен максимально $K=2$ и все напряжения являются сжимающими (рисунок 1.3).

Если естественное поле напряжений в массиве пород – гравитационное, то соответствует гипотезе академика А.Н. Динника:

$$\frac{\sigma_1^\infty}{\sigma_3^\infty} = \frac{\nu}{1-\nu}, \quad (1.9)$$

где ν – коэффициент Пуассона.

При $\nu = 0,2$ горизонтальное напряжение $\sigma_1^\infty = 0,25\sigma_3^\infty$ [20].

В этом случае максимальный коэффициент концентрации напряжений K наблюдается в боках выработки и составляет 2,75, в кровле образуется небольшая зона растяжений [16].

Вычисления по формулам (1.7) показывает, что для условий равнокомпонентного (гидростатического) напряженного состояния нетронутого массива уже на расстоянии, немного более трех радиусов выработки $L = 1,65d$ (где $d = 2a$), значения и тангенциальных и радиальных напряжений отличаются от соответствующих компонентов напряжений в нетронутом массиве не более чем на 5 % [16].

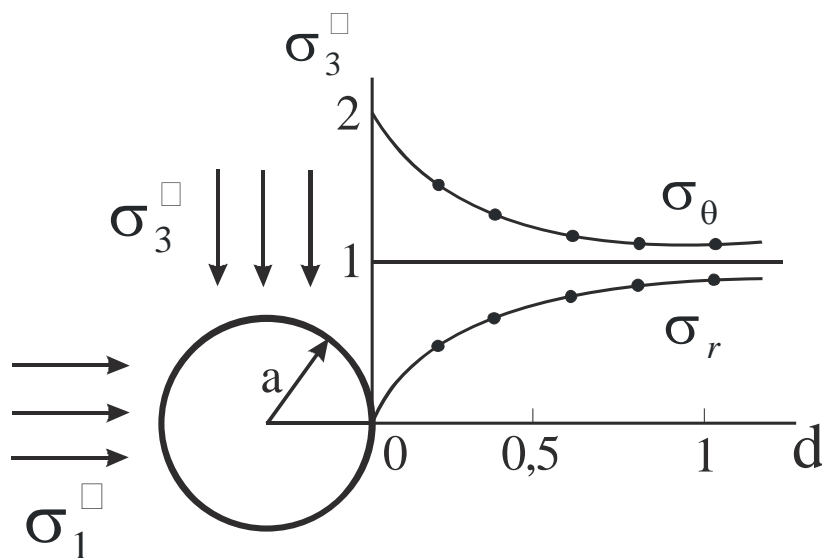


Рисунок 1.3 – Распределение напряжений вокруг выработки круглого поперечного сечения при равнокомпонентном напряженном состоянии нетронутого массива ($\sigma_1^\infty = \sigma_3^\infty$)

Для других условий нагружения наблюдаются существенные различия в скорости затухания компонентов напряжений σ_θ и σ_r по мере удаления от контура выработки (см. рисунок 1.2). При этом, как правило, быстрее затухают те компоненты, которые имеют большие коэффициенты концентраций на контуре [16].

Таким образом, размеры зоны влияния выработок существенно зависят от степени равномерности начального поля напряжений, и при наиболее благоприятном случае для круглой формы поперечного сечения составляет около полутора диаметров.

Аналитические методы расчета параметров устойчивости и напряженно-деформированного состояния горных пород вблизи техногенных обнажений дают хорошие результаты только лишь при круглой и эллиптической форм сечения. При сложных формах сечения выработки (арочная, трапециевидная, очистные пространства) аналитические методы требуют более сложных расчетов, которые решаются путем численных методов моделирования с применением прикладных компьютерных программ [16].

С развитием современной технологии, появилась возможность определять появления возможных зон разрушения или условных зон неупругих деформации (УЗНД) вокруг выработки, особенно очень сложной формы техногенных обнажений, численными методами математического моделирования с помощью ЭВМ.

На основании информации о напряженно-деформированном состоянии и размеров зон разрушения формируются основные задачи геомеханики. Первая основная задача: оценка устойчивости выработанного пространства без крепи (незакрепленной горной выработки). Решение такой задачи позволяет определить состояние приконтурной части массива горных пород, и вследствие этого выясняется поддержания выработки с креплением или без него. Если в результате решения первой основной задачи установлено, что выработка способна эксплуатироваться (т.е. выработка устойчива) без крепи в течение всего срока службы, то отпадает необходимость в решении других задач механики подземного сооружения [18]. В противном случае возникает вторая задача геомеханики: определение нагрузки на крепь выработки. Эта задача может быть также сформулирована как исследование взаимодействия крепи с окружающим массивом, поскольку крепь, в свою очередь, также оказывает воздействие на массив. Определив нагрузку на крепь, которая характеризуется формированием зоны разрушения, можно решить третью задачу геомеханики – расчет крепи на прочность [18].

В настоящее время решения задач геомеханики производятся методами математического (численного) моделирования, которые получило большее распространение при обосновании параметров устойчивости техногенных обнажений. Сущность метода математического моделирования заключается в том, что реальный массив горных пород рассматривается в виде модели, где отображаются наиболее существенные свойства массива.

1.3 Модели деформирования массива горных пород

В последнее время широкое распространение получили численные модели. Численная модель представляет собой последовательность вычислительных операций, позволяющая получить числовое решение задачи для конкретных исходных данных. Численное моделирование немислимо без применения современной компьютерной техники. К математическим моделям относятся также и статистические модели. Статистические модели строятся на основании статистической обработки большого количества натуральных данных. Статистическая модель представляет собой математическое выражение или совокупность выражений, связывающих между собой различные факторы, влияющие на процесс и параметры, значения которых необходимо получить в результате моделирования [1].

Модели могут быть техническими (материальными) или идеальными. Материальные модели представляют собой искусственно созданный объект, воспроизводящий в уменьшенном виде те же физические процессы, что и в реальных условиях. Обеспечивая достаточную наглядность, такого рода модели требуют чрезвычайно больших материальных затрат на изготовление и затрат времени на проведение исследований. Поэтому такие модели применяют для получения самых общих представлений о процессах, протекающих в массиве горных пород. К идеальным моделям относятся различного рода математические модели. Математические модели дают возможность при сравнительно небольших затратах решать весьма сложные, недоступные для других методов задачи. К математическим моделям, прежде всего, относятся теоретические (аналитические) модели. В этом случае процесс описывается с помощью системы уравнений, решение которых при соответствующих граничных условиях и представляет собой решение поставленной задачи. Непременным условием практического применения теоретической модели является возможность решения системы уравнений. К сожалению, это далеко не всегда удается [1].

При теоретических исследованиях взаимодействия массива горных пород с крепью выработки и в зависимости от характера деформирования массива, которая записывается в виде связей между напряжениями и деформациями используются следующие основные модели: упругая, жесткопластическая, упругопластическая, упругопластическая неоднородная, упруговязкая, вязкопластическая [16].

Упругая модель массива пород представляет собой линейно-деформируемую среду, то есть в которой напряжения и деформация связаны между собой линейной зависимостью. При этой модели взаимодействия пород и крепи массив горных пород принимается в виде упругой сплошной средой. Такая модель наиболее применима в случаях, когда контур выработки не является вполне разгруженным, когда исследуется характер взаимодействия крепи с неоднородным массивом горных пород, взаимодействие с массивом крепи выработок некруглого сечения и др. [8]. Такую модель наглядно представить в виде пружины (рисунок 1.4 а), которая характеризуется жесткостью (модулем упругости E), растягиваемой напряжениями σ , при этом

деформации пружины ε подчинены физическому закону Гука (рисунок 1.4 б) [19, 21].

$$\sigma = E\varepsilon. \quad (1.10)$$

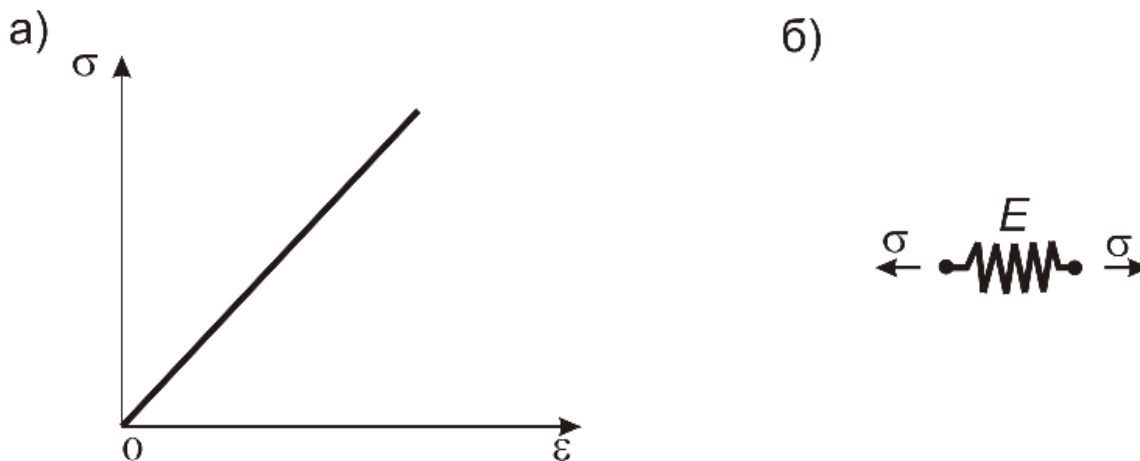


Рисунок 1.4 – Диаграмма напряжений (а) и структурная схема (б), характеризующая упругую модель

Жесткопластическая модель взаимодействия пород и крепи предполагает, что основная нагрузка на крепь действует за счет неупругих деформаций пород, которые смещаются под действием собственного веса горных пород. Упругие деформации массива за пределами зоны неупругих деформаций влияния на выработку практически не оказывают или породы находятся в зоне запредельного деформирования, поэтому здесь он рассматривается как жесткий. Жесткопластическая модель наиболее применимы для сыпучих и сильнотрещиноватых горных пород. На ее основе используются модели полного веса столба пород, модель неполного веса столба пород, модель сводообразования и др. [6].

Так как механизм пластической деформации связан со сдвигами материала по некоторым площадкам, то структурную схему жесткопластической среды можно представить в виде элемента трения (рисунок 1.5 а). Из этой схемы непосредственно следует условие скольжения (условие Кулона – Мора) [22].

$$\tau = K + \sigma_n \operatorname{tg} \rho, \quad (1.11)$$

где K – сцепление (сопротивление сдвигу, не зависящее от величины нормального давления);

σ_n – нормальные напряжения на площадке скольжения;

ρ – угол внутреннего трения.

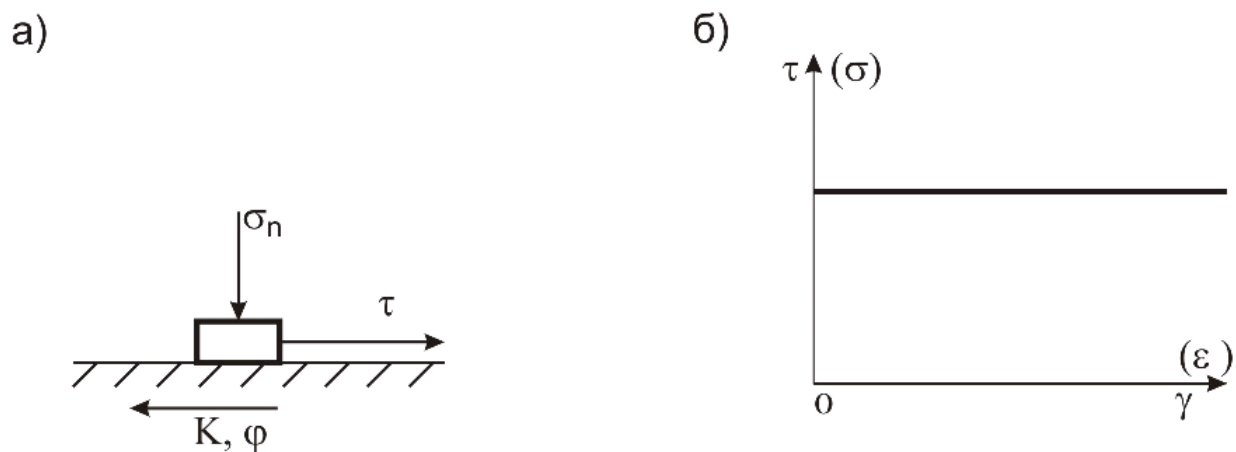


Рисунок 1.5 – Структурная схема (а) и диаграмма напряжений – жесткопластической модели (б)

Упругопластическая модель применяется, когда с ростом напряжений вначале имеются упругие деформации, а по достижению некоторого предела – пластические деформации. Это модель отличается от жесткопластической тем, что здесь учитываются упругие деформации пород за пределами зоны неупругих деформации [7]. Такая модель разработана для случаев, когда массив обладает только внутренним трением и сцеплением, идеальной пластичностью, линейным и степенным упрочнением, реальными свойствами и др. [6].

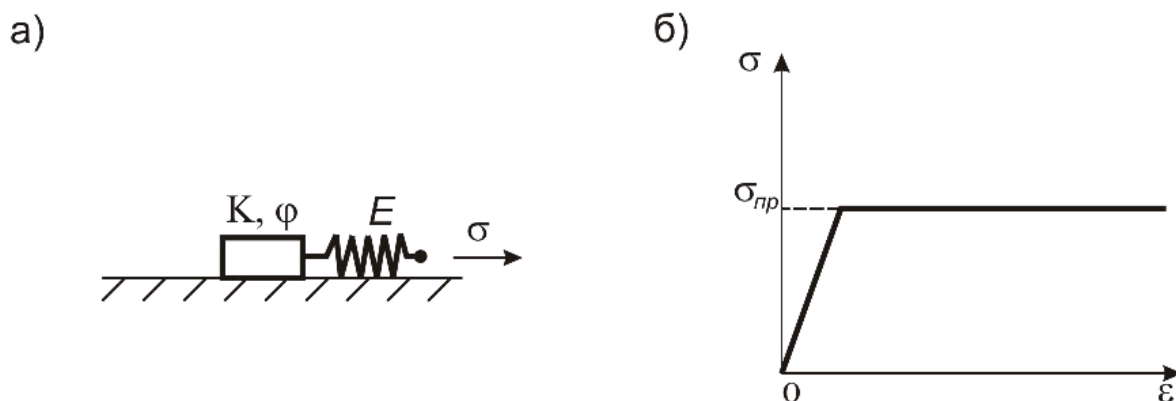


Рисунок 1.6 – Структурная схема (а) и диаграмма напряжений (б) упругопластической модели

Из рисунка 1.6-б видно, что если сдвигающее усилие меньше значения (1.11), то никаких деформаций не происходит. Условие (1.11) также называется условием предельного состояния горных пород. Графическое изображение, которого представляет паспорт прочности горных пород (рисунок 1.7). Огибающая наибольших кругов напряжений обуславливает предельное состояние горных пород. Для описания огибающей были предложены

различные нелинейные зависимости, которые называются условием предельного состояния или условием пластичности. Но, большее распространение имеет линейная функция Кулона (1.12), которая характеризуется снижением прочности пород за счет уменьшения сцепления при неизменном угле внутреннего трения [3, 7].

$$\sigma_1 - \sigma_3 = (\sigma_1 + \sigma_3) \sin \rho + 2K \cos \rho \quad (1.12)$$

Горные породы переходят в предельное состояние, когда наибольшее касательное напряжение достигнет огибающей кругов напряжения (Мора) [16, 22].

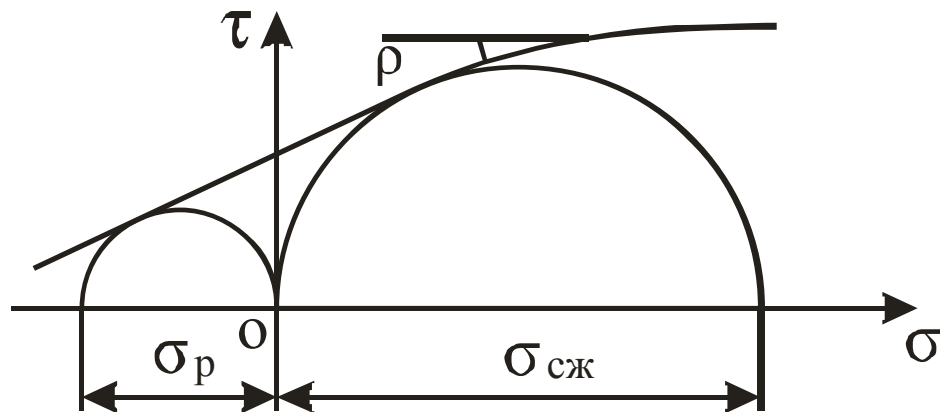


Рисунок 1.7 – Паспорт прочности горных пород

Упругопластическая модель деформирования массива горных пород вокруг выработки была исследована Р. Феннером, А. Лаббасом и др. Решение упругопластической задачи для условия предельного состояния А.Г. Протосене удалось получить приближенным путем [7].

Упруговязкая модель массива горных пород учитывает влияние реологических факторов, способностью деформироваться во времени под действием постоянной нагрузки (деформация ползучести), снижением напряжения при постоянной деформации (релаксация напряжений). Массив горных пород моделируется средой, которая обладает ползучестью. При этом используются теория наследственной ползучести, теория упрочнения, теория течения и теория старения. Наибольшее распространение получила теория наследственной ползучести горных пород, которая позволяет описать деформирование горных пород во времени с учетом истории (этапы) нагружения. Данная теория была предложена Л. Больцманом и развита В. Вольтерром [3,7,16]. Упруговязкие деформации обладают способностью восстанавливаться. Скорость упруговязкой составляющей определяется действующими на данный момент времени напряжениями и уже накопленными упруговязкими деформациями [18]:

$$\dot{\varepsilon}^{ve} = \theta^{-1}(\varepsilon_{\infty}^{ve}(\sigma) - \varepsilon^{ve}), \quad (1.13)$$

где ε^{ve} – накопленная упруговязкая деформация; θ – время запаздывания деформаций; $\varepsilon_{\infty}^{ve}$ – величина равновесной упруговязкой деформации, соответствующая действующему уровню нагруженности.

При использовании вязкопластической модели взаимодействия пород и крепи, близкой к упругопластической модели, предполагается, что по достижении касательными напряжениями предельного сопротивления пород сдвигу деформации пород могут быть описаны уравнениями движения вязкой жидкости. Вязкопластическая модель применяется при решении задачи о выдавливании пород в выработку, задачи опускания столба пород над выработкой, задачи прогноза смещений пород в подготовительных выработках и др. [6]

Вышеназванная модель учитывает развитие во времени упругих и пластических деформаций во времени, поэтому структурная схема модели включает три вида элементов: упругие, пластические и вязкие (рисунок 1.8) [16].

При параллельном соединении элементов пластического и вязкого получается модель среды, которая впервые была исследована Ф.Н. Шведовым, а затем Ю. Бингамом. При напряжениях, не превышающих предельных значений ($\sigma < \sigma_{смк}$), среда деформируется как упругая среда [6, 7]:

$$\frac{d\sigma}{dt} = E \frac{d\varepsilon}{dt}. \quad (1.14)$$

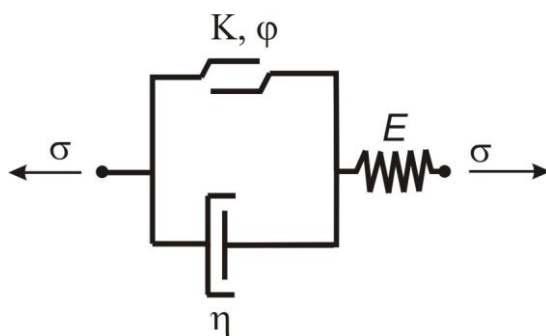


Рисунок 1.8 – Структурная схема вязкоупругопластической модели

Если напряжения превосходят предельные значения ($\sigma > \sigma_{смк}$), то разность между ними воспринимается вязким элементом, который деформируется со скоростью [16]

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{\sigma - \sigma_{np}}{\eta}. \quad (1.15)$$

Скорость полной деформации составит [7]

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{1}{E} \frac{d\sigma}{dt} + \frac{\sigma - \sigma_{np}}{\eta}. \quad (1.16)$$

Кривые ползучести этой модели являются прямыми линиями (рисунок 1.9).

Модель Шведова-Бингама обладает релаксацией напряжений. В основу, которой положена уравнение состояния среды, в котором в качестве эффективных напряжений и деформаций приняты соответственно разность главных напряжений и тангенциальные деформации [7, 16]:

$$\sigma = \sigma_{\theta} - \sigma_r; \quad \varepsilon = \varepsilon_{\theta}$$

где σ_{θ} , σ_r – тангенциальные и радиальные напряжения вокруг выработки.

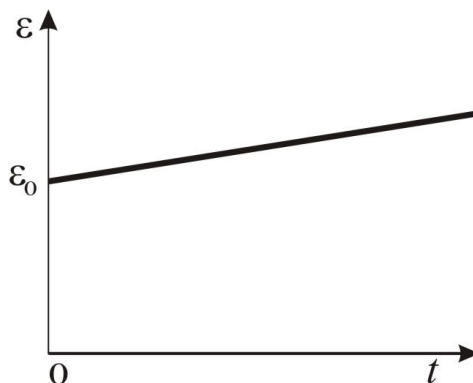


Рисунок 1.9 – График ползучести для вязкопластической среды

Вязкопластические деформации необратимы. В образцах пород вязкопластические деформации происходят за счет скольжения по плоскостям дефектов. При постоянных напряжениях в процессе вязкопластического деформирования за счет накопления повреждений (дефектов) происходит потеря прочности, тем самым возрастает степень нагруженности, что способствует росту скорости деформирования. Это проявляется на последней стадии кривых ползучести [18].

А.Н. Ставрогин экспериментально установил зависимость вязкопластических деформаций [23]

$$t_* = t_0 \exp\left(-\beta_t \frac{\sigma}{\sigma_c}\right); \quad \dot{\varepsilon}_* = \dot{\varepsilon}_0 \exp\left(\beta_e \frac{\sigma}{\sigma_c}\right) \quad (1.17)$$

где t_* – долговечность при постоянной нагрузке; $\dot{\varepsilon}_*$ – скорость деформации установившейся ползучести.

$\beta_t = \beta_e$, что показывает единую природу долговечности и ползучести. Этот вывод служит обоснованием рассматривать вязкопластические деформации как разрушающие, которая снижает свою прочность при длительном нагружении [18].

Приведенные модели возможного поведения пород получили широкое использование для установления взаимосвязи между действующими в массиве напряжениями и деформациями. Однако, такой подход имеет явно ограниченное применение. Подтверждением этого являются экспериментально полученные факты различными авторами [7, 18, 23 и др.] для различных горных пород и твердых материалов о временной зависимости их прочности, т.е. изменение их численных значений от скорости протекания геомеханических процессов. Одна и та же порода может вести себя как упругая, упруговязкая, упругопластическая и т.д. Все перечисленные модели проявляются при учете долговечности пород. Выше перечисленные выводы свидетельствуют о необходимости создания такой математической модели поведения горных пород, которая позволила бы учесть проявление различных ее свойств в зависимости от временного фактора [3, 16].

Все модели горных пород используются для описания свойств массива горных пород и определения нагрузок, воздействующих на крепь, что предшествует понятию горное давление.

Модель, характеризующая поведение массива, является важной составляющей в принятой методике расчета параметров устойчивости техногенных обнажений.

Для описания геомеханических свойств массива горных пород вокруг техногенных обнажений с учетом всей сложности горнотехнических условий наиболее преимущественной является упругопластическая модель. Как было сказано выше, с удалением от выработки вглубь массива напряжений уменьшаются (затухают). Но, как известно, что на контуре обнажений пород также существуют не обратимые (неупругие) деформации, где происходят пластические течения [16].

Проявленные деформации, за счет роста напряжений и после спада напряжений не перестают оказывать влияния, так как уже имеются неупругие деформации, которые развиваются нелинейно.

При постепенном переходе (снятии) напряжений в горизонтальный уровень, величина деформации растет за счет пластического течения. Поэтому, учитывая, что в массиве могут происходить как упругие, так и пластические деформации для описания поведения массива предпочтительным выглядит упругопластическая модель.

Таким образом, при проведении дальнейших исследований для описания поведения массива, принимается упругопластическая модель деформирования массива горных пород.

1.4 Анализ существующих методов определения нагрузки на крепь горных выработок

На сегодняшний день существуют множество методов определения нагрузки на крепь горной выработки, которые позволяют определить зону неупругих деформации или зону разрушения в приконтурной части массива. На основании полученной информации о напряженно-деформированном состоянии массива определяются размеры зон неупругих деформации, а горные породы в этой зоне считаются разрушенными и оказывают нагрузку на крепь выработки.

Анализ проведен по тем методикам, которые являются доступными для сотрудников кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» Карагандинского государственного технического университета.

Все эти методики основаны на численном методе, которые позволяют показывать геомеханические процессы, протекающие в окрестности горной выработки с максимальным учетом горно-геологических факторов конкретного месторождения. Расчеты выполняются с помощью компьютера.

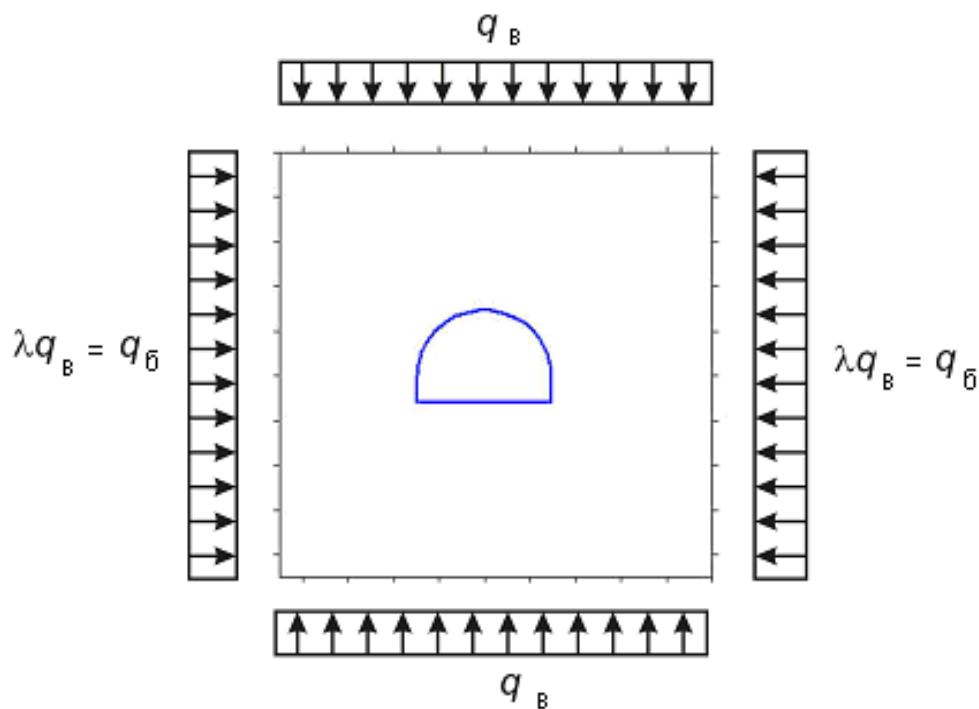
Профессором Цай Б.Н. разработана методика расчета напряжений и долговечности горных пород. Данная методика основана на методе конечных элементов. В своей методике автор учитывал реономность горных пород (зависимость механических свойств пород от временного фактора), что могло бы повысить точность решения при оценке устойчивости техногенных обнажений горных пород. Для этого были использованы результаты исследования механизма деформирования и разрушения горных пород с учетом временно-температурного и масштабного факторов [28]. Такой подход позволяет проследить за развитием условных зон неупругих деформаций вглубь массива во времени и спрогнозировать время и возможные объемы обрушений в горную выработку [28, 57, 58].

Используя теорию упругости, Цай Б.Н. находил напряженно-деформированное состояние каждой точки в бесконечной невесомой изотропной плоскости (рисунок 1.10), а затем на эти точки накладывал кинетическую теорию прочности и оценивал развития зоны разрушения через долговечность τ и скорость деформирования $\dot{\varepsilon}$ пород, определяемые по формулам [28].

$$\tau = \tau_0 \exp \frac{U_0 - \gamma\sigma}{kT}, \quad (1.18)$$

$$\dot{\varepsilon} = \dot{\varepsilon}_0 \exp \left[-U_{\phi} / kT \right] = \dot{\varepsilon}_0 \exp \left[-\frac{U_0 - \gamma\sigma}{kT} \right], \quad (1.19)$$

где τ_0 - период тепловых колебаний атомов; U_0 – начальный активационный барьер; k – константа Больцмана; \square - структурный параметр; $\dot{\varepsilon}_0$ - максимальная относительная скорость деформирования при $U_{\phi} = 0$.



q_B - вертикальная нагрузка, $q_\sigma = \lambda q_B$ - горизонтальная нагрузка

Рисунок 1.10 – Расчетная схема для определения напряжений вблизи горной выработки

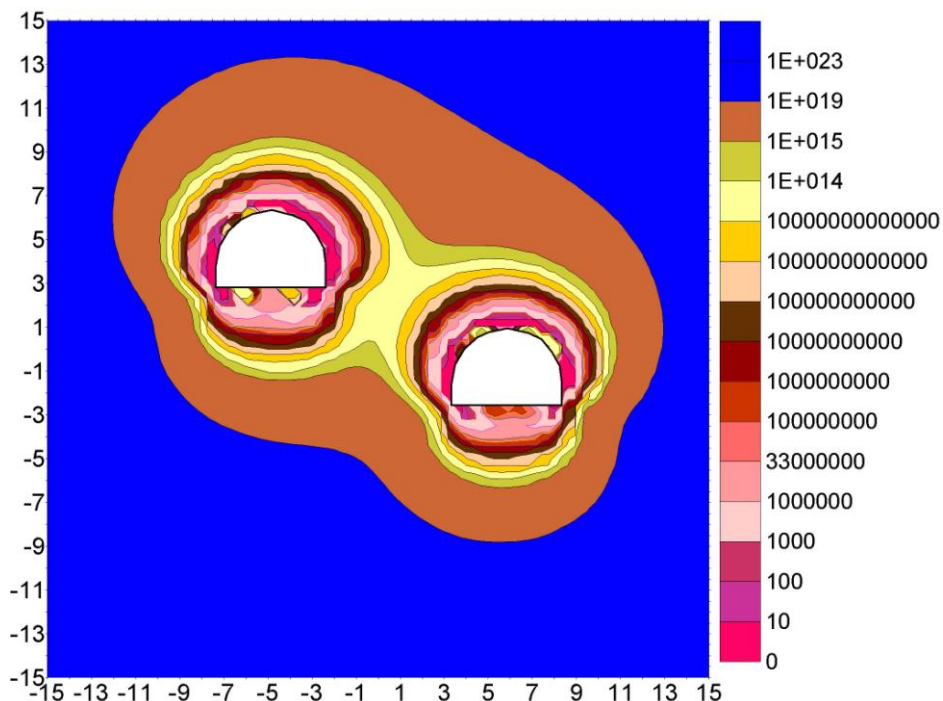


Рисунок 1.11 – Развитие зоны разрушения во времени вблизи двух выработок
Методика Цай Б.Н. позволяет определить развитие зоны разрушения во времени сразу после обнажения контура горной выработки.

Методика расчета напряжений и долговечности позволяет учесть влияние рядом расположенной выработки на различных направлениях относительно первой выработки (рисунок 1.11) [24].

Уникальность данной методики заключается в том, что она идеально подходит при определении нагрузок на крепь горной выработки при известном сроке ее эксплуатации. Это позволяет более корректно определить тип и параметры крепи для поддержания выработки.

Учет трещиноватости в данной методике производится с помощью введения коэффициента структурного ослабления.

Методика ОС БАБО не зависит от временного фактора. Это методика позволяет определять развитие зоны сдвижения и деформации до поверхности Земли. Для определения возможных зон деформирования необходимо построить кривые линии скольжения 3-х семейств (рисунок 1.12).

Кривые линий скольжения трех семейств по методике ОС БАБО описываются следующим образом [22, 45]:

- линии скольжения первого семейства, которая обозначается x_1 , характеризуется плавными деформациями. Кривые первого семейства являются линиями действия касательных (тангенциальных) напряжений. Данные линии скольжения с ростом глубины выполаживаются, но угол падения этих линий не будет равной 0^0 относительно Земной поверхности;

- линии скольжения второго семейства, которые обозначаются x_2 , характеризуют начальные деформации приконтурной части массива горных пород. Кривая x_2 является линией действия в массиве нормальных напряжений, и она ортогональна линии x_1 . Такое взаимное расположение кривых указывает на то, что в земной коре массив горных пород находится под действием вертикальных (γH), нормальных и касательных напряжений, что соответствует общему представлению о распределении напряжений в ненарушенном массиве. В зависимости от роста глубины и напряжения массива угол падения кривых второго семейства стремится к 90^0 относительно Земной поверхности;

- кривая третьего семейства, и она обозначается как x_3 . Это кривая начинает формироваться с глубины H_{kc} , которая определяется из соотношения $H_{kc} = \sigma_{kc} / \gamma$. Считается, что до глубины H_{kc} боковое давление отсутствует. Третье семейство кривых в Земной коре образуется в случае наступления граничных условий, связанных с замкнутыми контурами выработанных пространств (например очистное пространство сверху ограничено потолочным целиком, а по бокам междукамерными целиками). Линия скольжения этого семейства образуется по направлению разрушающей силы и стремится к 45^0 [45].

Все эти кривые линии скольжения (рисунок 1.13) характеризующие зоны сдвижения горных пород используются при определении напряженно-деформированного состояния массива горных пород. Совокупность трех семейств кривых характеризует в земной коре непрерывное поле напряжений, поэтому кривые, построенные на геологическом разрезе, не являются

единичными. Кривые на профилях являются последними границами смещающихся объемов массива в сторону выработанного пространства.

Кривые поверхностей сдвигов строятся отдельно для каждого типа горных пород, слагающие массив на рассматриваемом участке [22].

Возможная зона деформирования определяется непосредственно на геологическом разрезе конкретного месторождения.

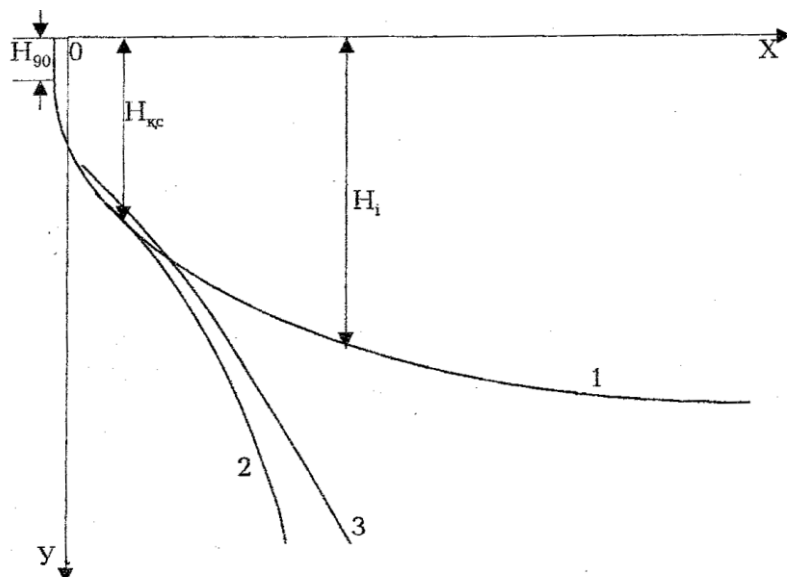
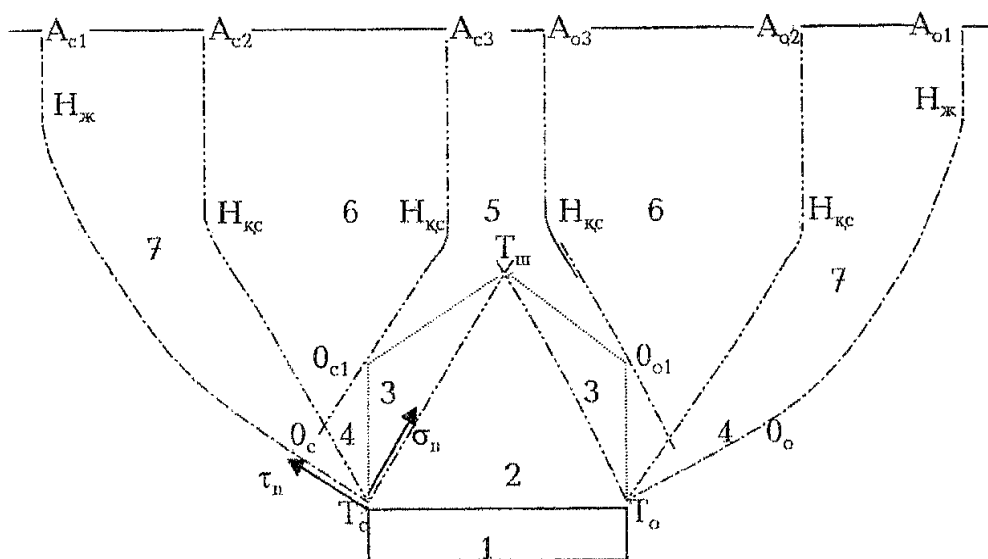


Рисунок 1.12 – Кривые линий трех семейств, характеризующие поверхность скольжения горных пород



1 – очистная выработка; 2,3,4,5 – стадии сдвижения; 6 – зона видимых (замечтных) деформации; 7 – зона невидимых (незаметных) деформации

Рисунок 1.13 – Зоны деформирования горных пород однородного массива

Расчеты по определению кривых линий скольжения требуют много времени и внимательности. Во избежание ошибок при ручном вычислений координат кривых линий скольжения, методика была автоматизирована и вычисляется с помощью компьютера, при котором появляется возможности повышения скорости и точности расчетов.

Данная методика очень хорошо применима при обоснований устойчивости очистных пространств на рудных месторождениях, где выработки имеют сложную конфигурацию и размеры которого бывают не соизмеримыми относительно друг друга (рисунок 1.13).

В этой методике учет трещиноватости производится с помощью ввода 3 коэффициентов

Одной из прикладной программы для оценки устойчивости горных пород в приконтурной части массива является «Phase 2», которая была разработана компанией «Rock science», Канада. Для объяснения механизма разрушения контура конкретно взятой выработки был использован метод конечных элементов. Для упрощенного расчета была принята плоская модель.

В качестве критерия разрушения был принят показатель Хоека и Брауна, имеющий следующий вид [25]:

$$\sigma_1 / \sigma_c = \sigma_3 / \sigma_c + (m\sigma_3 / \sigma_c + s)^{1/2} \quad (1.20)$$

где σ_1 – главное напряжение соответствующее максимальной силе, σ_3 – горизонтальное напряжение, σ_c – прочность пород на одноосное сжатие в массиве, m , s – константы, зависящие от типа породы, причем для ненарушенной породы $s = 1$.

Данная программа позволяет также применять критерию разрушения Кулона-Мора [25]:

$$\sigma_1 = \frac{2c \cdot \cos \varphi}{1 - \sin \varphi} + \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \sigma_3 \quad (1.21)$$

где σ_1 – максимальные главных напряжение, σ_3 – минимальные главных напряжение, φ – угол внутреннего трения горных пород, c – сцепления горных пород.

Программа выдает результаты о размерах зоны разрушения (рисунок 1.14), смещений контура выработки (рисунок 1.15), расчета в графическом виде

Программа легко адаптируется под любые горно-геологические условия.

По полученным информациям делается вывод о нагрузках, и выбирается рациональный вид и параметр крепи.

К преимуществу программно-вычислительного комплекса «Phase 2» можно отнести то, что она позволяет моделировать геомеханические процессы, протекающие вблизи приконтурной части техногенных обнажений различных

форм сечения при больших количествах очистных пространств с их расположением на разных уровнях (снизу и сверху).

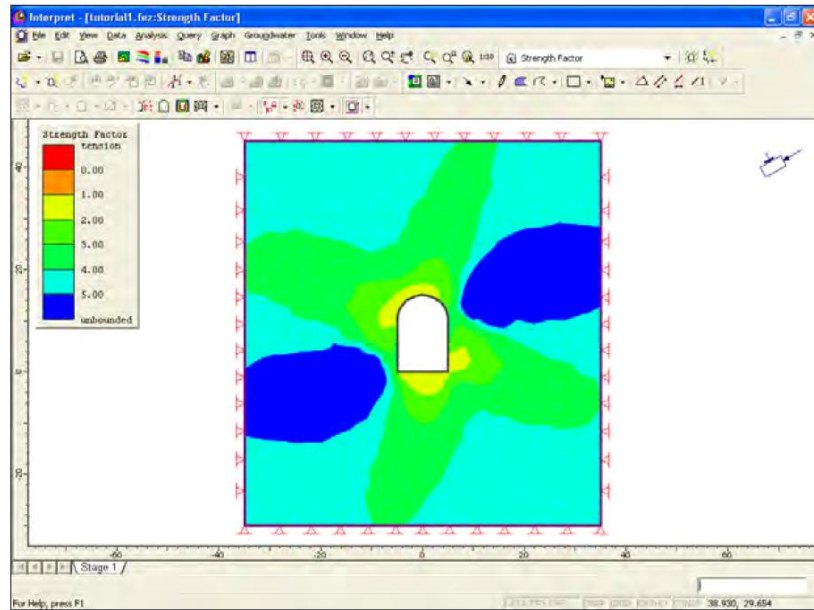


Рисунок 1.14 – Зона разрушения вокруг одиночной горной выработки

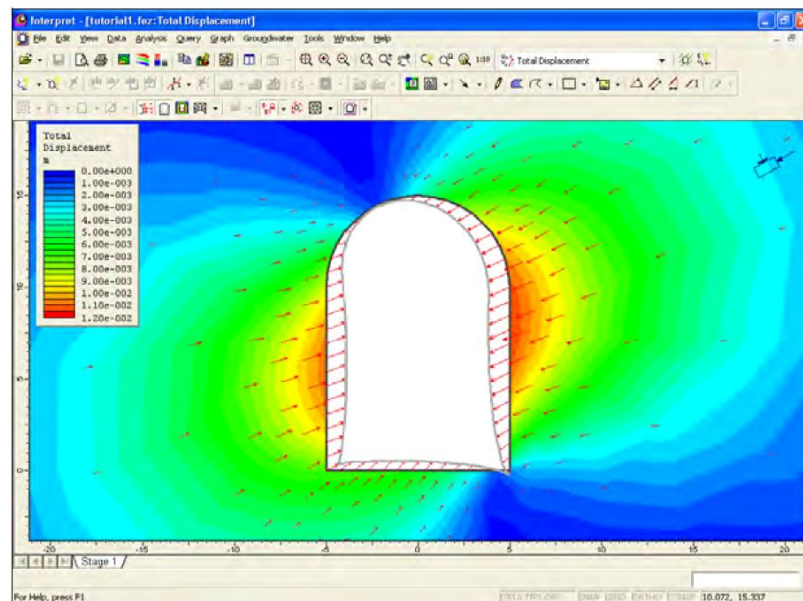


Рисунок 1.15 – Смещение контура выработки

В данной программе трещиноватость учитывается вводом систем трещин, где задается направление и свойства трещин.

Методика профессора Колоколова С.Б. по определению зоны разрушения вокруг выработки основана на методе граничных интегральных уравнений. В этом случае проведение выработки нарушает естественное состояние массива горных пород, что приводит к дополнительному нагружению массива. Это дополнительное нагружение разбивается на ряд этапов. На каждом этапе нагружения находится напряженно-деформированное состояние упругого

массива с переменной внутренней границей (решается упругопластическая задача). На первом этапе этой границей является контур выработки. На втором этапе – контур зоны разрушения, возникающий на первом этапе и т.д. При этом на каждом этапе нагружения на внутреннем контуре напряжения сохраняют значения, достигнутые на предыдущем этапе нагружения. Принимается, что породы, попавшие в зону разрушения в процессе дальнейшего нагружения, не оказывают сопротивления деформации упругой части массива. Таким образом, на каждом этапе нагружения дополнительные упругие смещения на внутренней границе упругой части массива происходят без сопротивления, как для неподкрепленного контура. В то же время накопленные на предыдущих этапах смещения этого контура сохраняются неизменными [1, 5].

На каждом этапе нагружения решается упругая задача методом граничных интегральных элементов, который в данном случае является наиболее эффективным по причине непредсказуемой сложности промежуточных контуров зоны разрушения в процессе нагружения. На всех этапах нагружения осуществляется оценка достигнутого напряженно-деформированного состояния с помощью принятых критериев прочности. Численный вариант не ограничивает количество критериев разрушения, поэтому используются одновременно и сдвиговой (Кулона-Мора) и разрывной (наибольшие деформации растяжения) критерии [2].

Задачей моделирования является определение координат контура разрушения выработки, на основании информации о напряженно-деформированном состоянии массива. В этом случае рассматривается вертикальное сечение массива с вырезом, геометрия которого определялась типовыми сечениями выработки. Контур выработки представляется многоугольником. Геометрия этого многоугольника задается координатами узлов (вершины многоугольника). Поскольку вся область вне контура выработки представляет собой бесчисленное множество точек и численный анализ напряженного состояния во всех точках невозможен, то в нашем случае ограничимся рассмотрением конечного ряда точек (n), расположенных в строго определенном порядке. Все исследуемые точки располагаются на лучах (m), исходящих из середины участков на фиксированном расстоянии друг от друга на луче (рисунок 1.16). Анализ показал, что достаточная точность решения задачи при приемлемом времени ее решения достигается при числе лучей 30 - 40 с расстоянием между точками 0,05 м. Ориентация лучей должна представлять расходящуюся систему с равномерным охватом массива.

Исходные данные для расчета включает в себя геометрические характеристики, горно-геологические условия заложения выработки, прочностные свойства горных пород, дополнительные сведения о наличии в слоях пород плоскостей ослабления упорядоченных систем трещин (ориентация их относительно напластования), слабых прослоек, а также о геологической нарушенности и увлажненности конкретного месторождения.

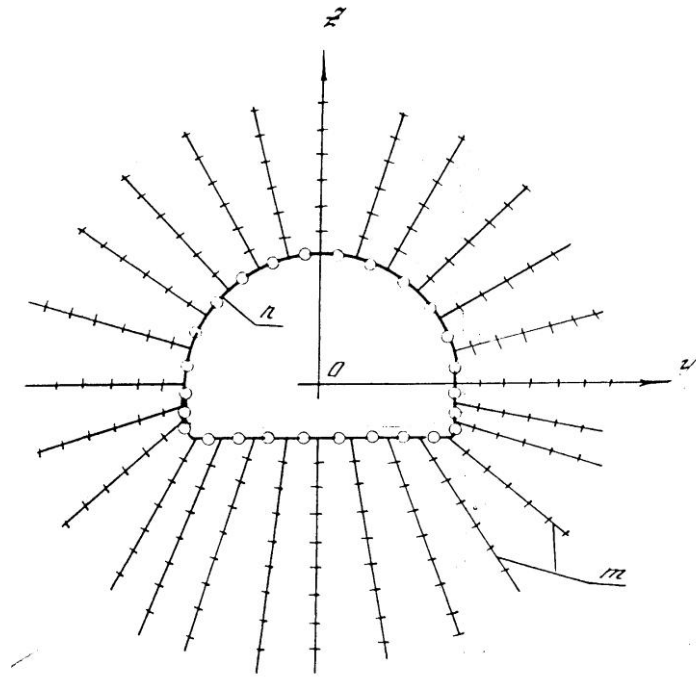


Рисунок 1.16 – Схема расположения участков на контуре выработки

Профессор С.Б. Колоколов [1, 2, 3, 5] предлагал совместить решение упругопластической задачи со схемой разработанной М.М. Протодьяконовым, Терцаги [52], Цимбаревичем и подвергавшейся затем многочисленным усовершенствованиям [5, 48, 53, 54, 55, 56]. По мнению профессора С.Б. Колоколова в неупругом состоянии находятся породы, попавшие в зону неупругих деформаций (з.н.д.). Автор вначале определяет свод естественного равновесия, после на него накладывает зону разрушения (рисунок 1.17) [44].

