

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II»

На правах рукописи

Колганов Артем Владимирович



РАЗРАБОТКА СПОСОБОВ УМЕНЬШЕНИЯ РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ ПРИ
ОТРАБОТКЕ МОЩНЫХ ПОЛОГОПАДАЮЩИХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ВКРАПЛЕННЫМИ РУДАМИ

Специальность 2.8.8. Геотехнология, горные машины

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель
доктор технических наук, профессор
Зубов В.П.

Санкт-Петербург – 2025

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
ГЛАВА 1 ОСОБЕННОСТИ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ ВКРАПЛЕННЫХ РУД ХАРАЕЛАХСКОЙ ИНТРУЗИИ ГАББРО-ДОЛЕРИТОВ НА РУДНИКЕ «ОКТЯБРЬСКИЙ»	12
1.1 Введение.....	12
1.2 Горно-геологические особенности руд Талнахского рудного узла.....	14
1.3 Структурные особенности Талнахского рудного узла.....	16
1.4 Фактически сложившееся состояние технологической схемы на руднике «Октябрьский».....	18
1.5 Выводы по главе 1.....	28
ГЛАВА 2 ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИЧИН ВЫСОКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАЗУБОЖИВАНИЯ ДОБЫВАЕМОЙ ВКРАПЛЕННОЙ РУДЫ	31
2.1 Результаты анализа маркшейдерских данных	31
2.2 Рабочая гипотеза	36
2.3 Современные методы оценки нарушенности массива горных пород	39
2.3.1 Методология оценки нарушенности массива горных пород с применением рейтинговой системы оценки нарушенности Q.....	42
2.3.2 Оценка нарушенности вкрапленных руд на руднике «Октябрьский» с применением системы Q	48
2.4 Геомеханические особенности массива горных пород Талнахского рудного узла	68
2.5 Оценка величины зоны повышенной трещиноватости по данным сейсмомониторинга на руднике «Октябрьский»	75
2.5.1 Определение границ зоны повышенной трещиноватости от отработки сплошных сульфидных руд.....	83
2.6 Выводы по главе 2.....	90

ГЛАВА 3 ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА УСТОЙЧИВОСТЬ ОЧИСТНЫХ КАМЕР ПРИ ОТРАБОТКЕ ВКРАПЛЕННЫХ РУД.....	92
3.1 Блочная геомеханическая модель вкрапленных руд на руднике «Октябрьский».....	92
3.2 Оценка влияние высоты очистной камеры на устойчивость ее стенок	102
3.3 Прогноз объемов обрушений для очистных камер, пройденных во вкрапленных рудах рудника «Октябрьский»	108
3.4 Анализ чувствительности природных и техногенных факторов, влияющих на показатель устойчивости стенки очистной камеры	115
3.5 Геотехническая оценка действующих технологических решений при отработке вкрапленных руд на руднике «Октябрьский».....	117
3.6 Выводы по главе 3.....	125
ГЛАВА 4 РЕКОМЕНДУЕМЫЕ СПОСОБЫ СНИЖЕНИЯ РАЗУБОЖИВАНИЯ ДОБЫВАЕМОЙ ВКРАПЛЕННОЙ РУДЫ.....	127
4.1 Общие рекомендации по снижению разубоживания добываемой вкрапленной руды на руднике «Октябрьский» по результатам исследований	127
4.2 Рекомендации по повышению качества добываемой руды при отработке залежей вкрапленных руд на ранее подработанных участках шахтного поля рудника «Октябрьский».....	128
4.2.1 Техничко-экономическая оценка.....	144
4.3 Рекомендации для вкрапленных руд рудника «Октябрьский», находящихся за пределами подработки.....	146
4.4 Выводы по главе 4.....	149
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	152
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	155
ПРИЛОЖЕНИЕ А Картирование горных выработок.....	167
ПРИЛОЖЕНИЕ Б Кластерный анализ структурных данных.....	172
ПРИЛОЖЕНИЕ В Рекомендуемые параметры для структурных доменов в зоне влияния подработки	184

ПРИЛОЖЕНИЕ Г Акт о внедрении в научно-исследовательскую деятельность ООО «Институт Гипроникель» результатов диссертации	190
ПРИЛОЖЕНИЕ Д Свидетельство о государственной регистрации программы ЭВМ.....	192

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования

В условиях истощения ресурсов, обеспечивающих высокую экономическую эффективность предприятия, горнодобывающие компании вынуждены вовлекать в отработку ресурсы с более низким содержанием полезных компонентов. Это требует особого внимания к факторам, оказывающим отрицательное влияние на показатели разубоживания руды и потерь балансовых запасов, от значений которых существенно зависят экономические показатели горного предприятия и, как следствие, его конкурентоспособность и жизнеспособность.

В качестве базового предприятия при проведении диссертационных исследований принят рудник «Октябрьский», фактическое состояние и история изменения технологической схемы которого позволяет производить объективный ретроспективный анализ влияния основных горно-геологических и горнотехнических факторов на разубоживание добываемых руд. В настоящее время осуществляется добыча богатых, медистых и вкрапленных руд западного фланга Октябрьского месторождения.

Наибольшее содержание полезного компонента (среднее значение 3,8%) встречается в богатых рудах, минимальное (среднее значение 0,98%) во вкрапленных рудах. С отработки богатых руд, обеспечивающих максимальные значения технико-экономических показателей рудника за счет высокого содержания в руде полезных компонентов, в 1969 году начались горные работы на руднике «Октябрьский». Следствием интенсивной отработки богатых руд явилось быстрое снижение их балансовых запасов, что потребовало в 1992 году вовлечения в отработку медистых руд, а в 2010 году - вкрапленных руд.