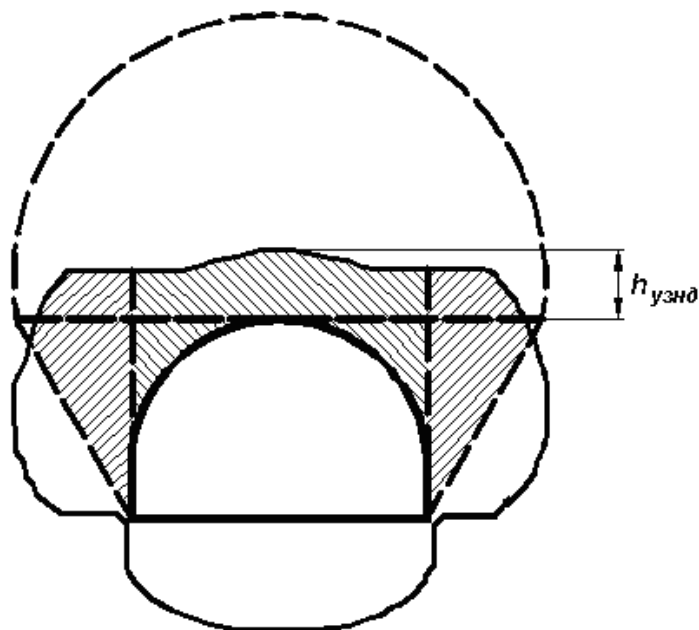


Рисунок 1.17 – Совмещение зоны неупругих деформаций и свода естественного равновесия.

Данная методика учитывает трещиноватость горных пород поверхность ослабления в трех направлениях. На каждом направлении задаются значения предела прочности на растяжения, сцепления и угол внутреннего трения трещин.

Решение такой задачи не вызывает сомнения в достоверности и объективности, так как принятая модель более адекватно соответствует реальному массиву горных пород.

При обосновании параметров устойчивости техногенных обнажений предпочтительно выбрать методику граничных интегральных уравнений с поэтапным нагружением массива горных пород, которая учитывает большее число характеристик массива.

1.5 Вывод по главе

Техногенное воздействие на нетронутый массив горных пород приводит к изменению напряженно-деформированного состояния горных пород в приконтурной части массива. Для создания благоприятных условия проведения горных работ возникает необходимость изучения поведения массива. Для обоснования устойчивого состояния горных выработок необходимо учесть дополнительные свойства массива.

Аналитические методы определения устойчивости не в полной мере отображают реальную картину, так как используемые в расчетах необоснованные коэффициенты приводят к искажению и сомнению полученных данных.

Более предпочтительным при обосновании параметров устойчивости горных выработок являются численные методы исследования, которые в наибольшей степени позволяют учесть большое число исходных данных.

Существуют различные методики, позволяющие проведение моделирования геомеханических процессов численным способом.

Для проведения исследований по обоснованию параметров устойчивости техногенных обнажении в условиях рудника «Ушкатын-3» более предпочтительным является методика граничных интегральных уравнений.

В основу положено упругопластическая модель деформирования горных пород, нелинейная часть которой учитывается кусочно-линейной аппроксимацией.

Данная методика позволяет учесть большое разнообразие форм и сечений подготовительных и очистных выработок, влияние рядом расположенных выработок для разработки эффективного способа поддержания выработок и отработки крутопадающих рудных тел, трещиноватость горных пород, что является важным фактором для корректного определения зоны разрушения. К тому же программа вычисления легко адаптируется под различные горно-геологические условия.

Однако, с имеющимися достоинствами существует и недостаток при учете трещиноватости горных пород. В методике трещиноватость задается направлением поверхности ослабления горных пород, которая при

моделировании стремится к бесконечности. Но в реальном массиве существующие трещины не имеют столь большого протяжения.

Идея работы заключается в определении зоны трещиноватости внутри массива с помощью геофизического метода исследования, натурального наблюдения и комплексной оценки геомеханического состояния массива на основе разработанной методики. Также в определении коэффициента структурного ослабления для достоверного обоснования параметров устойчивости техногенных обнажений при отработке полезных ископаемых, и который был учтен при составлении исходных данных математического моделирования.

2 СПОСОБЫ УЧЕТА ТРЕЩИНОВАТОСТИ ПРИ ОБОСНОВАНИИ УСТОЙЧИВОСТИ ТЕХНОГЕННЫХ ОБНАЖЕНИЙ

2.1 Основные понятия о трещиноватости

Трещиной называется поверхность твердого тела, которая испытывает разрыв своей сплошности без смещения отдельных частиц. Под трещиноватостью следует понимать трещины в массиве горных пород. Каждая отдельная трещина характеризуется длиной, шириной, шероховатостью, а также пространственной ориентацией в породном массиве (горизонтальная и вертикальная трещина).

Наличие множества отдельных трещин, повторяющиеся через определенное расстояние в массиве образуют систему трещин, которые ориентированы примерно параллельно друг другу. Под системой трещин понимается группа трещин, которые в определенном объеме породы имеют близкую пространственную ориентировку [40]. В массиве встречаются несколько систем трещин, но и бывают случаи, когда в массиве присутствует одна система трещин. Множество трещин развивающиеся в той или иной степени в массиве горных пород, образуют сеть трещин или трещиноватость, которая формируется несколькими системами трещин (обычно не превышает трех систем трещин). Она включает в себя трещины различного происхождения. Сеть трещин характеризуется рядом параметров, в число которых входят [26, 27]:

- густота систем трещин, выражающаяся расстоянием трещин;
- ширина трещин;
- протяженность трещин в плоскости обнажения;
- угол падения трещин;
- азимут падения трещин.

Также наряду с геологическими свойствами отдельные трещины характеризуются параметрами взаимного расположения трещин. К ним относятся: углы между трещинами, расстояния между примерно параллельными трещинами, число трещин на 1 м длины обнажения в перпендикулярном направлении к поверхностям разрыва (степень трещиноватости).

В массиве горных пород сеть трещин представляет собой сложное природное строение. Сеть трещин в отдельных участках массива состоит из отдельных трещин и разрывов с разными размерами. В соответствии с этим в ней выделяется несколько уровней неоднородности (микротрещины, тонкие трещины, макротрещины и разломы), характеризующихся количественными (длина, ширина) и качественными различиями. Трещины и разрывы иногда группируют в системы [17, 27]:

- микротрещины – это разрыв сплошности кристаллических связей, которые видимы только под микроскопом;
- тонкие трещины имеют незначительную ширину, разрыв, которых можно рассмотреть на глаз;

- макротрещины характеризуются шириной разрыва сплошности более 0,1 мм и хорошо заметны на глаз;

- разломы представляются крупными разрывами сплошности с заметными смещениями.

Диапазон угла падения трещин изменяется от 0° до 90° . По характеру угла падения делятся на: горизонтальные от 0° до 5° , пологие от 5° до 20° , слабонаклонные от 20° до 45° , крутые от 45° до 80° , вертикальные от 80° до 90° [40].

В породах Земной коры очень широко распространены тектонические трещины, которые образуются под действием напряжений, вызванными тектоническими движениями в массиве. При хрупком разрушении потеря сплошности характеризуется образованием тектонических трещин в породах. Деформирование пород с потерей сплошности происходит в том случае, если тектонические силы превышают предел прочности горных пород [40].

Основной структурно-механической особенностью породных массивов является наличие структурных ослаблений, которые можно подразделить на два основных класса [37].

К первому классу относятся структурные ослабления по поверхностям большой протяженности - контактам между слоями осадочных пород и литологическими разностями изверженных пород, дизъюнктивным нарушениям и тектоническим разрывам. Эти структурные ослабления вносят существенное изменение в поле начальных напряжений массива, определяемое силами гравитации, и являются поверхностями, по которым может происходить скольжение одной части деформируемого массива относительно другой. Однако в силу большой протяженности, обычно превосходящей размеры объекта исследования, т. е. размеры породного массива вокруг выработки, где локализуются механические процессы деформирования и разрушения, эти структурные ослабления практически не влияют на механические свойства исследуемого породного массива. Исключение, очевидно, составляют случаи деформирования перекрывающей породной толщи, подработанной при извлечении полезного ископаемого, или случаи деформирования больших породных обнажений при гидротехническом строительстве в горных районах [38].

Ко второму классу относятся структурные ослабления по площадкам ограниченных размеров, каковыми являются трещины различного происхождения: тектонические, кливажные, гравитационные, выветривания, технологические и др. Системы структурных ослаблений второго типа взаимно смещены в породном массиве и придают ему строение со слабыми связями между жесткими и прочными блоками. Размеры этих трещин и породных блоков обычно меньше размеров исследуемого массива и существенно влияют на его деформируемость и прочность. В этом случае механические свойства породного массива зависят от механических свойств горных пород в образце, формы отдельности (породного блока), трещин шероховатости и масштабного фактора, т. е. размеров структурного элемента по отношению к размерам исследуемого массива [38].

Геометрическая классификация систем трещин обычно классифицируется по ориентировке относительно массива горных пород. По общему характеру сети трещин выделяют основные три типа сетей трещин:

1. Системная сеть трещин образована несколькими системами трещин. Системы со значительной густотой трещин чаще всего встречаются в комбинации по три в одной точке массива, образуя три основные системы, обычно пересекающиеся под углами, близкими к прямым. Такие сети трещин чаще всего наблюдаются в осадочных породах, причем одна из систем трещин следует параллельно породным слоям. В этом случае породные массивы, будучи анизотропными по механическим свойствам, представляют в каждой точке ортотропную среду [38].

2. Полигональная сеть трещин состоит из одной системы трещин и множества трещин, перпендикулярных к одной общей оси. Полигональные сети трещин возникают при первичном растрескивании эффузивов, полуглубинных интрузивов и в других случаях. Породные массивы с такой сетью трещин представляют изотропную среду. При этом плоскость изотропии ориентирована по направлению плоскости единственной системы трещин [38].

3. Хаотическая сеть трещин составлена трещинами неупорядоченной ориентировки. Такая сеть трещин чаще всего встречается в породных массивах, испытавших многократные смены полей напряжений (например, в массивах метаморфических горных пород) или подверженных интенсивному воздействию процессов выветривания. Это сеть трещин характерна для тектонических трещин. Породные массивы с хаотической трещиноватостью представляют квазиизотропную среду по механическим свойствам [38].

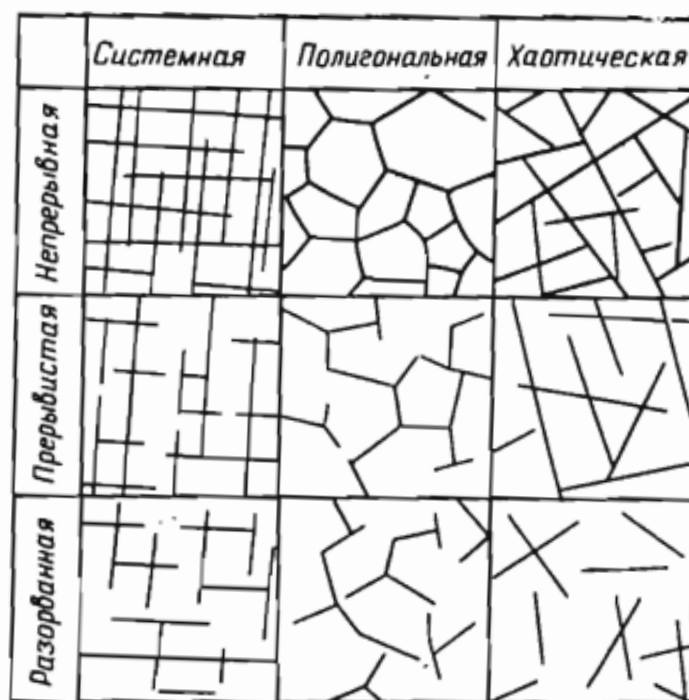


Рисунок 2.1 – Схемы основных типов сетей трещин

Все эти три типа сетей трещин характеризуются степенями непрерывности (рисунок 2.1), которые тесно связаны с числом «концов» трещин на единицу площади. Число «концов» приходящих на 1 м называют «плотностью концов».

В механике горных пород принято выделять три стадии разрушения:

- образование дефекта, который формируется в результате разрушения кристаллической решетки атомов за счет их тепловых колебаний при большой скорости;
- сгущение таких дефектов из-за превышения концентрации напряжения и слияние их в микротрещины;
- объединение микротрещин в систему макротрещин за счет увеличения напряженного состояния окружающего материала и развитие с большой скоростью до разрушения материала.

Из вышеприведенного можно сказать, что теория трещин рассматривается в механике сплошной среды как математическая теория хрупкого разрушения [26]. Трещина определяется как поверхность, по которой происходит разрыв сплошности материала.

Основоположником теории трещин считается Гриффитс. По его мнению, рост трещин начинается от существующих в теле дефектов, а на образования трещин существенное влияние оказывает выделение упругой энергии в теле. Полученный вывод Гриффитса экспериментально подтвердилась в работах С.Д. Виноградова и А.Г. Константиновой [26].

В работе Г.П. Черепанова [29] развитие трещин рассматривалась в сжатых телах. По его мнению, разрушение происходит за счет одной трещины поперечного сдвига. Он установил взаимосвязь между длиной трещины и напряжением, где основными характеристиками являются угол трения и коэффициента сцепления по плоскости сцепления. Однако, необходимо отметить, что длина трещины будет зависит от напряжении только лишь при не малых размеров трещины. Сюда можно отнести макротрещины на контуре техногенных обнажений, к тому же влияние буровзрывных работ способствует развитию размеров трещин.

В работах [30, 31] сказано, что для каждого твердого тела существует минимальный размер трещины, при котором напряжение не зависит от длины. К потере устойчивости материала существенное влияние оказывают трещины небольшой длины, которые расположены в один ряд друг за другом. Такие трещины получили название – коллинеарные трещины. В работе Ирвина [26] сказано, что слияние мелких коллинеарных трещин приводит к разрыву сплошности материала.

Борж Ф. [26] показал, что большие размеры горной породы, способствуют снижению ее прочности при хрупком разрушении, а при вязком разрушении прочность горной породы возрастает. При масштабных эффектах на уменьшение хрупкой прочности влияние оказывает слияние мелких трещин.

Рост дефектов до микротрещин на уровне атомов приведено в работах Орлова А.Н. [32], Северденко В.П. [33]. За счет высокого напряжения атомы в кристаллических решетках постепенно начинают перемещаться, теряя свое место дислокации. Скопление таких перемещений зарождают микротрещины,

тем самым за счет повышения концентрации происходит сгущение микротрещин, что в свою очередь образует зону трещиноватости. Механизм дислокации характеризуется замедленной стадией ползучести. Журков С.Н. в своих работах экспериментально показал, что скорость ползучести связано не только напряжением, но и температурой. Журков С.Н. показывает связь ползучести с прочностью горной породы. В его опытах было зафиксировано долговечность пород, которые находились под нагрузкой в зависимости от величины нагрузки и температуры [34]. Был получен вывод: долговечность пород линейно уменьшается при росте величины нагрузки, а с понижением температуры долговечность зависит также от величины нагрузки. Отсюда стал понятен физический смысл понятия «предел прочности». Физический смысл выражается в том, что ползучесть и разрушение происходит за счет тепловых флуктуации (колебания) атомов, действующая нагрузка способствует частому разрыву межатомных связей и росту трещиноватости, вследствие чего и разрушению материала.

Исследования на уровне атомов показывает, что пластическая деформация и разрушения очень тесно связаны друг с другом. Но здесь есть две предпосылки, первая – увеличение пластической деформации приводит к росту трещин, в итоге к разрушению материала, вторая – развитие трещиноватости требует накопления определенной энергии. Если энергия деформации будет быстро распространяться при пластическом течении, то энергии на формирование трещины не хватит [35].

Флуктуационная теория разрушения и математическая теория трещины рассмотрены в работах Г.И. Баренблатта [31]. Флуктуационный механизм разрушения проявляется на первой стадии разрушения только при зарождении трещин. При больших размерах трещин (макротрещин) на разрушение горных пород влияют динамические воздействия.

Таким образом, флуктуационная теория применима в том случае, когда в массиве горных пород не имеются крупные трещины. Рост трещин мелких до крупных является длительной стадией. В этом случае для обоснования устойчивости материала приемлемой считается теория Журкова, которая описывает долговечность материала.

Анализируя другие гипотезы о росте трещин нельзя не отметить и тот факт, что разрушение материала зависит и от масштаба рассмотрения. С увеличением объема горных пород на их разрушение влияние оказывает все более и более крупные дефекты. Однако, уменьшение энергии в теле может снизить пластическое течение роста трещины в теле, это может компенсироваться за счет увеличения скорости пластической деформации [35]. Из этого следует, что для появления более крупных трещин необходимо большие скорости деформации. На увеличение скорости деформации могут повлиять взрывные работы, которые будут динамически воздействовать на рост трещин в массиве горных пород.

Каждая отдельная трещина характеризуется длиной, шириной, шероховатостью и извилистостью стенок, а также пространственной ориентацией в породном массиве. Различаются трещины открытые (зияющие,

незаполненные) и заполненные. По протяженности можно выделить пять классов трещин: дефекты кристаллической решетки, микротрещины на уровне размеров минеральных зерен, макротрещины, разрывы и крупные тектонические разрывы [26, 27, 38, 40].

Имея в виду размеры исследуемых породных массивов и приведенную классификацию структурных ослаблений, первые два класса трещин (дефекты кристаллической решетки и микротрещины) можно не рассматривать, так как их влияние интегрально учитывается при испытании породных образцов. Разрывы имеют длину от 100 м до 10 км, а крупные тектонические разрывы измеряются длиной от 10 до 100 км. Поэтому последние два класса трещин относятся к структурным ослаблениям по поверхностям большой протяженности и могут не рассматриваться при оценке механических свойств исследуемых породных массивов. Таким образом, предметом рассмотрения являются макротрещины, которые предлагается называть для краткости трещинами, условно ограничивая их размеры от 0,01 до 100 м [36]. Очевидно, верхний предел протяженности трещин до 100 м относится к анализу деформируемости больших породных массивов (при гидротехническом строительстве, при подработке перекрывающей породной толщи и т. д.), что является предметом специальных исследований. При анализе процессов деформирования и разрушения вокруг горных выработок целесообразно верхний предел протяженности трещин ограничивать 10 м [38].

2.2 Моделирование развития трещиноватости с учетом времени обнажения поверхности

Реальный массив горных пород представляет собой неоднородную среду, которая формируется под влиянием различных геологических факторов. В большинстве случаев массив горных пород является физически дискретной, неоднородной и анизотропной средой. Нетронутый массив находится в естественном напряженно-деформированном состоянии. Механические свойства горных пород различаются между собой в широких пределах.

Как правило, все свойства реального массива горных пород учесть не возможно. Тогда одним из наиболее эффективных методов изучения механических процессов происходящих в породных массивах является метод математического моделирования.

При моделировании процессов в массивах горных пород, с применением численных методов моделирования, процессы, происходящие в массиве, сводятся к решению дифференциальных уравнений механики сплошной среды, а их численная реализация – к решению систем уравнений [39].

При изучении геомеханических процессов, протекающих в окрестности проведенной выработки, используется модель, в которой учитывается не только упругие свойства горных пород, но и запредельное условие деформирования горных пород.

В реальном массиве горных пород всегда присутствуют системы трещин, которые ориентированны по различным направлениям. Совокупность трещин и контактов слоев пород в массиве образуют пространственную ослабляющую

решетку, это в значительной мере определяет свойства горных пород и поведение массива вокруг горных выработок [39].

Математическое моделирование, в данном случае, было проведено методом конечных элементов (рисунок 2.2).

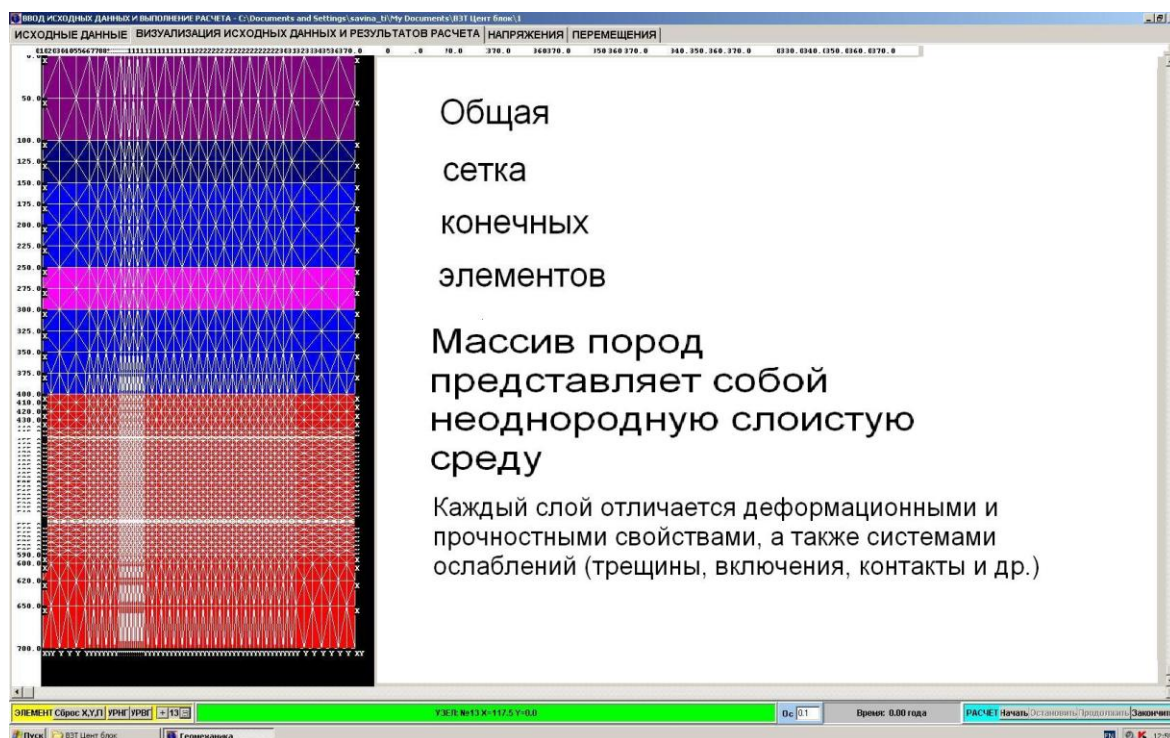


Рисунок 2.2 – Общая сетка конечных элементов

Решена задача по определению развития зоны трещиноватости после обнажения поверхности массива горных пород. Исходным вариантом моделирования принята одиночная горная выработка арочной формы сечения, которая расположена в неоднородном массиве пород представленным двумя слоями. Прочность на растяжения заданных слоев: 1 слой – 7 МПа, 2 слой – 5 МПа (см.рисунок 2.3 и 2.4).

Применяемые в расчетах условия прочности пород определяются, прежде всего, используемыми критериями разрушения. В критерии определяющими параметрами являются прочность на одноосное сжатие и одноосное растяжение в условиях естественного залегания пород до начало техногенного воздействия с учетом исходной трещиноватости горного массива. Критерий прочности для трещиноватого массива дополняются параметрами относительной прочности пород по отдельным направлениям с системами дефектов, характеризующими ослабленность по соответствующим направлениям [5]. Для описания прочности массива пород используется критерий Кулона-Мора, в котором определяющими параметрами являются сцепление и углы трения по плоскостям дефектов [18].

При постоянной нагрузке, меньшей предела прочности, материал может разрушаться через некоторое время. Зависимость действующего напряжения от времени, при котором произойдет разрушение, часто называется длительной

прочностью [17]. Снижение прочности пород происходит по тем направлениям, по которым степень нагруженности превышает величину длительной прочности. Также известно, что разрушение при длительной прочности горных пород происходит при постепенном накоплении повреждений или дефектов [28]. Такой процесс потери прочности происходит с течением времени.

В процессе моделирования распространение трещин происходило с учетом временного фактора, за счет этого можно наблюдать процесс распространения трещин с момента обнажения горных пород не только в пространстве, но и во времени.

На рисунках 2.3 и 2.4 показаны зоны распространения трещин возникающие вокруг горной выработки после 4 месяца и 6 месяца с момента обнажения горных пород. Как показал расчет, на распространение трещин оказывает наибольшее влияние глубина заложения выработки и прочностные свойства горных пород.

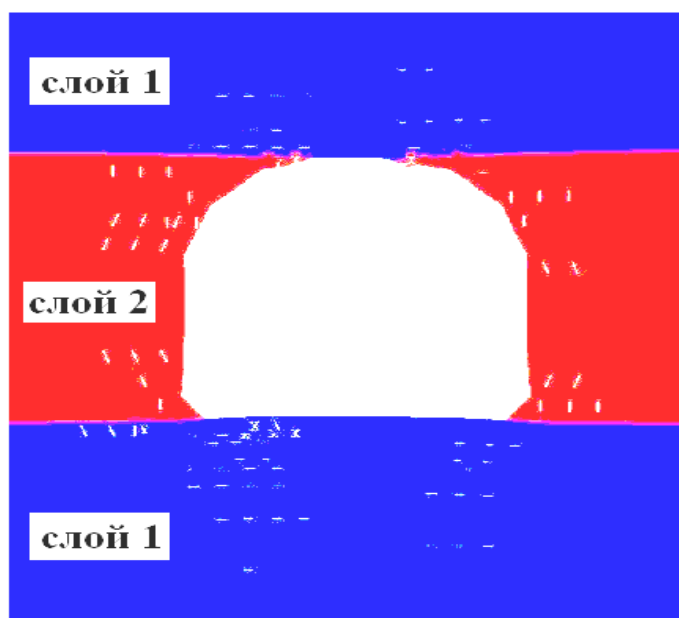


Рисунок 2.3 – Образование трещиноватости вокруг горной выработки через 4 месяца после ее проведения

Из рисунков 2.3 и 2.4 также видно, что рост трещин уменьшается при отдалении вглубь массива от выработки, и тем самым, увеличивает упругие свойства горного массива при удалении от контура. Известно, что область массива горных пород примыкающей к выработке считается зоной неупругих деформаций [28]. В зоне неупругих деформаций заключаются породы, находящиеся в разрушенном состоянии, где не выполняется условие прочности [6].

Таким образом, образованная, за счет трещиноватости приконтурного массива, зона неупругих деформации будет оказывать влияние на устойчивость пород вокруг контура выработки. В породах в зоне неупругих деформации появляются трещины, возникшие за счет влияния буровзрывных работ. В

результате накопления трещин отдельные слои пород стремятся к отслаиванию и смещению в выработанное пространство.

Представленная методика математического моделирования геомеханических процессов вблизи выработки позволяет определить зону трещиноватости вокруг выработки с учетом фактора времени.

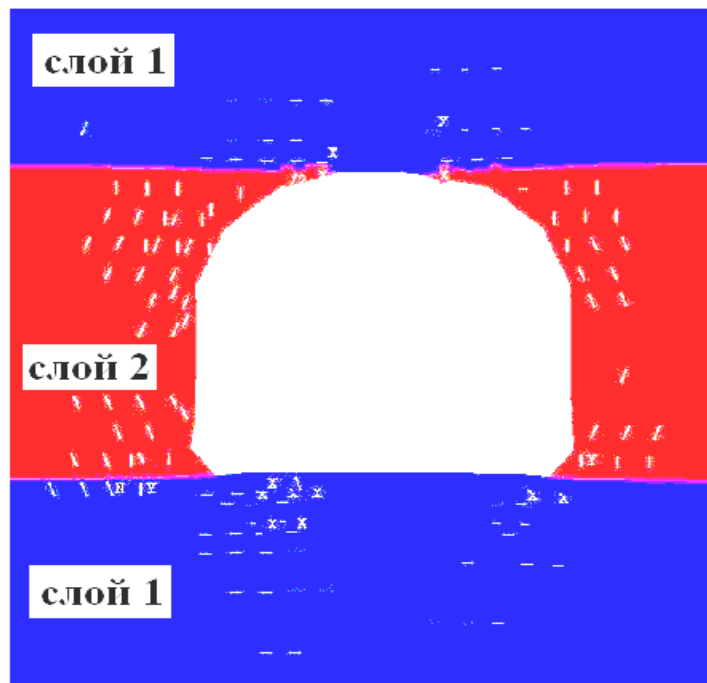


Рисунок 2.4 – Образование трещиноватости вокруг горной выработки через 6 месяца после ее проведения

На основании математического моделирования были получены графические результаты развития трещин вглубь массива горных пород в зависимости от времени обнажения контура выработки.

Полученные данные позволяют разрабатывать рациональные паспорта крепления выработки и ее параметры на любой срок службы выработки после ее проведения. При использовании анкерной крепи, данная программа дает возможность определять оптимальную длину анкера для поддержания выработки.

Численные исследования были выполнены совместно с сотрудниками научного центра геомеханики и проблем горного производства Санкт-Петербургского государственного горного университета. При математическом моделировании за исходными данными были приняты свободные значения. Из-за отсутствия данной программы определение зоны развития трещины в массиве горных пород в условиях рудника Ушкатын-3 представляется не возможным.

Для определения развития трещин в за приконтурной части массива возникает необходимость практического использования современных геоинформационных технологий. Данные, полученные в процессе

геофизического исследования, позволяют более корректно учитывать трещиноватость горных пород при определении зоны разрушения вокруг выработки и обосновании устойчивости техногенных обнажений.

2.3 Использование геотомографа при изучении трещиноватости массива вблизи горной выработки

В основе геофизического исследования породного массива лежит получение достоверных качественных и количественных данных о слагающих его породах. В ряде случаев обычные методы разведки и изучения, такие как бурение скважин или шпуров, не целесообразны или не возможны. Кроме того они ведут к нарушению сплошности массива, что часто недопустимо, особенно в подземных горных выработках опасным по внезапным выбросам. Также предоставляя для изучения образцы разрушенной породы, они не позволяют в должной мере судить о структурных особенностях залегания, трещиноватости и состоянии горных пород в массиве.

Современной альтернативой этому является применение высокотехнологичного геофизического метода исследования породного массива на основе цифровой радиотомографии (геосканирование) с использованием геотомографа (георадара).

Принцип работы георадара.

Геотомограф (георадар) представляет собой сложное электронное оборудование излучающее и принимающее радиосигналы с цифровой системой управления, регистрации и обработки получаемых данных.

Его работа основана на явлении частичного отражения электромагнитных волн от поверхности раздела сред с различной диэлектрической проницаемостью и магнитными свойствами. Для зондирования используется несущая частота от 800 до 100 мегагерц, при этом эффективная глубина зондирования колеблется от 4 до 60 метров [50].

В антенне радара имеется излучатель для испускания сигнала и приёмник для регистрации отражённых волн. Также на внешней стороне антенны установлено колесо с датчиком перемещения, передающим текущее положение антенны в блок обработки [59].

Антенна георадара перемещается по прямой вдоль породного массива, периодически излучая и принимая сигналы (рисунок 2.5 а).

При сканировании томограф испускает короткий импульс, затем в течении определённого промежутка времени центральный процессор с заданной частотой регистрирует время и интенсивность полученных отражённых сигналов, формируя трасу сигнала (Рисунок 1, б). Траса является временной диаграммой отраженных сигналов одного импульса. Объединение трас с привязкой по координатам даёт радиограмму по профилю сканирования (рисунок 2.5, в) [50].

В результате компьютерной обработки радиограммы с учётом физических свойств пород получают геологофизический разрез по направлению сканирования. При формировании разреза происходит пересчет времени возвращения сигнала в расстояние, а его амплитуды в цветовую величину

согласно выбранной палитре. Таким образом, можно определить структурные и качественные неоднородности породного массива не нарушая его целостности [59].

Ось времени горизонтальное расстояние

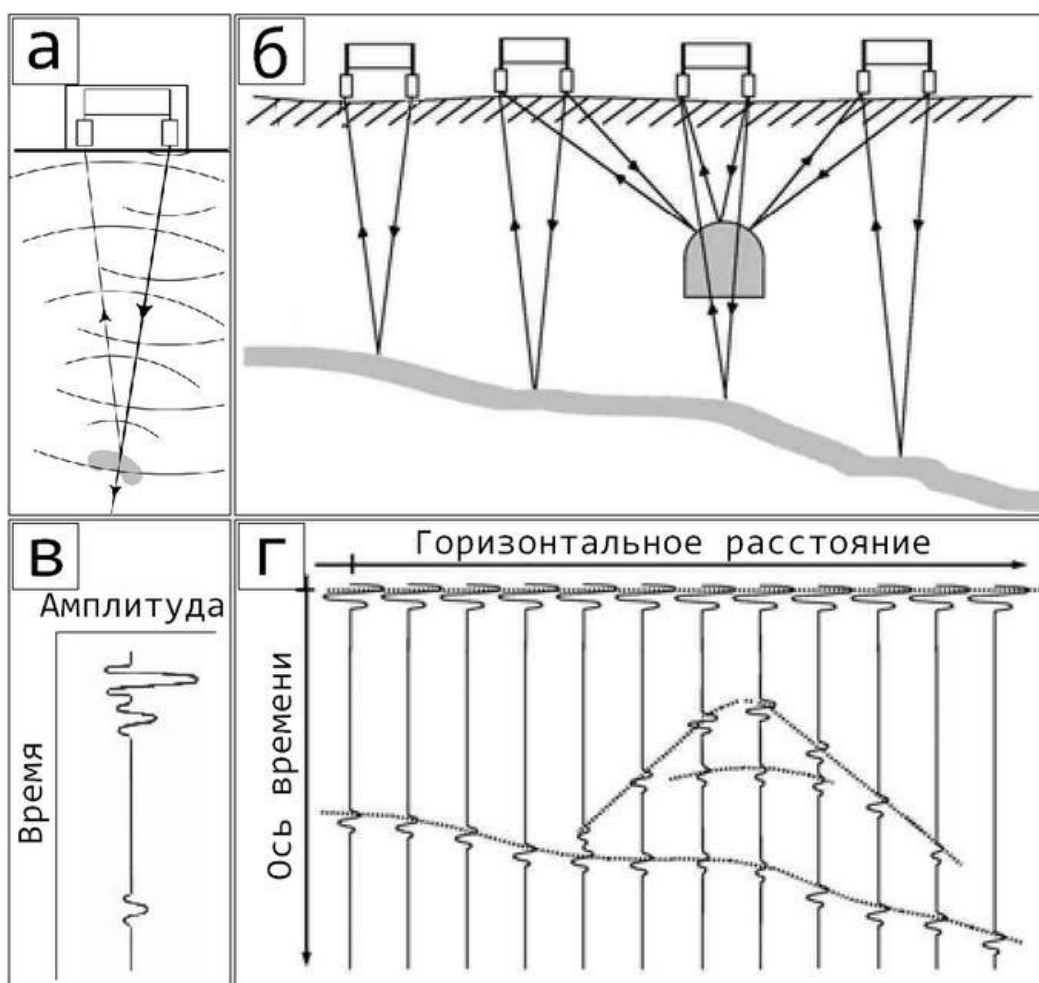


Рисунок 2.5 – Принцип работы георадара

Особенности геомеханического исследование массива посредством радиозондирования.

Известно, что структурное и физическое состояние породного массива находится во взаимосвязи. Так структура массива оказывает влияние на перераспределение напряжений, а напряжения в свою очередь влияют на процесс трещинообразования. Имея возможность бесконтактного определения структуры массива, и располагая информацией о слагающих его породах и их свойствах, можно судить о реальных напряжениях присутствующих в массиве.

Использование для этих целей сигнала электромагнитного излучения радиочастотного диапазона имеет свои особенности. Рассмотрим далее основные из них.

- Скорость сигнала имеет обратную зависимость от диэлектрической проницаемости среды;

- Степень отражения сигнала от поверхности раздела двух сред пропорциональна их относительной диэлектрической проницаемости
- Увлажнение среды повышает её диэлектрические свойства
- Пористость (заполненная газом) способствует снижению значения диэлектрической проницаемости
- Многочисленные мелкие неоднородности в среде приводят к появлению шумового эффекта (многократное отражение) и повышают степень рассеивания сигнала
- Увеличение частоты сигнала уменьшает глубину зондирования, за счёт возрастания степени затухания, но повышает детальность получаемых данных [50].

Такие элементы структуры массива, как контакты пород, выявляются непосредственно при анализе радиограммы. Мелкие дефекты как скопления трещин и включений проявляют себя созданием шумового эффекта, изменением свойства вмещающей породы и увеличением степени рассеивания сигнала. Влияние трещиноватых пород при геотомографии можно понять, проведя аналогию с оптическими свойствами снега или битого стекла (рисунок 2.6). Положительным аспектом является то, что известно время возвращения сигнала, что в свою очередь позволяет судить о глубине залегания объекта [59].

Относительный анализ результатов радиотомографии породного массива позволяет судить не только о геометрии залегания геологических разностей, но и давать качественную оценку трещиноватости и нарушенности пород в массиве. Что в свою очередь делает возможным определение физикомеханического состояния массива, не прибегая к механическому воздействию.

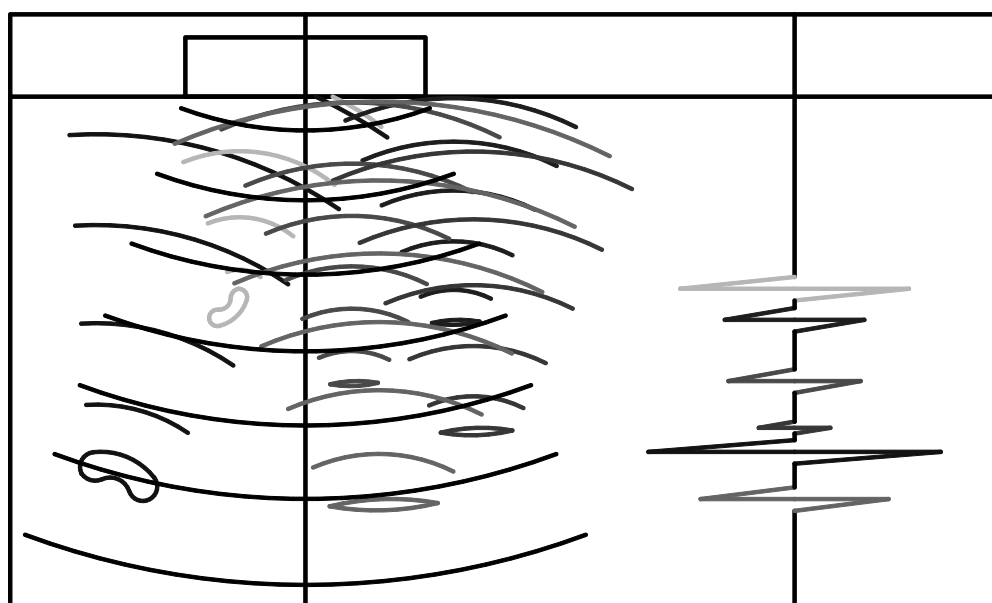


Рисунок 2.6 – Проявление шумового эффекта

Использование геотомографии в подземных выработках рудника «Ушкатын-3» АО «Жайремского ГОК».

Практическое опробование геотомографии производилось в подземных горных выработках рудника «Ушкатын-3» АО «Жайремского ГОК». Сканирование околорудничного пространства производится при перемещении антенны вдоль стенки выработки. При этом полученная радиотомограмма отражает результат горизонтального сечения массива радиоволнами (рисунок 2.7).

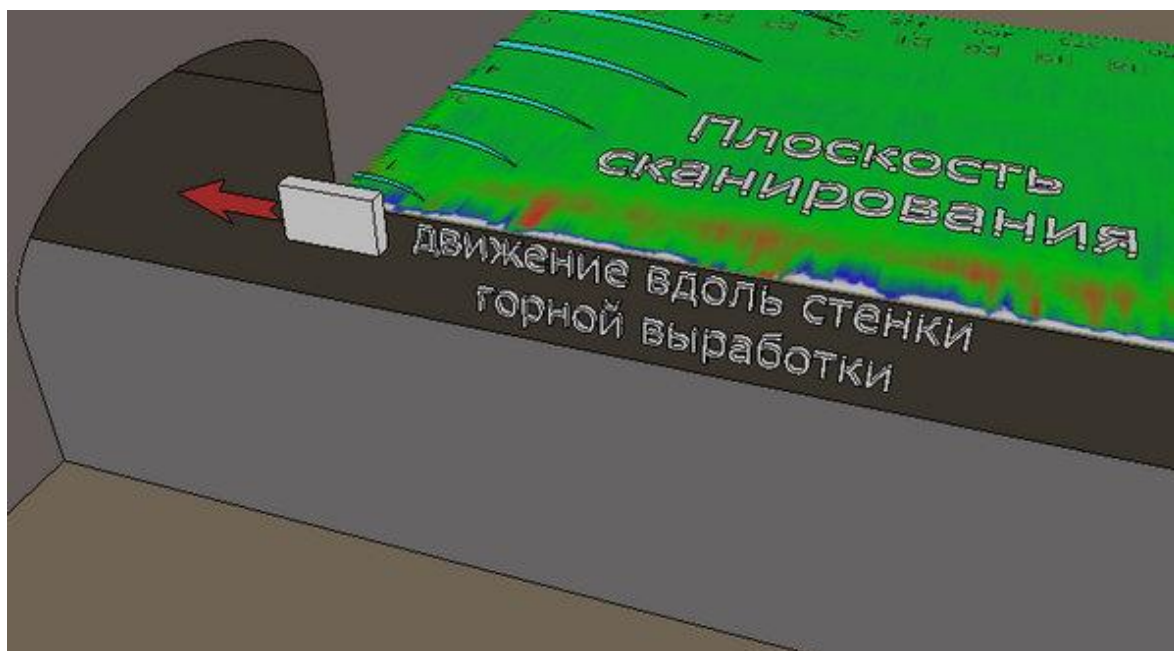


Рисунок 2.7 – Схема движения антенны вдоль выработки при сканировании

На рисунке 2.8 приведён фрагмент радиотомограммы, полученной при сканировании третьего орта на горизонте +288 м.

Характерной особенностью этих данных является заметная амплитудная неоднородность отражённых сигналов на глубине до 1 метра (значение глубины среднее приближённое). Согласно цветовой гамме синяя граница соответствует максимальному уровню сигнала прямого отражения от стенки выработки. Далее идёт область сигнала низкого уровня отражения, образованная красными пятнами, представляющая наибольший интерес [59].

В данных условиях породной однородности и незначительной влажности, исходя из особенностей распространения радиосигнала в плотной среде, можно сделать вывод, что подобная картина является результатом повышенной трещиноватости в краевой части выработки, вызвавшей изменение плотности пород, степени рассеивания и отражения сигнала. Возникновение трещиноватости объясняется влиянием буровзрывных работ и горного давления [59].

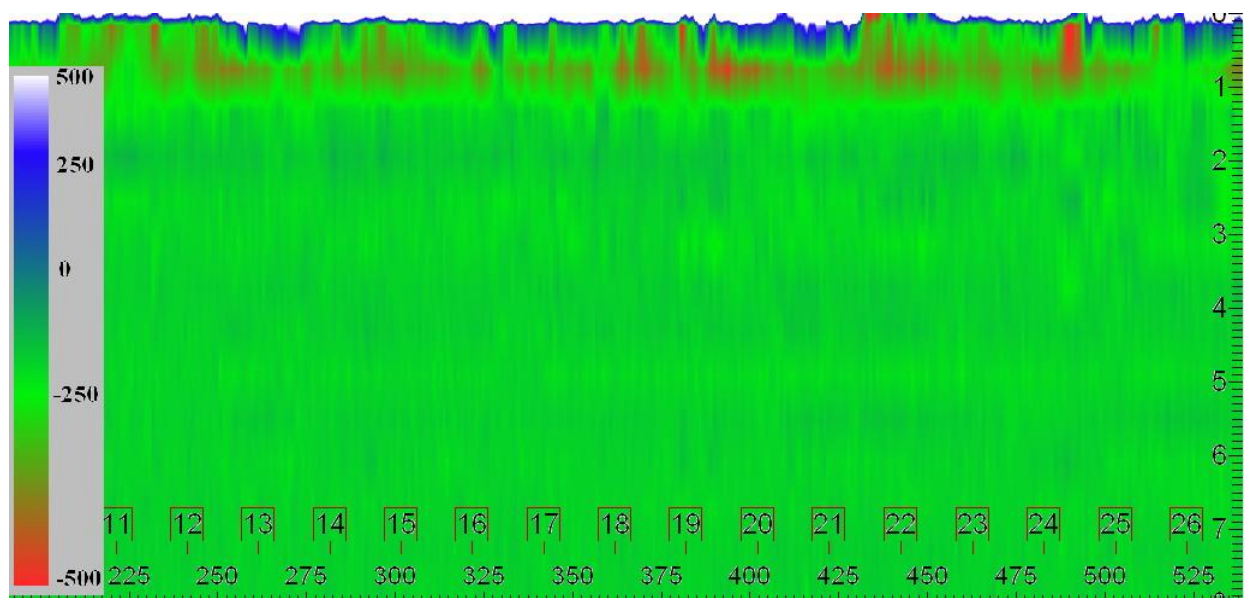


Рисунок 2.8 – Фрагмент радиотомограммы

Остальная часть радиотомограммы имеет зелёные тона и отражает породный массив с малой степенью неоднородности. Эту область можно принять за ноль при проведении относительных расчётов количественной характеристики трещиноватости.

Для количественной оценки трещиноватости предстоит провести серию контрольных измерений на участках с заведомо известными характеристиками. Это позволит решать актуальные задачи геофизики, не прибегая к механическому воздействию на массив [59].

2.4 Выводы по главе

В данной главе были рассмотрены основные понятия о трещинах, процессы возникновения трещин, влияния трещин на разрушение материала.

Наличие трещин в массиве в значительной мере уменьшают прочностные свойства горных пород. На устойчивость горных пород большое влияние оказывает макротрещины. Рост трещин происходит за счет действующей нагрузки, как со стороны кровли, так и с боков горной выработки.

Развития трещиноватости начинает проявляться вокруг контура выработки после ее обнажения и распространяется вглубь массива горных пород. Количественный рост трещин требует времени, но учитывая упругие свойства горных пород, надо брать во внимание и то, что сгущение трещин, которая ослабляет прочность, охватывают определенную область и трещины за пределами этой зоны не оказывают воздействия на устойчивость горных пород.

Проведенные исследования по сканированию конура выработки на руднике «Ушкатын-3» показывают, что сгущение трещин охватывают небольшую область, которая развивается вглубь массива ориентировочно на 1 м.

Для учета трещиноватости при определении зоны неупругих деформации вокруг техногенных обнажений методом граничных интегральных уравнений

необходимо ввести коэффициент трещиноватости для более корректного определения устойчивого состояния горных пород в приконтурной части массива.

Для выявления значения данного коэффициента необходимо провести натурные наблюдения за трещиноватостью горных пород на контуре выработки, и за ее контурной частью.

3 ЛАБОРАТОРНЫЕ И ШАХТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

3.1 Влияние трещин на прочность образцов

Известно, что наличие трещин в массиве горных пород приводит к снижению прочности горных пород. При определении зоны разрушения горных пород необходимо учитывать трещиноватость массива, которое наиболее существенно влияет на свойства массива горных пород.

Оценке влияния трещиноватости на прочностные и деформационные свойства скального массива посвящены работы Н. Бартона, З. Бенявского, Э.Г. Газиева, Р. Гудмана, Ч. Джегера, П.Д. Евдокимова, Д.Д. Сапегина, Т.Н. Кузнецова, К.В. Руппенейта, С.Б. Ухова, С.Н. Чернышёва, Д.С. Конюхов, О. Сабденбекулы.

Изучение прочностных и деформационных свойств трещин массива горных пород производится в лабораторных условиях. Испытывались образцы горных пород на сжатие, разрыв, сдвиг без трещин и с трещинами. Результаты испытаний показывают снижение прочности трещиноватых образцов в зависимости от типа и физико-механических свойств пород.

Варга А.А. [42] провел лабораторные исследования на образцах, изготовленных из керна. В зависимости от степени наличия трещины было выделено четыре типа разрушения образца:

- 1 - по монолитной породе,
- 2 - по системе трещина - монолит, т.е. с частичным участием трещины,
- 3 - по трещине,
- 4 - по нескольким трещинам.

Автором отмечается снижение прочности образца на сжатие, по сравнению с монолитной породой, для 2-го типа разрушения - в среднем на (20 - 40) %, а для 3-го и 4-го типов разрушения - на (60 - 90) % [43].

Испытание трещиноватых образцов в лабораторных условиях показывают значительное снижение прочности (в 2-3 раза).

В работах Оловянного А.Г. приводятся факторы снижения прочности трещиноватых горных пород. Для слабых и пластических пород снижение прочности достигает 30-70 %, для горных пород средней прочности и крепких 70-95 % [18].

Устойчивость породных обнажений пород кровли под влиянием трещиноватости снижается примерно на 40–50%, что указывает на необходимость детализации ее влияния. В ходе лабораторных исследований выявлено, что подавляющее большинство трещин в породах заполнено глинистыми и другими материалами. На поверхности трещин в алевролитах встречаются тонкие налеты глинистых и известковых веществ. Ширина трещин в породах достигает 0,008 м, хотя наиболее часто встречается менее 0,002 м [49].

Проведенный анализ результатов лабораторных исследований [49] показал, что главным образом прочность пород кровли зависит от вещественного состава, трещиноватости и других макро и микродефектов строения. За счет трещиноватости прочность пород кровли снижается в 3–15

раз. Породы слабые, с пределом прочности при прочности на сжатие 20–40 МПа, сильнотрещиноватые с расстоянием между трещинами от 0,3 до 0,5 м, устойчивы в течение 0,5–1,5 ч. Массивные трещиноватые породы с расстоянием между трещинами 0,6–1 м и пределом прочности на сжатие 40–50 МПа устойчивы 2–3,5 ч [49].

Автором было проведено исследование по испытанию образцов горных пород на прессе трехосного сжатия в Донецком научно-исследовательском институте горных процессов (ДНИИГП). Уникальность данного пресса заключается в получении графических и количественных результатов в реальном времени при проведении испытания. К прессу подключен компьютер, на котором отслеживается состояние образца (рисунок 3.1).

Лабораторные исследования проводились при поддержке сотрудника ДНИИГП к.т.н., старшего научного сотрудника Молодецкого А.А. и аспиранта кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» Донецкого национального технического университета Шестопалова И.Н.



Рисунок 3.1 – Пресс трехосного сжатия

Для проведения лабораторных исследований были отобраны образцы горных пород рудника «Ушкатын-3», а также было изготовлено 10 песчанно-цементных образцов при соотношении 2:1.

Вначале испытывали образцы горных пород более монолитные, которые имели меньшее количество дефектов (рисунок 3.2).



Рисунок 3.2 – Испытание образца без трещин

Для раскрытия микротрещин в образце они были испытаны на одноосное сжатие, вследствие чего были получены видимые трещины. Полученные образцы подвергались испытанию на трехосное сжатие (рисунок 3.3).



Рисунок 3.3 – Испытание трещиноватого образца на трехосное сжатие

Графическое отображение результатов испытания образцов горных пород без трещин представлены на рисунке 3.4. На рисунке видно, что разрушение

образца происходит через 680 секунд после начала нагружения при достижении значения давления 5,5 МПа. В данном случае, коэффициент структурного ослабления равен или близка 1.

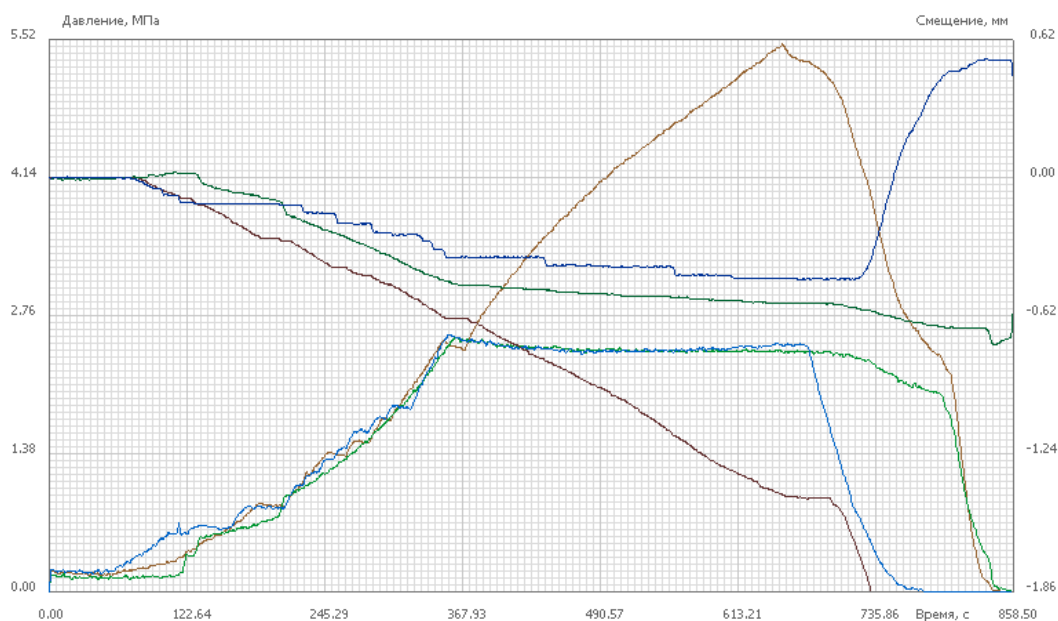


Рисунок 3.4 – Разрушение образца без трещин

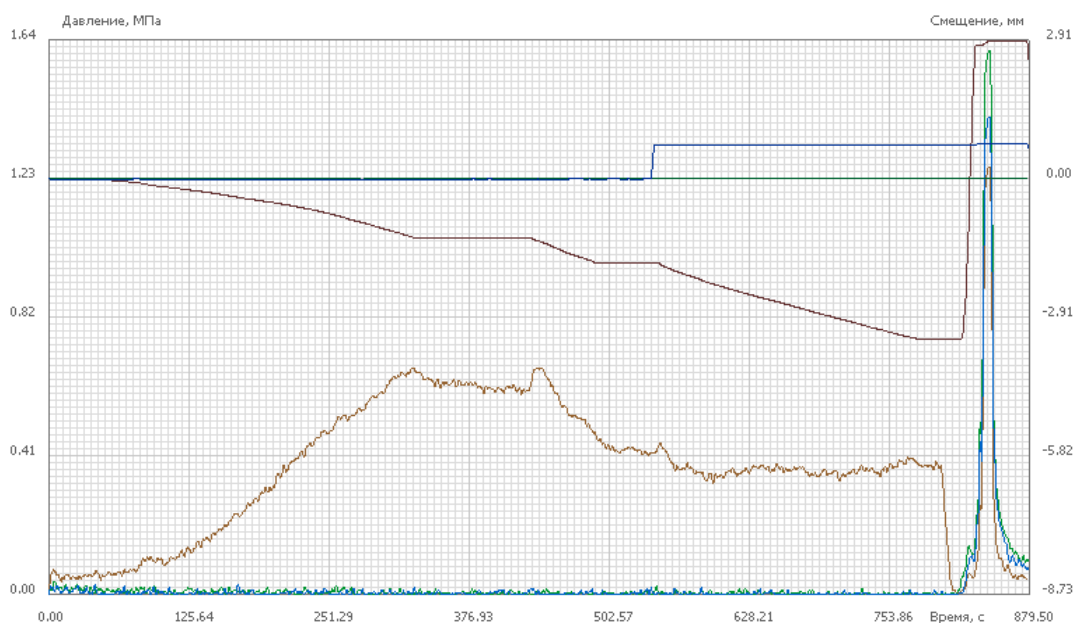


Рисунок 3.5 – Разрушение трещиноватого образца

На рисунке 3.5 приведен график разрушения трещиноватого образца. На образцах были видны около 4-5 существенных трещин. При таких имеющихся дефектах разрушение образца началась после 320 секунд при значении давления 0,7 МПа. Снижение прочности по сравнению с образцами без трещин составило около 60 % для образцов из горных пород. К такому же испытанию

подвергались и песчано-цементные образцы, которые снижают прочность до 80 %. В этом случае значение коэффициента ослабления составляет 0,4.

На рисунке 3.6 показаны результаты испытания сильнотрещиноватых образцов, на которых присутствовали более 5 трещин.

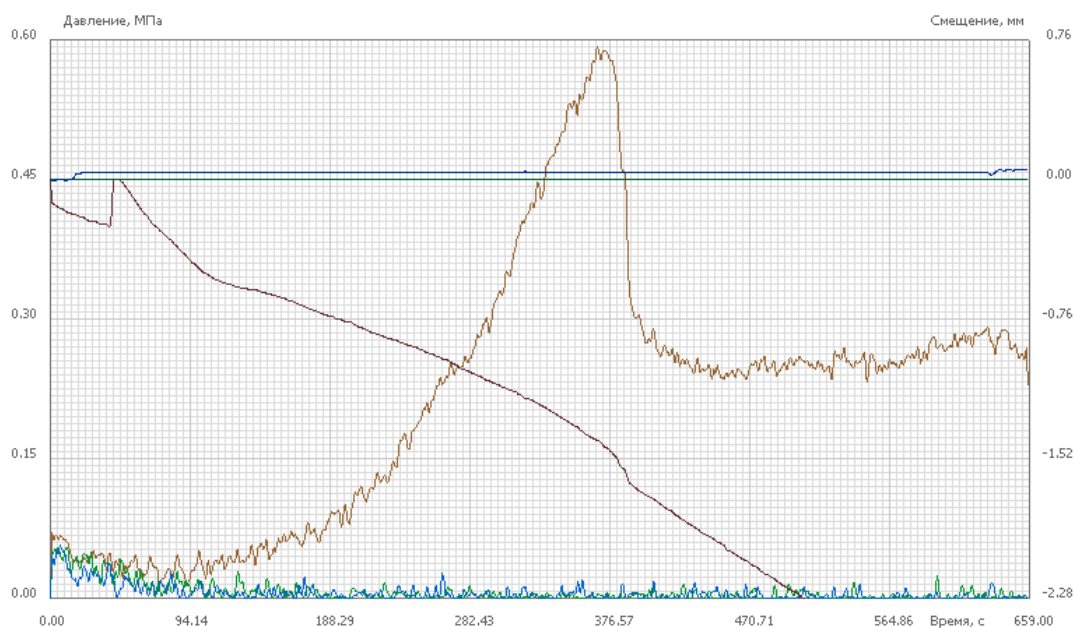


Рисунок 3.6 – Разрушение сильнотрещиноватого образца

На этих образцах разрушение произошло при достижении значения давления 0,6 МПа и после 350 секунд с момента начала нагружения. В этом случае, снижение прочности по сравнению с образцами без трещин достигает 70 %, а для песчано-цементных образцов до 90 %. В этом случае, коэффициент структурного ослабления равен 0,3.

Таким образом, на основании проведенных лабораторных исследований были получены следующие результаты:

- при испытании образца без трещин происходит зарождение микротрещин, которые с течением времени и увеличением нагрузки раскрываются. Дальнейшее увеличение нагрузки приводит к скоплению этих трещин, и разрушение происходит за счет разрыва поверхностей трещин и потери сцепления между поверхностями;

- при наличии в образце 3-5 трещин снижение прочности составляет 60 %;

- при наличии в образце более 5 трещин прочность снижается до 70 %;

- при обосновании параметров устойчивости техногенных обнажений необходимо учитывать трещиноватость горных пород в соответствии с полученными результатами лабораторных испытаний.

3.2 Наблюдение за смещениями приконтурного массива

Для раскрытия механизма деформационных процессов следует произвести ряд натуральных наблюдений. Наиболее явным и технологически приемлемым является измерение смещений породного контура в окрестности горных выработок.

Для получения объемной картины деформационных процессов протекающих в массиве вблизи очистных выработок следует установить ряд наблюдательных станций.

Наблюдательные станции представляют собой комплекс реперных отметок установленных в кровле, почве и боках выработки.

Учитывая крепость пород, были выбраны реперные станции, наносимые на поверхность исследуемого массива нестираемой износостойкой краской. Схема расположения реперов приведена на рисунке 3.7.

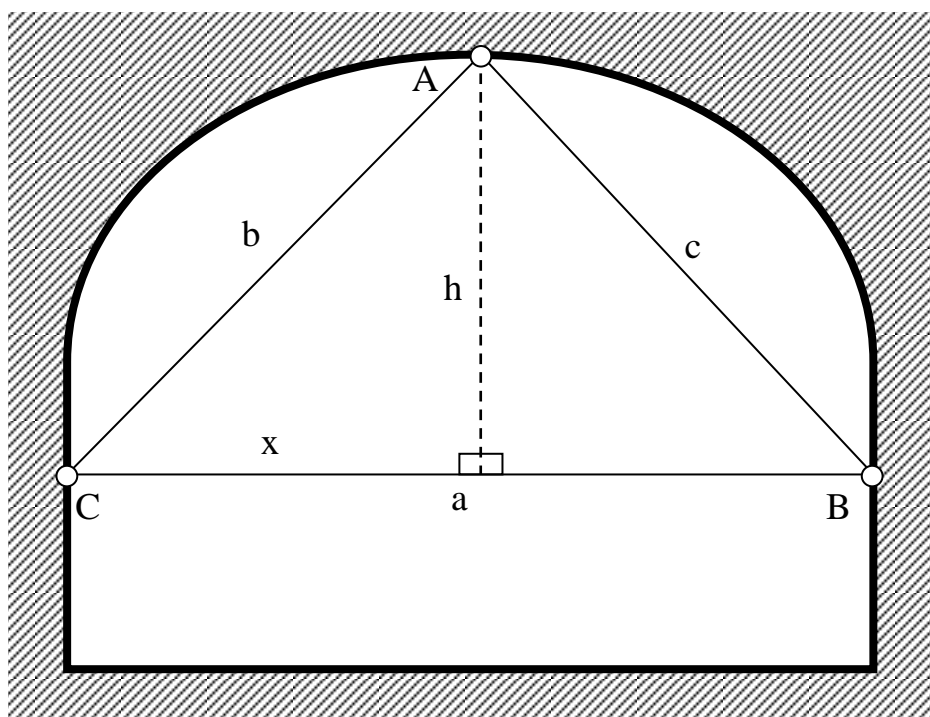


Рисунок 3.7 – Схема размещения реперов

Для определения относительных смещений через заданное расстояние по длине выработки в её сечении было зафиксировано положение трёх точек: одна в кровле – А и две в боках – В и С (рисунок 3.7). Выбор данной схемы обусловлен нецелесообразностью, а местами и невозможностью закрепления точек на дне выработки. Кроме того она позволяет определить как вертикальные смещения точки А относительно среднего уровня точек В и С, так и горизонтальные смещения двух последних [60].

В ходе наблюдений измеряются расстояния между точками – А, В, С. Изменение длины стороны, а говорит об относительных горизонтальных деформациях в стенках выработки.

Однако для получения средней высоты h точки А относительно В и С необходимо выполнить ряд математических операций, так как непосредственного её измерения не происходит.

Внимательно изучив схему на рисунке 1 видно, что треугольник со сторонами a , b , c состоит из двух прямоугольных треугольников: левого, имеющего стороны b , h , x и правого со сторонами c , h , $a-x$ [60].

Расписав теорему Пифагора для каждого из них, получим систему уравнений с двумя неизвестными:

$$\begin{cases} b^2 = h^2 + x^2 \\ c^2 = h^2 + (a - x)^2 \end{cases}$$

Где x из первого уравнения выражается следующим образом:

$$x = \sqrt{b^2 - h^2}$$

А подставив его во второе, получим:

$$c^2 = h^2 + \left(a - \sqrt{b^2 - h^2}\right)^2$$

Далее расписывается квадрат разности и производится сокращение.

$$c^2 = h^2 + a^2 - 2a\sqrt{b^2 - h^2} + b^2 - h^2$$

Небольшое преобразование приводит к следующему результату:

$$\sqrt{b^2 - h^2} = \frac{a^2 + b^2 - c^2}{2a}$$

И в итоге получаем конечную формулу для h :

$$h = \sqrt{b^2 - \left(\frac{a^2 + b^2 - c^2}{2a}\right)^2}$$

На основе данной формулы проводились вычисления по определению относительной высоты точки А.

Измерения осуществляются лазерной рулеткой Leica Disto D2 (рисунок 3.8), позволяющей снизить погрешность получаемых результатов до минимума. Техническая характеристика рулетки приведена в таблице 3.1



Рисунок 3.8 – Leica Disto D2

Таблица 3.1 – Характеристики Leica Disto D2

Название характеристики	Значение
Точность измерений	± 1,5 мм
Диапазон	0,05 – 60 м
Расстояние (м)	10, 50, 100 м
Диаметра лазерного пятна (мм)	6, 30, 60 мм
Измерение площади и объема	+
Таймер задержки	+
Минимальное/максимальное измерения	+
Непрерывные измерения	+
Сложение/вычитание	+
Вызов последних значений	10
Подсветка дисплея	+
Позиционная скоба	в ручную
Количество измерений на 1 комплект батарей	до 5000
Батареи	тип AAA 2x1,5V
Влагозащищенность/пылезащищенность	IP54
Размеры	111 x 42 x 23 мм
Вес с батареями	90 г

Подсветка дисплея и небольшие размеры делают данную модель лазерной рулетки весьма удобным инструментом для линейных измерений в подземных выработках.

Измерения в выработках проводились согласно схеме, приведённой на рисунке 3.7, при этом измерялись длины a , b и c , а также вычислялись относительные высоты h точки A для каждого сечения.

При производстве натуральных наблюдений за смещениями приконтурного массива горных выработок немаловажным является выбор места заложения наблюдательных станций. В связи с этим при выборе места заложения наблюдательных станций должны быть учтены следующее:

- станции должны быть заложены во всех аномальных участках горной выработки, в нашем случае аномальными участками можно назвать участки с геологическими нарушениями, с не соответствующими проекту размерами выработок, обводненными и т.д.;

- основная масса наблюдательных станций должны быть установлены на характерных для этой выработки участках (участки с выдержанными проектными размерами выработки, нормальными геологическими условиями);

- реперы должны размещаться удобно для последующего снятия показателей конвергенции кровли и боков.

Основным объектом изучения смещений приконтурного массива пород является транспортный штрек горизонта +192 м, пройденный в нижнем подэтаже отрабатываемых блоков по 4 и 6 рудным телам.

Система разработки восходящими слоями с магазинированием руды была подробно рассмотрена в работах [60].

Система восходящими слоями с магазинированием руды с применением самоходной техники предназначена для разработки крутопадающих жильных месторождений мощность 3 и более метров. Предлагаемая система разработки может быть использована при крепких и устойчивых породах.

Наблюдение за смещениями горных пород в приконтурной части массива на горизонте +192 м проходило в течение 1,5 лет.

Результаты замеров смещений контура выработок приведены в таблице 3.2 и 3.3.

Таблица 3.2 – Данные по транспортному штраку

№ сечения	Длина a , м	Длина b , м	Длина c , м	Относительная высота h , м
1	4.454	3.517	3.288	2.569
2	4.132	3.916	1.511	1.430
3	4.842	3.077	2.880	1.734
4	4.060	2.292	2.700	1.445
5	4.910	2.808	3.184	1.712
6	4.484	2.833	2.783	1.691
7	4.014	2.561	2.423	1.476

На контуре данной горной выработке таковых смещений не наблюдалось.

Наблюдение проводилось также и в других выработках. На горизонте +192 м мониторинг за смещениями породного контура проводилось в транспортном штреке.

Таблица 3.3 – Данные по вентиляционному штреку

№ сечения	Длина a, м	Длина b, м	Длина c, м	Относительная высота h, м
1	5.090	3.428	3.249	2.159
2	4.541	3.244	3.148	2.249
3	4.294	2.870	3.512	2.334
4	3.971	3.059	2.908	2.225
5	3.780	2.564	2.551	1.723
6	3.375	2.552	2.487	1.871
7	3.952	2.972	2.831	2.123
8	4.223	2.736	2.845	1.824
9	5.270	3.317	3.457	2.127
10	5.103	3.254	3.189	1.967
11	4.691	2.620	3.032	1.570
12	4.917	3.044	3.272	1.980
13	7.734	4.360	4.565	2.226
14	6.311	3.895	3.765	2.170
15	4.777	3.171	3.185	2.096
16	5.104	2.908	3.103	1.586

При отработке полезных ископаемых на бортах карьера над выработками горизонта +192 м буровзрывным способом влияние взрыва вызывает рост имеющихся трещин на контуре техногенных обнажений. С истечением времени после обнажения контура выработки происходит отслоения пород со стороны кровли. Был установлен анкер в сочетании с сеткой рабица для сшивания пород кровли. Однако, отслоения пород продолжало иметь место. В некоторых участках выработки четверть длины анкера выступает в сторону выработки (рисунок 3.9) и происходит разрыв сетки.

Такие же явления происходит и в боках выработки. На рисунке 3.10 показано отслоение пород боков выработки. За счет отслоения происходит новый контур обнажения горных пород, а между этими поверхностями образовалась пустота, которая в свою очередь сформировалась из-за роста трещин по контактам.

Деформация произошла за счет отдаления стенок трещин относительно друг друга. И часть горной массы держится на более устойчивых участках массива горных пород. С увеличением величины нагрузки растет и площадь поверхности контакта стенок трещин. В данном случае рост деформации происходит за счет преобладания в массиве растягивающих напряжений. Проявления такой пустоты это результат разгрузки. Если в массиве происходит

релаксация горных пород, то в первую очередь происходит расширение существующих трещин. Разрушение связи между поверхностями осуществляется при совпадении направления действия нагрузки с поверхностью ослабления [26].



Рисунок 3.9 – Отслоение пород кровли выработки



Рисунок 3.10 – Отслоение пород боков выработки

Таким образом, на основании проведенных наблюдений за смещениями приконтурной части массива горных выработок рудника Ушкатын-3 можно сделать следующие выводы:

- при существующей прочности горных пород и глубине отработки таковых смещений нет;
- на контуре выработки, проходимой по рудному телу 4 горизонта +192 м происходит отслаивание горных пород в прибортовой части карьера, т.е. в десяти метрах от устья штольни (портала);
- с уходом вглубь массива, где отсутствует, влияние открытых работ на подземные отслоения пород в приконтурной части выработки не наблюдаются;
- большая интенсивность трещин на контуре выработки в прибортовой части карьера является следствием развития существующих (естественных) трещин под влиянием массовых взрывов на карьере.

Влияние трещиноватости на устойчивость массива горных пород при подземной отработке рудных тел стало значительным фактором, так как трещиноватость горных пород способствует снижению прочности горного массива.

3.3 Методика натурных наблюдений

Натурные наблюдения являются одним из важных способов исследования геомеханических процессов, происходящих в массиве горных пород, так как без проведения таких мероприятий невозможно выявить основные определяющие факторы рассматриваемого вопроса и правильно поставить задачи для аналитических исследований и моделирования.

Для определения особенностей поведения массива в приконтурной части горных выработок были использованы следующие методы исследования в натурных условиях: визуальные наблюдения за развитием трещин, инструментальные замеры на наблюдательных точках с помощью горного транспорта и электронной рулетки.

Визуальными наблюдениями рассматривалось состояние трещиноватости и степени нарушенности приконтурного массива пород вблизи выработок.

Изучение характера развития трещин в горных породах проводилось с помощью инструментальных замеров на наблюдательных участках. Данные наблюдений позволяют получить наиболее достоверную и полную информацию о трещиноватости горных пород в приконтурной части массива, поведении пород вмещающих выработку, установить основные закономерности ослабления массива горных пород.

Наблюдение за трещиноватостью массива горных пород проводилось в горных выработках горизонта +192 м.

Глубина расположения горных выработок, в которых проводились натурные наблюдения, составляет 150 м. На горных выработках, горизонта +192 м были установлены 9 наблюдательных участков (рисунок 3.11 и 3.12). На каждом наблюдательном участке выделялся фрагмент поверхности выработки размерами 1 x 1 м.

На первом этапе наблюдения были сняты данные о трещине на рассматриваемых участках. К числу данных входили: количество трещин на выделенном фрагменте, их ориентировка, угол наклона, протяженность, расстояние между ними и величина раскрытия трещин.

Дальнейшие этапы наблюдения заключаются в определении интенсивности развития трещин в приконтурной части массива горных пород.



Рисунок 3.11 – Наблюдательный участок №2



Рисунок 3.12 – Наблюдательный участок №8

Замеры трещин производились ежемесячно, на протяжении 1 года. Результаты съемок приведены в таблице 3.4.

Таблица 3.4 – Результаты съемок трещиноватости массива

№ Наблюдательного участка	Количество трещин на участке	Среднее расстояние между трещинами, см	Угол наклона трещин, град	Раскрытие трещин, мм
1	6	15	82	0,5
2	4	25	83	0,3
3	3	35	85	0,5
4	4	25	70	0,3
5	2	45	87	0,2
6	3	32	80	0,2
7	4	25	70	0,3
8	6	15	82	0,5
9	6	15	78	0,3

На рудных месторождениях трещиноватость горных пород оценивают по показателю интенсивной трещиноватости, т.е. числу трещин, приходящихся на 1 м длины. Интенсивность трещиноватости определялась с помощью измерительных инструментов и визуально [46].

Снижение прочности горных породы в массиве вызванное трещиноватостью оценивается коэффициентом структурного ослабления K_c , равным отношению сцепления отдельного куска руды (породы) при отрыве от массива к сцеплению ее в образце (куске). Сцепление по трещинам и тектоническим нарушениям в изверженных и метаморфических породах обычно составляет 0,05 – 0,1 МПа. Сцепление отдельностей, образуемых трещинами и ослаблениями, из-за неровностей и изменения направления последних может быть и более значительным [47].

Классификация руды и породы по степени трещиноватости приведена в таблице 3.5 [47]:

Таблица 3.5 – Классификация руды и породы по степени трещиноватости

Степень нарушенности	Количество трещин на 1 м длины	Коэффициент структурного ослабления K_c
Чрезвычайно трещиноватые	> 10	0,01 – 0,065
Сильнотрещиноватые	2 – 10	0,05 – 0,15
Среднетрещиноватые	1 – 2	0,15 – 0,5
Малотрещиноватые	0,65 – 1	0,5 – 0,9
Монолитные	<0,65	0,8 – 0,98

Для массивов пород с резко выраженными поверхностями ослабления (трещиноватость) прогноз устойчивости пород может производиться по условным зонам нарушения сплошности (методика Изаксона В.Ю., таблица 3.6) [48].

Таблица 3.6 – Категория устойчивости пород по числу разрушений контактов и размеров УЗНС

Категория устойчивости	Число разрушений контактов	Размер УЗНС для отдельности	Категория устойчивости	Число разрушений контактов	Размер УЗНС для отдельности
1	0	<0,2	4	3-6	1-1,6
2	1	0,2-0,4	5	6	>1,6
3	2-3	0,4-1			

По данным методике ВНИМИ, при косвенной оценке структурных ослаблений массива пород значение коэффициента R_c можно определить по показателю дизъюнктивной нарушенности массива в районе размещения выработки (таблица 3.7) [48].

Таблица 3.7 – Показатель нарушенности массива по расстоянию между плоскостями ослабления

Породы массива	Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м	Коэффициент R_c
Практически монолитные	>1,5	0,9
Мало трещиноватые	1-1,5	0,8
Средне трещиноватые	0,5-1	0,6
Трещиноватые	0,1-0,5	0,4
Весьма трещиноватые	<0,1	0,2

Если свести полученные результаты съемки естественной трещиноватости по показателям таблицы 3.5 и 3.6 для определения коэффициента ослабления массива, то эти значения даже на одном наблюдательном участке колеблется в различных диапазонах (таблица 3.8) [47, 48]. Например, для наблюдательного участка №1 коэффициент ослабления по числу трещин на 1 м составляет 0,1, а по среднему расстоянию между трещинами составляет 0,225. Хотя участок исследования один и тот же и породы одинаковы, но результат по этим методикам получается разным. Такие расхождения получились и для остальных участков исследования.

Таблица 3.8 – Определение коэффициента ослабления

№ наблюдательной точки	Количество трещин на участке	$K_{осл}$ по таблице 3.5	Среднее расстояние между трещинами, м	$K_{осл}$ по таблице 3.7
1	6	0,1	0,15	0,225
2	4	0,126	0,25	0,275
3	3	0,137	0,35	0,325
4	4	0,126	0,25	0,275
5	2	0,15	0,45	0,375
6	3	0,137	0,32	0,31
7	4	0,126	0,25	0,275
8	6	0,1	0,15	0,225
9	6	0,1	0,15	0,225

С целью более корректного определения коэффициента ослабления для условий рудника «Ушкатын-3» необходимо определить развитие трещин вглубь массива за контуром выработки.

Исследование зоны трещиноватости горных пород вглубь массива проводилось геофизическим методом на основе цифровой радиотомографии (геосканирование) с использованием геотомографа (георадара), которое позволяет проводить работы, не оказывая на массив механическое воздействие.

В основе геофизического исследования породного массива лежит получение достоверных качественных и количественных данных о слагающих его породах. В ряде случаев обычные методы разведки и изучения, такие как бурение скважин или шпуров, не целесообразны или не возможны. Кроме того, они ведут к нарушению сплошности массива, что часто недопустимо, особенно в подземных горных выработках опасных по горным ударом. Также предоставляя для изучения образцы разрушенной породы, они не позволяют в должной мере судить о структурных особенностях залегания, трещиноватости и состоянии горных пород в массиве [50].

Геотомограф (георадар) представляет собой сложное электронное оборудование, излучающее и принимающее радиосигналы с цифровой системой управления, регистрации и обработки получаемых данных.

Принцип работы геотомографа и особенности геомеханического исследования массива посредством радиозондирования приведены во второй главе в пункте 2.3.

3.4 Определение зоны трещиноватости с помощью геотомографа

В горных выработках горизонта +192 м в районе расположения наблюдательных точках, где была снята естественная трещиноватость горных пород, проводилось сканирование массива с помощью геотомографа.

Карта проведения сканирования массива показана на рисунке 3.13.

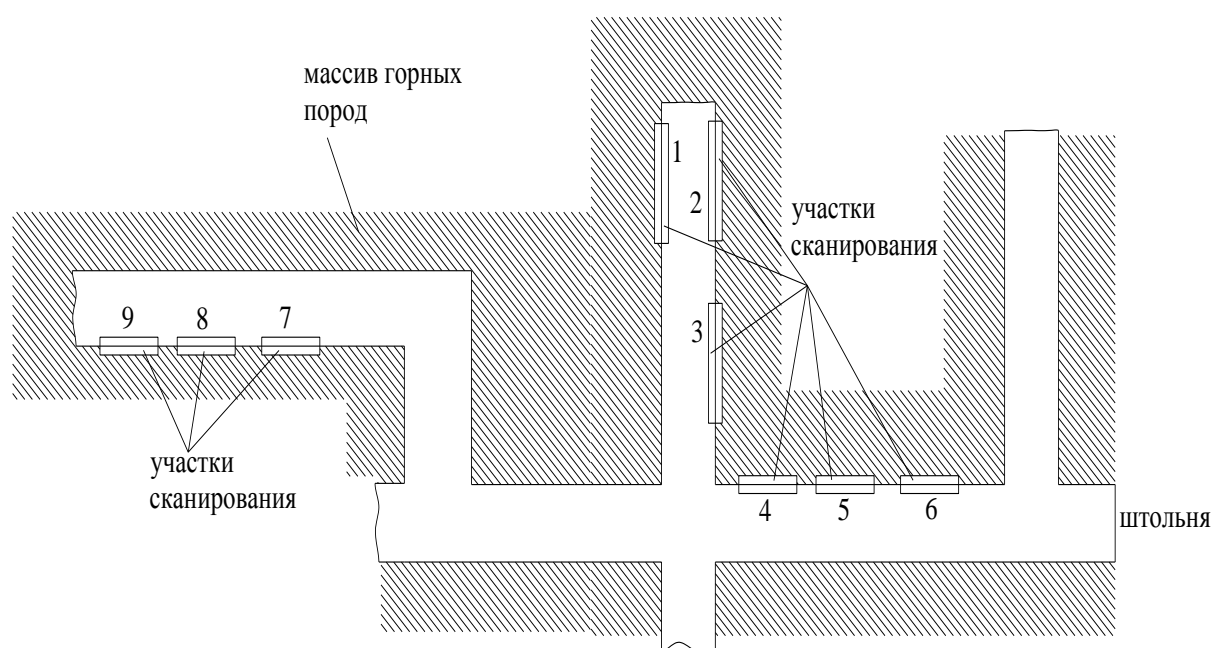


Рисунок 3.13 – Участки сканирования на горизонте +192 м

Анализ, фильтрация, обработка сигналов и помех геолокации.

Геотомографическое сканирование, как и любой другой способ получения данных, предоставляет информацию лишь об отдельных аспектах изучаемых объектов. Кроме того на степень достоверности получаемых данных влияет как технологическая, так и физическая сторона процесса сканирования. К технологической стороне можно отнести точность позиционирования, интервал округления, разрешающая способность и т.д., то есть те погрешности, которые зависят от качества и характеристик оборудования. Но физика этого явления вносит, дополнительные, куда более существенные погрешности – помехи, зависящие не от конструкции оборудования, а от физических явлений, происходящих при сканировании [50].

Среди помех, связанных с радиофизической природой геотомографии стоит выделить такие как белый шум, звон антенны и сферическое расхождение.

Белый шум представляет собой беспорядочные потоки электромагнитной энергии различной амплитуды и частоты, пронизывающие окружающее пространство. Основными его источниками можно считать космические тела, атмосферные явления, телекоммуникационные системы, излучения промышленного оборудования [50].

Звон антенны (или ревибрация) происходит при многократном отражении радиосигнала от стенок экранированного антенного блока, или близко расположенного сильно отражающего объекта (рисунок 3.14). Так как сигнал ревибрации будет постоянно проходить одно и тоже расстояние, то помеха в данном случае будет иметь вид затухающих периодических сигналов [50].

Накладываясь на трассу сигнала, она может существенно снизить качество получаемой информации. Для фильтрации этой помехи требуется в трассе сигнала отыскать модулирующую частоту с постоянным затуханием и исключить её из трассы. Подобную функцию нецелесообразно вносить в микропрограмму контроллера управления георадара, потому она реализована в сопутствующем программном обеспечении RadExplorer, запускаемом на персональном компьютере по команде «удаление звона антенны» [50].

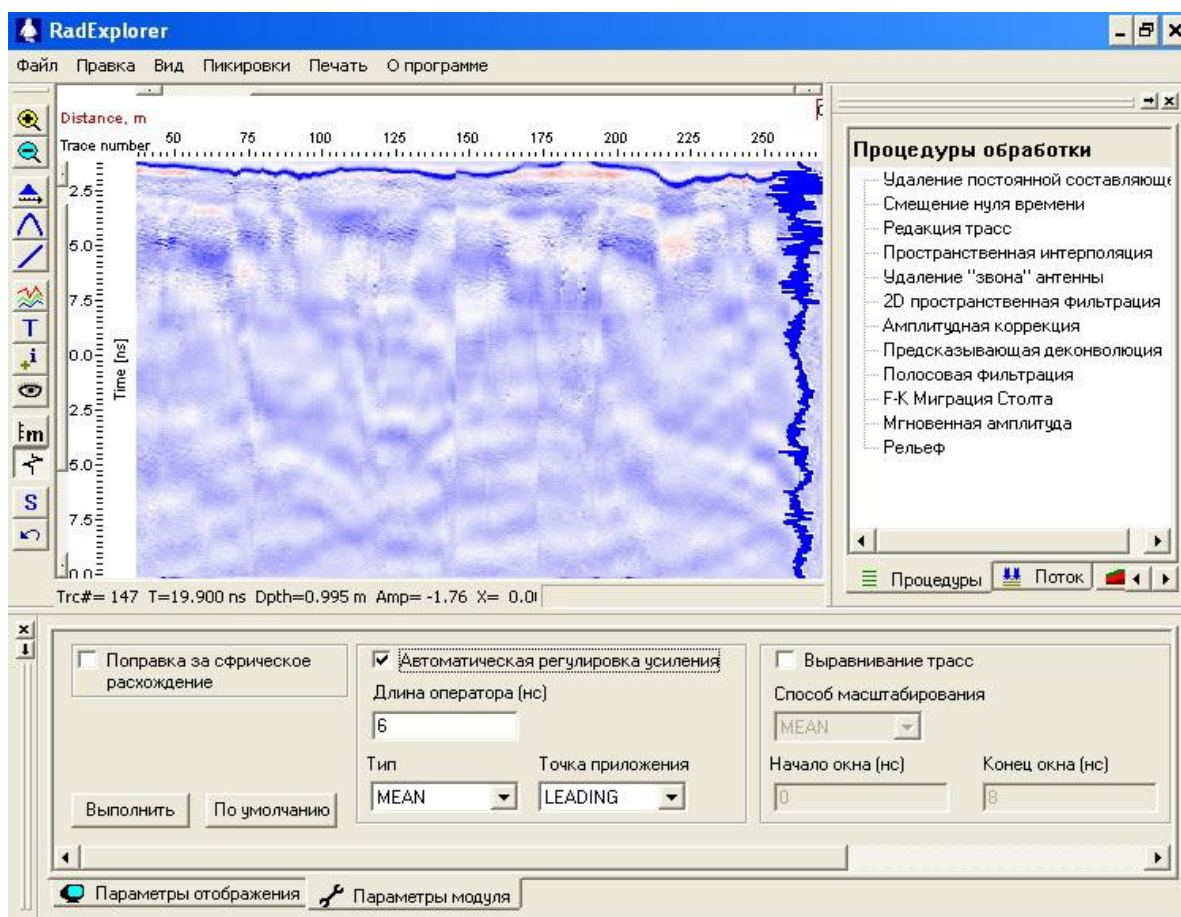


Рисунок 3.14 – Интерфейс программы RadExplorer.

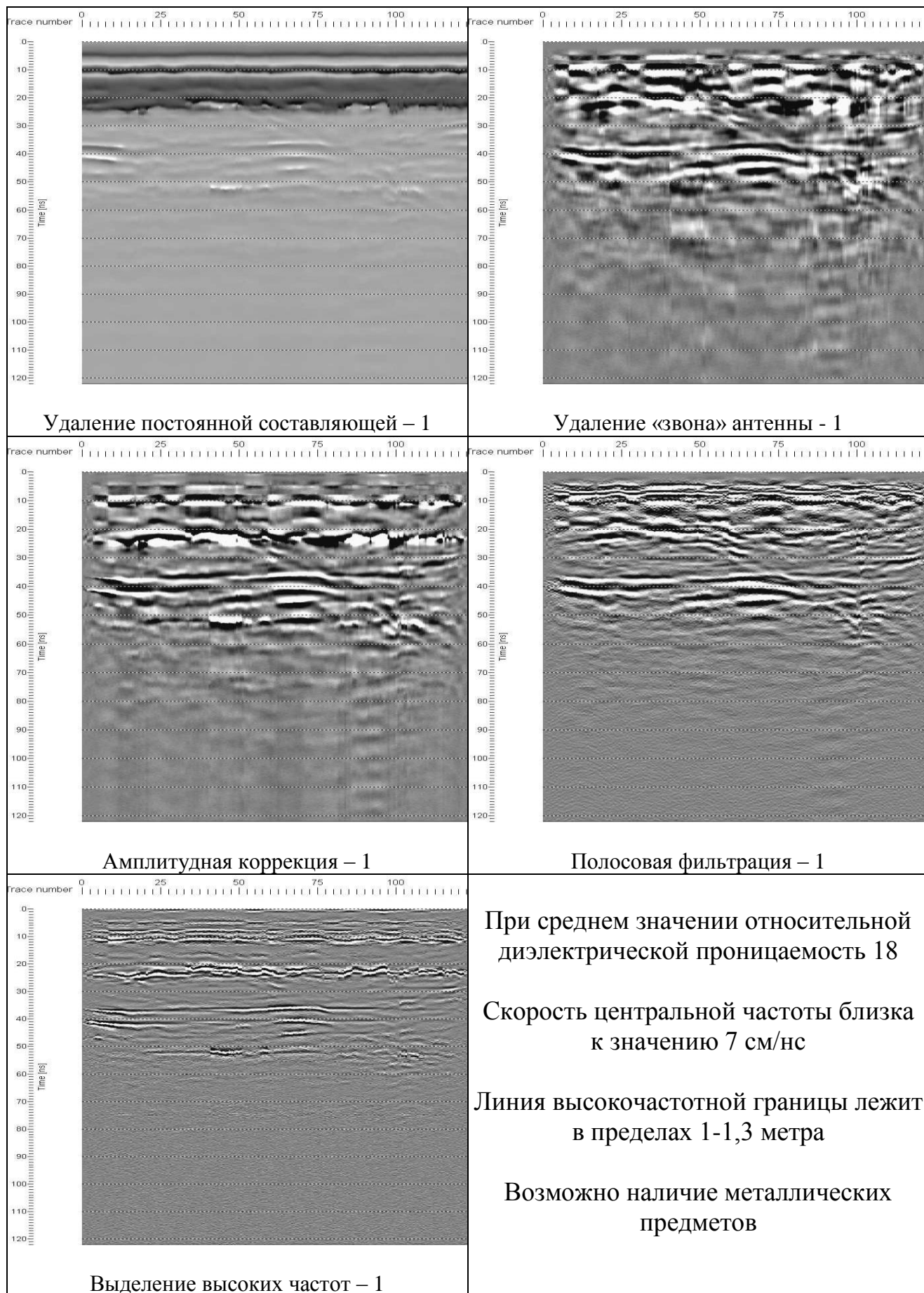
Сферическое расхождение это естественный эффект при распространении радиоволн, характеризующий сферическое расширение фронта сигнала ненаправленной антенны. Сигнал экранированной антенны устремлён вглубь исследуемой среды и при распространении его фронт близок по форме к сегменту сектора. При этом один и тот же объект, расположенный в глубине породного массива подсекается с различных точек положения антенного блока, и соответственно фиксируется на различных сигнальных трассах с постепенным увеличением времени задержки при удалении от нормали объект-поверхность. Данное явление объясняет причину представления точечных объектов на томограмме в виде перевёрнутых парабол. Таким образом, можно сказать, что на каждой трассе сигнала присутствует информация с соседних трас, что не вполне приемлемо при линейной обработке результатов. Для корректировки георадарных данных в этой ситуации необходимо вернуть

информацию о каждой точке трассы на своё место. При этом информация о сигнале собирается с крыльев параболы и концентрируется в её вершине. Такой процесс требует значительно больших системных ресурсов, чем описанные выше, и также реализован в программе RadExplorer, находясь в функции «поправка за сферическое расхождение» [50].

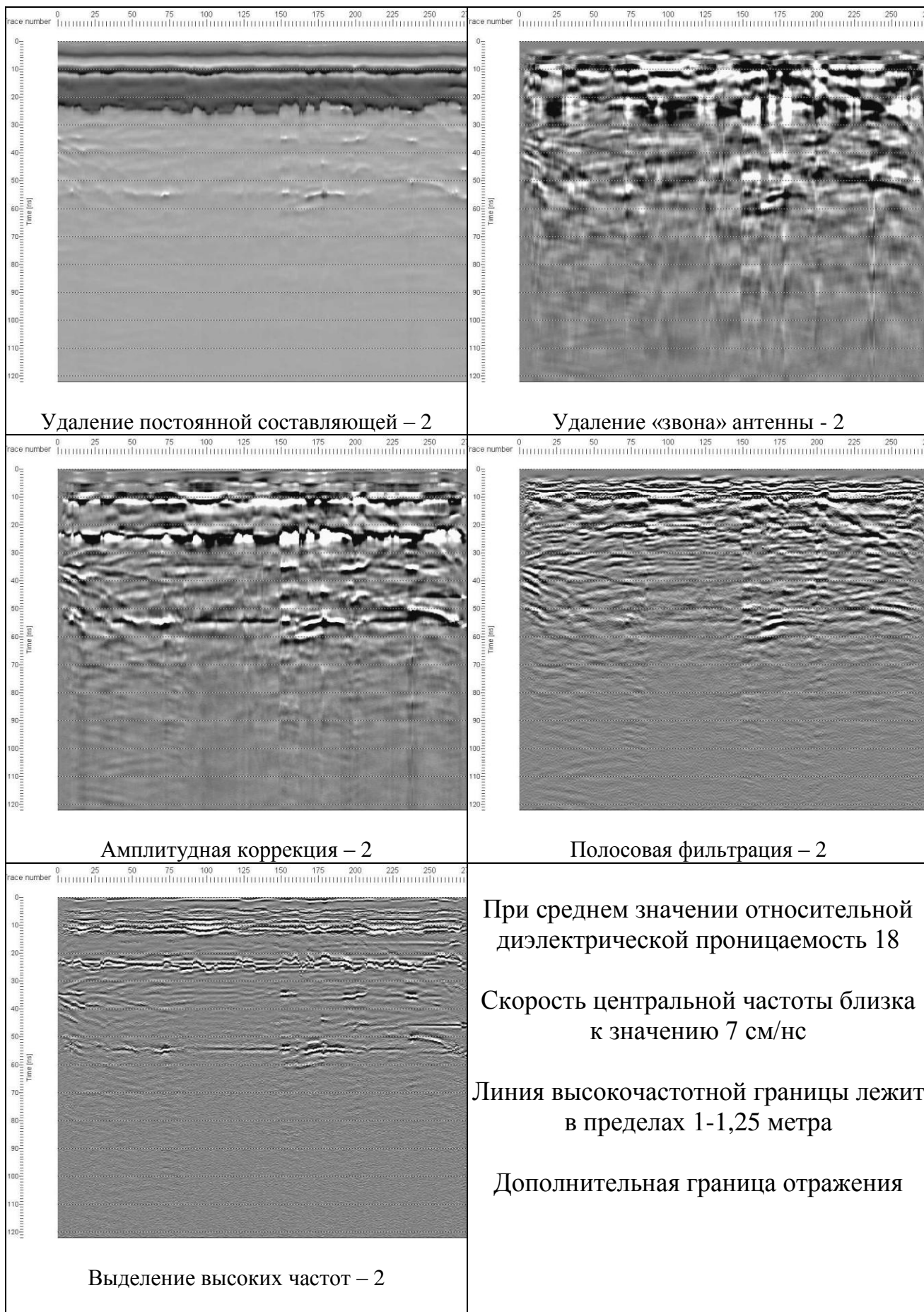
Полученные результаты исследования трещиноватости массива приведены ниже согласно номерам (1 - 9) исследуемых участков. На данных участках сканирования встречаются несколько типов горных пород. При обработке результатов сканирования была принята среднее значение относительной диэлектрической проницаемости, для горных пород – 18.

Скорость частоты сканирования была близка к значению 7 см/нс.

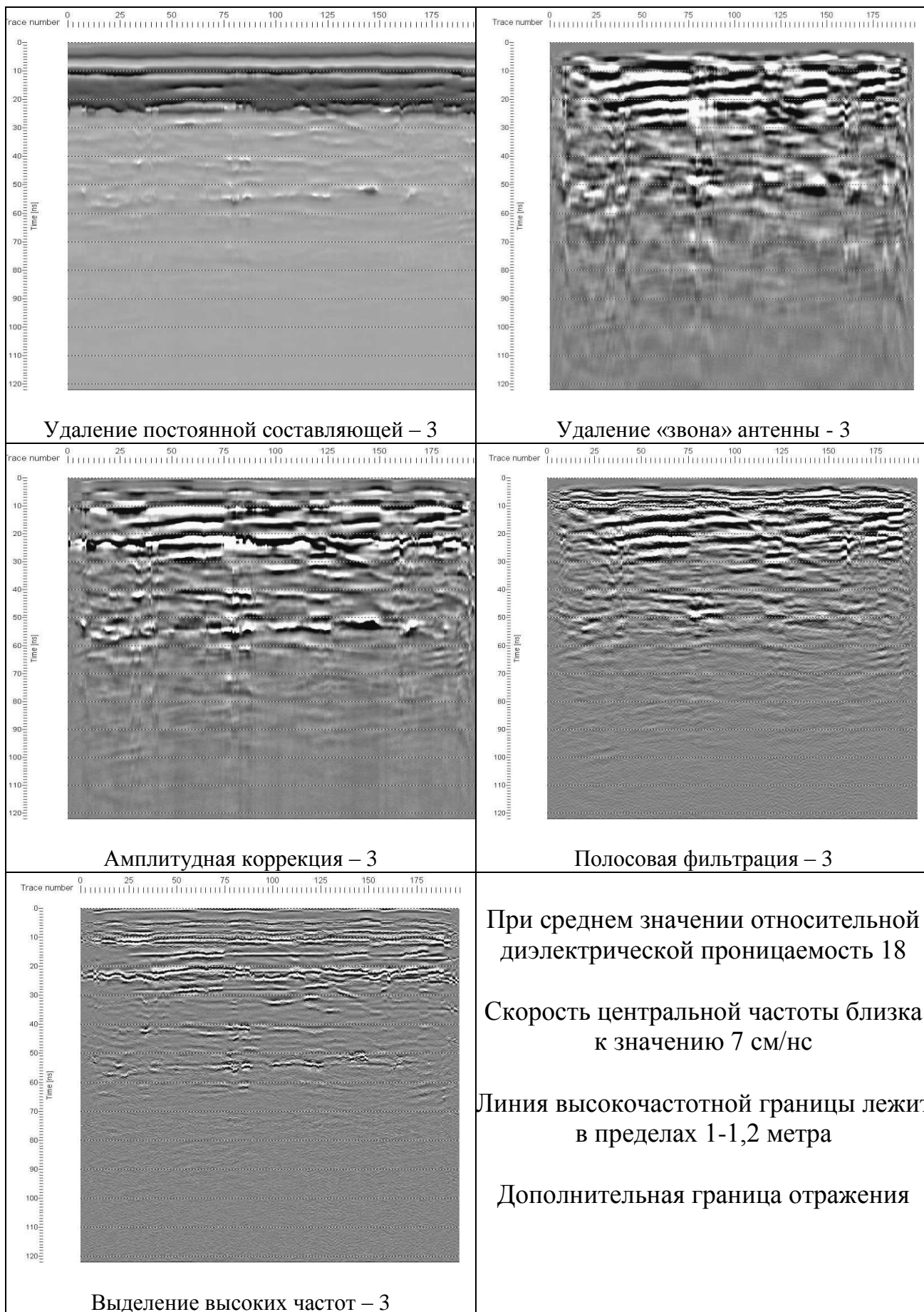
Обработка геотомографических данных по профилю линии 1



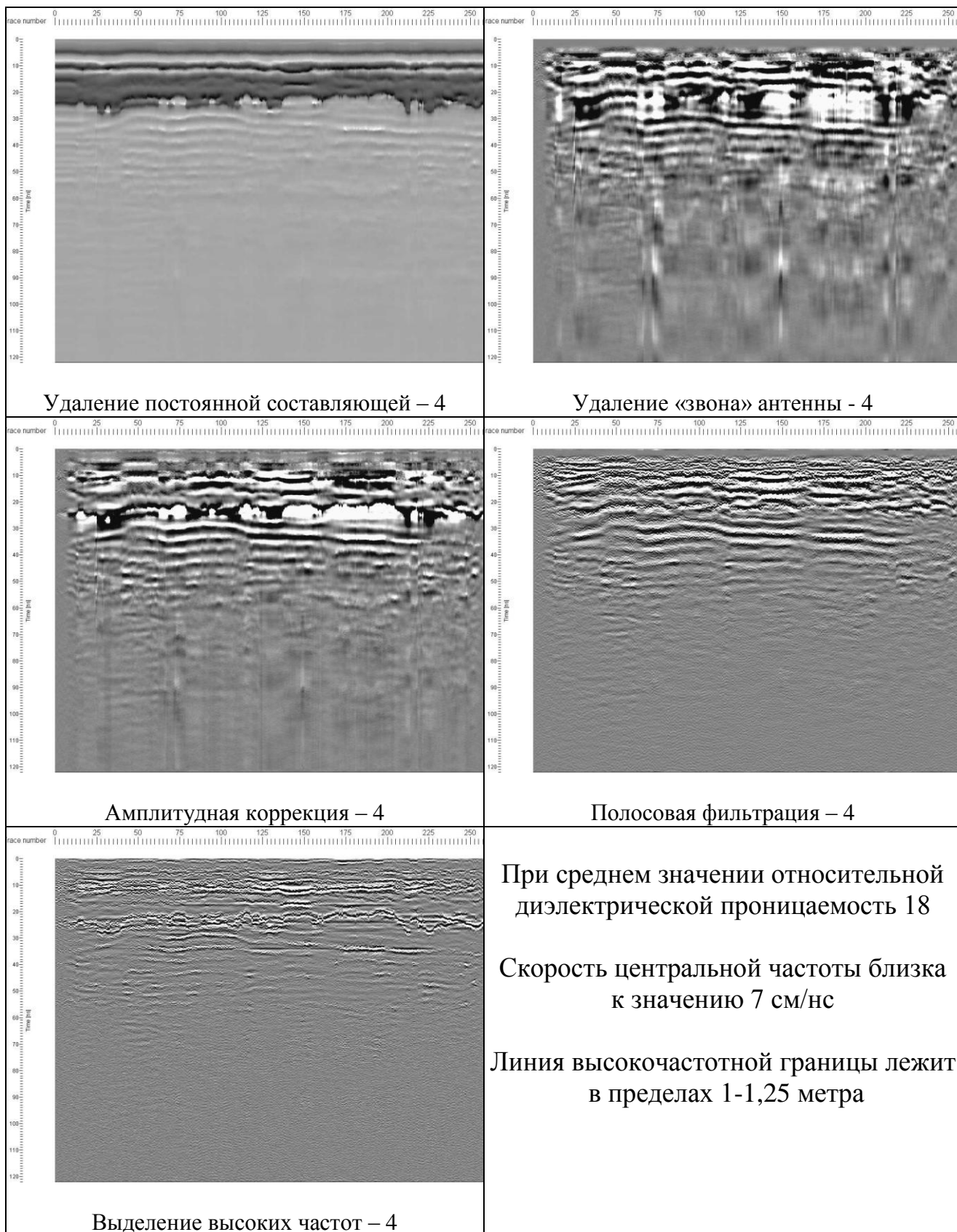
Обработка геотомографических данных по профилю линии 2



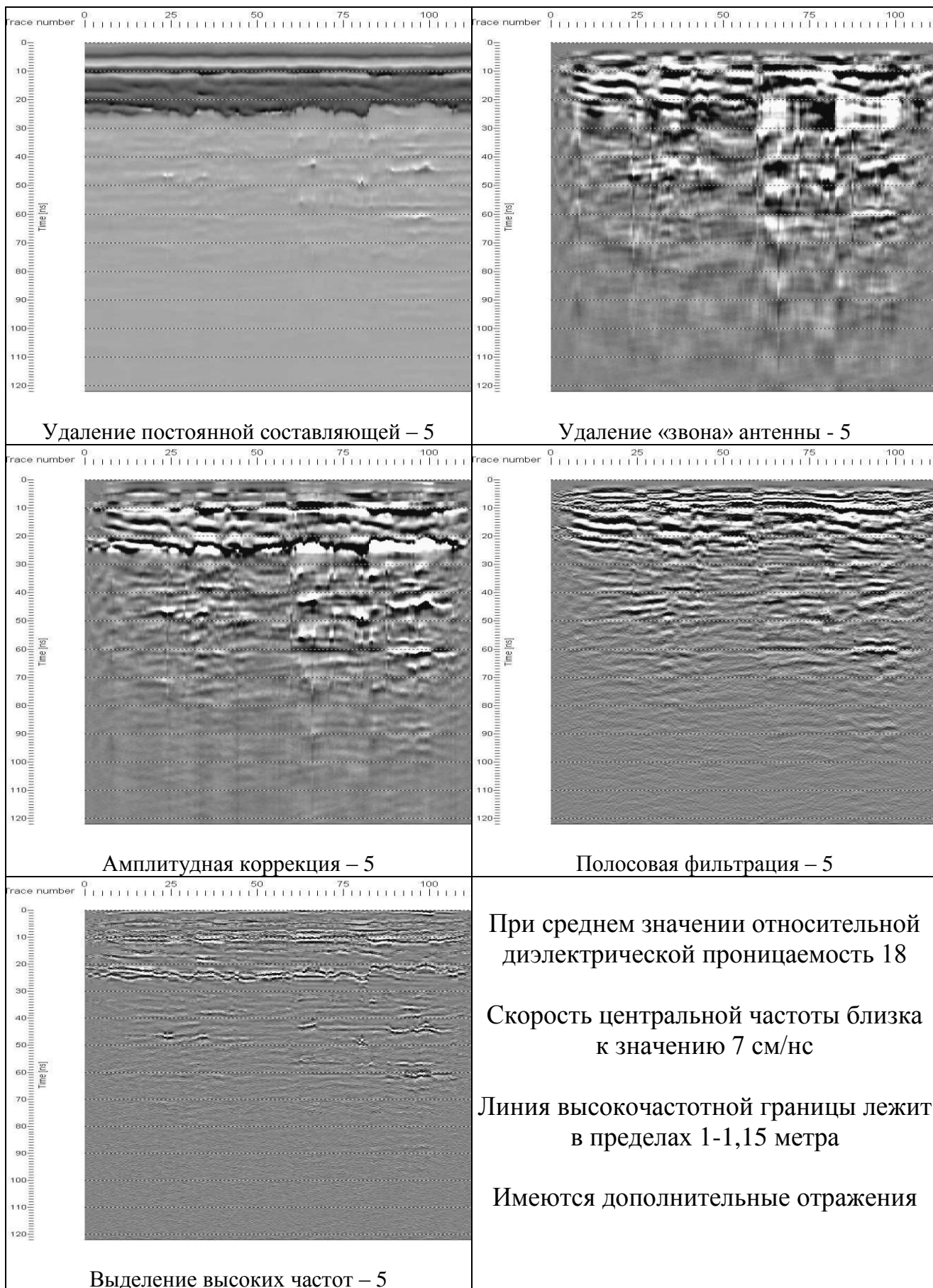
Обработка геотомографических данных по профилю линии 3



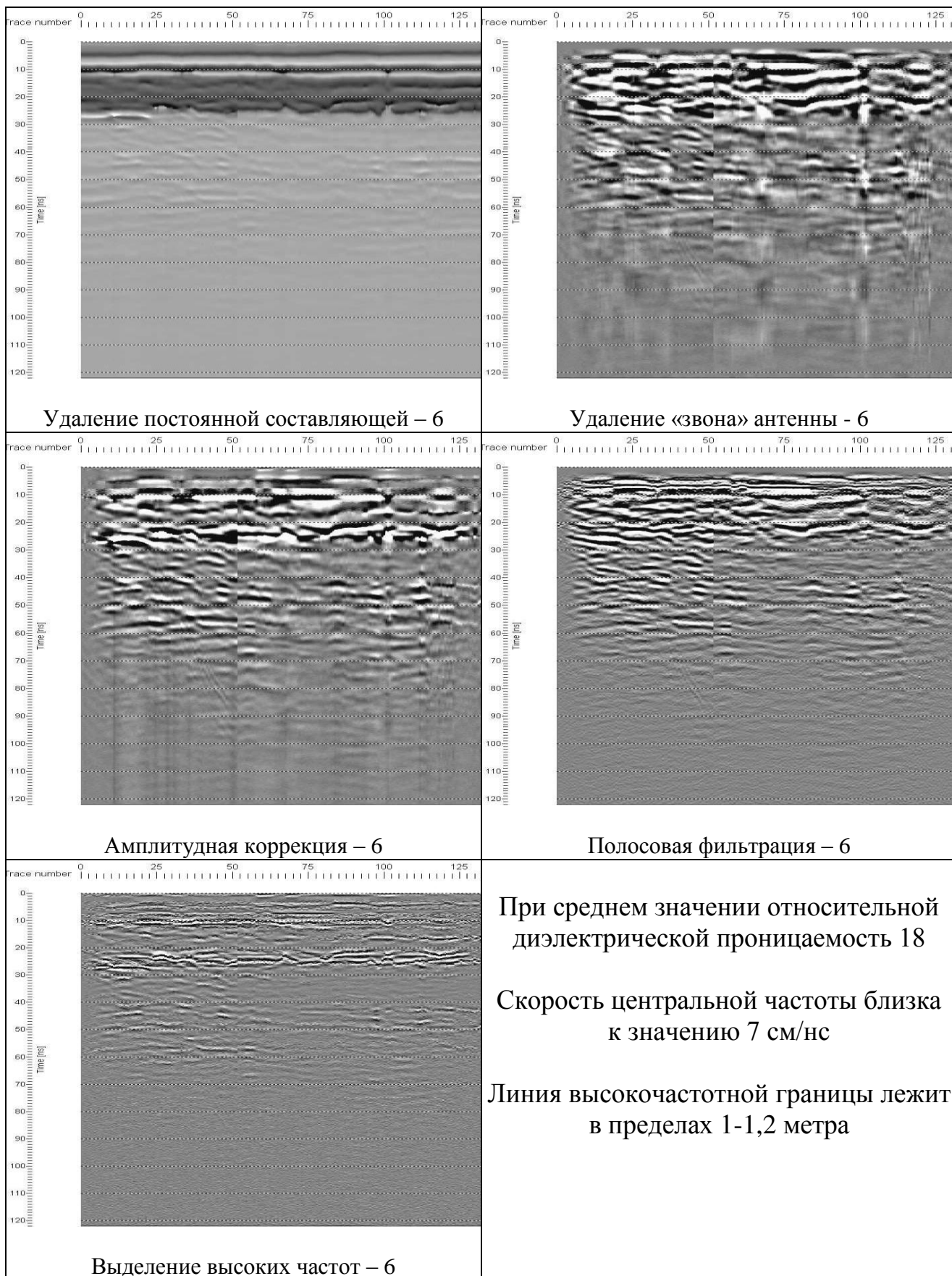
Обработка геотомографических данных по профилю линии 4



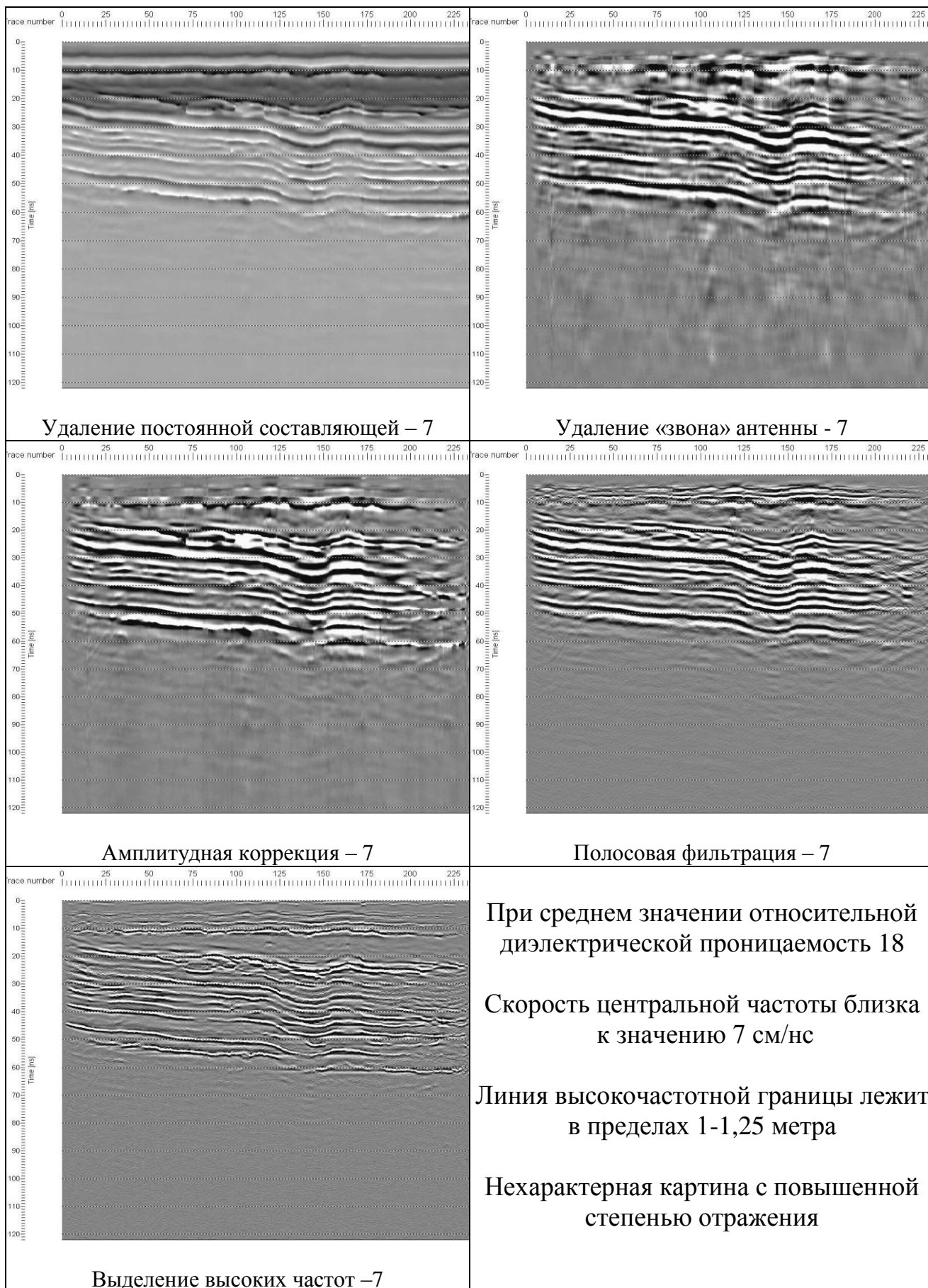
Обработка геотомографических данных по профилю линии 5



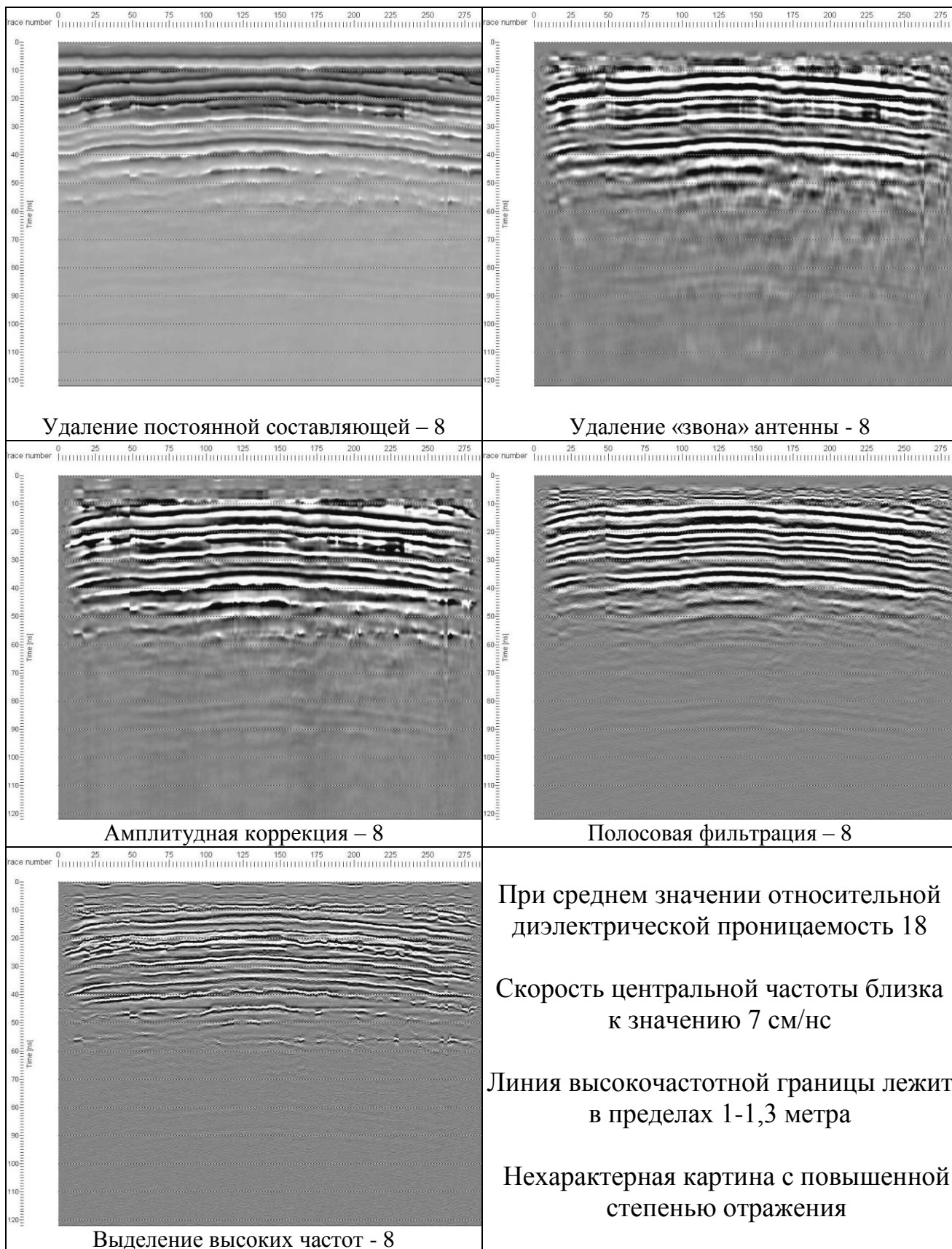
Обработка геотомографических данных по профилю линии 6



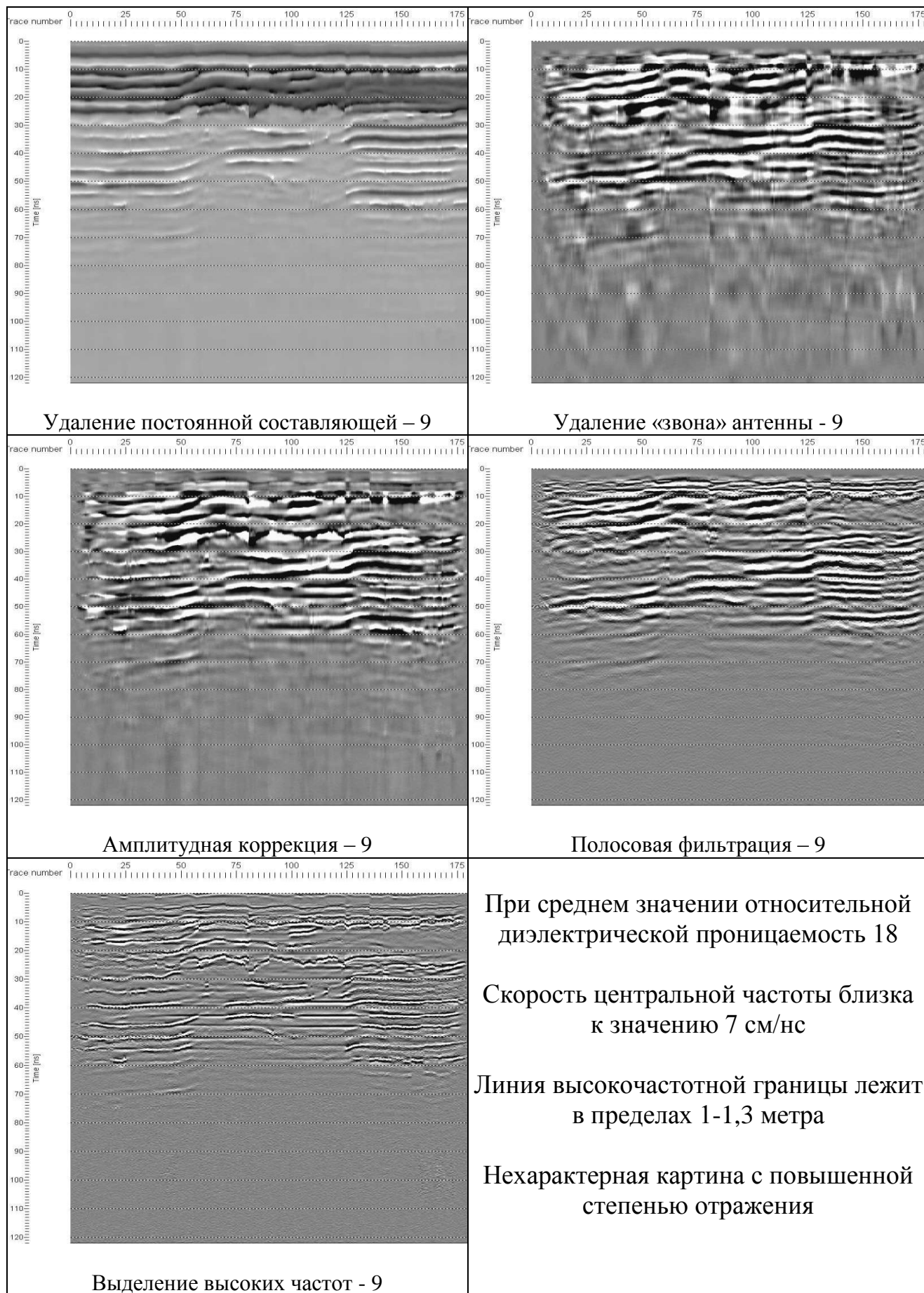
Обработка геотомографических данных по профилю линии 7



Обработка геотомографических данных по профилю линии 8



Обработка геотомографических данных по профилю линии 9



Результаты обработки сведены в таблицу 3.9

Таблица 3.9 – Результаты сканирования массива

Номера исследуемых участков	Количество трещин на участке, шт.	Среднее расстояние между трещинами, м	Глубина условной зоны трещиноватости, м	Тип горных пород
1	6	0,15	1,3	Известняки красноцветные
2	4	0,25	1,25	Известняки красноцветные
3	3	0,35	1,2	Известняки красноцветные
4	4	0,25	1,25	Известняки красноцветные
5	2	0,45	1,15	Известняки красноцветные
6	3	0,32	1,2	Известняки красноцветные
7	4	0,25	1,25	Известняки красноцветные
8	6	0,15	1,3	Известняки красноцветные
9	6	0,15	1,3	Известняки красноцветные

Трещиноватая зона приконтурной части массива горных пород при постоянном воздействии взрывных работ при комбинированной отработке рудных тел может характеризоваться как зона разрушенных пород. Породы, заключенные в такой зоне подвергаются неупругому деформированию, вследствие чего, будут создавать нагрузку на кровлю выработки.

Результаты сканирования геотомографом показывают, что условная зона трещиноватости горных пород развивается вглубь массива в среднем на 1,3 м. Такой вывод можно сделать на основании глубины расположения линии высокочастотной границы, которая находится в этих пределах.

При количестве трещин на исследуемых участках до 4 зона трещиноватости достигает 1,25 м, а при количестве трещин 5-6 эта зона развивается до 1,3 м.

Для сравнения результатов геотомографии с данными численного анализа было проведено математическое моделирование методом граничных интегральных уравнений с поэтапным нагружением массива при

существующей крепости пород с целью определения корректного коэффициента ослабления для горных пород рудника Ушкатын-3.

В качестве исходных данных были приняты следующие физико-механические значения горных пород, которые приведены в проекте [51]:

- площадь поперечного сечения выработки – 15,7 м²;
- глубина расположения выработки – 400 м;
- предел прочности на растяжение пород – 10 МПа, при соотношениях $\gamma H / \sigma_{сж} = 0,92$;
- объемный вес горных пород – 2,7 т/м³;
- угол внутреннего трения – 30° или 0,58;
- сцепления пород – 11,5 МПа, при соотношениях $\gamma H / \sigma_{сж} = 1,06$.

Также при моделировании учитывались 3 поверхности ослабления, которые имитировали трещиноватость горных пород.

При существующей крепости горных пород зона разрушения не наблюдается, результат моделирования приведен на рисунке 3.15.

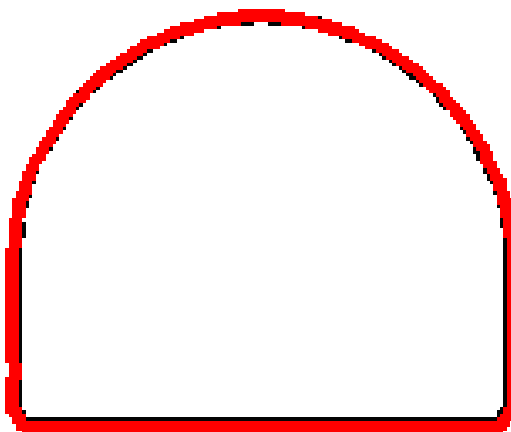


Рисунок 3.15 – Зона разрушения при прочности пород на растяжение 10 МПа

Наличие отслоений горных пород (см. рисунки 3.11 и 3.12), подтвержденные геотомографической съемкой и визуальное наблюдение существующих трещин в приконтурной части массива не позволяет обосновать полученный результат математического моделирования, проведенного при существующей прочности горных пород на руднике «Ушкатын-3».

В этом случае возникает вопрос о таком значении коэффициента ослабления массива, которое могло бы способствовать получению реальной зоны разрушения горных пород с учетом результатов лабораторных и шахтных исследований.

Дальнейшие исследования по определению зоны разрушения проводилась при снижении прочности горных пород на растяжение и сцепление. Исходные данные математического моделирования приведены в таблице 3.10.

Таблица 3.10 –Исходные данные для моделирования

Поперечное сечение выработки, м ²	Предел прочности на растяжение		Сцепление горных пород		Угол внутреннего трения, град	Объемный вес пород, т/м ³
	МПа	$\gamma H / \sigma_{сж}$	МПа	$\gamma H / \sigma_{сж}$		
15,7	8	0,74	9	0,83	30 или 0,58	2,7
	6	0,55	7	0,65		
	5	0,46	6	0,55		
	4	0,37	5	0,46		
	2	0,18	3	0,27		

Результаты математического моделирования методом граничных интегральных уравнений с поэтапным нагружением массива приведены на рисунках 3.16-3.19 и сведены в таблицу 3.11.

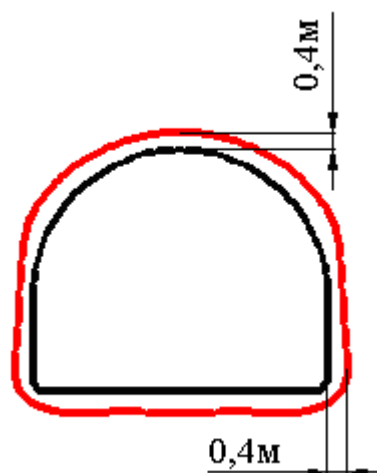


Рисунок 3.16 – Зона разрушения при прочности на растяжения 6 МПа

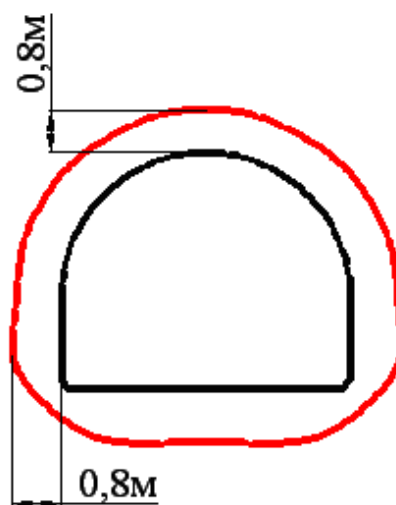


Рисунок 3.17 – Зона разрушения при прочности на растяжения 5 МПа

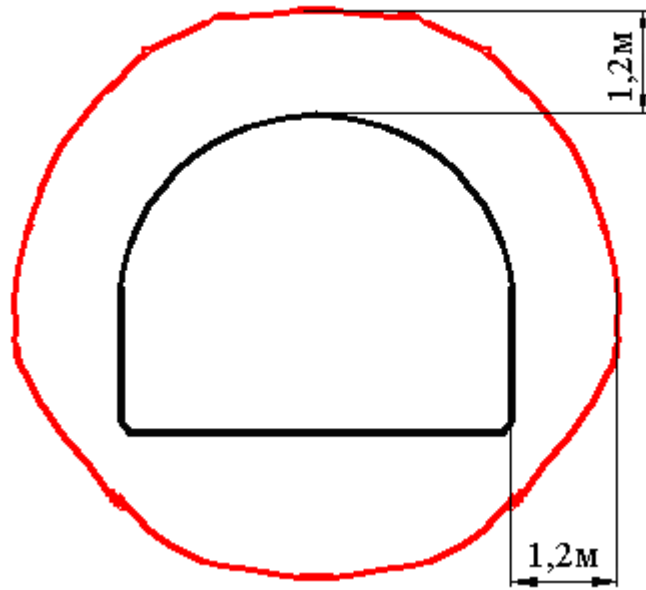


Рисунок 3.18 – Зона разрушения при прочности на растяжения 4 МПа

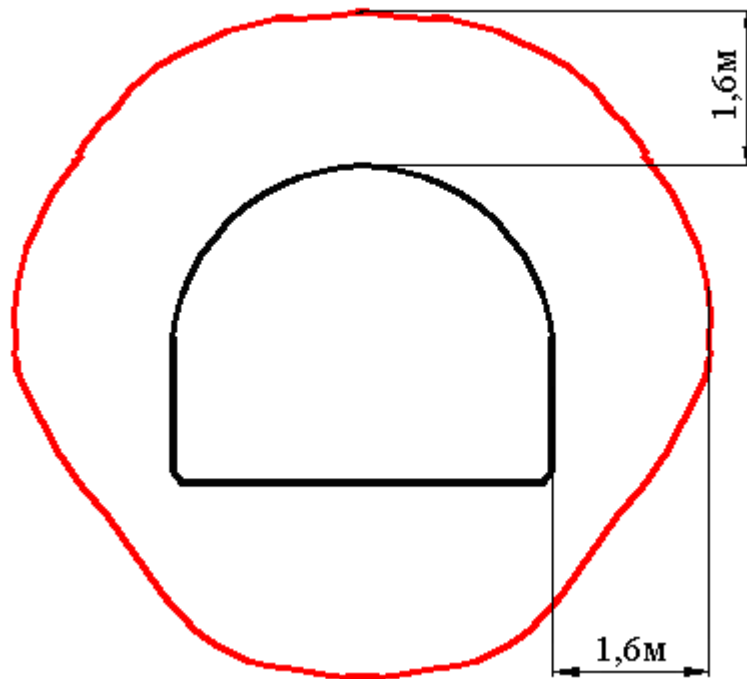


Рисунок 3.19 – Зона разрушения при прочности на растяжения 2 МПа

Таблица 3.11 – Результаты математического моделирования

Предел прочности на растяжение		Сцепление горных пород		Размеры зоны разрушения, м
МПа	$\gamma H / \sigma_{сж}$	МПа	$\gamma H / \sigma_{сж}$	
8	0,74	9	0,83	0,15
6	0,55	7	0,65	0,4
5	0,46	6	0,55	0,8
4	0,37	5	0,46	1,2
2	0,18	3	0,27	1,6

Полученный результат сканирования геотомографом совпал при снижении прочности горных пород на растяжение до 4 МПа. В данном случае снижение прочности составляет 60 %. Значение коэффициента структурного ослабления равно 0,4. Данный результат хорошо сходится с результатами лабораторных испытаний и съемки естественной трещиноватости пород.

По результатам исследований геотомографом была установлена связь между поверхностной трещиноватостью горных выработок с трещинами внутри массива.

На рисунке 3.20 показана зависимость размеров зоны трещиноватости от количества трещин на исследуемых участках.



Рисунок 3.20 – Зависимость размеров зоны трещиноватости от количества трещин на исследуемых участках

По результатам статистической обработки методом парной корреляции данных сканирования массива была получена зависимость для определения зоны трещиноватости горных пород вокруг выработки для условий рудника «Ушкатын-3». В данном случае была использована полиномиальная форма уравнения для описания корреляционно-регрессионной тесноты связи между размерами зоны трещиноватости и количеством трещин на исследуемых участках.

Таким образом, при определении размеров зоны трещиноватости вокруг выработок в условиях рудника «Ушкатын-3» можно использовать следующую эмпирическую зависимость:

$$h_{з.тр.} = -0,0061N^2 + 0,087N + 0,9975 \quad (3.1)$$

где, $h_{з.тр.}$ – размеры зоны трещиноватости вокруг выработки, м; N – количество трещин на исследуемых участках, шт.

Точность данного уравнения оценивается индексу детерминации R . Значение $R^2 = 0,9979$ показывает хорошую сходимость полученных результатов.

На основании проведенных исследований была разработана методика оценки геомеханического состояния массива горных пород рудника «Ушкатын-3». Результаты, полученные по данной методике, позволяют оценивать устойчивое состояние техногенных обнажений, также выбрать рациональный вид и параметр крепления для поддержания капитальных и подготовительных выработок с учетом горно-геологических условий рудника «Ушкатын-3».

Данная методика заключается в следующем:

- проведение лабораторных исследований с образцами горных пород исследуемого месторождения;
- съемке естественной трещиноватости горных пород в приконтурной части массива;
- сканирование массива с помощью геотомографа;
- проведение математического моделирования и сравнений полученных результатов всех исследований для определения коэффициента структурного ослабления массива.

Такая методика определения коэффициента структурного ослабления позволит сделать более корректный переход от модели к реальному массиву при обосновании параметров устойчивости техногенных обнажений.

Таким образом, при обосновании параметров устойчивости техногенных обнажений в условиях рудника «Ушкатын-3» при проведении математического (численного) моделирования с учетом горно-геологической обстановкой месторождения необходимо вводить коэффициент структурного ослабления 0,4. При количестве поверхностной трещиноватости контура выработки до 10 размеры условной зоны трещиноватости внутри массива составляет 1,3 м.

3.5 Выводы по главе

В данной главе приведены результаты лабораторных испытаний образцов горных пород на прессе трехосного сжатия в Донецком научно-исследовательском институте физики горных процессов. В результате исследования было установлено, что при наличии 3-4 трещин снижение прочности составляет 60%, при 5 и более трещин в образце снижение прочности достигает до 70%.

Для объяснения влияний трещин на устойчивость горных пород были проведены натурные наблюдения за смещениями контура выработок горизонта +192 м, пройденных по рудному телу 4. В результате наблюдений было установлено, что трещиноватость приводит к отслоению горных пород. Смещение контура выработки не наблюдается. Замеры проводились с помощью электронной рулетки, что повысило точность измерений.

На горизонте +192 м были установлены наблюдательные точки, где замерялись трещиноватость горных пород. На этих же точках было проведено сканирование массива с помощью геотомографа. Результаты томографии показывают, что развитие зоны трещиноватости вглубь массива достигает 1,3 м.

Было проведено математическое моделирование при существующей прочности и сниженной за счет трещиноватости прочности горных пород для определения зоны разрушения. По данным математического моделирования размеры зоны разрушения, которые были близки полученным при сканировании массива с геотомографом (1,3 м), при снижении прочности массива до 60% и значений коэффициента структурного ослабления 0,4. Эти результаты хорошо сходятся с результатами лабораторных испытаний и сканирования массива геотомографом.

В результате исследования массива с помощью геотомографа была установлена связь между поверхностной трещиноватостью контура выработки с внутренней трещиноватостью массива.

При определении зоны трещиноватости вокруг выработок в условиях рудника «Ушкатын-3» можно использовать эмпирическую формулу 3.1.

Комплекс проведенных исследований позволил разработать методику оценки геомеханического состояния массива для обоснования параметров устойчивости техногенных обнажений с учетом горно-геологических условий конкретного месторождения. Это методика позволяет сделать более корректный переход от модели к реальному массиву.

В результате всех исследований было установлено, что при обосновании параметров устойчивости техногенных обнажений в условиях рудника «Ушкатын-3» необходимо вводить коэффициент структурного ослабления равный 0,4. Также при количестве поверхностной трещиноватости контура выработки до 10 глубина зоны трещиноватости внутри массива составляет 1,3 м.

4 МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ТЕХНОГЕННЫХ ОБНАЖЕНИЙ

В данной диссертационной работе исследования устойчивости техногенных обнажений проводятся методом граничных интегральных уравнений с поэтапным нагружением горных пород.

Сущность данного метода заключается в том, что процесс проведения горной выработки моделируется образованием отверстия в ненарушенной плоскости. Это эквивалентно искажению первоначального напряженного состояния массива в результате релаксации горных пород на контуре горной выработки, т.е. проведение выработки, моделируется дополнительным нагружением массива [5, 16].

Задача распределения напряжений и деформаций решается методом граничных интегральных уравнений, так как по сравнению с другими методами при его использовании сокращается объем используемой памяти ЭВМ, уменьшается время расчетов [61].

Нелинейность процесса формирования зоны разрушения учитывается тем, что дополнительное нагружение разбивается на ряд этапов. На каждом этапе нагружения находится напряженно-деформированное состояние упругого массива с переменной внутренней границей [2]. На первом этапе последней является контур выработки. На последующих этапах – контур зоны разрушения, возникающий на предыдущем этапе. При этом на каждом этапе нагружения, на внутреннем контуре напряжения сохраняют значения, достигнутые на предыдущем этапе нагружения, т.е. принимается, что породы в УЗНД в процессе дальнейшего нагружения не оказывают сопротивления деформации упругой части массива. Таким образом, на каждом дальнейшем этапе нагружения дополнительные упругие смещения на внутренней границе упругой части массива происходят без сопротивления, как для неподкрепленного контура. В то же время накопленные на предыдущих этапах смещения остаются неизменными [16].

На каждом этапе нагружения решается упругая задача методом граничных интегральных уравнений (ГИУ) и определяются зоны разрушения.

Численный анализ напряженного состояния в заранее заданном конечном числе точек в окрестности выработки дает возможность определять значения параметра нагружения, при котором выполняется одно из условий перехода в неупругое состояние.

На каждом из этапов нагружения строится контур зоны, в пределах которой породы находятся в неупругом состоянии.

При оценке устойчивости горных выработок большое значение имеет правильный выбор модели поведения приконтурной части породного массива. Она, в первую очередь, должна учитывать возможность нелинейного деформирования пород вблизи выработки и возможность развития зоны разрушения в пространстве [16].

Этим требованиям наиболее полно отвечает численный метод поэтапного (последовательного) нагружения горных пород для определения зон

разрушения вокруг техногенных обнажений. Выбор данного метода обосновывается следующим:

- простота подготовки данных;
- возможность графической интерпретации;
- возможность изменения прикладной программы;
- большой опыт применения, как на шахтах Карагандинского бассейна, так и на рудниках «Жолымбет», «Бестобе», а также хорошая сходимость данных с результатами натуральных наблюдений.

4.1 Определение размеров зон неупругих деформаций методом граничных интегральных уравнений (ГИУ)

Техногенное воздействие на массив горных пород нарушает естественное состояние массива, и в результате породы вокруг образованной полости находятся в неупругом состоянии. Для определения возможных зон неупругих деформации рассмотрим осесимметричную задачу: проведение выработки с круглой формой поперечного сечения в гидростатический нагруженный массиве (рисунок 4.1).

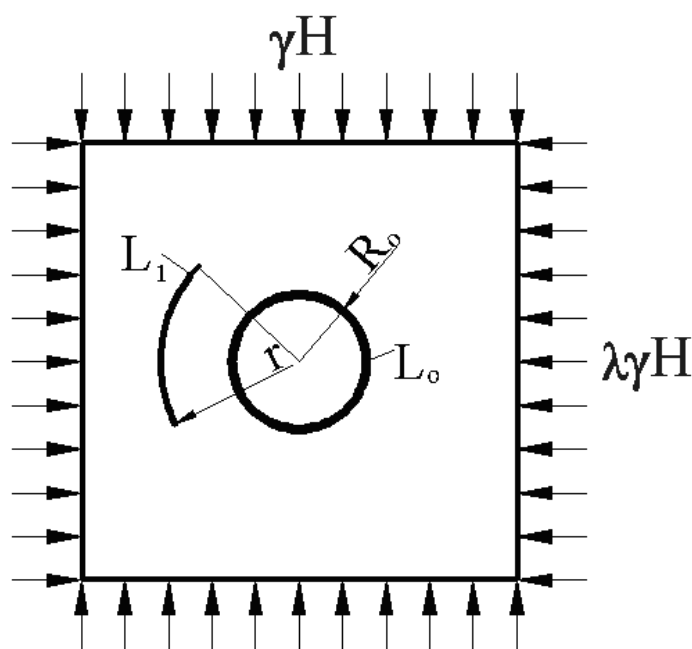


Рисунок 4.1 – Расчетная схема для определения зон неупругих деформации

Напряжение в окрестности выработки определяется выражениями

$$\sigma_r = -gp \left(1 - \frac{R_0^2}{r^2} \right), \quad (4.1)$$

$$\sigma_\theta = -gp \left(1 + \frac{R_0^2}{r^2} \right), \quad (4.2)$$

$$\tau_{r\theta} = 0, \quad (4.3)$$

где σ_r – радиальные, σ_θ – тангенциальные (нормальные), а $\tau_{r\theta}$ – касательные напряжения, $p = \gamma H$ – напряжения, действующие в нетронутом массиве (γ – объемный вес пород, H – глубина расположения выработки), g – параметр нагружения, изменяющийся от $g = 0$ до $g = 1$. Сделаем допущение, что породы переходят в неупругое состояние при [1]

$$|\tau|_{\max} = K. \quad (4.4)$$

Определяем значение параметра нагружения g , при котором на контуре L_0 выполняется условие (4.4). Максимальные касательные напряжения определяется по формуле:

$$\tau_{\max} = \frac{\sigma_r - \sigma_\theta}{2} = gP \frac{R_0^2}{r^2}, \quad (4.5)$$

подставляя (4.4) в (4.5) и имея в виду $r = R_0$, получим

$$g_0 = \frac{K}{p}. \quad (4.6)$$

Величина $g = g_0$ соответствует такому уровню нагружения, при котором начинается формирование зона неупругих деформаций вокруг выработки. Естественно, что должно быть выполнено условие $g_0 > 1$, в противном случае массив остается упругим при образовании выработки [1].

Оставшаяся часть нагружения массива разбивается на n равных частей

$$\Delta g = \frac{1 - g_0}{n}. \quad (4.7)$$

Определяется напряжение возле выработки при значении [2]:

$$g_1 = g_0 + \Delta g. \quad (4.8)$$

Находится координата r_1 , для которой удовлетворяется условие (4.4)

$$g_1 p \frac{R_0^2}{r_1^2} = K, \quad (4.9)$$

откуда

$$r_1 = R_0 \sqrt{\frac{g_1 p}{K}}. \quad (4.10)$$

Дальнейшее нагружение осуществляется, имея в виду, что в кольце, толщиной $r_1 - R_0$, породы перешли в неупругое состояние и, следовательно, на контуре L_1 (рисунок 4.1) с радиусом $r = r_1$ напряжения при увеличении нагрузки не изменяются. При этом контур L_1 становится внутренним контуром упругой области. Напряженное состояние пород за пределами L_1 в упругой части на втором этапе нагружения можно представить теперь как сумму двух состояний: первого – при нагружении плоскости с контуром L_1 нагрузками $g_1 p$ на бесконечности, второго – при нагружении плоскости с контуром L_1 нагрузками $(g_2 - g_1) p$ [1].

Максимальные касательные напряжения первого состояния определяются по формуле:

$$\tau_{\max}^{(1)} = \frac{\sigma_r^{(1)} - \sigma_\theta^{(1)}}{2} = g_1 p \frac{R_0^2}{r_2^2}. \quad (4.11)$$

Максимальные касательные напряжения второго состояния в тех же точках:

$$\tau_{\max}^{(2)} = (g_2 - g_1) p \frac{r_1^2}{r_2^2}. \quad (4.12)$$

Складывая их и подставляя в условие (4.4), получим расстояние $r = r_2$, на котором происходит переход в неупругое состояние при достижении g значения g_2 [2].

$$r_2 = \sqrt{\frac{g_1 p R_0^2 + (g_2 - g_1) p r_1^2}{K}}. \quad (4.13)$$

Используя (4.10) и, имея в виду, что $g_2 - g_1 = \text{const} = \Delta g$, выражение (4.13) упрощается следующим образом:

$$r_2 = \sqrt{1 + \frac{\Delta g}{K} p}. \quad (4.14)$$

Рассуждая аналогично, нагружение производится до тех пор, пока не будет достигнуто значение $g = 1$. Для последнего этапа нагружения получится [5]:

$$r_n = r_{n-1} \sqrt{1 + \frac{\Delta g}{K} p}. \quad (4.15)$$

Используя (4.6) и (4.7), получается что

$$\Delta g = \frac{1 - K/p}{n} = \frac{p - K}{pn} \quad (4.16)$$

и подставив (4.16) в (4.15)

$$r_n = r_{n-1} \sqrt{1 + \frac{p - K}{nK}}, \quad (4.17)$$

откуда следует, что для определения каждого последующего значения r_j предыдущее r_{j-1} должно быть умножено на коэффициент, зависящий только от номера нагружения. Тогда формула для r_n через радиус выработки записывается следующим образом:

$$r_n = R_0 \left(1 + \frac{p - K}{nK} \right)^{\frac{n}{2}}. \quad (4.18)$$

Очевидно, что точность решения будет увеличиваться при увеличении числа n . При $n \rightarrow \infty$ получим истинное значение радиуса зоны неупругих деформации. Для этого преобразовав выражение $\sigma_\theta = 2\gamma H - p_L$ (задача Ляме), возведя

левую и правую часть в степень $\frac{2K}{p - K}$ получим

$$\left(\frac{r_n}{R_0} \right)^{\frac{2K}{p - K}} = \left(1 + \frac{p - K}{nK} \right)^{\frac{nK}{p - K}}. \quad (4.19)$$

Учитывая, что n стремится к бесконечности, тогда имея в виду согласно [62]:

$$\lim_{n \rightarrow \infty} \left(1 + \frac{1}{(nK/p - K)} \right)^{\frac{nK}{p-K}} = e,$$

где e – основание натуральных логарифмов.

Тогда:

$$r_n = R_L = R_0 e^{\frac{p-K}{2K}}. \quad (4.20)$$

Это формула совпадает с классическим решением этой задачи, где необходимо иметь в виду, что $p = \gamma H$.

Выражение (4.20) говорит о том, что размеры зон неупругих деформации можно найти пользуясь численным методом последовательных нагружений. Погрешность такого метода будет уменьшаться при увеличении числа шагов нагружения. В таблице 4.1 приведена оценка точности решения данной задачи в зависимости от числа шагов нагружения при $K = 0,33p$ [2, 5].

Таблица 4.1 – Оценка точности решения

Число шагов	R_L/R_0	Погрешность в %
1	1,73	36,3
2	2,00	26,5
4	2,25	17,3
6	2,35	13,5
10	2,49	8,5
50	2,67	2,0
100	2,69	1,0
∞	2,72	0

Поскольку погрешность в определении свойств горных пород в среднем составляет около 20 %, то уже 4-ый шаг приближений дают вполне приемлемый результат [1].

4.2 Построение контура зоны неупругих деформаций

Процесс определения зон неупругих деформаций осуществляется поэтапно: вначале устанавливается минимальная нагрузка на массив, при которой проявляется з.н.д. вокруг выработки, а затем последующее нагружение разбивается на ряд этапов. На каждом из этапов нагружения строится контур зоны, в пределах которой породы находятся в неупругом состоянии. Имея в виду, что процесс определения з.н.д. численный, необходимо дискретизация решения.

Данный процесс практически реализуется следующим образом.

Как было отмечено выше, определения напряжений и деформаций вокруг выработки осуществляются поэтапно численным методом. На каждом этапе нагружения решается упругая задача методом граничных интегральных элементов, который в данном случае является наиболее эффективным по причине непредсказуемой сложности промежуточных контуров зоны разрушения в процессе нагружения. На всех этапах нагружения осуществляется оценка достигнутого напряженно-деформированного состояния упругого массива с помощью принятых критериев прочности и переменной внутренней границей. Численный вариант не ограничивает количество критериев разрушения, поэтому используются одновременно и сдвиговой (Кулона-Мора) и разрывной (наибольшие деформации растяжения) критерии [63, 64, 65].

На первом этапе переменной внутренней границей является контур выработки. На втором этапе – контур зоны разрушения, возникающий на первом этапе и т.д. При этом на каждом этапе нагружения на внутреннем контуре напряжения сохраняют значения, достигнутые на предыдущем этапе нагружения. Принимается, что породы, попавшие в зону разрушения в процессе дальнейшего нагружения, не оказывают сопротивления деформации упругой части массива. Таким образом, на каждом этапе нагружения дополнительные упругие смещения на внутренней границе упругой части массива происходят без сопротивления, как для неподкрепленного контура. В то же время накопленные на предыдущих этапах смещения этого контура сохраняются неизменными [1, 2, 5].

В процессе моделирования координаты контура разрушения вокруг выработки определяются на основании информации о напряженно-деформированном состоянии массива. Контур выработки представляется многоугольником. Геометрия этого многоугольника задается координатами узлов (вершины многоугольника). Поскольку вся область вне контура выработки представляет собой бесчисленное множество точек и численный анализ напряженного состояния во всех точках невозможен, то в нашем случае ограничимся рассмотрением конечного ряда точек, расположенных в строго определенном порядке. Все исследуемые точки располагаются на лучах, исходящих из середины участков на фиксированном расстоянии друг от друга. Это расстояние называется шагом просмотра. Направление ориентации лучей должно выполнять требование, что совокупность лучей должна представлять расходящуюся систему с равномерным охватом массива. Изображение, которого показано на рисунке 4.2, где n – количество участков (сторон) многоугольника, m – количество лучей [2, 5, 16].

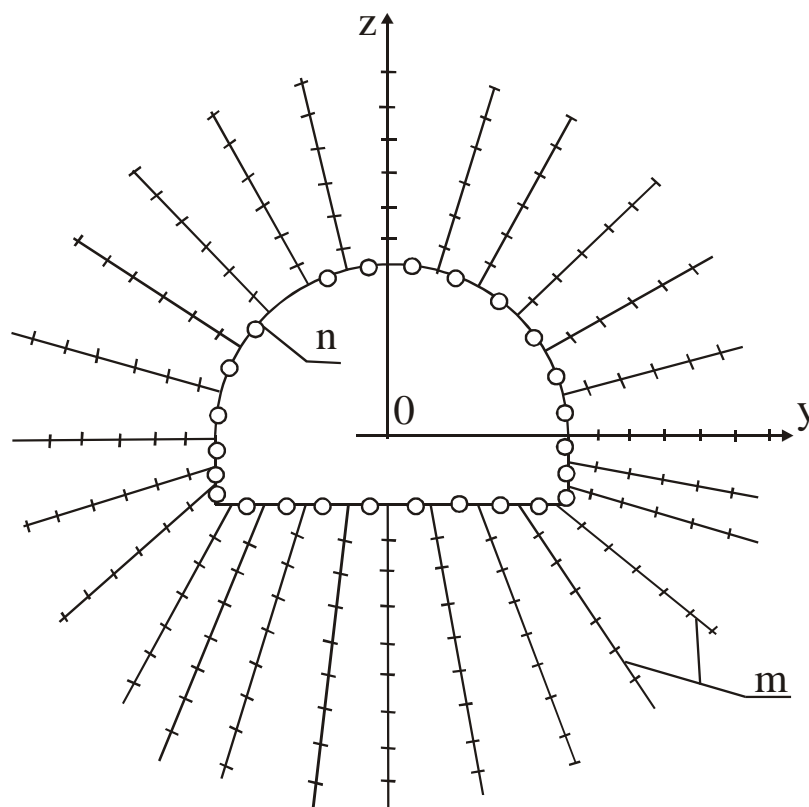


Рисунок 4.2 – Схема расположения участков на контуре выработки

На каждом этапе нагружения исследование начинается с первого по порядку луча, с первой, удаленной на один шаг просмотра точки на этом луче. Вычисляются на этом луче напряжения, соответствующие данному этапу нагружения. Осуществляется проверка условия прочности. Это условие записывается в виде [1]:

$$H < K_n, \quad (4.21)$$

где H – комбинация напряжений, принятая в качестве условия перехода в неупругое состояние; K_n – соответствующая этому критерию физическая константа горной породы.

Если условие (4.21) выполняется, то элемент массива, расположенный в этой точке, считается упругим. Величина H запоминается и осуществляется переход к следующей точке на этом луче, расположенной на удалении одного шага от предыдущего. Снова вычисляется напряжение для данного этапа нагружения, но теперь уже для второй точки, и затем проверяется условие (4.21). Здесь возможны два варианта. Если условие (4.21) снова выполняется, то проверяется еще одно

$$H_{i+1} < H_i. \quad (4.22)$$

Иначе говоря, проверяется, не увеличилась ли левая часть неравенства (4.21) по сравнению с предыдущим значением, которое до этого было зафиксировано. Если левая часть уменьшилась, то дальнейший просмотр на луче прекращается и происходит переход к следующему лучу. Если же (4.22) не выполнено, то это означает, что возможно выполнение (4.21) в какой-либо другой точке на луче дальше от контура. В этом случае, так же как и в случае невыполнения неравенства (4.21), происходит переход к следующей на луче точке, а значение H_{i+1} запоминается. Этот процесс идет до тех пор, пока не будет выполнено неравенство (4.22). Если элемент массива перейдет в неупругое состояние в последней точке луча, то данная точка будет являться точкой контура з.н.д. расположенной на этом луче. Если же ни в одной точке на луче не произойдет переход в неупругое состояние, то координата неупругого элемента массива будет равной координате середины участка контура [2, 16].

Для всех других последующих лучей процесс перехода элемента массива в неупругое состояние производится совершенно аналогично. В результате получается массив, значений координат, которые являются контуром з.н.д. Теперь необходимо построит новый контур, соответствующий контуру з.н.д. на проведенном этапе нагружения. Можно было бы, проще всего соединить полученные точки, и контур был бы построен. Однако надо иметь в виду, что эти точки не являются граничными точками участков. Поэтому эти точки лежат на прямолинейных участках нового контура [2].

Для изложения принципа построения нового контура вернемся несколько назад, где говорилось о направлении лучей, на которых располагаются исследуемые точки. Прежде, чем определить эти направления, должны быть зафиксированы направления лучей, строго на которых будут находиться граничные точки участков контура. Это требование также очень важно с той точки зрения, что конфигурацию контура з.н.д. представить весьма трудно, в особенности в сложных условиях. Как было сказано выше, эти лучи должны образовать расходящуюся систему. Если же привязать направления всех лучей к горизонтальной оси координат и вести отсчет углов между этими направлениями от оси координат строго против часовой стрелки, то должно соблюдаться неравенство [1]

$$\alpha_j > \alpha_{j-1}. \quad (4.23)$$

Исходя из этого, нетрудно определить направление лучей, на которых располагаются исследуемые точки. Обозначив направления лучей β_j получим следующее уравнение:

$$\beta_j = \frac{\alpha_j + \alpha_{j-1}}{2}. \quad (4.24)$$

где j – меньший из номеров граничных точек участка.

В этом случае гарантируется веерообразное расположение этих лучей (см. рисунок 4.2).

Построение части контура з.н.д. на одном из этапов нагружения показано на рисунке. 4.3. Здесь жирной сплошной линией изображен контур з.н.д. на предыдущем этапе нагружения, тонкими сплошными линиями – лучи, на которых располагаются граничные точки участков, тонкой штриховкой – лучи, на которых располагаются исследуемые точки. На этих лучах перекрестием указаны наиболее удаленные от предыдущего контура точки, где и выполняется условие перехода в неупругое состояние. Соединяя эти точки прямыми, получаем точки пересечения с лучами, исходящими из граничных точек участков. Эти точки и являются граничными точками нового контура, на рисунке полученный контур обозначен штриховой линией с двумя точками. Как видно, полученный контур проходит дальше или ближе к контуру от точек, где зафиксирован переход в неупругое состояние. Также необходимо отметить, что чем на большее число участков разбивается контур, тем меньше получится отклонение результатов. Это неизбежные издержки при дискретизации [2, 3, 5].

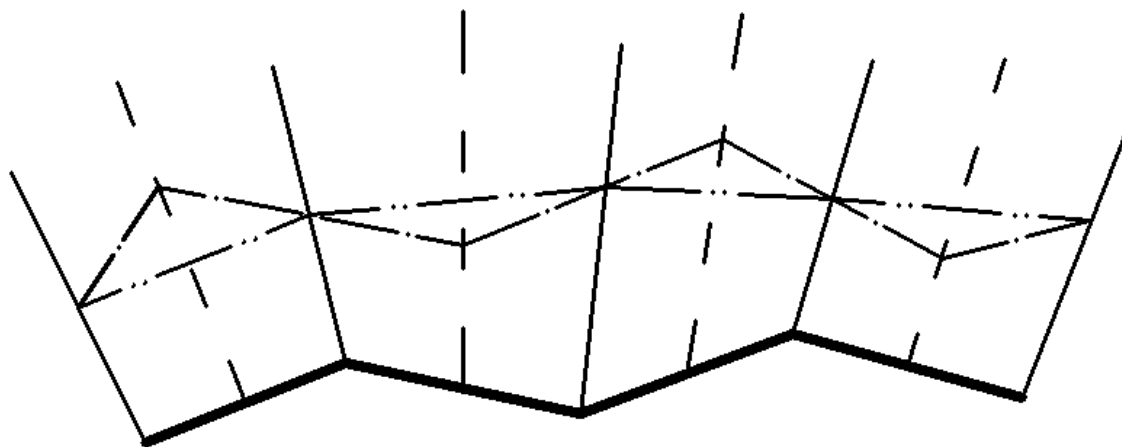


Рисунок 4.3 – Критерии перехода в неупругое состояние

Как было отмечено выше, разрушение горных пород происходит либо путем сдвига, либо путем отрыва. В первом случае хорошо описывает переход в неупругое состояние критерий Кулона-Мора. Разрушение горных пород путем отрыва реализуется при наличии растягивающих напряжений. Однако, как показывает практика, разрушение путем отрыва происходит, при всестороннем сжатии, при одноосном сжатии, при разгрузке после длительного сжатия. Оценка прочности по наибольшей деформации растяжения в совокупности с оценкой по критерию Кулона-Мора позволяет учесть одновременно оба типа разрушения [1, 2].

Величина предельной деформаций растяжения ε_{np} не является стандартной механической характеристикой, но может быть получена через прочность пород при одноосном растяжении σ_p :

$$\varepsilon_{np} = \frac{\sigma_p}{E} \quad (4.25)$$

где E – модуль упругости.

Таким образом, при оценке прочности элемента массива необходимо еще, кроме напряжений, вычислить наибольшие деформации. Здесь становится важным определение вида напряженного состояния массива. Так как, вычисление напряжений производится для плоского состояния массива: рассматривается плоскость поперечного сечения выработки. В этом случае, перпендикулярно действующая на плоскости составляющая нормальных напряжений должна быть равной нулю (плоское напряженное состояние) или зависимой от двух других напряжений. Напряженное состояние массива в окрестности выработки считается состоянием плоской деформации, т.е. принимается, что деформации вдоль выработки в массиве отсутствуют [11]. Становится очевидным, что проведение выработки не вызывает дополнительных деформаций вдоль ее оси при достаточно большой длине и прямолинейности выработки. Отсюда исходит, что дополнительное напряженное состояние можно считать состоянием плоской деформации. При основном напряженном состоянии, для плоской деформации необходимо, чтобы величина бокового давления в нетронутом массиве удовлетворяла условию А.Н. Динника:

$$\lambda = \frac{\nu}{1-\nu}, \quad (4.26)$$

где λ – коэффициент бокового давления; ν – коэффициент Пуассона.

Практика показывает, что коэффициент бокового давления в большинстве случаев отличается от определенного по формуле (4.26) в большую сторону и чаще всего близок к единице (гидростатическое напряженное состояние). В этом случае полные линейные деформации элемента массива в некотором направлении можно определить из выражения

$$\varepsilon_n = \varepsilon_n^o + \varepsilon_n^g = \frac{1}{E} [\sigma_n^o - \nu(\sigma_t^o + \sigma_z^o) + (1-\nu^2)\sigma_n^g - \nu(1+\nu)\sigma_t^g], \quad (4.27)$$

где индекс t означает принадлежность к направлению, перпендикулярному n в плоскости поперечного сечения выработки; индекс z – к направлению вдоль оси выработки; индекс o – к основному; g – к дополнительному напряженному состоянию [2, 5].

Деформационный критерий разрушения имеет вид

$$\varepsilon_{\max} > \varepsilon_{np}. \quad (4.28)$$

Используя формулы (4.25) и (4.27), можно представить его иначе

$$\max[\sigma_n^o - \nu(\sigma_t^o + \sigma_z^o) + (1 - \nu^2)\sigma_n^g - \nu(1 + \nu)\sigma_t^g] > \sigma_p. \quad (4.29)$$

Добавляя в формулу (4.29) несколько видоизмененный критерий Кулона-Мора получим

$$\max(|\tau_n| + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi) > K. \quad (4.30)$$

Если объединение столь разнородных критериев в аналитическом методе невозможно, то численный метод решения задачи позволяет это сделать без особых затруднений [2, 3, 5]. Необходимо лишь в алгоритме предусмотреть при оценке напряженного состояния проверку выполнения двух условий перехода в неупругое состояние. Переход в неупругое состояние происходит при выполнении любого одного из них.

4.3 Учет неоднородности массива по прочности горных пород

Реальный массив сложен породами с различными свойствами. Неоднородное строение массива вызывает сложности при математическом моделировании его поведения. В основном учитывают различия его деформационных свойств, полагая массив однородным и изотропным. Учесть это возможно, когда модули упругости различных пород отличаются друг от друга меньше, чем на один порядок. Прочность пород массива, значение которого получена путем усреднения прочностных характеристик всех окружающих пород, дает искаженные результаты. На рисунке 4.4 приведены контуры з.н.д., полученные при усреднении свойств массива (окружность, выполненная штриховой линией) и при учете прочностных свойств отдельных слоев пород (сплошная линия). В верхней (правой) части породы значительно менее прочные, чем в нижней (левой) части. Как видно, усреднение свойств приводит к искажению, как величины, так и направления давления на крепь [1, 2, 5].

Таким образом, очевидным становится необходимость учитывать различие в прочностных характеристиках пород. Также нужно отметить, что аналитические методы позволяют учесть различие свойств только в случае, если это можно описать простыми математическими функциями. Численные методы при этом вполне приемлемы [66, 67].

Кроме отличий в прочностных характеристиках разных слоев пород, в реальном массиве наблюдаются также и прочностная анизотропия в пределах одной и той же породы. Это объясняется тем, что в разных направлениях свойства породы различны. В реальных твердых телах всегда имеются множество трещин. Многолетний опыт показывает, что пока приложенные к телу нагрузки не значительны, трещины не растут и тело сохраняет свое устойчивое состояние. Когда нагрузка достигает определенной величины (предела), трещины начинают расширяться. Трещиноватость массива снижает

прочностные свойства пород и приводит к их отслаиванию по контуру выработки. При моделировании трещиноватость пород учитывается поверхностью ослабления, которая также включает в себя упорядоченные системы трещин, тонкие прослойки слабых пород и т.п. Как правило, на поверхностях ослабления существенно уменьшается сцепление, иногда более чем в 10 раз в сравнении с остальным массивом. Кроме того, на этих же поверхностях ослабления заметно меньше сопротивление растяжению. Эти отклонения в прочности пород также могут быть учтены при численном моделировании [5].

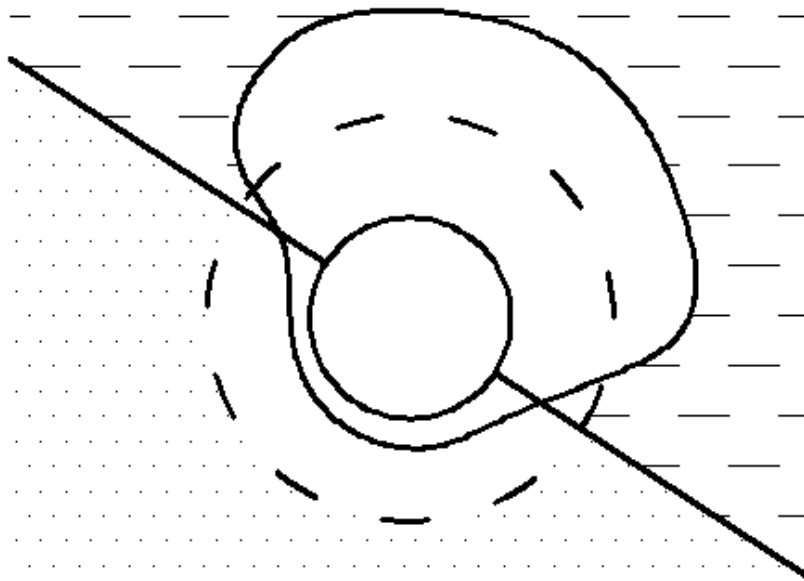


Рисунок 4.4 – Учет неоднородности пород по прочности и их усреднение

При оценке прочности элемента массива, находящегося в исследуемой точке, нужно, прежде всего, определить, к какому слою пород эта точка принадлежит. На рисунке 4.5 приведена в качестве примера схема одного из вариантов геологических условий расположения выработки. В окружающем выработку массиве выделено четыре слоя с разными прочностными свойствами. Угол наклона слоев к горизонту (к оси x) равен α . Положение слоев относительно выработки задано координатами (y_1, y_2, y_3, y_4) точек пересечения почвы слоев с вертикальной осью координат. Определение принадлежности произвольной точки z с координатами x_z, y_z к тому или иному слою осуществляется в следующем порядке. Вначале вычисляется координата точки z_0 [66,67]

$$y_{z_0} = y_z - x_z \operatorname{tg} \alpha. \quad (4.31)$$

После этого производится сравнение этой величины последовательно со всеми координатами точек пересечения почвы слоев с осью y . При одновременном выполнении двух неравенств

$$y_{zo} > y_i, \quad (4.32)$$

$$y_{zo} < y_{i+1} \quad (4.33)$$

процесс прекращается, поскольку порядковый номер слоя, к которому принадлежит точка, определен – это слой номер i .

Рассматривая рисунок 4.5, можно определить к какому слою принадлежит точка. Но, нужно отметить, что вычислительная машина (компьютер) этот процесс выполняет вслепую, имея дело лишь с указанным набором координат [2].

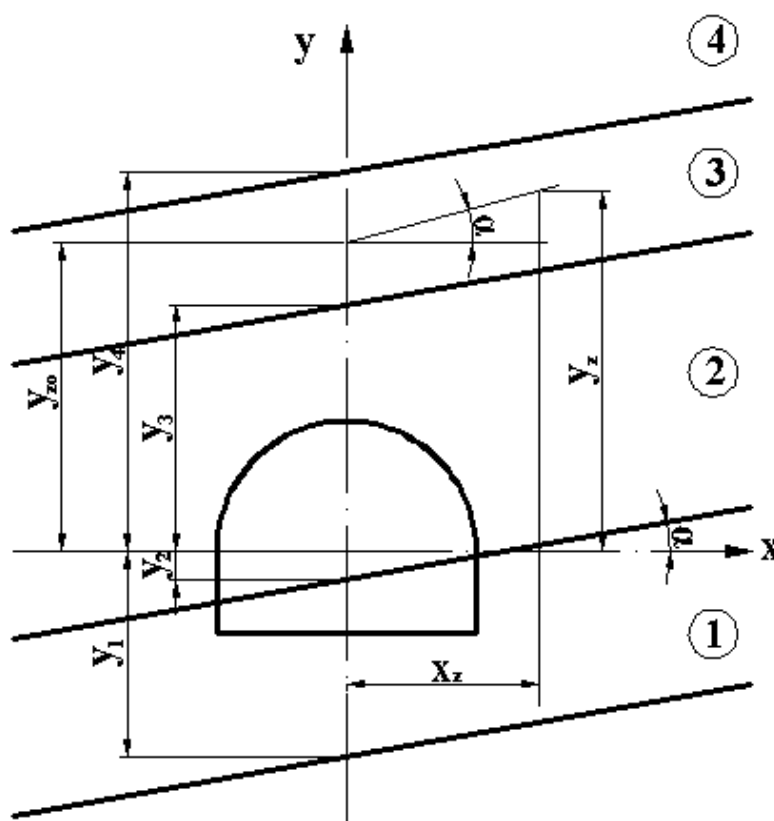


Рисунок 4.5 – Расположение выработки в неоднородном массиве

Итак, номер слоя определен. Следовательно, становится известным и набор характеристик прочности этого слоя: величина сцепления, угол внутреннего трения, предельная деформация растяжения. При наличии в слое направлений ослабления прочности необходимо иметь также информацию и об этом. Прежде всего, это количество направлений ослабления прочности k_o . В соответствии с числом k_o задается набор характеристик прочности для всех направлений ослабления в строгой последовательности. Выполнение перехода в неупругое состояние должно быть проведено для каждого из этих направлений. Процесс оценки прочности элемента массива численным методом

осуществляется вводом следующих исходных данных: i – текущий номер слоя, n – число слоев, kc_i – критерий прочности при сдвиге i -го слоя, kp_i – критерий прочности на растяжения i -го слоя, sc – комбинация напряжений в точке для оценки прочности на сдвиг, sp – комбинация напряжений в точке для оценки прочности на растяжения, j – текущий номер направления ослабления i -го слоя, kc_j – критерий прочности при сдвиге j -го направления, kp_j – критерий прочности на растяжения j -го направления, sc_j – комбинация напряжений на площадке с ослаблением прочности при сдвиге, sp_j – комбинация напряжений на площадке с ослаблением прочности при растяжении. Результатом проведенных операций является выработка утверждения о сохранении упругих свойств элемента либо о переходе его в неупругое состояние.

В качестве примера определена з.н.д. методом последовательного нагружения вокруг выработки расположенной в неоднородном массиве на глубине 350 м с прочностями пород на сжатия: 35 МПа, 40 МПа, 45 МПа, 37 МПа и 30 МПа [16]. На рисунке 4.6 отображена зона неупругих деформаций при поэтапном нагружении горных пород. Данная методика определения области разрушения косвенно учитывает возможность продвижения ее границ с течением времени.

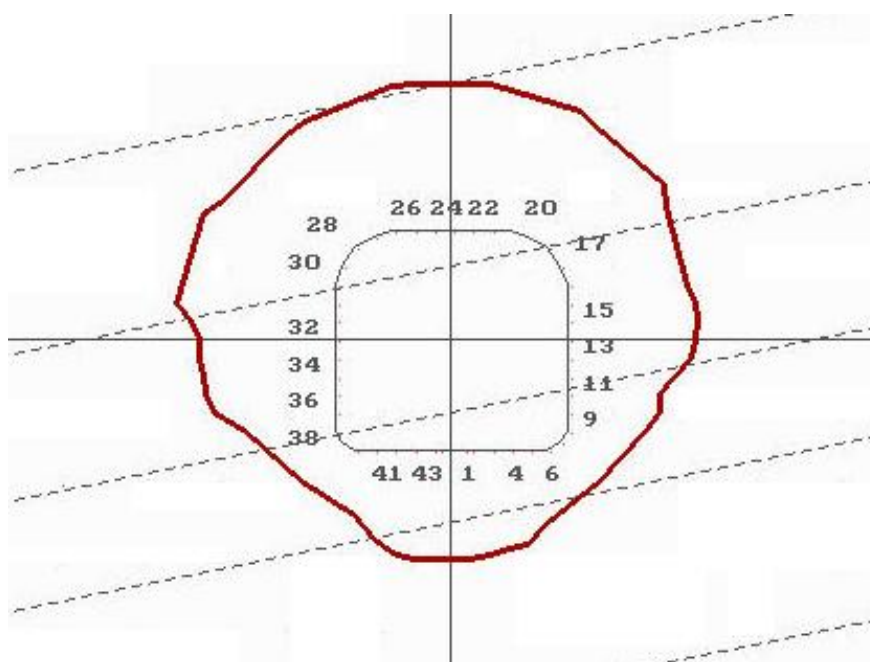


Рисунок 4.6 – Зона разрушения вокруг выработки

Необходимо отметить, что полученные по данной методике численного моделирования результаты успешно применялись на шахтах Карагандинского бассейна, рудниках «Жолымбет», «Бестобе», «Ушкатын-3» [16].

4.4 Выводы по главе

Метод граничных интегральных уравнений успешно применяется при обосновании параметров устойчивости техногенных обнажений. На основе этой методики были выполнены ряд научно-исследовательских работ по заказам предприятий и получены положительные результаты.

В результате применения метода численного моделирования на основе граничных интегральных уравнений с поэтапным нагружением горных пород сформулированы следующие выводы:

- наиболее эффективным средством оценки устойчивости сложных техногенных обнажений (к таким относится рудник Ушкатын-3) является математическое (численное) моделирование методом граничных интегральных уравнений;

- данный метод численного моделирования позволяет учесть большое разнообразие горно-геологических и горнотехнических условий конкретного месторождения;

- особенность такого метода моделирования заключается в необходимости адаптации и совершенствовании программы под конкретные условия моделирования с использованием физико-механических свойств пород месторождения;

- также к достоинству данной методики можно отнести возможность модернизации ввода исходных данных в программу математического моделирования.

При всех указанных достоинствах этой методики требуется более обоснованные поправки (коэффициенты) для максимального приближения состоянию массива горных пород к реальным условиям. Использование такого коэффициента позволит перейти от модели к реальному массиву с минимальными погрешностями.

Обоснование данного коэффициента требует проведения комплекса исследований с применением современных высокоточных оборудований.

При написании диссертационной работы был выполнен ряд производственных исследований по изучению влияющих факторов, которые способствуют снижению прочности горных пород.

С учетом проведенных научно-исследовательских работ на руднике «Ушкатын-3» АО «Жайремский ГОК», результаты которых приведены в 3 главе диссертационной работы, при математическом моделировании по определению зоны разрушения необходимо ввести коэффициент структурного ослабления, который позволит получить более реальные результаты. При моделировании геомеханических процессов, для условий рудника «Ушкатын-3», нужно применять коэффициент структурного ослабления 0,4 для чего требуются значения: предела прочности горных пород на растяжение, сцепления горных пород, свойств поверхностей ослабления.

Значение данного коэффициента подтверждаются результатами лабораторных испытаний, натуральных наблюдений и сканирования геотомографом.

5 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ УСТОЙЧИВОСТИ ТЕХНОГЕННЫХ ОБНАЖЕНИЙ И СРЕДСТВ ПОДДЕРЖАНИЯ

5.1 Исследование напряженно-деформированного состояния при отработке крутопадающих жил на руднике «Ушкатын-3»

Прогноз изменения напряженно-деформированного состояния горного массива в процессе ведения горных работ является одной из наиболее актуальных и одновременно наиболее сложных проблем в геомеханике. Причем сложность данной проблемы обусловлена, прежде всего, невозможностью получения данных непосредственно из массива горных пород о его состоянии без нарушения целостности указанного массива (например, бурением скважин).

Поэтому при исследовании напряженно-деформированного состояния горного массива приобретают первостепенное значение различные методы моделирования его поведения при ведении горных работ. Одним из таких методов является метод математического моделирования, эффективность которого была доказана еще в середине прошлого века.

Методом граничных интегральных уравнений предполагается выявить закономерности перераспределения напряжений в массиве горных пород при новом способе отработки крутых жил, определение областей концентраций напряжений. Это, в свою очередь, позволит определить возможные ослабленные и трещиноватые зоны в кровле обрабатываемого блока. Наличие таких зон в зависимости от высоты отработки магазина дает возможность прогнозировать паспорт БВР и самое главное длину шпуров. Не выходя за зону предполагаемых ослаблений массива, тем самым имеется возможность экономии взрывчатого вещества и времени на бурение по ослабленному массиву.

Анализ результатов расчета обнаруживает следующие закономерности в распределении напряжений. При внешнем одноосном сжатии горной породы, например по оси X , слагающие ее минеральные зерна находятся в сложном напряженном состоянии. В зависимости от их ориентации и деформационных характеристик они могут испытывать сжимающие напряжения, превышающие внешнюю нагрузку, и растягивающие напряжения, примерно на порядок меньше, чем абсолютная величина внешней нагрузки, причем растягивающие напряжения действуют по площадкам, нормальным к осям y и z , т. е. параллельным направлению внешней сжимающей нагрузки.

5.1.1 Результаты математического моделирования

По методике, представленной в 4.2 для сканирования призабойного массива из обрабатываемой выработки направлялись 5-7 лучей.

Для оценки эффективности отработки блоков с помощью БВР необходимо исследовать, как изменяется НДС пород вокруг выработки особенно в той части, которая прилегает к массиву впереди забоя обрабатываемого блока (см. рисунок 5.1). В данной области должна наблюдаться разгруженная зона горных пород. Причем данная зона имеет достаточно сложную форму.

Для решения поставленной задачи было проведено математическое моделирование в упругой постановке. В качестве критерия решения данной задачи было выбрано условие наличия растягивающих напряжений в массиве горных пород.

Как было сказано выше, наличие растягивающих напряжений даже в весьма крепком массиве горных пород приводит к развитию трещиноватости.

Если уровень растягивающих напряжений и деформаций небольшой, то это приводит к микротрещиноватости и незначительному ослаблению массива. Увеличение уровня растягивающих напряжений (деформаций) приводит к увеличению раскрытия трещин и, как следствие этого, потери устойчивости массива горных пород. Наличие достаточно прочных горных пород на руднике Ушкатын-3, обладающих высокими прочностными свойствами, как на сжатие, так и на растяжение не позволяют прогнозировать наличие зон вывалов или опасных участков при отработке даже больших по размеру магазинов. Однако наличие ослабленных зон позволяет использовать этот фактор при разработке рациональных параметров паспортов БВР.

Для решения поставленной задачи наиболее удобным и в достаточной мере достоверным методом исследований является проведение численного эксперимента методом граничных интегральных уравнений (ГИУ) в упругой постановке, поскольку аналитическое решение задачи весьма затруднено. Кроме того, неизбежные принятые идеализации в аналитическом решении малоприемлемы для отражения реального состояния выработки, поскольку ее форма имеет сложную конфигурацию.

5.1.2 Параметры моделирования методом граничных интегральных уравнений (ГИУ)

Общий вид модели приведен на рисунке 5.1, где указаны основные ее размеры. Особо важным является выбор размеров для моделирования. Модель разбивалась на конечное число отрезков ограниченными точками с заданными координатами. Так как в углах модели всегда наблюдается большое скопление дополнительных напряжений и это сказывается на точности расчетов, все углы модели были заменены на фаски (см. рисунок 5.2), что отражает более реальную картину выработки.

В качестве основных параметров упругой модели были приняты следующие:

- Угол внутреннего трения $f_i = 30^0$
- Коэффициент Пуассона $\nu = 0.25$
- Напряжения в нетронутом массиве $C_X = 1.00$ $C_Y = 1.00$ $T_{XY} = 0.00$

Параметры сканирования массива следующие:

- Количество точек разбиения модели N от 50 до 30;
- Количество лучей на каждом варианте сканирования $n_l = 5-7$;
- Количество точек на луче для сканирования $n_t = 25$;
- Начальный шаг по лучу $sh = 0.20$ м;
- Остальные шаги по лучу $sh_1 = 0.20$ м

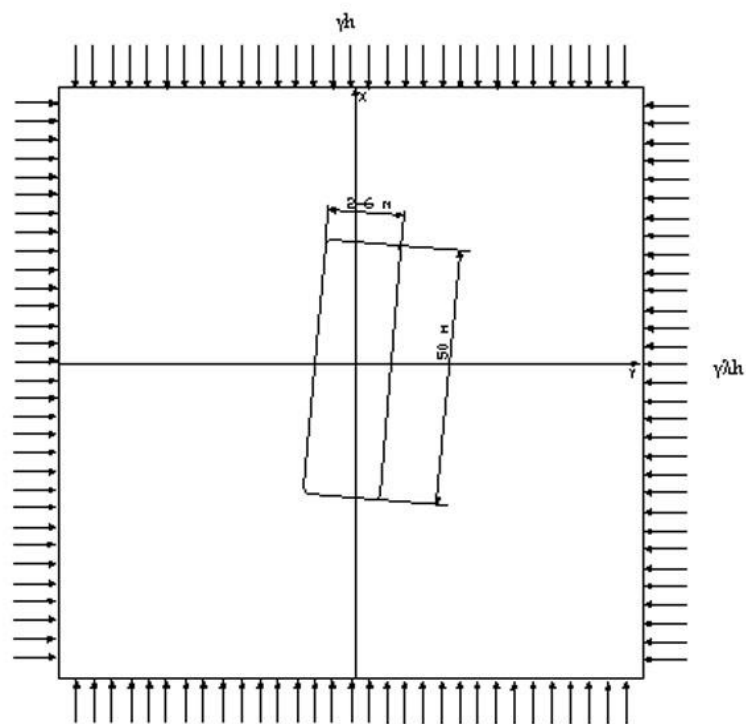


Рисунок 5.1 – Общий вид модели

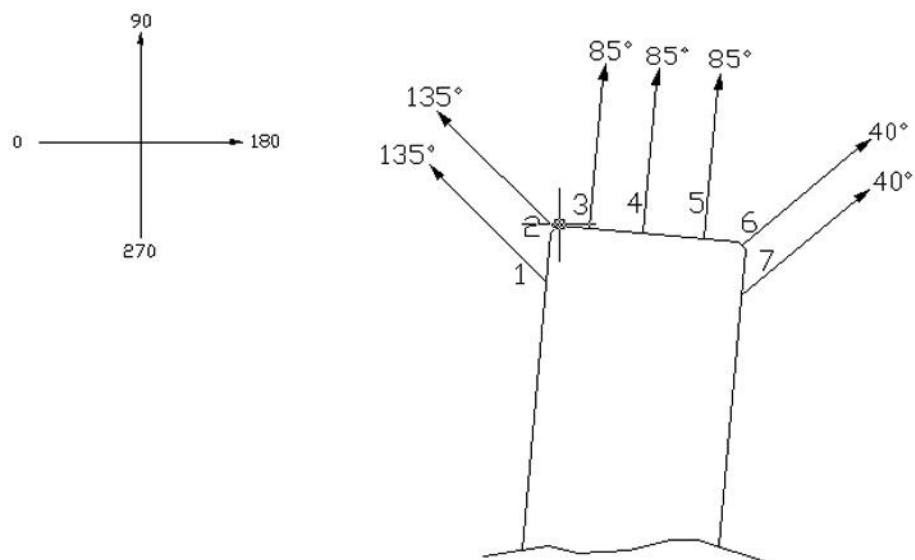


Рисунок 5.2 – Схема расположения лучей

На рисунке 5.3 представлена схема сканирования исследуемого массива по лучам.

В таблице 5.1 даны сведения о числе решенных задач при проведении исследований и изменяемых параметрах модели. Как видно из таблицы, всего было рассмотрено x моделей, для которых были выполнены расчеты НДС.

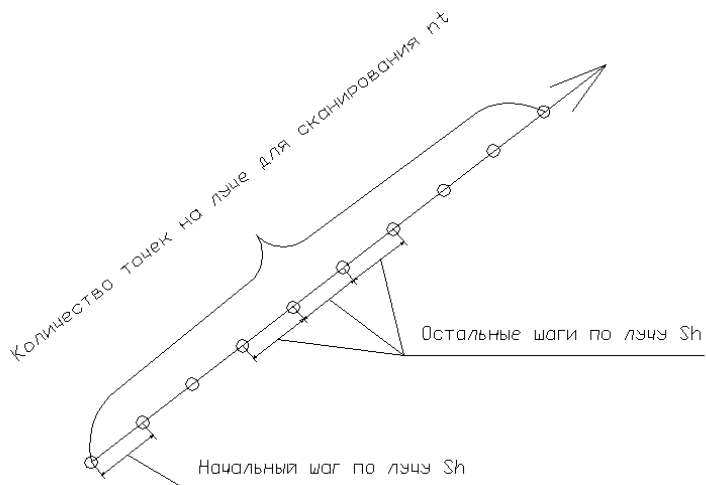


Рисунок 5.3 – Схема луча для сканирования массива

Таблица 5.1 – Исходные данные для моделирования НДС

Высота магазина А, м	Мощность обрабатываемой жилы В, м	Количество точек разбиения, шт.	Количество лучей для просмотра, шт.	Длина фаски забое, м	Максимальное расстояние между точками, м
10	2	16	5	0,4	2
	3	18	6	0,4	2
	4	18	6	0,4	2
	5	20	7	0,4	2
	6	20	7	0,4	2
25	2	26	5	0,4	2,5
	3	26	5	0,4	2,5
	4	28	6	0,4	2,5
	5	28	6	0,4	2,5
	6	30	7	0,4	2,5
40	2	38	5	0,4	2,5
	3	38	5	0,4	2,5
	4	40	6	0,4	2,5
	5	40	6	0,4	2,5
	6	42	7	0,4	2,5
50	2	46	5	0,4	2,5
	3	46	5	0,4	2,5
	4	48	6	0,4	2,5
	5	48	6	0,4	2,5
	6	50	7	0,4	2,5

5.1.3 Закономерности изменения НДС в окрестности выработки при отработке крутопадающего рудного тела

Исследование НДС массива при отработке крутопадающих пластов произведены с целью выяснения зон растяжения впереди очистного пространства для рациональной разработки оптимальной глубины шпуров и всего комплекса БВР. Полученные результаты могут быть использованы при составлении паспортов БВР.

Пример результатов расчетов показан в таблице 5.2.

Таблица 5.2 – Результаты расчетов

УПРУГАЯ ЗАДАЧА														
КОЛИЧЕСТВО ТОЧЕК			N= 50											
УГОЛ ВНУТРЕННЕГО ТРЕНИЯ			fi= 30											
КОЭФФИЦИЕНТ ПУАССОНА			nu= 0.25											
НАПРЯЖЕНИЯ В НЕТРОНУТОМ МАССИВЕ														
						CX =1.00								
						CY =1.00								
						TXY=0.00								
ПАРАМЕТРЫ СКАНИРОВАНИЯ МАССИВА														
						nl= 7								
						nt=25								
						sh= 0.20								
						shl= 0.20								
НОМЕРА ТОЧЕК И УГЛЫ НАКЛОНА ЛУЧЕЙ ПРОСМОТРА														
001 130			045 040			046 040			047 085			048 085		
049 085			050 130			000 000			000 000			000 000		
КООРДИНАТЫ КОНТУРА ВЫРАБОТКИ														
-0.85 24.77			-1.06 22.32			-1.27 19.87			-1.49 17.42			-1.70 14.97		
-1.92 12.52			-2.13 10.06			-2.35 7.61			-2.56 5.16			-2.77 2.71		
-2.99 0.26			-3.20 -2.19			-3.42 -4.64			-3.63 -7.09			-3.85 -9.54		
-4.06-11.99			-4.28-14.44			-4.49-16.89			-4.70-19.34			-4.92-21.79		
-5.13-24.25			-4.77-24.68			-3.04-24.83			-1.32-24.98			0.41-25.13		
0.85-24.77			1.06-22.32			1.27-19.87			1.49-17.42			1.70-14.97		
1.92-12.52			2.13-10.06			2.35 -7.61			2.56 -5.16			2.77 -2.71		
2.99 -0.26			3.20 2.19			3.42 4.64			3.63 7.09			3.85 9.54		
4.06 11.99			4.28 14.44			4.49 16.89			4.70 19.34			4.92 21.79		
5.13 24.25			4.77 24.68			3.04 24.83			1.32 24.98			-0.41 25.13		
ПАРАМЕТРЫ СКАНИРОВАНИЯ МАССИВА														
i	k	zk_r	zk_i	S_x	S_y	S_{xy}	s₁	s₂	T_{max}	E_{max}	k_z			
1	1	-1.08	23.70	-0.10	-1.97	-0.39	-0.02	-2.04	1.01	0.74	0.57			
1	2	-1.21	23.85	-0.22	-1.99	-0.60	-0.03	-2.18	1.07	0.76	0.60			
1	3	-1.34	24.00	-0.38	-2.00	-0.83	-0.04	-2.34	1.15	0.80	0.65			

Продолжение таблицы 5.2

1 4	-1.47	24.16	-0.62	-1.95	-1.04	-0.05	-2.52	1.24	0.83	0.68
1 5	-1.59	24.31	-0.92	-1.84	-1.21	-0.09	-2.67	1.29	0.83	0.70
1 6	-1.72	24.46	-1.24	-1.67	-1.30	-0.14	-2.77	1.31	0.80	0.68
1 7	-1.85	24.61	-1.54	-1.50	-1.30	-0.22	-2.82	1.30	0.74	0.62
1 8	-1.98	24.77	-1.77	-1.34	-1.24	-0.29	-2.81	1.26	0.66	0.56
1 9	-2.11	24.92	-1.93	-1.21	-1.15	-0.36	-2.78	1.21	0.58	0.49
1 10	-2.24	25.07	-2.04	-1.12	-1.06	-0.43	-2.73	1.15	0.51	0.42
1 11	-2.37	25.23	-2.11	-1.04	-0.96	-0.48	-2.67	1.10	0.44	0.36
1 12	-2.49	25.38	-2.14	-0.99	-0.87	-0.52	-2.61	1.05	0.38	0.30
1 13	-2.62	25.53	-2.16	-0.95	-0.79	-0.56	-2.55	1.00	0.33	0.25
1 14	-2.75	25.69	-2.16	-0.92	-0.72	-0.59	-2.49	0.95	0.29	0.21
1 15	-2.88	25.84	-2.16	-0.90	-0.66	-0.61	-2.44	0.91	0.25	0.17
1 16	-3.01	25.99	-2.14	-0.88	-0.61	-0.63	-2.39	0.88	0.21	0.14
1 17	-3.14	26.15	-2.13	-0.86	-0.56	-0.65	-2.34	0.85	0.19	0.11
1 18	-3.27	26.30	-2.11	-0.85	-0.52	-0.67	-2.30	0.82	0.16	0.09
1 19	-3.39	26.45	-2.09	-0.84	-0.48	-0.68	-2.25	0.79	0.14	0.06
1 20	-3.52	26.61	-2.07	-0.84	-0.45	-0.69	-2.21	0.76	0.11	0.04
1 21	-3.65	26.76	-2.05	-0.83	-0.42	-0.70	-2.18	0.74	0.09	0.02
1 22	-3.78	26.91	-2.02	-0.83	-0.39	-0.71	-2.14	0.72	0.08	0.01
1 23	-3.91	27.07	-2.00	-0.82	-0.37	-0.72	-2.11	0.70	0.06	-0.01
1 24	-4.04	27.22	-1.98	-0.82	-0.35	-0.72	-2.08	0.68	0.05	-0.03
1 25	-4.17	27.37	-1.96	-0.82	-0.33	-0.73	-2.05	0.66	0.03	-0.04
2 1	5.18	23.15	-0.02	-2.18	0.02	-0.02	-2.18	1.08	0.78	0.61
2 2	5.33	23.28	-0.06	-2.28	0.25	-0.04	-2.31	1.14	0.79	0.64
2 3	5.49	23.41	-0.16	-2.37	0.49	-0.05	-2.48	1.21	0.82	0.67
2 4	5.64	23.53	-0.32	-2.41	0.76	-0.07	-2.65	1.29	0.84	0.70
2 5	5.79	23.66	-0.56	-2.35	0.99	-0.12	-2.79	1.34	0.83	0.70
2 6	5.94	23.79	-0.85	-2.22	1.16	-0.19	-2.88	1.35	0.78	0.67
2 7	6.10	23.92	-1.13	-2.05	1.24	-0.27	-2.92	1.32	0.71	0.61
2 8	6.25	24.05	-1.37	-1.88	1.25	-0.35	-2.90	1.28	0.63	0.54
2 9	6.40	24.18	-1.56	-1.72	1.22	-0.42	-2.86	1.22	0.54	0.46
2 10	6.56	24.31	-1.70	-1.59	1.16	-0.49	-2.80	1.16	0.46	0.39
2 11	6.71	24.43	-1.79	-1.48	1.09	-0.54	-2.73	1.10	0.40	0.32
2 12	6.86	24.56	-1.85	-1.40	1.02	-0.58	-2.67	1.04	0.34	0.27
2 13	7.02	24.69	-1.89	-1.33	0.95	-0.62	-2.60	0.99	0.28	0.22
2 14	7.17	24.82	-1.91	-1.27	0.89	-0.65	-2.54	0.95	0.24	0.17
2 15	7.32	24.95	-1.93	-1.23	0.84	-0.67	-2.48	0.91	0.20	0.14
2 16	7.48	25.08	-1.93	-1.19	0.78	-0.69	-2.43	0.87	0.17	0.10
2 17	7.63	25.20	-1.93	-1.15	0.74	-0.71	-2.37	0.83	0.14	0.07
2 18	7.78	25.33	-1.92	-1.13	0.70	-0.72	-2.33	0.80	0.11	0.05
2 19	7.94	25.46	-1.91	-1.10	0.66	-0.73	-2.28	0.77	0.09	0.02
2 20	8.09	25.59	-1.90	-1.08	0.63	-0.74	-2.24	0.75	0.07	0.00
2 21	8.24	25.72	-1.89	-1.06	0.60	-0.75	-2.20	0.72	0.05	-0.02
2 22	8.40	25.85	-1.88	-1.05	0.57	-0.76	-2.16	0.70	0.03	-0.03

2 23	8.55	25.98	-1.86	-1.03	0.54	-0.77	-2.13	0.68	0.02	-0.05
2 24	8.70	26.10	-1.85	-1.02	0.52	-0.77	-2.10	0.66	0.00	-0.06
2 25	8.86	26.23	-1.83	-1.01	0.50	-0.78	-2.07	0.65	-0.01	-0.08
3 1	5.10	24.59	-3.41	-3.36	2.63	-0.75	-6.02	2.63	1.00	1.09
3 2	5.26	24.72	-3.26	-2.57	1.85	-1.03	-4.79	1.88	0.42	0.49
3 3	5.41	24.85	-3.06	-2.17	1.45	-1.10	-4.12	1.51	0.18	0.24
3 4	5.56	24.98	-2.89	-1.92	1.20	-1.11	-3.70	1.30	0.07	0.11
3 5	5.72	25.10	-2.76	-1.76	1.04	-1.11	-3.41	1.15	-0.00	0.03
3 6	5.87	25.23	-2.65	-1.63	0.91	-1.09	-3.19	1.05	-0.05	-0.03
3 7	6.02	25.36	-2.55	-1.54	0.82	-1.08	-3.01	0.97	-0.08	-0.07
3 8	6.18	25.49	-2.48	-1.46	0.75	-1.07	-2.87	0.90	-0.10	-0.09
3 9	6.33	25.62	-2.41	-1.40	0.69	-1.05	-2.76	0.85	-0.11	-0.12
3 10	6.48	25.75	-2.35	-1.35	0.63	-1.04	-2.66	0.81	-0.13	-0.13
3 11	6.64	25.88	-2.30	-1.30	0.59	-1.03	-2.57	0.77	-0.14	-0.15
3 12	6.79	26.00	-2.25	-1.27	0.55	-1.02	-2.50	0.74	-0.14	-0.16
3 13	6.94	26.13	-2.21	-1.23	0.52	-1.01	-2.43	0.71	-0.15	-0.17
3 14	7.10	26.26	-2.17	-1.21	0.49	-1.00	-2.37	0.69	-0.16	-0.18
3 15	7.25	26.39	-2.13	-1.18	0.46	-0.99	-2.32	0.66	-0.16	-0.19
3 16	7.40	26.52	-2.10	-1.16	0.44	-0.98	-2.27	0.64	-0.17	-0.20
3 17	7.56	26.65	-2.06	-1.14	0.42	-0.98	-2.23	0.63	-0.17	-0.20
3 18	7.71	26.78	-2.03	-1.12	0.40	-0.97	-2.18	0.61	-0.17	-0.21
3 19	7.86	26.90	-2.01	-1.10	0.38	-0.96	-2.15	0.59	-0.18	-0.21
3 20	8.02	27.03	-1.98	-1.09	0.37	-0.96	-2.11	0.58	-0.18	-0.22
3 21	8.17	27.16	-1.96	-1.08	0.35	-0.95	-2.08	0.56	-0.18	-0.22
3 22	8.32	27.29	-1.93	-1.06	0.34	-0.95	-2.05	0.55	-0.19	-0.23
3 23	8.47	27.42	-1.91	-1.05	0.32	-0.94	-2.02	0.54	-0.19	-0.23
3 24	8.63	27.55	-1.89	-1.04	0.31	-0.94	-1.99	0.53	-0.19	-0.24
3 25	8.78	27.68	-1.87	-1.03	0.30	-0.94	-1.97	0.52	-0.19	-0.24
4 1	3.92	24.95	-4.45	-0.30	0.68	-0.19	-4.56	2.19	1.21	1.16
4 2	3.94	25.15	-4.14	-0.52	0.88	-0.32	-4.34	2.01	1.01	0.97
4 3	3.96	25.35	-3.85	-0.71	0.98	-0.43	-4.13	1.85	0.85	0.82
4 4	3.98	25.55	-3.61	-0.85	1.00	-0.53	-3.94	1.70	0.71	0.68
4 5	3.99	25.75	-3.41	-0.96	0.98	-0.61	-3.75	1.57	0.57	0.55
4 6	4.01	25.95	-3.24	-1.03	0.93	-0.69	-3.58	1.44	0.45	0.43
4 7	4.03	26.15	-3.10	-1.09	0.87	-0.76	-3.42	1.33	0.34	0.33
4 8	4.04	26.35	-2.98	-1.12	0.80	-0.83	-3.28	1.23	0.24	0.23
4 9	4.06	26.55	-2.88	-1.15	0.73	-0.88	-3.15	1.13	0.16	0.15
4 10	4.08	26.75	-2.79	-1.17	0.67	-0.93	-3.03	1.05	0.08	0.07
4 11	4.10	26.95	-2.71	-1.19	0.61	-0.97	-2.92	0.98	0.01	0.00
4 12	4.11	27.14	-2.64	-1.20	0.56	-1.01	-2.83	0.91	-0.05	-0.06
4 13	4.13	27.34	-2.57	-1.21	0.50	-1.04	-2.74	0.85	-0.11	-0.11
4 14	4.15	27.54	-2.51	-1.21	0.46	-1.07	-2.66	0.79	-0.16	-0.16
4 15	4.17	27.74	-2.45	-1.22	0.42	-1.09	-2.58	0.74	-0.20	-0.20
4 16	4.18	27.94	-2.40	-1.23	0.38	-1.12	-2.51	0.70	-0.24	-0.24
4 17	4.20	28.14	-2.35	-1.23	0.34	-1.14	-2.45	0.66	-0.27	-0.28

4 18	4.22	28.34	-2.30	-1.24	0.31	-1.15	-2.39	0.62	-0.31	-0.31
4 19	4.24	28.54	-2.26	-1.24	0.28	-1.17	-2.33	0.58	-0.33	-0.34
4 20	4.25	28.74	-2.22	-1.24	0.26	-1.18	-2.28	0.55	-0.36	-0.36
4 21	4.27	28.94	-2.17	-1.25	0.23	-1.19	-2.23	0.52	-0.38	-0.39
4 22	4.29	29.14	-2.14	-1.25	0.21	-1.20	-2.19	0.49	-0.41	-0.41
4 23	4.31	29.34	-2.10	-1.25	0.19	-1.21	-2.14	0.47	-0.42	-0.43
4 24	4.32	29.54	-2.07	-1.25	0.18	-1.22	-2.10	0.44	-0.44	-0.45
4 25	4.34	29.73	-2.03	-1.26	0.16	-1.22	-2.06	0.42	-0.46	-0.46
5 1	2.20	25.10	-3.49	-0.14	0.30	-0.11	-3.51	1.70	1.02	0.92
5 2	2.21	25.30	-3.44	-0.19	0.29	-0.17	-3.47	1.65	0.95	0.86
5 3	2.23	25.50	-3.43	-0.23	0.29	-0.21	-3.46	1.62	0.91	0.82
5 4	2.25	25.70	-3.43	-0.28	0.29	-0.25	-3.45	1.60	0.86	0.78
5 5	2.27	25.90	-3.41	-0.34	0.28	-0.31	-3.43	1.56	0.80	0.72
5 6	2.28	26.10	-3.36	-0.40	0.27	-0.38	-3.39	1.51	0.72	0.65
5 7	2.30	26.30	-3.31	-0.47	0.26	-0.45	-3.33	1.44	0.63	0.57
5 8	2.32	26.50	-3.24	-0.55	0.25	-0.52	-3.26	1.37	0.54	0.49
5 9	2.34	26.70	-3.16	-0.62	0.24	-0.60	-3.18	1.29	0.45	0.40
5 10	2.35	26.90	-3.08	-0.69	0.23	-0.67	-3.10	1.21	0.36	0.31
5 11	2.37	27.10	-2.99	-0.76	0.21	-0.74	-3.01	1.14	0.27	0.23
5 12	2.39	27.30	-2.91	-0.82	0.20	-0.80	-2.93	1.06	0.18	0.15
5 13	2.41	27.49	-2.82	-0.87	0.19	-0.86	-2.84	0.99	0.11	0.08
5 14	2.42	27.69	-2.75	-0.92	0.18	-0.91	-2.76	0.93	0.03	0.01
5 15	2.44	27.89	-2.67	-0.97	0.17	-0.95	-2.69	0.87	-0.03	-0.05
5 16	2.46	28.09	-2.60	-1.01	0.16	-0.99	-2.61	0.81	-0.09	-0.11
5 17	2.48	28.29	-2.53	-1.05	0.15	-1.03	-2.54	0.76	-0.14	-0.16
5 18	2.49	28.49	-2.46	-1.08	0.14	-1.06	-2.48	0.71	-0.19	-0.20
5 19	2.51	28.69	-2.40	-1.10	0.13	-1.09	-2.41	0.66	-0.24	-0.25
5 20	2.53	28.89	-2.34	-1.13	0.13	-1.12	-2.36	0.62	-0.28	-0.29
5 21	2.55	29.09	-2.29	-1.15	0.12	-1.14	-2.30	0.58	-0.31	-0.32
5 22	2.56	29.29	-2.24	-1.17	0.11	-1.16	-2.25	0.55	-0.34	-0.35
5 23	2.58	29.49	-2.19	-1.18	0.11	-1.17	-2.20	0.51	-0.37	-0.38
5 24	2.60	29.69	-2.15	-1.20	0.10	-1.19	-2.16	0.49	-0.40	-0.40
5 25	2.61	29.89	-2.10	-1.21	0.10	-1.20	-2.11	0.46	-0.42	-0.43
6 1	0.47	25.25	-4.51	-0.18	0.08	-0.18	-4.52	2.17	1.20	1.15
6 2	0.49	25.45	-4.28	-0.32	-0.18	-0.32	-4.28	1.98	1.01	0.96
6 3	0.50	25.65	-4.04	-0.46	-0.35	-0.42	-4.08	1.83	0.85	0.81
6 4	0.52	25.85	-3.83	-0.58	-0.44	-0.52	-3.88	1.68	0.70	0.67
6 5	0.54	26.05	-3.63	-0.68	-0.46	-0.60	-3.70	1.55	0.57	0.55
6 6	0.56	26.25	-3.46	-0.76	-0.46	-0.68	-3.53	1.43	0.45	0.43
6 7	0.57	26.45	-3.31	-0.82	-0.43	-0.75	-3.38	1.31	0.34	0.33
6 8	0.59	26.65	-3.17	-0.88	-0.39	-0.81	-3.24	1.21	0.25	0.23
6 9	0.61	26.85	-3.06	-0.92	-0.35	-0.86	-3.11	1.12	0.16	0.15
6 10	0.63	27.05	-2.95	-0.96	-0.31	-0.91	-3.00	1.04	0.09	0.08
6 11	0.64	27.25	-2.86	-0.99	-0.27	-0.95	-2.90	0.97	0.02	0.01
6 12	0.66	27.45	-2.77	-1.02	-0.24	-0.99	-2.80	0.91	-0.04	-0.05

6 13	0.68	27.65	-2.69	-1.05	-0.20	-1.02	-2.72	0.85	-0.09	-0.10
6 14	0.70	27.84	-2.62	-1.07	-0.17	-1.05	-2.64	0.79	-0.14	-0.15
6 15	0.71	28.04	-2.55	-1.09	-0.14	-1.08	-2.56	0.74	-0.18	-0.19
6 16	0.73	28.24	-2.49	-1.11	-0.12	-1.10	-2.50	0.70	-0.22	-0.23
6 17	0.75	28.44	-2.43	-1.12	-0.09	-1.12	-2.43	0.66	-0.26	-0.26
6 18	0.77	28.64	-2.37	-1.14	-0.07	-1.13	-2.38	0.62	-0.29	-0.30
6 19	0.78	28.84	-2.32	-1.15	-0.05	-1.15	-2.32	0.59	-0.32	-0.32
6 20	0.80	29.04	-2.27	-1.16	-0.04	-1.16	-2.27	0.56	-0.34	-0.35
6 21	0.82	29.24	-2.22	-1.17	-0.02	-1.17	-2.22	0.53	-0.37	-0.37
6 22	0.84	29.44	-2.18	-1.18	-0.01	-1.18	-2.18	0.50	-0.39	-0.40
6 23	0.85	29.64	-2.14	-1.19	-0.00	-1.19	-2.14	0.47	-0.41	-0.41
6 24	0.87	29.84	-2.10	-1.20	0.01	-1.20	-2.10	0.45	-0.42	-0.43
6 25	0.89	30.04	-2.06	-1.21	0.02	-1.21	-2.06	0.43	-0.44	-0.45
7 1	-0.76	25.10	-4.20	-2.31	-2.37	-0.70	-5.81	2.55	1.00	1.07
7 2	-0.89	25.26	-3.79	-1.82	-1.57	-0.95	-4.65	1.85	0.46	0.52
7 3	-1.01	25.41	-3.46	-1.57	-1.17	-1.01	-4.02	1.51	0.25	0.29
7 4	-1.14	25.56	-3.22	-1.42	-0.94	-1.02	-3.62	1.30	0.14	0.16
7 5	-1.27	25.72	-3.04	-1.32	-0.78	-1.02	-3.34	1.16	0.07	0.08
7 6	-1.40	25.87	-2.89	-1.25	-0.67	-1.01	-3.13	1.06	0.02	0.03
7 7	-1.53	26.02	-2.77	-1.19	-0.59	-1.00	-2.97	0.98	-0.01	-0.01
7 8	-1.66	26.18	-2.67	-1.15	-0.52	-0.99	-2.83	0.92	-0.03	-0.04
7 9	-1.79	26.33	-2.59	-1.11	-0.46	-0.98	-2.72	0.87	-0.05	-0.06
7 10	-1.91	26.48	-2.51	-1.08	-0.42	-0.97	-2.63	0.83	-0.06	-0.08
7 11	-2.04	26.63	-2.45	-1.06	-0.38	-0.96	-2.54	0.79	-0.07	-0.10
7 12	-2.17	26.79	-2.39	-1.03	-0.35	-0.95	-2.47	0.76	-0.08	-0.11
7 13	-2.30	26.94	-2.34	-1.02	-0.32	-0.94	-2.41	0.73	-0.09	-0.12
7 14	-2.43	27.09	-2.29	-1.00	-0.29	-0.94	-2.35	0.71	-0.10	-0.13
7 15	-2.56	27.25	-2.25	-0.98	-0.27	-0.93	-2.30	0.69	-0.10	-0.14
7 16	-2.68	27.40	-2.21	-0.97	-0.25	-0.92	-2.25	0.67	-0.11	-0.15
7 17	-2.81	27.55	-2.17	-0.96	-0.23	-0.92	-2.21	0.65	-0.11	-0.16
7 18	-2.94	27.71	-2.13	-0.95	-0.22	-0.91	-2.17	0.63	-0.12	-0.16
7 19	-3.07	27.86	-2.10	-0.94	-0.20	-0.91	-2.13	0.61	-0.12	-0.17
7 20	-3.20	28.01	-2.07	-0.93	-0.19	-0.90	-2.10	0.60	-0.13	-0.18
7 21	-3.33	28.17	-2.04	-0.93	-0.18	-0.90	-2.07	0.58	-0.13	-0.18
7 22	-3.46	28.32	-2.01	-0.92	-0.17	-0.90	-2.04	0.57	-0.14	-0.19
7 23	-3.58	28.47	-1.99	-0.92	-0.16	-0.89	-2.01	0.56	-0.14	-0.19
7 24	-3.71	28.63	-1.96	-0.91	-0.15	-0.89	-1.98	0.55	-0.15	-0.20
7 25	-3.84	28.78	-1.94	-0.91	-0.14	-0.89	-1.96	0.53	-0.15	-0.20

ВРЕМЯ РАБОТЫ ПРОГРАММЫ 0ч 11 мин 3с

ДАТА ПРОВЕДЕНИЯ РАСЧЕТА 07/06/ 2011 ГОДА

где I – номер луча;

k – номер точки на луче;

zk_k - координата x точки k на луче I ;

zk_k - координата y точки k на луче I ;

S_x - напряжения в точке по оси X;
 S_y - напряжения в точке по оси Y;
 S_{xy} - напряжения в точке по оси XY;
 $s_2 s_1$ - главные напряжения в точке;
 T_{max} – касательные напряжения в точке;
 E_{max} - значения деформаций в точке;
 kz - интегрированный показатель напряжений в точке;

В результате расчетов были получены напряжения и деформации в точках исследуемой области.

Высота и ширина данной зоны определялась на основании распространения деформации растяжения в массиве. Наличие деформации растяжения в точке по лучу сканирования свидетельствовало о наличии зоны разгрузки в этой точке.

В качестве вариантов были рассмотрены значения высоты отработанного пространства 10 и 50 метров. Мощность отрабатываемого пространства составляла 2-6 метров. Результаты полученных напряжений и деформаций были обработаны с помощью программы «SURFER-7.0» для получения изолиний напряжений и деформаций в исследуемой области. Методика графического представления результатов решения упругой задачи по определению степени деформируемости в зоне очистного блока при отработке крутопадающих рудных тел с помощью программы «SURFER-7.0» [77].

Пример полученных изолиний приведен на рисунке 5.4.

Как показали проведенные исследования зона разгрузки или зона растяжения располагается от груди забоя на расстоянии 0.5 - 3.0 м. Причем данные размеры почти не изменяются при изменении высоты магазина (см. таблицу 5.3).

Наличие ослабленной зоны с повышенными деформациями растяжения позволяет использовать в этой части массива меньший удельный расход взрывчатых веществ, а так же применять большее расстояние между шпурами. Также возможно не применение врубовых шпуров в этой части отрабатываемого массива.

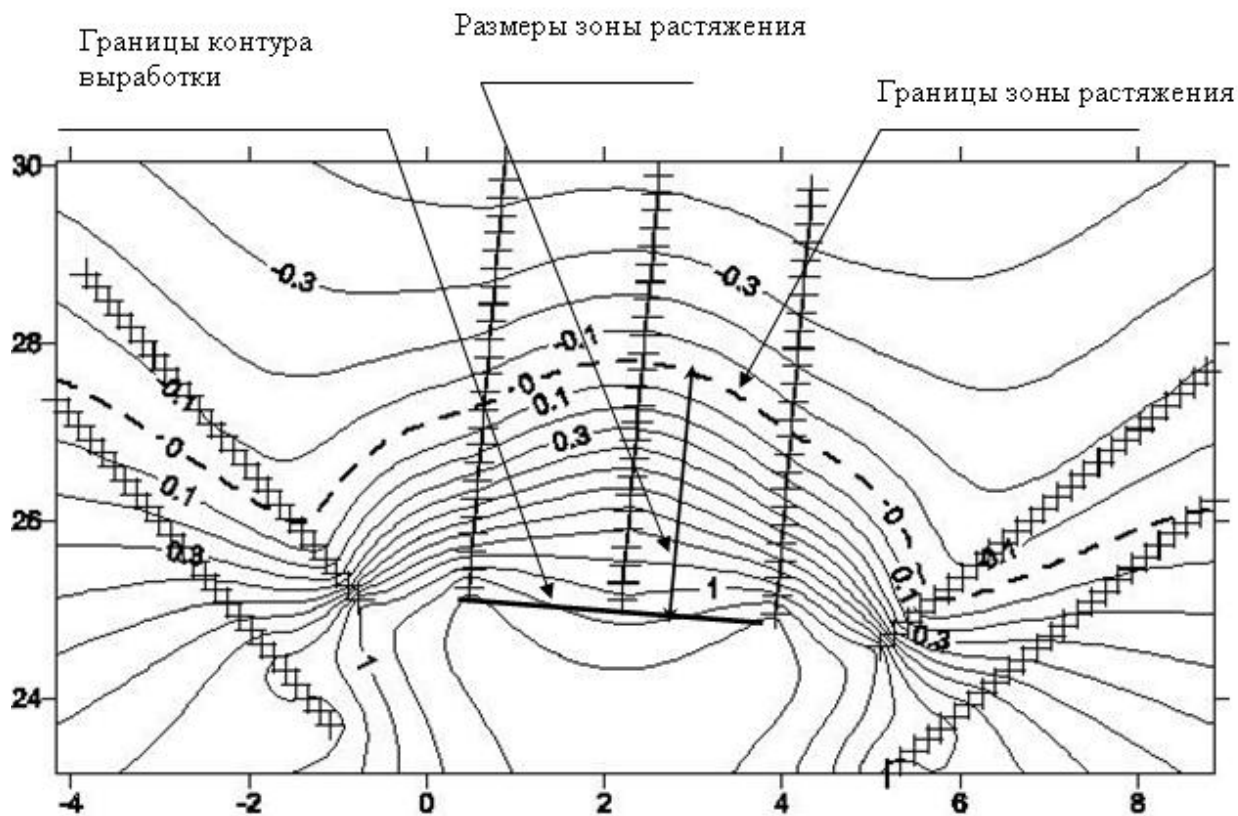


Рисунок 5.4 – Изолинии зоны растяжения вокруг очистного пространства при мощности отработки 6 м и высоте отработки 50 метров

5.1.4 Статистическая обработка результатов математического моделирования

Результаты моделирования были обработаны статистическими методами для нахождения аналитических зависимостей развития зоны разрушения от мощности обрабатываемой жилы и высоты отработки

Использование возможностей современной вычислительной техники, оснащенной пакетами программ машинной обработки статистической информации на ЭВМ, делает практически осуществимым оперативное решение задач изучения корреляционной связи любых показателей методами корреляционно-регрессионного анализа.

Наиболее разработанной в теории статистики является методология так называемой парной корреляции, рассматривающая влияние вариации факторного признака X на результативный Y (см. рисунки 5.5-5.8).

Важным этапом корреляционного анализа связи является оценка практической значимости синтезированных моделей. Проверка практической значимости синтезированных в корреляционно-регрессионном анализе математических моделей осуществляется посредством показателей тесноты связи между признаками X и Y [77].

Таблица 5.3 – Результаты моделирования НДС

Высота магазина А, м	Мощность отрабатываемой жилы В, м	Количество точек разбиения, шт.	Количество лучей для просмотра, шт.	Размер зоны растяжения вперед забоя, м
10	2	16	5	0,6
	3	18	6	1,2
	4	18	6	1,7
	5	20	7	2,7
	6	20	7	3,1
25	2	26	5	0,55
	3	26	5	1,1
	4	28	6	1,6
	5	28	6	2,1
	6	30	7	2,8
40	2	38	5	0,6
	3	38	5	1,1
	4	40	6	1,5
	5	40	6	2,1
	6	42	7	2,9
50	2	46	5	0,5
	3	46	5	1,00
	4	48	6	1,4
	5	48	6	2,0
	6	50	7	2,8

Оценка точности аппроксимации парной модели производится по индексу детерминации R .

Проверка практической значимости синтезированных в корреляционно-регрессионном анализе математических моделей осуществляется посредством показателей тесноты связи между признаками x и y .

Показатель R^2 называется *индексом детерминации* (причинности). Он выражает долю факторной дисперсии в общей дисперсии, т.е. характеризует, какая часть общей вариации результативного признака y объясняется изучаемым фактором x .

Коэффициент детерминации (R^2) показывает насколько процентов значения Y зависят от значения X . Значение R^2 находится в пределах от 0 до 1 и чем ближе данное значение к 1.0, тем лучше аналитическая зависимость

описывает фактические данные. В нашем случае подбор формы уравнения был произведен именно по данному параметру. В качестве уравнения для описания размеров зоны разрушения вокруг очистной выработки были приняты следующие: линейная, логарифмическая, степенная, экспоненциальная и полиномиальная. В результате проведенных расчетов высокое значение $R^2 = 0.98$ получено для линейной зависимости.

При значениях показателей тесноты связи, превышающих 0,7, зависимость результативного признака y от факторного x является высокой, а при значениях более 0,9 - весьма высокой. Это в соответствии с показаниями индекса детерминации R^2 означает, что более половины общей вариации результативного признака y объясняется влиянием изучаемого фактора x . Последнее позволяет считать оправданным применение метода функционального анализа для изучения корреляционной связи, а синтезированные при этом математические модели признаются пригодными для их практического использования.

Поэтому созданные парные математические модели могут быть признаны пригодными для практических целей.

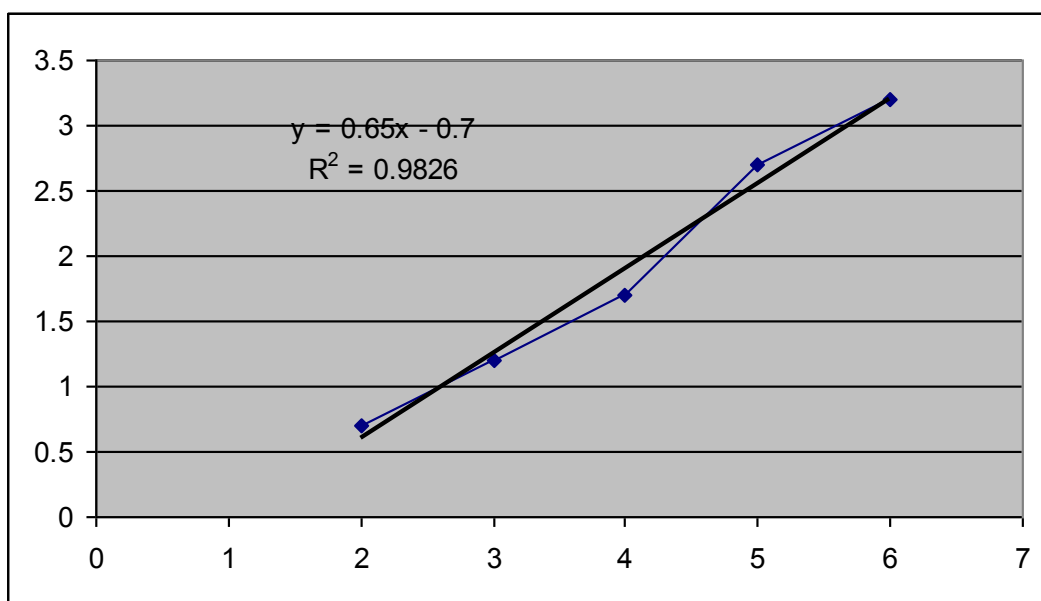


Рисунок 5.5 – Зависимость зоны растяжения (Y) от мощности отработки (X=2-6 м) при высоте магазина 10 м

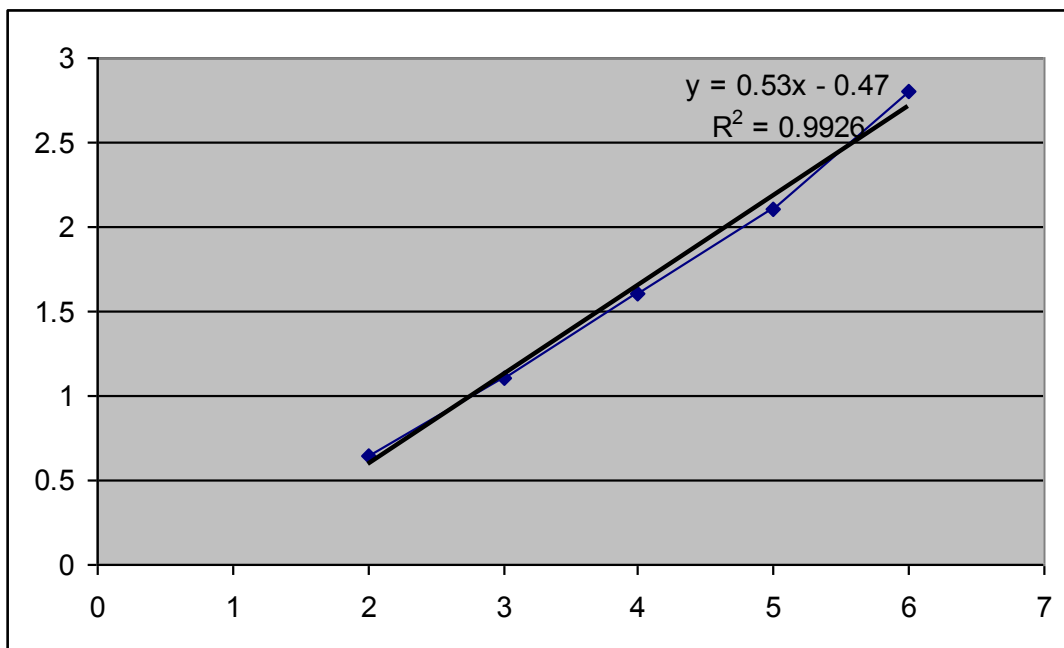


Рисунок 5.6 – Зависимость зоны растяжения (Y) от мощности отработки (X=2-6 м) при высоте магазина 25 м

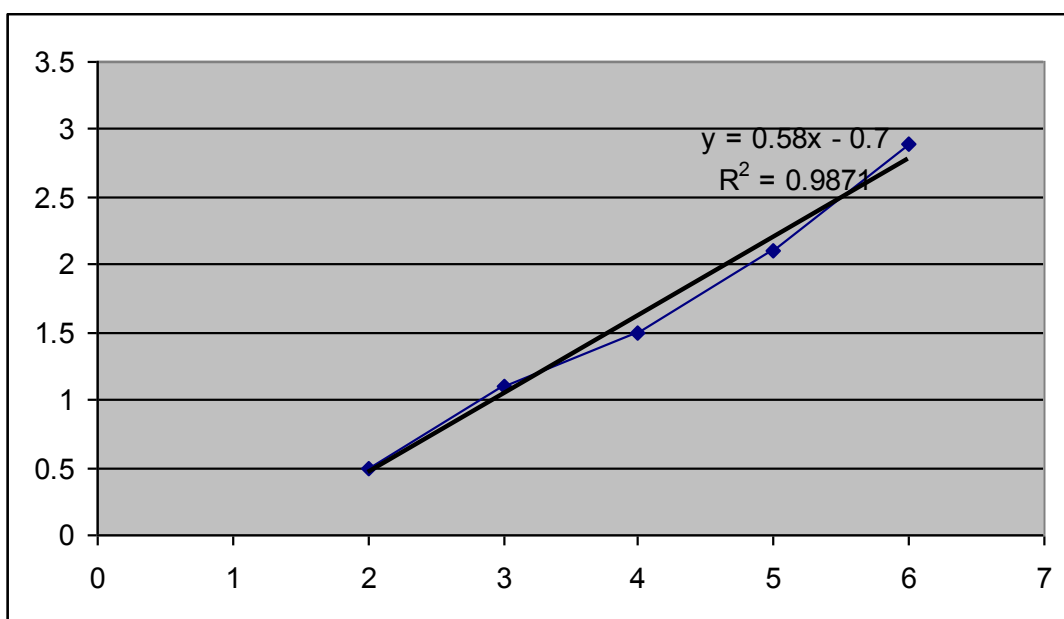


Рисунок 5.7 – Зависимость зоны растяжения (Y) от мощности отработки (X=2-6 м) при высоте магазина 40 м

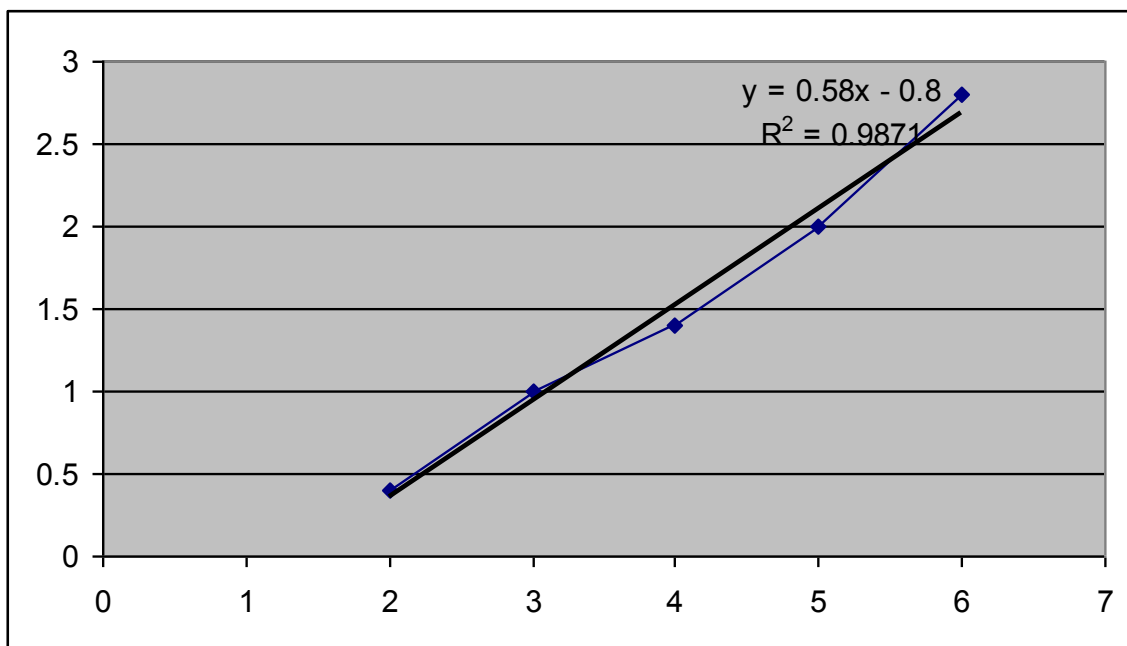


Рисунок 5.8 – Зависимость зоны растяжения (Y) от мощности отработки (X=2-6 м) при высоте магазина 50 м

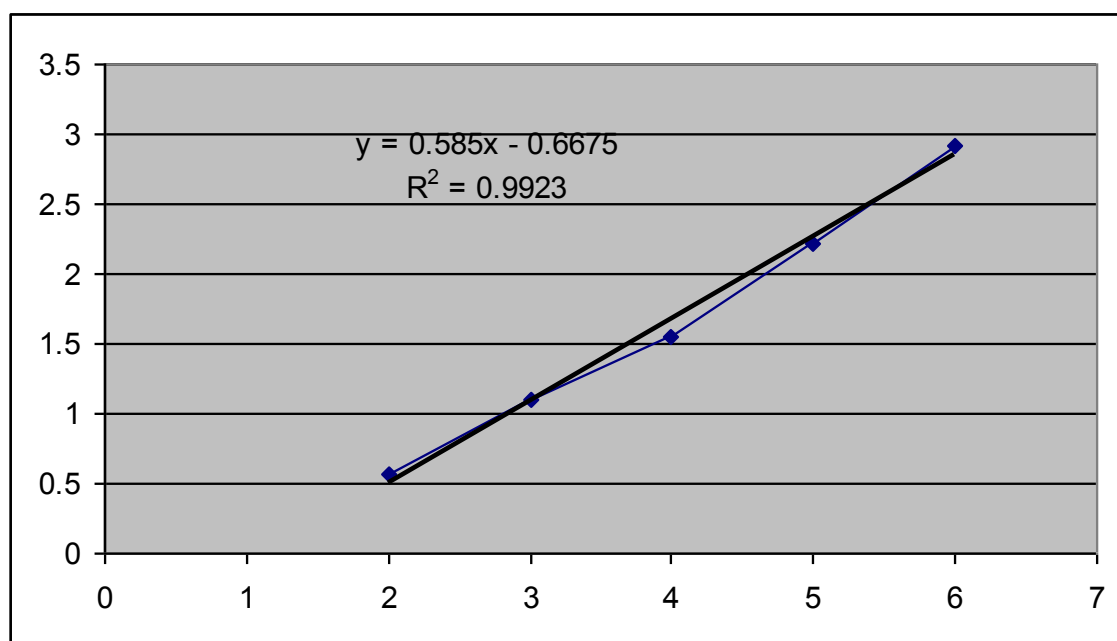


Рисунок 5.9 – Средняя зависимость зоны растяжения (Y) от мощности отработки (X=2-6 м)

Для определения рациональной длины отбойного шпура можно воспользоваться простой эмпирической зависимостью:

$$Y = 06 * X - 0,67 \quad (5.1)$$

Кроме того, данные моделирования были обработаны с помощью многофакторной линейной зависимости. В качестве независимых параметров (X1 и X2) в модель были включены высота обрабатываемого пространства (X1) и мощность обрабатываемого рудного тела (X2)

Многофакторный корреляционный и регрессионный анализ позволяет оценить меру влияния на исследуемый результативный показатель каждого из включенных в модель (уравнение) факторов при фиксированном положении (на среднем уровне) остальных факторов, а также при любых возможных сочетаниях факторов с определенной степенью точности найти теоретическое значение этого показателя (важным условием является отсутствие между факторами функциональной связи).

Математически задача формулируется следующим образом. Требуется найти аналитическое выражение, наилучшим образом отражающее установленную теоретическим анализом связь независимых признаков с результативным, т.е. функцию:

$$Y = f(x_1, x_2, \dots, x_n) \quad (5.2)$$

В условиях использования ЭВМ выбор аппроксимирующей математической функции осуществляется перебором решений, наиболее часто применяемых в анализе корреляции уравнений регрессии.

После выбора типа аппроксимирующей функции приступают к многофакторному корреляционному и регрессионному анализу, задачей которого является построение уравнения множественной регрессии и нахождение его неизвестных) параметров a_0, a_1, \dots, a_n . Параметры уравнения множественной регрессии, как и в случае парной регрессии, находят по способу наименьших квадратов. Затем с помощью корреляционного анализа осуществляют проверку адекватности полученной модели.

Для измерения тесноты связи между двумя из рассматриваемых переменных (без учета их взаимодействия с другими переменными) применяются парные коэффициенты корреляции. Методика расчета таких коэффициентов и их интерпретация аналогичны методике расчета линейного коэффициента корреляции в случае однофакторной связи. Если известны средние квадратические отклонения анализируемых величин, то *парные коэффициенты корреляции* можно рассчитать проще, по следующим формулам:

$$r_{yx} = \frac{\overline{x_1 y} - \overline{x_1} * \overline{y}}{\sigma_{x_1} \sigma_y} \quad (5.3)$$

$$r_{yx_2} = \frac{\overline{x_2 y} - \overline{x_2} * \overline{y}}{\sigma_{x_2} \sigma_y} \quad (5.4)$$

Показателем тесноты связи, устанавливаемой между результативными и двумя или более факторными признаками, является *совокупный коэффициент множественной корреляции* $R_{y_{x1,x2,\dots,xn}}$. В случае линейной двухфакторной связи совокупный коэффициент множественной корреляции может быть рассчитан по формуле:

$$R_{y_{x1x2}} = \sqrt{\frac{r_{yx1}^2 + r_{yx2}^2 - 2 * r_{yx1} * r_{yx2} * r_{x1x2}}{1 - r_{x1x2}^2}} \quad (5.5)$$

где r - линейные коэффициенты корреляции (парные); подстрочные индексы показывают, между какими признаками они исчисляются.

Совокупный коэффициент множественной корреляции измеряет одновременное влияние факторных признаков на результативный. Его значения находятся в пределах -1 до +1. Чем меньше наблюдаемые значения изучаемого показателя отклоняются от линии множественной регрессии, тем корреляционная связь является более интенсивной, а следовательно значение R ближе к единице.

Как показали результаты расчетов, многофакторная линейная зависимость имеет следующий вид (см. таблицу 5.4):

$$Y = -0,395 - 0,0087 * X_1 + 0,585 * X_2 \quad (5.6)$$

При этом совокупный коэффициент множественной корреляции R составляет 0,98 что говорит о достаточно тесной связи исследуемых независимых переменных с исследуемым параметром Y (размерами зоны растяжения). Использование данной аналитической зависимости показало, что ошибка или расхождение между фактическими данными и данными полученными с помощью уравнения в большинстве случаев не превышает 10%.

Проверка уравнения по значениям парных коэффициентов корреляции показала, что наиболее сильный фактор оказывающий значение зоны растяжения впереди забоя это мощность обрабатываемого рудного тела (см. таблицу 5.5). Размеры высоты отработки в данном случае хоть и оказывают влияние на размеры данной зоны, однако это влияние совсем не значительно (98% в первом случае и 15% во втором). Из этого можно сделать вывод, что при расчете высоты зоны растяжения для практических целей можно использовать простые парные линейные зависимости или усредненные значения по формуле 5.1

5.1.5 Оптимизация рациональных параметров буровзрывных работ при отработке крутопадающих жильных месторождений

Анализ расчетов напряженно-деформированного состояния горного массива, по лучам сканирования показал, что имеются существенные изменения

в картине распределения напряжений и деформаций связанные с шириной очистного забоя и его высотой. Анализ графиков показывает, что значительные по величине и по площади деформации расположены в углах и в кровле выработки.

Наличие зон растягивающих деформаций в кровле очистного забоя говорит о возможности разрушения рудного тела, как уменьшенным зарядом взрывчатого вещества, так и потребует оптимального расчета расхода взрывчатого вещества.

Таблица 5.4 – Результаты статистической обработки математического моделирования

X1	X2	Y	Y _x	Y-Y _x	%
10	2	0.7	0.687823	0.012177	1.739553
10	3	1.2	1.272823	-0.07282	-6.06859
10	4	1.7	1.857823	-0.15782	-9.28371
10	5	2.7	2.442823	0.257177	9.525069
10	6	3.2	3.027823	0.172177	5.380527
25	2	0.65	0.557007	0.092993	14.30665
25	3	1.1	1.142007	-0.04201	-3.8188
25	4	1.6	1.727007	-0.12701	-7.93793
25	5	2.1	2.312007	-0.21201	-10.0956
25	6	2.8	2.897007	-0.09701	-3.46453
40	2	0.5	0.42619	0.07381	14.7619
40	3	1.1	1.01119	0.08881	8.073593
40	4	1.5	1.59619	-0.09619	-6.4127
40	5	2.1	2.18119	-0.08119	-3.86621
40	6	2.9	2.76619	0.13381	4.614122
50	2	0.4	0.33898	0.06102	15.2551
50	3	1	0.92398	0.07602	7.602041
50	4	1.4	1.50898	-0.10898	-7.78426
50	5	2	2.09398	-0.09398	-4.69898
50	6	2.8	2.67898	0.12102	4.322157

Таблица 5.5 – Парные коэффициенты корреляции

Y	X1	X2		Y	X1	X2
0.7	10	2		1		
1.2	10	3	Y			
1.7	10	4	X1	-0.156	1	
2.7	10	5	X2	0.977	0	1
3.2	10	6				
0.65	25	2				
1.1	25	3				
1.6	25	4				
2.1	25	5				
2.8	25	6				
0.5	40	2				
1.1	40	3				
1.5	40	4				
2.1	40	5				
2.9	40	6				
0.4	50	2				
1	50	3				
1.4	50	4				
2	50	5				
2.8	50	6				

В результате проведенных исследований напряженно-деформированного состояния массива для различных мощностей обрабатываемого рудного тела и различной высоты магазина были определены размеры зоны растяжения впереди обрабатываемого пространства. Как показали исследования, высота отработки магазина не оказывает существенного влияния на размеры зоны растяжения (зоны трещиноватости пород). Наибольшее влияние на размеры зоны растяжения оказывает мощность обрабатываемого рудного тела. При существующих размерах рудного тела на руднике «Ушкатын-3» равных 4-6 метрам размеры зоны растяжения составляют 1,5 – 3,0 метров. Причем меньшее значение соответствует мощности 4 м, а большее мощности 6 метров [77].

На основании этого можно сделать вывод о рациональной длине шпуров при отработки крутопадающих жильных месторождений, которая не должна превышать размеров растянутой зоны горных пород впереди зоны отработки рудных тел. Расчет зоны растяжения может быть произведен с помощью эмпирических формул без дополнительного математического моделирования, так как статистическая обработка полученных результатов показала хорошую сходимость эмпирических зависимостей с результатами численного моделирования [77].

5.2 Определение нагрузки на крепь выработки с учетом систем и ориентации трещин

Крепление техногенных обнажений является одним из основополагающих вопросов горного производства. От правильного решения данного вопроса во многом зависит с одной стороны стоимость добычи полезного ископаемого, а с другой стороны, безопасность при ведении горных работ [73].

Крепление выработок в однородных горных породах предопределяет использование одного типа и параметров крепи. Однако в большинстве случаев при отработке полезных ископаемых мы сталкиваемся с наличием неоднородностей в горном массиве, что в свою очередь, требует разработки различных параметров крепления на различных участках горного массива. Такое положение не всегда устраивает производителей с точки зрения изменения технологии. Даже при наличии одного типа крепления, но с различными параметрами возникают технологические сложности возведения. Гораздо сложнее если необходимо переходить на различные конструкции крепи. Процесс выбор крепи возможен даже при наличии достаточно крепких пород при отработке рудных месторождений [37].

Наличие в крепких породах различного вида нарушений, а также некоторого количества включений с осадочными породами (аргиллит и алевролит) с небольшими прочностными характеристиками требуют применения на данных участках необходимо применение усиленных типов крепи. Кроме того, наличие обводненных пород приводит к уменьшению прочности породного массива [90], что также влияет на выбор параметров крепи горных выработок.

Необходимо также иметь в виду, что прочностные характеристики массива значительно снижаются при динамических воздействиях.

При проведении горных выработок буровзрывным способом происходит не только полное разрушение горных пород в забое, но и существенно нарушаются механические свойства законтурного массива вследствие возникновения радиальных и сферических трещин [91,92].

В этом случае можно говорить о достаточно сильном влиянии как природной, так и техногенной трещиноватости на устойчивость горного массива [93]

Возникновение различных систем трещин в законтурном массиве приводит к значительному изменению его прочностных параметров. Причем при наличии трещиноватости возможные изменения прочностных свойств горных пород, которые оказывают влияние на устойчивость массива, в значительной степени зависят от направления трещин по отношению к исследуемой выработке.

Как показали исследования на устойчивость горных выработок значительное влияние оказывает система горизонтальных трещин [18, 93]. С другой стороны не учет других систем трещин вокруг горной выработки также может привести к невозможности правильного определения зоны разрушения вокруг неё.

Следует отметить, что в большинстве случаев при исследовании устойчивости массива горных пород вокруг выработки учитывается одна преобладающая система трещин, а в массиве их существует несколько. Кроме того, большинство существующих математических пакетов по определению зоны разрушения вокруг выработки не могут учитывать трещиноватость по направлениям, а используют инструкции ВНИМИ [90] для определения общего ослабления массива.

Наличие трещиноватости по определенным направлениям изменяет не только размеры, но и форму зоны разрушения вокруг выработки [18,93], что может быть учтено при разработке рациональных типов и видов крепи.

Массив горных пород может быть разбит несколькими основными системами трещин. В качестве расчетной модели такой среды можно использовать сплошную, однородную, изотропную среду с учетом наличия систем поверхностей ослабления. Поверхности ослабления могут быть смоделированы как направления, в которых прочность на сдвиг и растяжение ослаблены. Для математического моделирования такой среды необходимо знать физико-механические характеристики, как самого массива, так и прочностные параметры на поверхностях ослабления [85].

Экспериментальные данные по определению физико-механических свойств пород на поверхностях ослабления содержатся во многих работах [6, 94]. В данных работах к основным параметрам прочности поверхностей ослабления относятся сцепление по поверхности ослабления K_0 , коэффициент внутреннего трения по поверхности ослабления $n_0 = \operatorname{tg} f$ и предел прочности по поверхности ослабления на растяжение S_p .

Сцепление по поверхности ослабления не является самостоятельной механической характеристикой, оно вторично, и зависит от того, насколько вторичные в генезисе процессы снизили прочность породы. Поэтому при изменении величины сцепления целесообразно представить ее не в абсолютном значении, а в виде отношения сцепления по поверхности ослабления K_0 к сцеплению в самом массиве K .

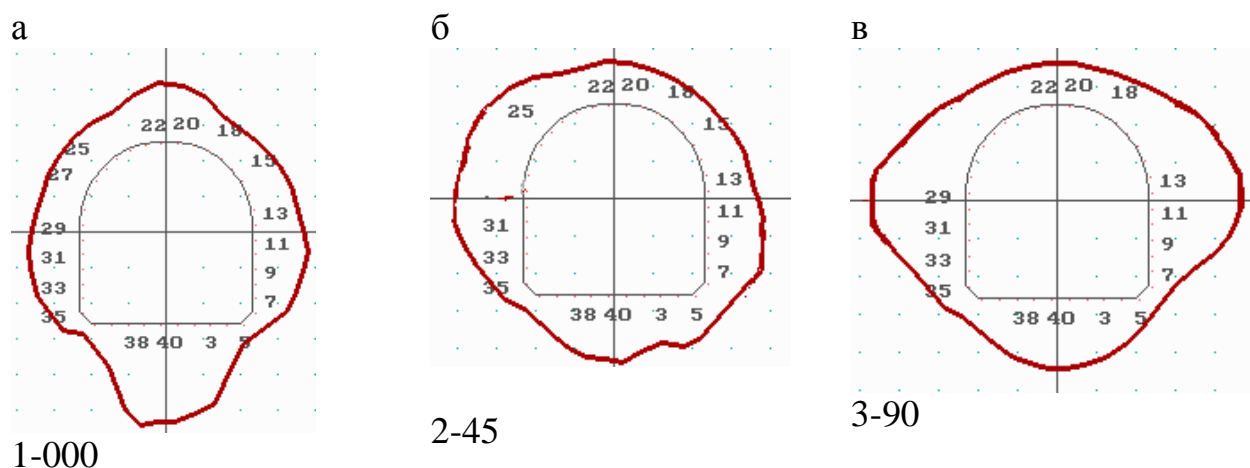
Коэффициент внутреннего трения n , определяемый углом внутреннего трения f по поверхности ослабления, величина довольно стабильная. Это обстоятельство позволяет при оценке прочности на поверхности ослабления не учитывать возможное изменение угла внутреннего трения, считая его постоянным.

При моделировании геомеханических процессов вблизи горных выработок имитировались условия, существующие на АО «Жайремский ГОК»:

На руднике Ушкатын-3 капитальные выработки имеют арочную форму поперечного сечением $12,5 \text{ м}^2$. Данная форма выработки является более распространенной.

Анализ особенностей формирования зоны разрушения производился при вариации безразмерного параметра $\gamma H / \sigma_{сж}$ для непосредственного массива горных пород окружающих данную выработку. Моделирование проводилось при значении безразмерного параметра равном 0,3, что соответствует

направление, то увеличение зоны разрушения наблюдается в этом направлении [85].



а - трещины располагаются горизонтально; б - трещины располагаются под углом 45° ; в - трещины располагаются вертикально

Рисунок 5.11 – Зоны разрушения вокруг выработки с учетом 1 системы трещин

На рисунке 5.12 показаны зоны разрушения с введением 2 систем трещин под углами 0° , 45° и 90° .

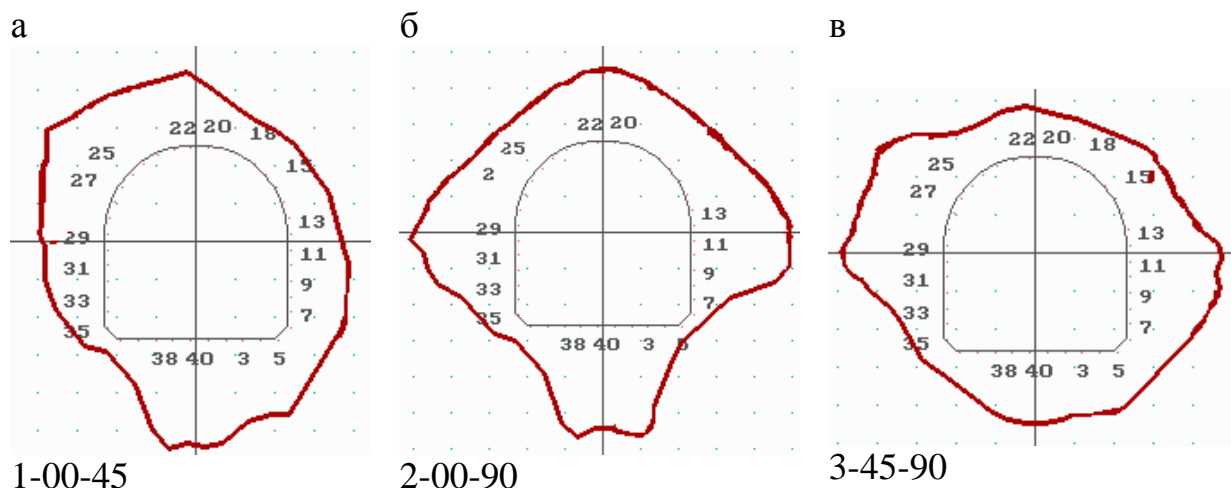
В этом случае различное сочетание направлений трещин приводит к увеличению зоны разрушения вокруг выработки по этим направлениям.

На рисунке 5.13 показана зона разрушения, где введены 3 системы трещин под углами 0° , 45° и 90° . Можно сказать, что в данном случае зона разрушения вокруг выработки имеет сложную форму, которая сильно отличается от той, где коэффициент ослабления был введен простым уменьшением прочностных характеристик горных пород (см. рисунок 5.10 а).

На данных примерах видно, что размеры и форма зоны разрушения достаточно сильно подвержены изменению в зависимости от выбранной методики моделирования трещиноватости горного массива.

В случае применения стоечных типов крепи расчет паспортов крепления, как правило, ведется по упрощенной методике согласно нормативной несущей способности [90]. Хотя наиболее применимые арочные металлические крепи гораздо хуже работают в случае асимметрии и неравномерности приложенной нагрузки [95].

Применение анкеров в качестве основного крепления или в сочетании с рамными крепями дает возможность в случае трещиноватого массива рекомендовать не только различную глубину анкеров, но и различную плотность их установки, что в свою очередь, позволит увеличить плотность установки анкеров в наиболее опасных участках законтурного массива и снизить плотность установки на участках имеющих меньшую зону разрушения [85].



а - трещины расположены под углами 0 и 45 градусов; б - трещины расположены под углами 0 и 90 градусов; в - трещины расположены под углами 45 и 90 градусов

Рисунок 5.12 – Зоны разрушения вокруг выработки с учетом 2 системы трещин

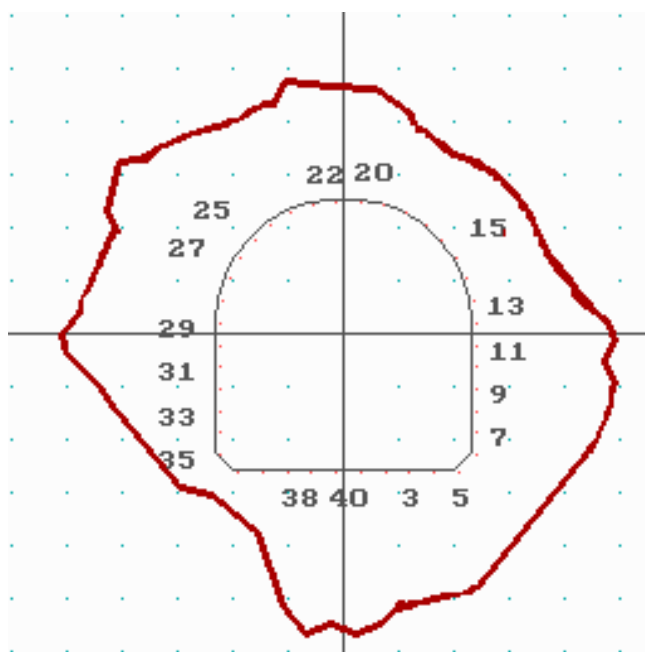


Рисунок 5.13 – Зоны разрушения вокруг выработки с учетом 3 системы трещин

Полученные результаты ориентированы на незначительную глубину и небольшое сечение горной выработки при достаточно прочных вмещающих породах, свойственных условиям АО «Жайремский ГОК». Увеличение глубины разработки, сечения горной выработки, а также возможное уменьшение прочности вмещающих горную выработку пород соответствующим образом усилит влияние направления трещиноватости на устойчивость техногенных обнажений [73].

На основании вышеизложенного сделаны следующие выводы:

1. При определении нагрузки на крепь горных выработок большое значение имеет методика учета трещиноватости горного массива;
2. Наличие различных систем трещин вызывает не только увеличение зоны разрушения вокруг выработки, но и меняет форму данной зоны;
3. Методики, определяющие нагрузку на крепь должны учитывать не только трещиноватость массива, но и направление трещин относительно выработанного пространства;
4. Наличие асимметричной зоны должно быть учтено при разработке паспортов крепления горных выработок [73, 85].

5.3 Определение устойчивости сближенных выработанных пространств

Разработка рудных месторождений крутого залегания имеет достаточно большое число особенностей. В данном случае рассмотрены вопросы разработки железомарганцевых руд на месторождении Ушкатын-3 АО «Жайремский ГОК» рассматривавшихся в [16].

В данном случае рудные тела имеют почти вертикальное залегание (80-85 градусов). При таком расположении рудных тел применяется комбинированная система отработки как открытым, так и подземным способами [76].

Рудные тела располагаются на различных расстояниях друг от друга и могут подвергаться взаимному влиянию при их отработке. Эти расстояния могут быть такими, когда оставить целик достаточной прочности между жилами нет возможности. В таком случае возникает вопрос необходимости применения валовой или селективной выемки. Необходимость применения того или иного способа выемки диктуется, с одной стороны, устойчивостью междужильного целика, с другой – расстоянием между рудными телами, при этом немаловажное значение имеет экономичность применяемого метода [88].

Для определения устойчивости обрабатываемых блоков №1 и 3 рудных тел №4 и 6 на горизонте + 240 м было проведено математическое моделирование для условий рудника Ушкатын-3. В данной работе моделирования проводилась при расстояниях между рудными телами (жилами) 20, 10 и 5 м и при следующих параметрах, предложенных в [76]:

- глубина отработки составляет 50 м;
- ширина обрабатываемой жилы 3 м;
- длина обрабатываемого блока 48 м;
- угол наклона обрабатываемого блока составляет 80° (см. рисунок 5.14);
- прочность (предел прочности на растяжение) вмещающих пород меняется от 1 до 10 МПа.
- коэффициент бокового давления $\mu=1,0$;
- коэффициент Пуассона $\nu=0,25$.

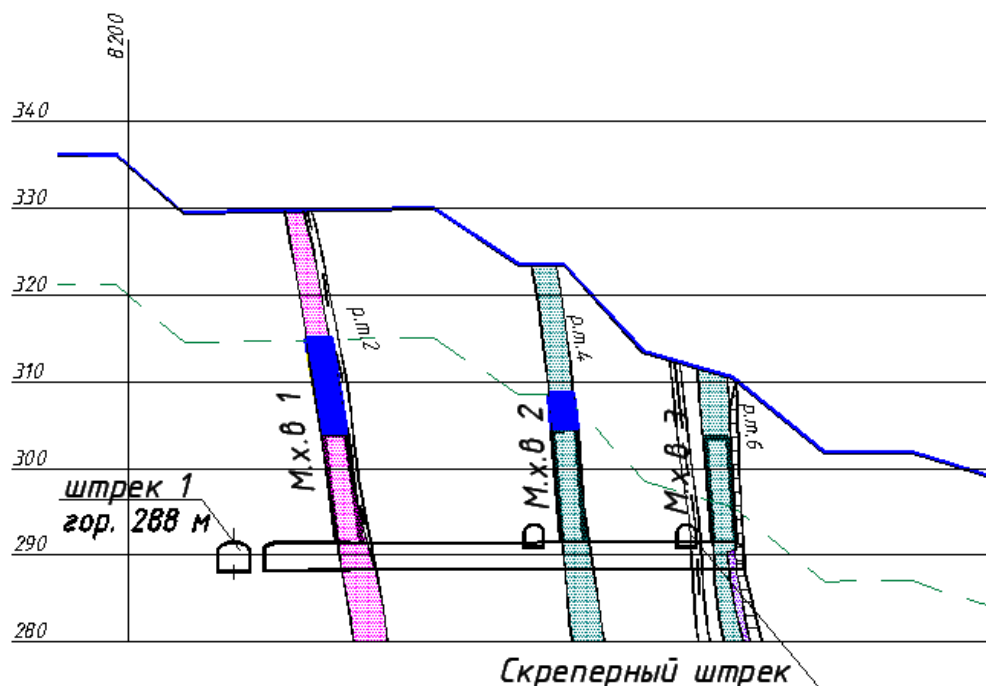


Рисунок 5.14 – Расположение рудных тел (жил)

Результаты математического моделирования приведены на рисунках 5.15-5.17. Моделирование проводилось до 10 МПа предела прочности на растяжение горных пород. Изображения зоны разрушения вокруг выработок при расстоянии между рудными телами (жилами) ограничены 5 МПа, так как свыше 5 МПа значительные зоны разрушения не наблюдается [88].

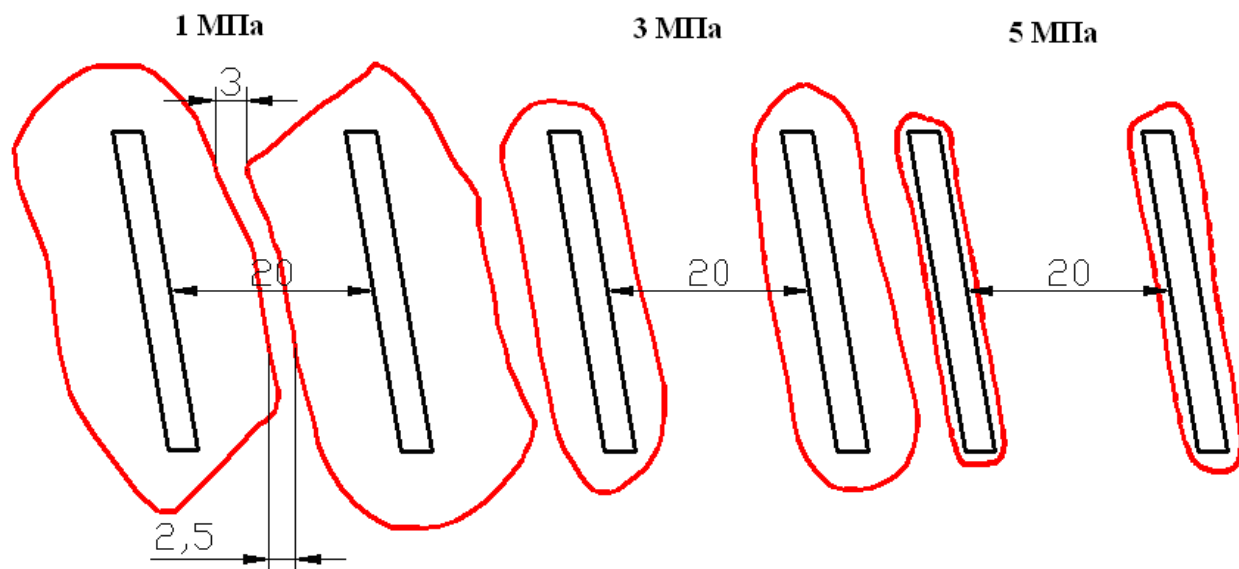


Рисунок 5.15 – Зоны разрушения вокруг выработок при расстоянии между рудными телами (жилами) 20 м и прочностью от 1 до 5 МПа

Следует отметить, что при прочности вмещающих пород на растяжения менее 1 МПа размеры зон разрушения вокруг двух сближенных горных выработок составляют 2,5 м (35,7 % от их размеров). При прочности пород на растяжения 1 МПа максимальный размер зоны разрушения кровли достигается 6,5 м, с боков до 10,5 м. При 3 МПа 4,5 м и 5,5 м, при 5 МПа 2,5 м и 1,8 м соответственно. Наличие влаги, разубоживание пород и возможность реологического уменьшения крепости может привести к объединению данных показанных зон в одну. Подобие которого, при 1 МПа представлено на рисунке 5.15 [80].

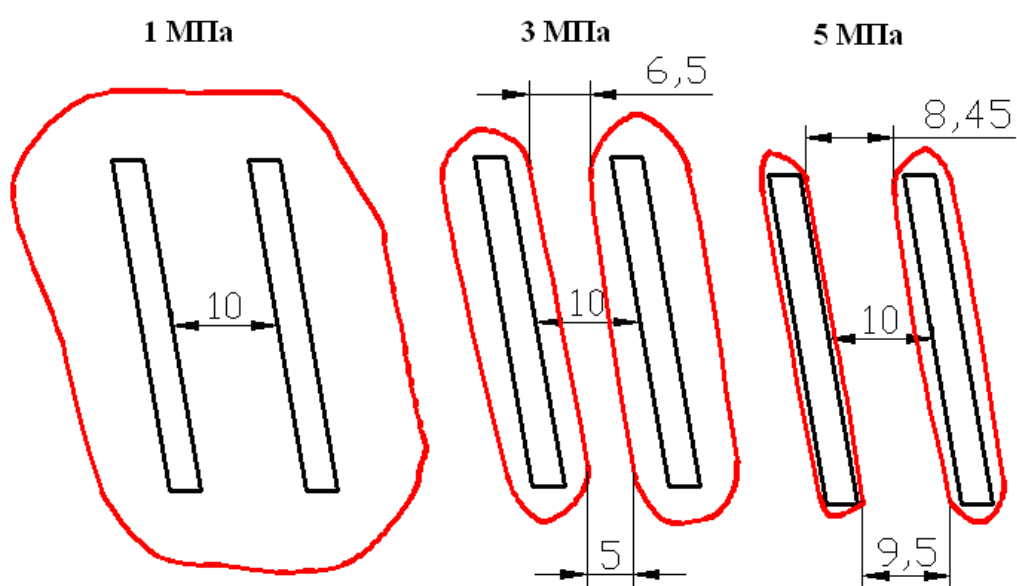


Рисунок 5.16 – Зоны разрушения вокруг выработок при расстоянии между рудными телами (жилами) 10 м и прочностью от 1 до 5 МПа

Результаты моделирования показывают, что при расстоянии между рудными телами 10 м (рисунок 5.16) размеры зоны разрушения: при 1 МПа в кровле до 6,5 м, в боках до 9,5 м; при 3 МПа до 4 м в кровле и 4,5 м в боках; при 5 МПа до 2,5 м в кровле и 1,6 м в боках выработки [80].

При расстоянии между рудными телами 5 м (см. рисунок 5.17) размеры зоны разрушения: при 1 МПа в кровле до 6,5 м, в боках до 8,8 м; при 3 МПа до 4 м в кровле и 4 м в боках; при 5 МПа до 2,4 м в кровле и 1,5 м в боках выработки [88].

Полученные результаты показывают, что при отработке железомарганцевых руд в условиях рудника Ушкатын-3, где породы обладают достаточной прочностью, величины зон разрушения при заданных расстояниях и пределах прочности пород на растяжения 5 МПа и выше изменяются незначительно и междужильный целик сохраняет свое устойчивое состояние [76].

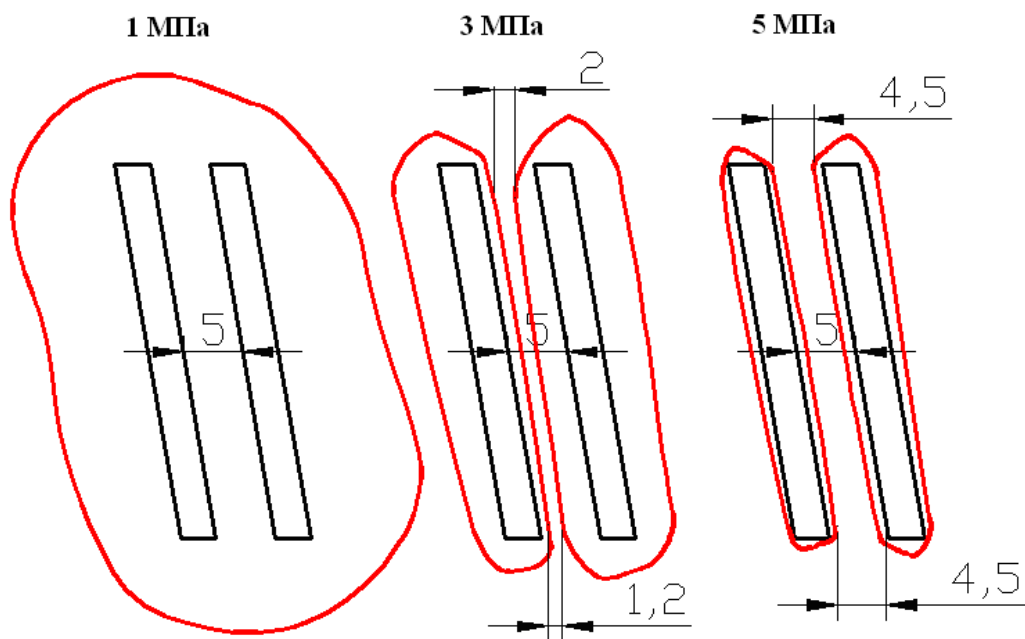


Рисунок 5.17 – Зоны разрушения вокруг выработок при расстоянии между рудными телами (жилами) 5 м и прочностью от 1 до 5 МПа

На рисунке 5.18 показано зависимость зоны разрушения от предела прочности пород на растяжения при заданных расстояниях рудных тел [80].

Очевидно, что значительное развитие зон неупругих деформации наблюдается при растяжении пород равной от 1 до 5 МПа. В этих случаях необходимо проводить мероприятия по упрочнению пород выработанного пространства. Но эти значения не являются минимальными существующими пределами прочности на растяжения на месторождении [16].

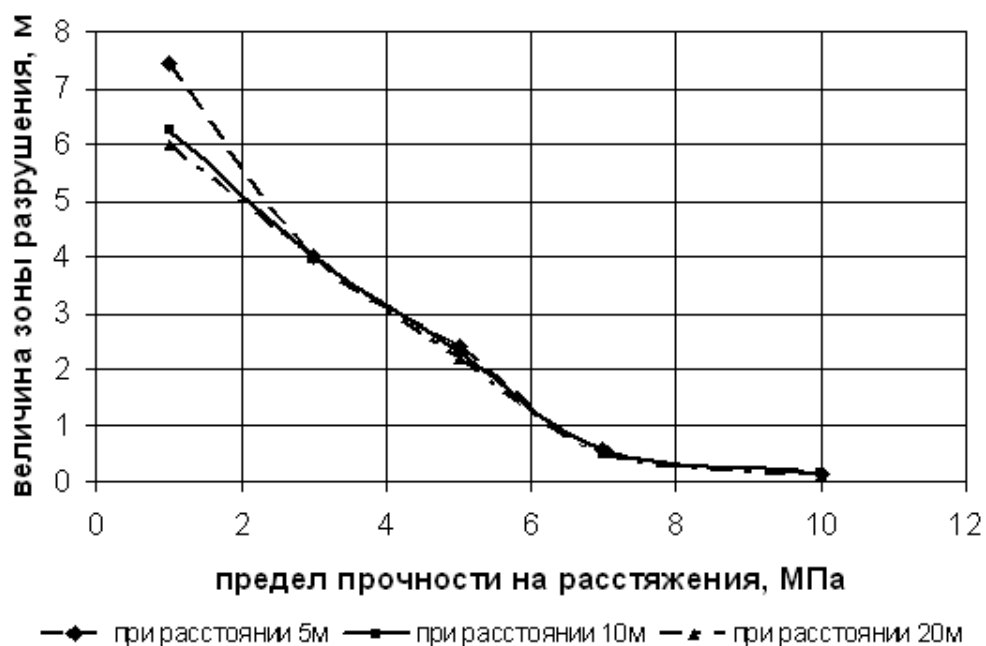


Рисунок 5.18 – Зависимость зоны разрушения от предела прочности пород на растяжения при заданных расстояниях рудных тел

На основании проведенного моделирования были установлены следующие результаты:

- при прочности на растяжения 7 МПа и выше, и при заданных расстояниях (5, 10, 20 м) между жилами выработанное пространство сохраняет устойчивое состояние. Требуется постоянный осмотр выработок на заколообразование [76];

- при прочности на растяжения 3-5 МПа и при заданных расстояниях (5, 10, 20 м) между жилами выработанное пространство оценивается как среднеустойчивое. Кровлю выработанного пространства необходимо крепить анкерами в сочетании сеткой рабица [80];

- при прочности на растяжения 1 МПа и ниже и при заданных расстояниях (5, 10, 20 м) между жилами выработанное пространство оценивается неустойчивым. Выработанное пространство необходимо закладывать породным отходом или твердеющей закладкой [88].

5.4 Прогноз разубоживания руды при отработке запасов на руднике «Ушкатын 3»

Отработка крутопадающих рудных месторождений подземным способом на всю высоту горизонта может привести к тому, что вокруг очистной выработки может образоваться зона разрушения или зона неупругих деформаций [6]. Данная зона разрушения образуется во вмещающих рудные тела породах.

При выпуске породы через дучки часть такой породы попадая в отбитое рудное тело, вызовет неизбежное разубоживание полезного ископаемого (рисунок 5.19) [75].

Если размеры з.н.д. незначительны, то и разубоживание руды также будет незначительно. При образовании достаточно большой зоны разрушения разубоживание может достигать значительных величин. Это в свою очередь, приведет к значительным дополнительным затратам на обогащении руды. В данном случае возникает экономическая целесообразность разработки технических мероприятий и дополнительного крепления отработанного пространства с целью предотвращения отслоения вмещающих горных пород в отбитую руду [75].

Для исследования возможных размеров з.н.д. вокруг очистных выработок в условиях рудника Ушкатын-3 было проведено математическое моделирование поведения приконтурного массива. Моделирование в данном случае было проведено для нескольких вариантов, как технологических параметров, так и горно-геологических условий [75].

В качестве исходного варианта был выбран блок с размерами по высоте 48 м и шириной 5, 6, 8, 10 м. Физико-механические свойства менялись в пределах существующих на руднике [75].

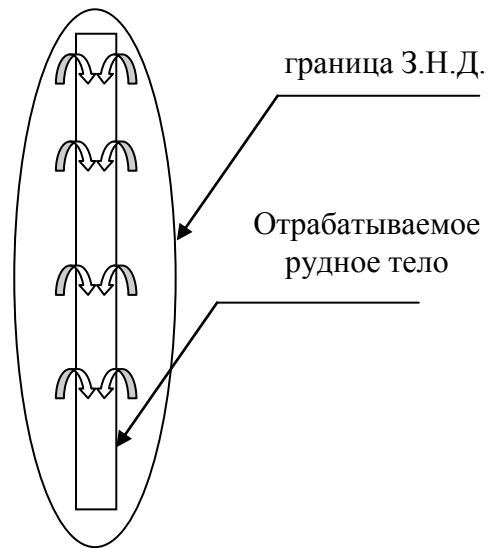


Рисунок 5.19 – Схема разубоживания полезного ископаемого

Проведенное предварительное математическое моделирование показало, что изменение угла отрабатываемой жилы в пределах от 90° до 80° и угла внутреннего трения от 30° до 37° не оказывают значительного влияния на размеры зоны разрушения вокруг выработки. Поэтому все дальнейшие расчеты были выполнены при следующих параметрах [75]:

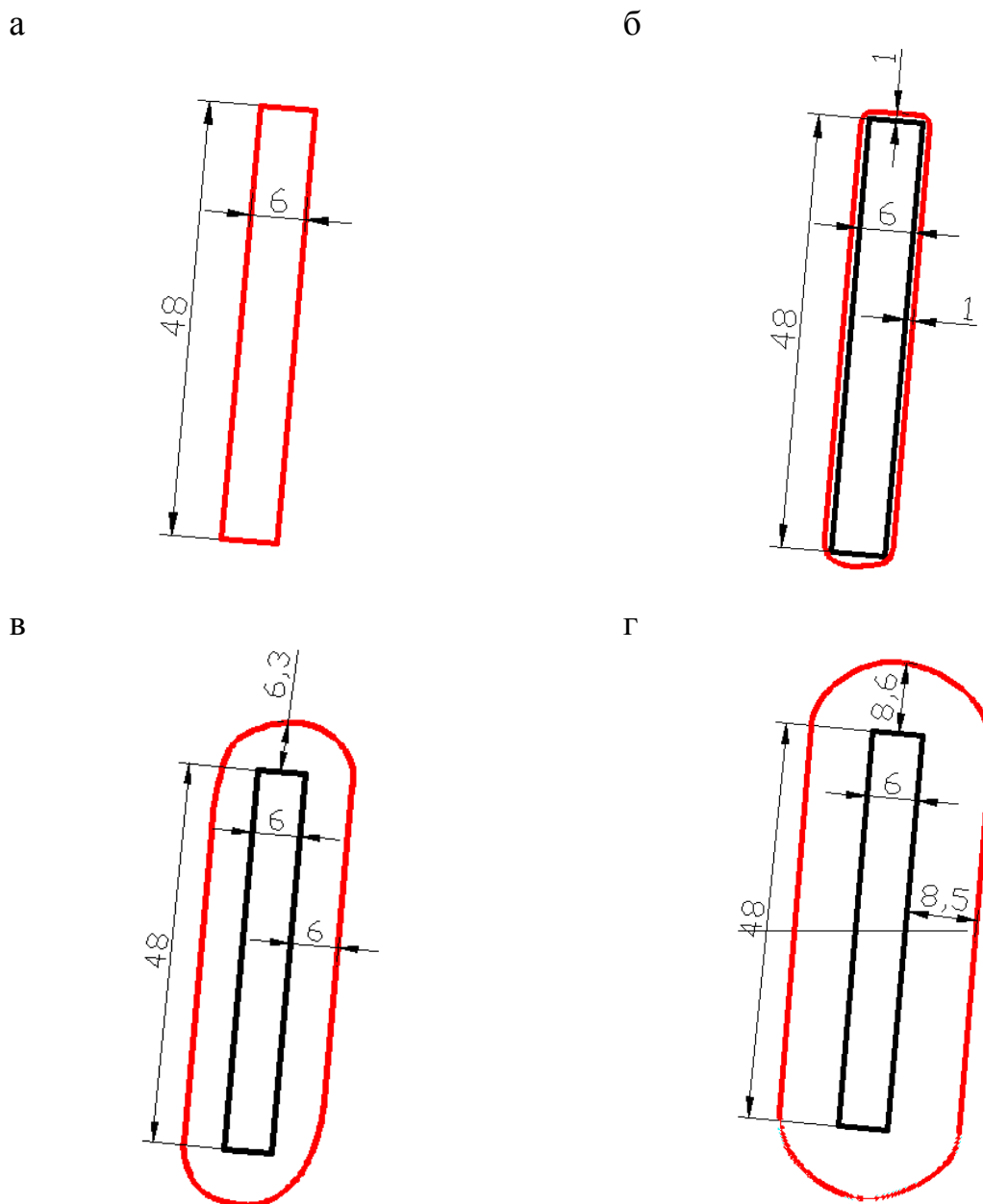
- высота горизонта 48 м;
- глубина залегания 150 м;
- угол залегания отработанного пространства 85° ;
- угол внутреннего трения горных пород 33° ;
- Объемная масса пород $2,6 \text{ т/м}^3$.

Геологические условия расположения выработки задаются углом наклона слоев пород в рассматриваемом сечении. Расположение слоев задается координатой точек пересечения кровли слоев с вертикальной осью координат. В пределах каждого слоя пород могут задаваться плоскости ослабления прочности разной ориентации в количестве до 4 [75].

Построение зоны неупругих деформаций проводится поэтапно. Количество этапов определяет точность построения. Рекомендуется принимать не менее 4 этапов. На каждом этапе нагружения решается упругая задача методом граничных интегральных уравнений [5, 76, 96], который в данном случае является наиболее эффективным по причине непредсказуемой сложности промежуточных контуров зоны разрушения в процессе нагружения. На всех этапах нагружения осуществляется оценка достигнутого напряженно-деформированного состояния с помощью принятых критериев прочности. Численный вариант не ограничивает количество критериев разрушения, поэтому используются одновременно и сдвиговой (Кулона-Мора) и разрывной (наибольшие деформации растяжения) критерии [75].

Нагружение массива задается величиной напряжений на бесконечности, выраженной в долях $\square H$ (\square – объемный вес пород, H – глубина расположения выработки). Прочностные свойства пород массива задаются по слоям:

сцепление в долях σ_H , прочность, на растяжение в долях σ_H , тангенс угла внутреннего трения. При наличии плоскостей ослабления задаются также свойства на этих плоскостях [18,78].



а – при $\sigma_p = 10$ МПа, б – при $\sigma_p = 5$ МПа,
в – при $\sigma_p = 2$ МПа, г – при $\sigma_p = 1$ МПа

Рисунок 5.20 – Размеры зоны разрушения при предельной прочности пород на растяжение

Задачей моделирования является определение координат зон разрушения вокруг выработки (рисунок 5.20) на основании информации о напряженно-деформированном состоянии массива [75].

Результаты моделирования были обработаны статистическими методами для нахождения аналитических зависимостей развития зоны разрушения от относительной крепости вмещающих горных пород.

Полный расчет был выполнен для 48 вариантов. Результаты расчетов представлены в таблице 5.6. В представленных вариантах также учитывался коэффициент ослабления вмещающих пород, который изменялся от 0,2 до 0,8. [75]

Как показало математическое моделирование, при ширине обрабатываемого рудного тела равной 6 м и прочности вмещающих пород близкой к сыпучей среде зона разрушения вокруг выработки составляет в боках около 8,5 м, а в кровле – почве около 8,6 м (рисунок 5.20 г), т.е. в данном случае, была определена максимально возможная зона разрушения в полностью нарушенных породах. Такой случай возможен при попадании очистного участка работ в зону нарушения с несвязанными сыпучими горными породами, и не может быть применим ко всему очистному блоку. [75]

Таблица 5.6 – Результаты расчетов определения параметров зоны разрушения вокруг очистной выработки

Ширина жилы 5 м								
№ варианта	$\sigma_{сжс}$	σ_p	$K_{осл}$	Данные для ввода			Зона разрушения	
				γH	ρ^0	$K_{сц}$	Кровля	бока
1	100	10	1	2,5	0,65	2,25	-	-
2	50	5	1	1,25		1,12	2	1
3	100	10	0,2	0,5		0,45	7	7,3
4	50	5	0,2	0,25		0,22	8,4	8,2
5	100	10	0,3	0,75		0,67	4,3	3,9
6	50	5	0,3	0,37		0,34	6,7	7
7	100	10	0,5	1,25		1,12	2	1
8	50	5	0,5	0,62		0,56	4,6	5
9	100	10	0,7	1,75		1,57	0,2	-
10	50	5	0,7	0,87		0,78	3,7	3,5
11	100	10	0,8	2		1,8	0,1	-
12	50	5	0,8	1		0,9	3,1	3
Ширина жилы 6 м								
№ варианта	$\sigma_{сжс}$	σ_p	$K_{осл}$	Данные для ввода			Зона разрушения	
				γH	ρ^0	$K_{сц}$	Кровля	бока
13	100	10	1	2,5	0,65	2,25	-	-
14	50	5	1	1,25		1,12	1	1
15	100	10	0,2	0,5		0,45	6,3	6
16	50	5	0,2	0,25		0,22	8,6	8,5

Продолжение таблицы 5.6

17	100	10	0,3	0,75		0,67	4,1	3,8
18	50	5	0,3	0,37		0,34	7,3	7
19	100	10	0,5	1,25		1,12	1	1
20	50	5	0,5	0,62		0,56	5	4,4
21	100	10	0,7	1,75		1,57	0,2	-
22	50	5	0,7	0,87		0,78	3,6	3,4
23	100	10	0,8	2		1,8	0,1	-
24	50	5	0,8	1		0,9	2,9	1,8
Ширина жилы 8 м								
№ варианта	$\sigma_{сж}$	σ_p	$K_{осл}$	Данные для ввода			Зона разрушения	
				γH	ρ^0	$K_{сц}$	Кровля	бока
25	100	10	1	2,5	0,65	2,25	-	-
26	50	5	1	1,25		1,12	1	0,7
27	100	10	0,2	0,5		0,45	5	5,5
28	50	5	0,2	0,25		0,22	8,4	8
29	100	10	0,3	0,75		0,67	4	3,5
30	50	5	0,3	0,37		0,34	6,5	6,8
31	100	10	0,5	1,25		1,12	1	0,7
32	50	5	0,5	0,62		0,56	4,5	4,2
33	100	10	0,7	1,75		1,57	-	-
34	50	5	0,7	0,87		0,78	3	1,8
35	100	10	0,8	2		1,8	-	-
36	50	5	0,8	1		0,9	1,7	1
Ширина жилы 10 м								
№ варианта	$\sigma_{сж}$	σ_p	$K_{осл}$	Данные для ввода			Зона разрушения	
				γH	ρ^0	$K_{сц}$	Кровля	бока
37	100	10	1	2,5	0,65	2,25	-	-
38	50	5	1	1,25		1,12	0,8	0,6
39	100	10	0,2	0,5		0,45	5,7	5
40	50	5	0,2	0,25		0,22	8,5	8
41	100	10	0,3	0,75		0,67	3,3	2
42	50	5	0,3	0,37		0,34	6	6,7
43	100	10	0,5	1,25		1,12	0,8	0,6
44	50	5	0,5	0,62		0,56	4,4	3,8
45	100	10	0,7	1,75		1,57	-	-
46	50	5	0,7	0,87		0,78	2	1
47	100	10	0,8	2		1,8	-	-
48	50	5	0,8	1		0,9	0,8	0,5

Развитие зоны разрушения на величину более 10 метров не дают практически возможности укрепить стенки выработки. Процент разубоживания в данном случае составит около 50 % [75].

Однако следует отметить, что данный расчет проведен при отсутствии полезного ископаемого в очистной выработке. Наличие отбитой руды должно создать дополнительный отпор со стороны очистной полости и препятствовать расслоению выработанного пространства. В этом случае основное расслоение будет происходить в верхней части выработанного пространства, что позволит извлекать руду с меньшим разубоживанием, так как основная масса разрушенных пород будет находиться в самой верхней части магазина. Это обстоятельство дает возможность контролировать извлечение горной массы до тех пор, пока не извлечется все полезное ископаемое и в дучках не появится пустая порода [75].

Наличие более прочных горных пород резко снижают размеры зоны разрушения вокруг выработки и тем самым дают возможность если не полностью исключить процесс разубоживания, то значительно его уменьшить [75].

Следует особо отметить, что если предельная прочность горных пород на растяжение превышает величину 10 МПа на растяжения, то зона разрушения вокруг очистной выработки не образуется (рисунок 5.20 а). И как следствие этого разубоживание полезного ископаемого не происходит [75].

Статистическая обработка результатов математического моделирования производилась с помощью наиболее разработанной в теории статистики является методология так называемой парной корреляции, рассматривающая влияние вариации факторного признака x на результативный y . Оценка точности аппроксимации производится по индексу детерминации R^2 . Он выражает долю факторной дисперсии в общей дисперсии, т.е. характеризует, какая часть общей вариации результативного признака y объясняется изучаемым фактором x . Проверка практической значимости синтезированных в корреляционно-регрессионном анализе математических моделей осуществляется посредством показателей тесноты связи между признаками x и y [75].

Значение R^2 находится в пределах от 0 до 1 и чем ближе данное значение, тем лучше аналитическая зависимость описывает фактические данные. В нашем случае подбор формы уравнения был произведен именно по данному параметру. В качестве уравнения для описания размеров зоны разрушения вокруг очистной выработки были приняты следующие: линейная, логарифмическая, степенная, экспоненциальная и полиномиальная. В результате проведенных расчетов максимальное значение $R^2=0,97$ было получено для параболической зависимости [75].

Поэтому созданная математическая модель может быть признана пригодной для практических целей. Тогда в нашем случае полученные уравнения (рисунок 5.21-5.22) можно считать правильными [75].

Зона разрушения вокруг очистных выработок практически отсутствует как в кровле, так и в боках при пределе прочности горных пород на растяжении равном 1,75 в долях σ_H (что соответствует пределу прочности на растяжении равному 7 МПа) [75].

Изменение ширины очистной выработки с 5 до 8 метров не оказывает существенного влияния на увеличения размеров зоны разрушения [79], как в кровле, так и в боках очистных выработок (см. рисунок 5.23).

Как видно из вышеприведенных расчетов при существующей прочности вмещающих горных пород на руднике Ушкатын-3 зона разрушения вокруг очистной выработки существенно мала или практически отсутствует [75].

Положительным фактором является также наличие отбитой руды в магазине, которая выполняет роль сухой закладки и тем самым препятствует развитию зоны обрушения в боках выработки [75].

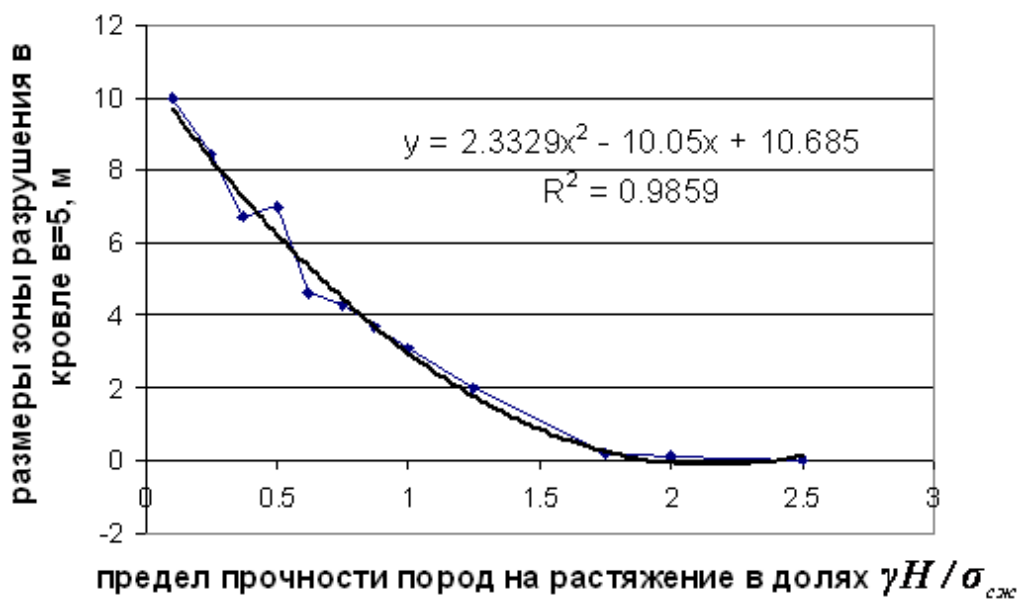


Рисунок 5.21 – Зависимость размеров зоны разрушения кровли от $\gamma H / \sigma_{сж}$ при ширине выработки 5 м

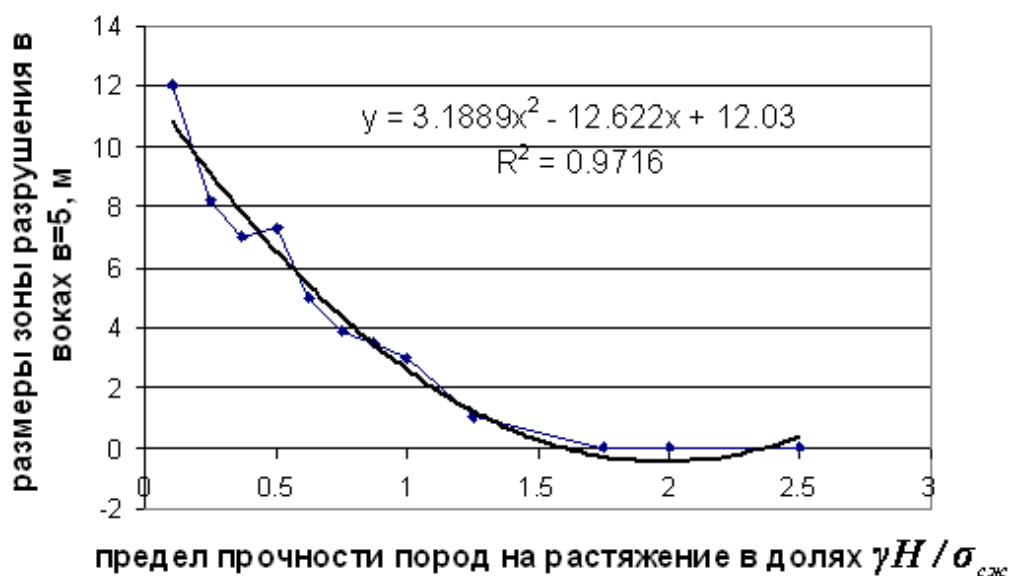


Рисунок 5.22 – Зависимость размеров зоны разрушения боков от $\gamma H / \sigma_{сж}$ при ширине выработки 5 м

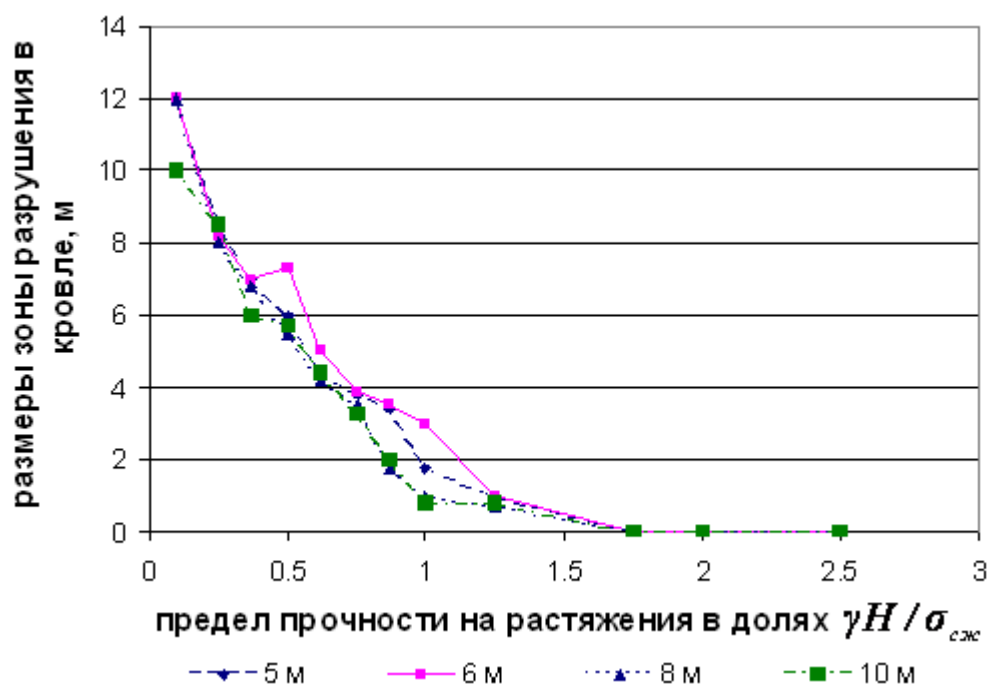


Рисунок 5.23 – Зависимость размеров зоны разрушения кровли от $\gamma H / \sigma_{сж}$ при ширине выработки 5, 6, 8 и 10 м

С другой стороны проведение большого числа буровзрывных работ, как правило, снижают прочность вмещающего массива (что при расчетах было учтено с помощью коэффициента ослабления пород) Отрицательным фактором может являться фактор времени, т.е. значительное время которое проходит от момента отбойки руды и обнажения большой площади поверхности до момента выпуска руды из магазина. Развитие зон разрушения во времени может носить достаточно интенсивный характер и не всегда поддается корректному прогнозу из-за отсутствия приемлемых методов и методик [75].

Наличие даже небольших геологических нарушений в очистной выработке и как следствие этого резкое снижение прочности горных пород на данных участках может привести к увеличению разубоживанию [75].

К факторам оказывающее негативное влияние на устойчивость отработанного пространства можно также отнести и то, что некоторые вмещающие горные породы значительно теряют прочность при увлажнении. К таким горным породам следует отнести аргиллиты и алевролиты. Согласно методике ВНИМИ, для расчета нормативных нагрузок на крепь снижение прочности для этого типа пород может достигать 40-60% [75].

Выводы: На основании выше изложенного можно сделать следующий вывод, что при стандартных существующих условиях на руднике Ушкатын-3 устойчивость очистной выработки не вызывает сомнения. Однако значительная протяженность очистной выработки (около 400 метров) и возможные наличие незначительных нарушений в массиве создают большую вероятность варьирования физико-механическими свойствами вмещающих пород. Большой срок эксплуатации очистной полости и возможное наличие влаги также не

улучшают ее устойчивость. Появление в протяженном очистном блоке железных руд, которые в свою очередь отслаиваются при обнажении, приводит к разубоживанию марганцевых руд [75].

5.5 Учет неоднородности массива горных пород при определении зоны разрушения

Зона разрушения в неоднородном массиве определялась при численном моделировании методом ГИУ с последовательным нагружением горных пород. Исходные данные для моделирования показаны на рисунке 5.24 [98].

В процессе моделирования горные породы вокруг выработки нагружались последовательно в 4 этапа. Так как 4 этапа нагружений дают приемлемый результат [96].

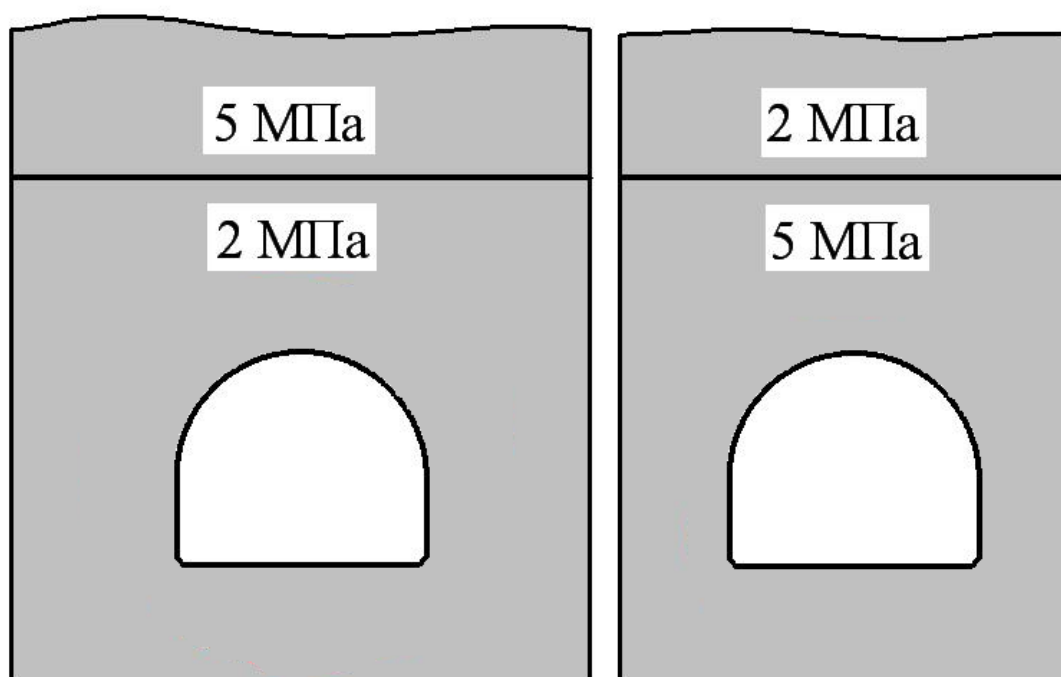


Рисунок 4.20 – Исходные данные для определения зоны разрушения в неоднородном массиве горных пород

Как было сказано в пункте 4.2, при определении зоны разрушения или з.н.д. вокруг выработки массив горных пород был охвачен равномерно лучами, на которых расположены исследуемые точки. Количество лучей принято 32, а число исследуемых точек – 30 [98]. Зона разрушения вокруг выработки определялась при следующих условиях: глубина расположения выработки 500 м; прочность пород на растяжения 2 и 5 МПа; безразмерное значение силы сцепления горных пород составило: при прочности на растяжение 5 МПа – 0,55 и при прочности 2 МПа – 0,3; объемный вес горных пород $2,5 \text{ т/м}^3$; кажущийся угол внутреннего трения был принят 30^0 , тангенс этого угла равен 0,58 [97].

Результаты моделирования показаны на рисунке 5.25.

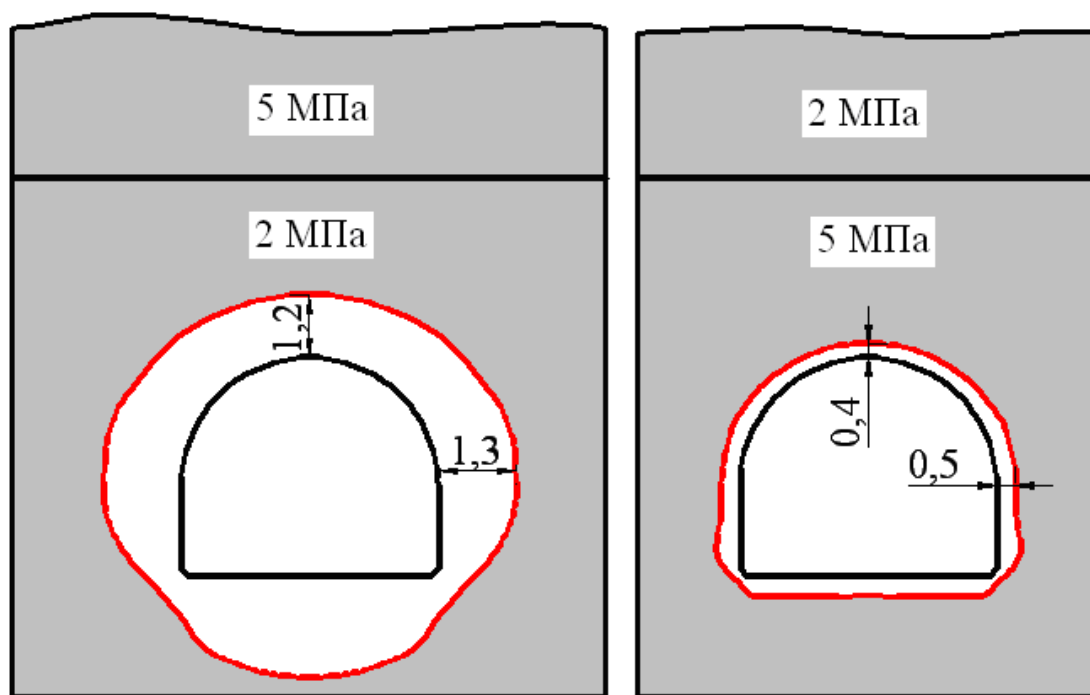


Рисунок 5.25 – Зоны разрушения вокруг выработки в неоднородном массиве горных пород

В первом случае, когда нижний слой (непосредственная кровля) представлен породой менее прочной (2 МПа), а верхний слой более прочной (5 МПа) размеры зон разрушения вокруг выработки составили: в кровле – 1,2 м, в боках – 1,3 м. Общая вертикальная нагрузка на крепь – 42,5 т/м² [98].

Во втором случае, когда нижний слой более прочный, а верхний менее прочный размеры зон разрушения составили: в кровле – 0,4 м, в боках – 0,5 м. Общая вертикальная нагрузка на крепь – 14 т/м² [98].

Для сравнения результатов определения нагрузок на крепь методом последовательного нагружения горных пород был произведен расчет нагрузки на крепь горной выработки по стандартной методике ВНИМИ [97]. Главным недостатком этой методики является то, что она не учитывает неоднородность массива горных пород. При залегании нескольких слоев пород прочность всех слоев получается средним. Расчет производился при тех же условиях, что и моделирование последовательным нагружением пород [96].

При определении смещений пород приконтурного массива и нагрузок на крепь по нормативным документам породы, находящиеся в почве, кровле и боках выработки, усредняются по формуле [97]

$$R_{c.sp} = \frac{R_{c1}m_1 + R_{c2}m_2 + \dots + R_{cn}m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}, \quad (5.7)$$

где R_{c1}, \dots, R_{cn} – расчетное сопротивление слоев пород сжатию, МПа;
 m_1, \dots, m_n – мощность слоев пород, м.

Очевидным здесь является то, что приведение различных пород к какому-то усредненному значению по R_c породе не отражает реальной картины формирования нагрузок на крепь и может приводить к существенным погрешностям при определении параметров крепления. Доказательства сказанному представлены на рисунке 5.25.

Определение нагрузки на крепь по нормативным документам дает положительные результаты при более слабых породах (сыпучая среда). Доказательством этому является моделирование при прочности пород на растяжение нижнего слоя 2 МПа и верхнего 5 МПа [96]. Вертикальная нагрузка по нормативным документам (методика ВНИМИ) составил 0,0431 МПа, в то время как в результате численного моделирования методом последовательного нагружения пород получен результат 0,0425 МПа. При прочности пород на растяжение нижнего слоя 5 МПа вертикальная нагрузка составила 0,014 МПа. Полученные результаты отличаются в 3 раза [98].

Таким образом, при неоднородности массива горных пород с помощью численного моделирования методом последовательного нагружения горных пород можно более корректно и реально определить воздействующую нагрузку на крепь горной выработки с минимальными погрешностями. В конечном итоге, это окажется экономически целесообразным при выборе типа крепи и ее параметров [98].

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертационная работа посвящена проблеме устойчивости техногенных обнажений с учетом влияния трещиноватости массива при разработке рудных месторождений.

На месторождении «Ушкатын-3» при отработке крутопадающих рудных тел осуществляется переход на новые горизонты, тем самым увеличивается глубина разработки, а это в свою очередь сопровождается усложнением горно-геологических условий. Отработка железомарганцевых руд производится системой магазинирования руды, при которой возникают сложные по конфигурации техногенные обнажения. Эти выработанные пространства требуют обоснований, как подготовки, так и отработки рудных тел, а также оценки устойчивого состояния по поддержанию горных выработок и выработанных пространств.

Обоснование параметров устойчивости подготовительных, капитальных и таких сложных техногенных обнажений, как очистные блоки, требуют проведение научных исследований для оценки геомеханического состояния массива горных пород. Задача оценки геомеханического состояния устойчивости массива горных пород при комбинированной системе разработки рудных тел является актуальным вопросом как для исследователей, так для производителей.

Для изучения данного вопроса был проведен обзорный анализ существующих методов оценки геомеханического состояния массива. В настоящее время более распространенной и широко применяемыми являются методы математического моделирования, которые позволяют учитывать множество физико-механических свойств массива.

На основании проведенного анализа существующих методов определение нагрузки на крепь горной выработки, для обоснования параметров устойчивости техногенных обнажений выбрано математическое моделирование методом граничных интегральных уравнений (ГИУ) с поэтапным нагружением массива и упруго-пластической моделью деформирования.

В массиве горных пород присутствуют трещины различных систем, которые приводят к снижению прочности горных пород. В связи с чем, были изучены характеристики и свойства трещин, и их влияние на поведение массива.

Были проведены лабораторные и шахтные исследования для определения влияния трещин на устойчивость горных пород.

Для сравнения результатов лабораторных испытаний проведена съемка естественной трещиноватости поверхности контура выработки.

Результаты этих исследований подтвердились проведением сканирования внутренних трещин массива с помощью геотомографа

При определении зоны трещиноватости вокруг выработок в условиях рудника «Ушкатын-3» можно использовать эмпирическую формулу 3.1.

На основании проведенных исследований и обработки полученных результатов был определен коэффициент структурного ослабления, который

позволяет достоверно оценивать геомеханическое состояние массива, и был использован при математическом моделировании.

В работе приведена методика исследования техногенных обнажений и проведение математического моделирования с решением граничных интегральных уравнений.

При определении зоны разрушения методом ГИУ в качестве условия прочности горных пород были использованы одновременно сдвиговой (Кулона-Мора) и разрывной (при наибольших деформациях растяжения) критерии. Использован принцип определения напряжений вокруг горной выработки, построение контура зоны разрушения и учет неоднородности массива по прочности горных пород.

Для обоснования параметров устойчивости техногенных обнажений была разработана комплексная методика оценки геомеханического состояния массива с учетом трещиноватости.

В результате всех исследований было установлено, что при обосновании параметров устойчивости техногенных обнажений в условиях рудника «Ушкатын-3» необходимо вводить коэффициент структурного ослабления равный 0,4. Также при количестве трещин на поверхности контура выработки до 10, размер условной зоны трещиноватости внутри массива составляет 1,3 м.

С полученным коэффициентом структурного ослабления массива было проведено математическое моделирование по определению зоны разрушения вокруг техногенных обнажений. Были исследованы влияния отработки рядом расположенных рудных тел при различных расстояниях между ними, влияние ориентировки и количество трещин на формирование зоны трещиноватости горных пород в приконтурной части массива, учет неоднородности залегания горных пород с различными прочностными свойствами, влияние напряженно-деформированного состояния массива при отработке крутопадающих жил на размеры зоны растяжения (зоны трещиноватости) и для прогноза разубоживания руды.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Колоколов С.Б., Судариков А.Е. Механика подземных сооружений: Учебное пособие. Караганда: КарГТУ, 1997. 81 с.
2. Судариков А.Е. Устойчивость выработок поддерживаемых в обрушенной и уплотненной толще пород при повторной отработке мощных угольных пластов. Автореферат дисс. канд. Караганда, 1994. 23 с.
3. Бахтыбаев Н.Б. Пространственно-временное обоснование параметров крепи подготовительных и капитальных выработок на горнодобывающих предприятиях. Автореферат дисс. канд. Караганда, 2009. 21 с.
4. Янко С.В., Гребенкин С.С., Брюханов А.М., Касьян Н.Н. и др. Современные проблемы проведения и поддержания горных выработок на глубоких шахтах. Донецкий национальный технический университет. Донецк, 2003. 256 с.
5. Колоколов С.Б. Расчет параметров поддерживающей и анкерной крепи горизонтальных горных выработок. Учебное пособие/Карагандинский политехнический институт. Караганда, 1990. 64с.
6. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений. Учебник для вузов. – М.: Недра, 1982. 270 с.
7. Протосеня А.Г., Тимофеев О.В. Геомеханика. Санкт-Петербургский государственный горный институт. С-Пб, 2008. 117 с.
8. Савгин Г.Н. Распределение напряжений около отверстий. Киев: Наукова думка, 1968. 887 с.
9. Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов. М., 1987.
10. Порцевский А.К., Катков Г.А. Основы физики горных пород, геомеханики и управления состоянием массива. Москва, 2004.
11. Руппенейт К.В., Либерман Ю.М. Введение в механику горных пород. – М.: Госгортехиздат, 1960. 356 с.
12. Методические указания к курсовому проекту по механике подземных сооружений «Выбор параметров рамной металлической крепи с применением ЭВМ». КПТИ, Караганда, 1991.
13. Галаев Н.З. Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений: Учебник для вузов. – М.: Недра, 1990. – 176 с.
14. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. Учебник. М., Недра, 1983, 424 с.
15. Порцевский А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Москва.: Издательство МГГУ, 2003. 767 с.
16. Имашев А.Ж. Обоснование параметров устойчивости техногенных обнажений в условиях рудника Ушкатын-3 АО «Жайремский ГОК». Магистерская диссертация. Караганда, КарГТУ, 2010. 97 с.
17. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механика горных пород. М., Недра, 1975. 271 с.

18. Оловянный А.Г. Некоторые задачи механики массивов горных пород. ФГУП «Множительный научный центр» ВНИМИ; ООО «Стресс» СПб, 2003. 234 с.
19. Баклашов И.В., Картозия Б.А., Шашенко А.Н., Барисов В.Н. Геомеханика: Учебник для вузов. В 2 т. – М.: Издательство МГГИ, 2004. – Т.2. Геомеханические процессы. – 249 с.: ил.
20. Казикаев Д.М. Геомеханика подземной разработки руд. М.: Издательство МГГУ, 2005. 542 с.
21. Баклашов И.В. Геомеханика: Учебник для вузов. В 2 т. – М.: Издательство МГГИ, 2004. – Т.1. Основы геомеханики. – 208 с.: ил.
22. Сәбденбекұлы Ө. Таужыныстардың сілеміндегі құрылыстар түзетін механика. «Санат-Полиграфия»; Қарағанды, 2006. 235 б.
23. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Механика деформирования и разрушения горных пород. М.: Недра, 1992.
24. Цай Б.Н. Малахов А.А., Бахтыбаев Н.Б. «Обоснование параметров крепления выработок с учетом срока их службы» // Горный журнал Казахстан, №2. 2007 г.
25. Краткое руководство по программе «Phase 2».
26. Рац М.В., Чернышев С.Н. Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород. Москва, «Недра», 1970, 164 с.
27. Чернышев С.Н. Трещиноватость горных пород и их влияние на устойчивость откосов. Москва, «Недра», 1984, 111 с.
28. Цай Б.Н. Термоактивационная природа прочности горных пород. Караганда: КарГТУ, 2007.
29. Черепанов Г.П. О развитии трещин в сжатых телах. «Прикладная механика и математика», т.50, №1, 1966.
30. Леонов М.Я., Панасюк В.В. Развитие трещины, имеющей в плане форму круга. Докл. АН УССР, №2, 1961.
31. Баренблатт Г.И. и др. О кинетике распространения трещин. Флуктуационное разрушение. «Инженерный журнал, механика твердого тела», №1, 1967.
32. Орлов А.Н. Длительная прочность и стационарная ползучесть поликристаллических тел. Физика твердого тела. т.3, вып. 2, 1961.
33. Северденко В.П. и др. К вопросу о зарождении и развитии трещин. Докл. АН СССР, т. 158, №6, 1964.
34. Журков С.Н., Абасов С.А. Зависимость прочности полимеров от молекулярного веса. «Физика твердого тела», т.5, вып. 8, 1962.
35. Кузнецова К.И. О влиянии механических свойств и скорости деформирования на характер разрушения схематической модели неоднородной среды и некоторых реальных материалов. Изв. АН СССР, сер. геофизика, №12, 1962.
36. Руппенейт К.В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород. М., Недра, 1975.
37. Баклашов И.В. Деформирование и разрушение породных массивов. М.: Недра, 1988.

38. Отчет о научно-исследовательской работе. «Исследование деформационных характеристик вблизи очистных выработок на руднике «Ушкатын-3». Заключительный. 2012.
39. Имашев А.Ж. Образование трещиноватости вокруг горной выработки // XIV Международный научный симпозиум имени академика М.А. Усова студентов и молодых ученых «Проблемы геологии и освоения недр», Томск, 2010 г. – с.284-286.
40. Епифанцев О.Г., Плетенчук Н.С. Трещиноватость горных пород. Основы теории и методы изучения. СибГИУ. – Новокузнецк, 2008. – 41с.
41. Шашенко А.Н., Сдвижкова Е.А., Кужель С.В. Масштабный эффект в горных породах. Донецк. Издательство Норд-Пресс, 2004.-126 с.
42. Варга А.А. Инженерно-тектонический анализ скальных массивов. М.: Недра, 1988.
43. Конюхов Д.С. Изучение механических свойств крупных трещин методом математического моделирования. Автореферат канд. тех. наук. 2000.
44. Картозия Б.А., Борисов В.Н. Инженерные задачи механики подземных сооружений. М.Изд-во Московского государственного горного университета, 2001, 326 с.
45. Сэбденбекұлы Ө. Геомеханика. "Инновациалық орталық № 1", ҚР. Қарағанды, ЖШС «САНАТ - Полиграфия», 2009. 450 б.
46. Кузьмин Е.В., Хайрутдинов М.М., Зенько Д.К. Основы горного дела. Учебник для ВУЗов. Москва, 2007.
47. <http://www.miningexpo.ru/useful/4905>.
48. Каретников В.Н., Клейменов В.Б., Нуждихин А.Г. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок. Справочник. – М.: Недра, 1989. 571 с.
49. Лукьянов В.Г., Третенков И.В. Исследование влияния геомеханических факторов и разработка способов повышения устойчивости породного обнажения в проводимых горизонтальных горных выработках. Известия ТПУ, Т. 311, №1, с. 171-175.
50. Оленюк С.П. Совершенствование методик решения прикладных маркшейдерских задач с использованием современных цифровых технологий. Автореферат канд. техн. наук. Караганда, КарГТУ, 2010. 21 с.
51. Проект отработки железомарганцевого месторождения Ушкатын-III комбинированным способом. Том I. Книга 2. Жезказган. 2006. 94 с.
52. Терцаги К. Теория механики грунтов. М., Госстройиздат, 1961.
53. Колоколов С.Б. Численный анализ разрушения массива вокруг арочной выработки // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, № 5, 1988, С. 114-117.
54. Судариков А.Е., Байкенжин М.А., Баймульдин М.К. Методические указания по дисциплине «Расчет конструкций подземных сооружений». КарГТУ, Караганда, 2003.
55. Болгожин Ш.А.-Г., Лезин Г.Д., Ищанов Т.К. Поддержание пластовых выработок на большой глубине. – Алма-Ата: Наука, 1983. – 104 с.

56. Гелескул М.Н., Каретников В.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок. М.Недра, 1982. 479 с.
57. Цай Б.Н., Колоколов С.Б. Некоторые аспекты развития зоны неупругих деформаций во времени // Изв. вузов, Горный журнал, № 4, 1990, С. 31-34.
58. Цай Б.Н., Колоколов С.Б. Прогнозирование долговечности пород в окрестности горных выработок // Изв. вузов. Горный журнал. 1988, С. 41-44.
59. Отчет о научно-исследовательской работе. «Геомеханическое обоснование устойчивости пород при комбинированном способе отработки рудных тел на руднике Ушкатын-3». Промежуточный. 2008.
60. Отчет о научно-исследовательской работе. «Определение места заложения ствола в западном и южном бортах карьера «Ушкатын-3». Промежуточный. 2011.
61. Бенерджи П., Баттерфилд Р. Методы граничных элементов в прикладных науках. – М.: Мир, 1984, – 494 с.
62. Бронштейн И.Н., Семендяев К.А. Справочник по математике. – М.: Недра, 1964. 608 с.
63. Имашев А.Ж., Айдарова М.А., Бахтыбаев Н.Б., Хусан Б. Влияние глубины разработки на формирования зон разрушения вокруг горных выработок // Научные труды Международной научно-практической конференции «Актуальные проблемы горно-металлургического комплекса Казахстана» (Сагиновские чтения №1), Караганда, 2009 г. – с. 156-159.
64. Имашев А.Ж., Судариков А.Е., Бахтыбаев Н.Б., Тилеухан Н., Мустафин М.Б. Учет неоднородности массива горных пород при определении нагрузки на крепь // Научные труды Международной научно-практической конференции «Новейшие научные достижения», София, 2010г. – с.86-88.
65. Бессонов В.В., Имашев А.Ж., Судариков А.Е., Бахтыбаев Н.Б., Тилеухан Н. Определение устойчивости междужильных целиков методами математического моделирования // Труды Университета, №1, КарГТУ, Караганда. 2010 г. – с.52-54.
66. Колоколов С.Б. Численные решения упруго-пластической задачи для плоскости с отверстием произвольной формы // Тезисы докладов VII Всес. конф. по прочности и пластичности – Пермь, 1983 – с. 90-91.
67. Колоколов С.Б. Разрушение массива в окрестности выработки с различной формой поперечного сечения // Межвузовский научно-тематический сборник – Свердловск, СГИ, 1987 – с.56-61.
68. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Прочность горных пород и устойчивость выработок на больших глубинах. М.: Недра, 1985. – 271 с.
69. Оловянный А.Г. Численная модель деформирования и разрушения горных пород // Маркшейдерский вестник. 2000, №2.
70. Бреббия К., Теллес Ж., Вроубел Л. Методы граничных элементов – М.: Мир, 1967.
71. Макаров А.Б. Практическая геомеханика. Пособие для горных инженеров. – М.: Издательство «Горная книга», 2006. 391 с.

72. Трушко В.Л., Протосеня А.Г., Матвеев П.Ф., Совмен Х.М. Геомеханика массивов и динамика выработок глубоких рудников. Санкт-Петербургский горный институт. С-Пб., 2000. 396 с.

73. Имашев А.Ж., Судариков А.Е., Бахтыбаев Н.Б., Тилеухан Н. Влияние трещиноватости горных пород на размеры зоны разрушения при математическом моделировании // Промышленность Казахстана, №6, 2012, стр. 78-81.

74. Судариков А.Е., Зейтинова Ш.Б., Бахтыбаев Н.Б., Имашев А.Ж., Тилеухан Н. Решение задач геомеханики в упругой постановке // Труды Университета КарГТУ, №1, 2013 г. стр. 37-39.

75. Исабек Т.К., Имашев А.Ж., Тилеухан Н., Бахтыбаев Н.Б. Прогноз разубоживания руды при отработке запасов на руднике «Ушкатын 3» // Комплексное использование минерального сырья, №4, 2012 г.

76. Бессонов В.В., Судариков А.Е., Имашев А.Ж., Бахтыбаев Н.Б., Тилеухан Н. Определение устойчивости междужильных целиков методами математического моделирования // Труды Университета КарГТУ, №1, 2010 г. стр. 52-55.

77. Исабек Т.К., Судариков А.Е., Тилеухан Н., Имашев А.Ж. Исследование напряженно-деформированного состояния при отработке крутопадающих жил на руднике Ушкатын-3 // Труды Университета КарГТУ, №1, 2012 г. стр. 57-59.

78. Судариков А.Е., Имашев А.Ж., Бахтыбаев Н.Б., Тилеухан Н., Хуанган Н. Формирование трещиноватости вокруг горной выработки // Научные труды Международной научно-практической конференции «Achievement of high school». 17-25 ноября 2011г. София, Болгария. стр. 87-90.

79. Исабек Т.К., Имашев А.Ж., Судариков А.Е., Хуанган Н. Влияние ширины выработки на формирование зоны разрушения // Современный научный вестник. Серия: Технические науки №14 (110), Россия, г.Белгород, 2011 г. (стр. 102-106).

80. Исабек Т.К., Имашев А.Ж., Судариков А.Е., Хуанган Н. Влияние рядом расположенных рудных тел на устойчивость массива горных пород // Современный научный вестник. Серия: Технические науки №13 (109), Россия, г.Белгород, 2011 г. стр. 84-88.

81. Исабек Т.К., Серикбол А., Мукатаев А.З., Смигановский С.С., Имашев А.Ж. Обоснование потерь и разубоживания полезного ископаемого месторождения Аяк-Коджан // Известия вузов Горный журнал, №2, 2013 г. стр.12-16.

82. Исабек Т.К., Алиев С.Б., Камаров Р.К., Имашев А.Ж., Бахтыбаева А.С. Влияние дилатансии на разрушение горных пород // Уголь, №4, 2013 г. стр.73-75.

83. Исабек Т.К., Имашев А.Ж., Судариков А.Е., Бахтыбаева А.С., Зейтинова Ш.Б. Проблемы моделирования геомеханических процессов вокруг горных выработок // Промышленность Казахстана, №2, 2013 г. стр. 56-57.

84. Новиков А.О., Гладкий С.Ю., Имашев А.Ж., Каратаев А.Д. О поддержании монтажных ходков комбинированными анкерно-рамными креплениями // Горный Вестник, вып.96, г. Кривой Рог, Украина, 2013 г. стр. 13-16.

85. Исабек Т.К., Имашев А.Ж., Бахтыбаева А.С., Судариков А.Е., Тилеухан Н. Влияние трещиноватости горных пород при определении параметров крепления // Международная научно-техническая конференция «Современные техника и технологии горно-металлургической отрасли и пути их развития», г.Навои, Узбекистан, 14-16 мая 2013 г. стр. 13-14.

86. Isabek T.K., Imashev A.Zh., Manasov Zh. Problems of modeling of geomechanical processes around the excavation // Nauka I studia, Poland, №2, 2013, pp. 83-85.

87. Бахтыбаева А.С., Баймульдин М.К., Баймульдин М.М., Тилеухан Н., Имашев А.Ж. Цифровое прогнозирование устойчивости очистных выработок в условиях рудника Ушкатын-3 АО «Жайремский ГОК» // Труды Международного симпозиума «Инновационно-коммуникационные технологии в индустрии, образовании и науки». 22-23 ноября 2012 г. Караганда, КарГТУ. Часть 3, стр. 43-45.

88. Imashev A.Zh., Abdrakhmanov E.K., Tiluekhan N. Definitions of stability between veins at modeling the pulled together ore bodies // Nauka I studia, Poland, №20, 2012, pp. 5-9.

89. Низаметдинов Ф.К., Окатов Р.П., Смагулов З.М., Обухов Ю.Д. Прогнозирование оценки устойчивости карьерных откосов на стадии инженерно-геологических изысканий месторождений Казахстана. Учебное пособие. Караганда, КарПТИ, 1994. 91 с.

90. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок. Издание 2 переработанное. СПб 1991. Институт горной геомеханики и маркшейдерского дела (ВНИМИ).

91. Миндели Э.О., Мохначев М.П. Метод и исследование поведения горных пород при пульсирующем режиме нагружения. //ФТПРПИ, 1971.-№1, с. 18-25.

92. Миндели Э.О., Мохначев М.П., Громова Н.В. Исследование прочностных и деформационных свойств горных пород при статистических многократных и динамических пульсирующих нагрузках. - М.: АН СССР, 1970, с. 32.

93. Судариков А.Е. Байкенжин М.А., Баймульдин М.К., Устойчивость горных выработок в крепких трещиноватых породах. Труды университета. Караганда, КарГТУ. 2003, №4, с. 5-6

94. Ержанов Ж.С., Изаксон В.Ю., Станкус В.М. Комбайновые выработки шахт Кузбасса. Опыт поддержания и расчет устойчивости. Кемерово: 1976.

95. Литвинский Г.Г., Гайка Г.И., Кулдиркаев М. И. Стальные рамные крепи горных выработок.- Киев «Техника», 1999.

96. Судариков А.Е., Имашев А.Ж. Учет неоднородности массива горных пород при определении нагрузки на крепь / Научные труды Международной научно-практической конференции «Новейшие научные достижения». 17-18 марта 2010г. София, Болгария., стр. 64-66.

97. Методические указания к курсовому проекту по механике подземных сооружений «Выбор параметров рамной металлической крепи с применением ЭВМ». КПТИ, Караганда, 1991.

98. Имашев А.Ж., Судариков А.Е., Бахтыбаев Н.Б., Тилеухан Н., Мустафин М.Б. Учет неоднородности массива горных пород при определении нагрузки на крепь // Научные труды Международной научно-практической конференции «Новейшие научные достижения», София, 2010г. – с.86-88.

99. Имашев А.Ж., Зейтинова Ш.Б., Судариков А.Е., Бахтыбаев Н.Б., Бахтыбаева А.С. Особенности крепления горных выработок в трещиноватых породах // Горный журнал Казахстана, №6, 2013 – с.14-17.

100. Имашев А.Ж., Бахтыбаев Н.Б., Тилеухан Н., Жунусбекова Г., Жаканов К.К. Численное моделирование геомеханических процессов с помощью программы «Phase 2» // Горный журнал Казахстана, №7, 2013 – с.10-13.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

УТВЕРЖДАЮ:
РЕКТОР КАРГТУ
АКАДЕМИК НАН РК,
А.М. ГАЗАЛИЕВ
« 18 / » 09 2013 г.



АКТ

о внедрении результатов диссертационной работы в учебном процессе

При выполнении докторской диссертационной работы по теме: «Обоснование параметров устойчивости техногенных обнажений в условиях рудника «Ушкатын-3» АО «Жайремский ГОК» PhD докторантом кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» Имашевым А.Ж. получены новые научно-практические результаты, имеющие важное значение для учебно-образовательного процесса.

Проведенный обзор и анализ состояния вопроса оценки устойчивости горных пород и напряженно-деформированного состояния массива, влияние трещиноватости и способы их учета при обосновании параметров устойчивости техногенных обнажений, результаты лабораторных испытаний образцов горных пород, натуральных наблюдений за смещениями контура выработки, съемок естественной трещиноватости пород, результаты сканирования законтурной части массива с помощью геотомографа для определения условной зоны трещиноватости, определение зоны неупругих деформаций в приконтурной части капитальных и подготовительных выработок, очистных блоков, сближенных рудных тел с учетом трещиноватости и неоднородности массива, а также разработанные методики учета трещиноватости и математического моделирования путем решения граничных интегральных уравнений с поэтапным нагружением массива – были использованы в лекционных курсах, лабораторных практикумах и в курсовом проектировании по следующим дисциплинам специальности бакалавриата 5В070700 – «Горное дело»:

- «Механика подземных сооружений»;
- «Расчет крепи горных выработок»;
- «Управление геомеханическими процессами при ведении горных работ»;
- «Особенности проведения горных выработок на ударно и выбросоопасных пластах»,

и дисциплинам специальности магистратуры 6М070700 – «Горное дело»:

- «Практическая геомеханика»;
- «Крепление и поддержание горных выработок в сложных горно-геологических условиях»;
- «Математическое моделирование горных процессов».

Основные результаты научных исследований были использованы при разработке электронного учебника и слайд-лекций по дисциплине специальности бакалавриата 5В070700 – «Горное дело» «Механика подземных сооружений» на русском и казахском языках, а также учебно-методических комплексов, силлабусов и рабочих учебных программ по дисциплинам специальности бакалавриата 5В070700 – «Горное дело»: «Механика подземных сооружений», «Управление геомеханическими процессами при ведении горных работ» и дисциплинам специальности магистратуры 6М070700 – «Горное дело»: «Практическая геомеханика», «Математическое моделирование горных процессов».

**Первый проректор КарГТУ,
д.т.н., проф.**



А.З. Исагулов

**Директор горного института,
д.т.н., проф.**



С.Г. Ожигин

**Заведующий кафедрой
«Разработка месторождений полезных ископаемых»,
д.т.н., проф.**



Т.К. Исабек

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

СПРАВКА

о внедрении результатов научных исследований на руднике «Ушкатын-3» АО «Жайремский горно-обогатительный комбинат»

Справкой подтверждается внедрение результатов научных исследований Имашева А.Ж., полученных по теме докторской диссертационной работы «Обоснование параметров устойчивости техногенных обнажений в условиях рудника «Ушкатын-3» АО «Жайремский ГОК».

На основании научных исследований в данной работе даются рекомендации по применению коэффициента трещиноватости горных пород с учетом горно-геологических условий рудника «Ушкатын-3». Значение данного коэффициента было определено с помощью сканирования законтурной части массива горных пород геотомографом, а также проведением натурных наблюдений за естественной и техногенной трещиноватости пород на контуре выработок. При обработке результатов научных исследований значение коэффициента трещиноватости для условий рудника «Ушкатын-3» составил 0,4 при количестве трещин до 10 на контуре исследуемых участках с размерами 1x1 м. Хотя, горные породы обладают высокой прочностью, однако влияние буровзрывных работ, как при открытой, так и при подземной отработке рудных тел, наличие природной трещиноватости пород и обводненность массива, приводят к существенному снижению прочности на 40-60 %. Полученные данные исследования подтверждают данный факт.

В работе предлагается использование коэффициента структурного ослабления (трещиноватости) при составлении исходных данных математического моделирования параметров зоны неупругих деформаций горных пород в приконтурной части массива. При математическом моделировании учитывается не только коэффициент трещиноватости, но и направление трещин относительно выработанного пространства.

На основании проведенных исследований была разработана методика оценки геомеханического состояния массива горных пород рудника «Ушкатын-3». Результаты, полученные по данной методике, позволяют оценивать устойчивое состояние техногенных обнажений, также выбрать рациональный вид и параметр крепления с учетом горно-геологических условий конкретного месторождения.

Комплексная методика оценки геомеханического состояния массива была использована при разработке плана горных работ рудника «Ушкатын-3» на 2013 год. Вышеуказанная методика была рекомендована в разделе крепление горных выработок.

Использование коэффициента трещиноватости в данной методике позволяет более корректно определить действующую нагрузку на крепь горной выработки, повысить эффективность поддержания горных выработок рудника «Ушкатын-3» и учитывается при составлении и разработке паспортов крепления.

Полученные научно-практические результаты исследований и технические решения рекомендуются оформить в виде практических рекомендаций, технических предложений или методических указаний, приемлемых для использования на рудных и нерудных месторождениях при обосновании параметров устойчивости подготовительных и очистных выработок.

**Главный горняк
АО «Жайремский ГОК»**



В.В. Бессонов

ПРИЛОЖЕНИЕ В

Казахстан Республикасы
АК «ЖАЙРЕМ
КЕН-БАЙЫТУ КОМБИНАТЫ»

ZHAIREM'GOK



Республика Казахстан
АО «ЖАЙРЕМСКИЙ
ГОРНО-
ОБОГАТИТЕЛЬНЫЙ
КОМБИНАТ»

Горный отдел

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к плану горных работ по Ушкатынскому
подземному руднику на 2013 год

Главный инженер

Главный горняк

Главный маркшейдер

Главный геолог

Е.П. Верещук

В.В. Бессонов

С.Б. Камалов

С.А. Алсуфьев

п. Жайрем, 2012 г.

5.3 Крепление горных выработок

Тип крепи выработок определяется исходя из крепости и устойчивости пород. Подстилающие породы лежачего бока, в основном, представлены известняками средней крепости по шкале Протодяконова (12-14). Вмещающие породы по классификации С.В. Николаева относятся к породам средней прочности или прочным. Учитывая это, крепление горных пород принято по инструкции разработанной КарГТУ, в которой были рассчитаны рациональные параметры крепления горных выработок и даны рекомендации по обеспечению их устойчивости.

Проект инструкции крепления горных пород для УПГР рудника Ушкатын-III согласован с институтом РГКП НИЦ горноспасателей РК и Управлением государственного контроля за ЧС и промышленной безопасности по Карагандинскому региону.

ПРИЛОЖЕНИЕ Г

**ПЕРЕЧЕНЬ
РОССИЙСКИХ РЕЦЕНЗИРУЕМЫХ НАУЧНЫХ ЖУРНАЛОВ,
в которых должны быть опубликованы
основные научные результаты
диссертаций на соискание ученых степеней
доктора и кандидата наук**

редакция 17.06.2011

Профильные издания

866. Известия высших учебных заведений. Горный журнал ▲
1895. Уголь ▲
1958. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых ▲

Издания, отмеченные ▲, включены в международные базы цитирования (Web of Science, Scopus, Web of Knowledge, Astrophysics, PubMed, Mathematics, Chemical Abstracts, Springer, Agris, GeoRef

www.sniiggims.ru/downloads/

Поиск в библиотеке

Вход в библиотеку

Навигатор

- [Начальная страница](#)
- [Каталог журналов](#)
- [Авторский указатель](#)
- [Список организаций](#)
- [Тематический рубрикатор](#)
- [Поисковые запросы](#)
- [Новые поступления](#)

Настройка

Выпуски журнала

За период:

- последний месяц
- последние 3 месяца
- последние полгода
- все выпуски

Начиная с (дд.мм.гггг):

И заканчивая:

Отбирать по:

- дате выпуска
- дате установки

Поиск

Текущая сессия

Контакты

Копирайт

10 373

mail.ru 244M



ИНФОРМАЦИЯ О ЖУРНАЛЕ

Возможные действия

Полное название **ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ. ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ**

Издательство Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования Уральский государственный горный университет

Год основания	1958	Рецензируемый	
Выпусков в год	8	Импакт-фактор JCR	нет
Статей в выпуске	23	Импакт-фактор РИНЦ 2011	0,047

Сокращение	Известия ВУЗов. Горный журнал	Страна	Россия
Город	Екатеринбург	Регион	Свердловская область

Печатная версия журнала

ISSN печатной версии	0536-1028	Подписной индекс	70367	Тираж	
----------------------	-----------	------------------	-------	-------	--

Электронная онлайн-версия журнала

ISSN онлайн-версии		Вариант представления	
WWW-адрес	http://www.ursmu.ru/science/izdatelskaya-deyatelnost/izvestiya-vyssshix		

ISI		Всего статей	1633	В настоящее время	выходит
SCOPUS	да	Всего выпусков	72	Доступный архив	01.1978 - 01.2013
РИНЦ	включен	Полных текстов	1242	Реферативный	нет
Перечень ВАК	включен	Цитирований	1883	Мультидисциплинарный	нет

Тематические рубрики	Код	Раздел рубрикатора ГРНТИ	Журналов
	52.00.00	Горное дело	105

Описание журнала

Информация о результатах научных и технических исследований в области технологии, экономики, механизации и электрификации горного производства, автоматизированного управления, использования в горном деле и науке современных информационных технологий и автоматизированного проектирования, надежности технологических процессов и технических систем, прогнозирования их состояния и развития, прогнозирования физических процессов горной технологии и техники, жизнеобеспечения и безопасности труда, горной экологии, переработки техногенных образований.

- Просмотреть оглавления выпусков журнала
- Искать статьи в этом журнале
- Вывести список статей, опубликованных в данном журнале
- Вывести список публикаций, ссылающихся на статьи в данном журнале
- Анализ публикационной активности журнала
- Перейти на сайт журнала в Интернет
- Каталог журналов
- Сравнение библиометрических показателей журналов

ПРИЛОЖЕНИЕ Д

Министерство образования и науки Республики Казахстан
Карагандинский государственный технический университет

УДК 622.281

№

Инв.№

Утверждаю
Главный инженер
АО «Жайремский ГОК»
Верещук Е.П.
2012 г.



Утверждаю
Проректор по И и УМР
КарГТУ
Исагулов А.З.
2012 г.



ОТЧЕТ О НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКОЙ РАБОТЕ

ИССЛЕДОВАНИЕ ДЕФОРМАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ВБЛИЗИ
ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК НА РУДНИКЕ «УШКАТЫН-3»

по теме:

Научно-исследовательские работы (НИР) при отработке месторождении
подземным способом
(промежуточный)
III квартал
(июль 2012 г. – сентябрь 2012 г.)


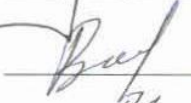




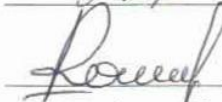
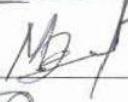
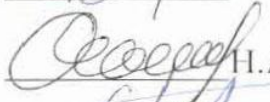
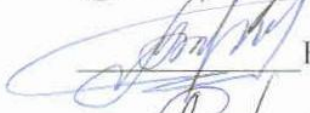




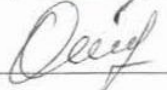
Руководитель темы



Исабеков Е.Т.

Караганда 2012

СПИСОК ИСПОЛНИТЕЛЕЙ

Доктор техн. наук		Т.К. Исабек
Кандидат техн. наук		Ж.П. Вареха
Кандидат техн. наук		М.Д. Арыстан
Кандидат техн. наук		М.А. Байкенжин
Кандидат техн. наук		М.К. Баймульдин
Кандидат техн. наук		М.А. Айдарова
Кандидат техн. наук		Р.К. Камаров
Кандидат техн. наук		М.Б. Баизбаев
Кандидат техн. наук		Н.А. Немова
Магистрант		Н. Тилеухан
Магистр		А.С. Бахтыбаева
Магистр		А.Ж. Имашев
Магистр		Н. Хуанган
Магистрант		Ш.Б. Зейтинова
Магистрант		В.К. Омаров

УДК

МКС

Т

ОКСТУ

Ключевые слова: научно-технический документ, отчет, научно-исследовательская работа, влажность, трещиноватость, нормативные документы, прочность горных пород, напряженно-деформированное состояние, зона разрушения, смещения контура горной выработки, устойчивость горных выработок.

Министерство образования и науки Республики Казахстан
Карагандинский государственный технический университет

УДК 622.281

№

Инв.№

Утверждаю
Главный инженер
АО «Жайремский ГОК»
Верещук Е.П.
2012 г.



Утверждаю
Проректор КарГТУ
по И. и У.М.Р.
Исагулов А.З.
2012 г.




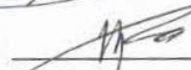

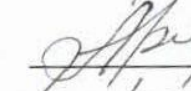
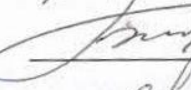





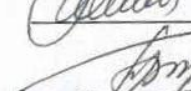
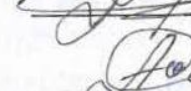


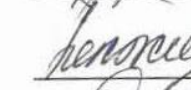


ОТЧЕТ
О НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКОЙ РАБОТЕ

ИССЛЕДОВАНИЕ ДЕФОРМАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ВБЛИЗИ
ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК НА РУДНИКЕ «УШКАТЫН-3»

по теме:
Научно-исследовательские работы (НИР) при отработке месторождения
подземным способом
(итоговый)
IV квартал
(январь 2012 г. – декабрь 2012 г.)

Караганда 2012

СПИСОК ИСПОЛНИТЕЛЕЙ

Руководитель темы		Судариков А.Е.
Доктор техн. наук		Т.К. Исабек
Кандидат техн. наук		Ж.П. Вареха
Кандидат техн. наук		И.Д. Арыстан
Кандидат техн. наук		М.А. Байкенжин
Кандидат техн. наук		М.К. Баймульдин
Кандидат техн. наук		М.А. Айдарова
Кандидат техн. наук		Р.К. Камаров
Кандидат техн. наук		Е.Т. Исабеков
Кандидат техн. наук		М.Б. Баизбаев
Кандидат техн. наук		Н.А. Немова
Магистрант		Н. Тилеухан
Магистр		А.С. Бахтыбаева
Магистр		А.Ж. Имашев
Магистр		Н. Хуанган
Магистрант		Ш.Б. Зейтинова
Магистрант		В.К. Омаров

УДК

МКС

Т

ОКСТУ

Ключевые слова: научно-технический документ, отчет, научно-исследовательская работа, промежуточный отчет, заложение ствола, смещения массива, деформации, натурные наблюдения, хронометраж.