Результаты анализа практического опыта ведения горных работ на руднике «Октябрьский» свидетельствуют о том, что при применяемом варианте камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства и сложившейся технологической схеме рудника вовлечение в отработку вкрапленных руд оказывает существенное отрицательное влияние на разубоживание добываемой руды. В настоящее время горная масса, поступающая на обогатительную фабрику,

характеризуется коэффициентами разубоживания до 30% и более при проектных показателях разубоживания вкрапленных руд – 10-12%.

Степень разработанности исследования

Существенный вклад в создание эффективных технологий отработки мощных пологопадающих медно-никелевых месторождений и способов уменьшения разубоживания добываемых руд внесли такие организации как: ФГБУН ФИЦ КНЦ РАН, ФГБУН ИПКОН РАН, ООО «Институт Гипроникель», ФГБОУ ВО Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II», ФГАОУ ВО «НИТУ «МИСиС», АО «ВНИМИ» и другие.

На современное состояние применяемых камерных систем разработки с закладкой выработанного пространства, а также методов определения их параметров значительное влияние оказали результаты исследований Д.Р. Каплунова, М.В. Рыльниковой, И.И. Айнбиндера, Д.М. Казикаева, А.Б. Макарова, А.А. Еременко, Д.В. Сидорова, В.А. Еременко, А.Г. Протосени, В.Л. Трушко, А.В. Трофимова, А.Е. Румянцева, В.П. Марысюка, N.R. Barton, Z.T. Bieniawski, Y. Potvin и других российских и зарубежных ученых.

Вместе с тем недостаточно изученными являются вопросы, связанные с обоснованием параметров камерной системы разработки и снижением разубоживания добываемой руды при ведении очистных работ в подработанных мощных пологозалегающих залежах вкрапленных руд.

Объект исследования

Камерные системы разработки мощных залежей вкрапленных руд с закладкой выработанного пространства.

Предмет исследования

Процессы разубоживания добываемой руды при ведении очистных работ в подработанных залежах вкрапленных руд.

Цель

Обоснование параметров камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства, обеспечивающих снижение разубоживания добываемой руды при ведении очистных работ в подработанных мощных залежах вкрапленных руд.

Идея работы

Для снижения разубоживания добываемой руды при ведении очистных работ в подработанных мощных залежах вкрапленных руд параметры камерной системы разработки и технологии создания закладочного массива необходимо принимать с учетом устойчивости стенок камер первой очереди, а также ориентации осей очистных камер относительно систем трещин техногенного происхождения, сформированных при подработке залежей вкрапленных руд.

Задачи исследования

1. Выявление особенностей горно-геологических и горнотехнических условий отработки залежей вкрапленных руд на рудниках Талнахского рудного узла;
2. Установление факторов, оказывающих влияние на разубоживание добываемых вкрапленных руд при ведении очистных работ на ранее подработанных участках;
3. Определение геомеханических и технологических факторов, влияющих на устойчивость стенок очистных камер при отработке подработанных залежей вкрапленных руд;
4. Определение параметров основных систем трещин в залежах вкрапленных руд на подработанных и не подработанных участках;
5. Разработка технологии выемки ранее подработанных залежей вкрапленных руд, позволяющих уменьшить их разубоживание при использовании варианта камерной системы разработки, применяемого на руднике «Октябрьский»;
6. Оценка области рационального использования разработанных рекомендаций по снижению разубоживания добываемых вкрапленных руд на рудниках Талнахского рудного узла.

Научная новизна

1. Установлена зависимость высоты очистных камер от параметров нарушенности горного массива, формируемой в подработанных залежах вкрапленных руд, и технологии закладки выработанного пространства при отработке нижерасположенных залежей богатых руд;

2. Установлена зависимость объемов полостей, образовавшихся при вывалах руды из стенок очистных камер первой очереди, пройденных в подработанной залежи вкрапленных руд, от высоты камер и ориентации трещин техногенного происхождения в рудном массиве относительно направления проходки камер;

3. Установлена зависимость высоты распространения области повышенной трещиноватости в подработанном массиве от вынимаемой мощности залежи богатых руд.

Соответствие паспорту специальности

Содержание диссертации соответствует паспорту научной специальности 2.8.8. Геотехнология, горные машины по пунктам: п.1. Научные основы создания и развития технологий и оборудования для комплексного освоения и сохранения недр в различных горно-геологических и природно-климатических условиях, п.7. Способы управления состоянием подрабатываемых породных массивов, исключая критические деформации земной поверхности и опасные проявления горного давления при разработке месторождений твердых полезных ископаемых и освоении подземного пространства, в том числе с использованием крепей различных конструкций.

Теоретическая и практическая значимость работы

1. Доказана гипотеза о существенной зависимости разубоживания вышерасположенных добываемых вкрапленных руд от параметров системы разработки и технологии закладки выработанных пространств, применяемых при выемке нижерасположенных залежей богатых руд.

2. Обоснованы технологические параметры камерной системы разработки при ведении очистных работ в подработанных залежах вкрапленных руд, а также

требования к технологии закладочных работ, при использовании которых достигается снижение коэффициента разубоживания добываемой руды в условиях рудника «Октябрьский» не менее, чем в 2,0-2,5 раза.

3. Результаты диссертационных исследований используются в проектных и экспертных работах, выполняемых ООО «Институт Гипроникель» для предприятий Талнахского рудного узла, что подтверждается актом об использовании результатов кандидатской диссертации от 12.12.2024 г. (Приложение Г).

Методология и методы исследования

Исследования проводились с использованием комплексного метода, включающего: ретроспективный анализ причин изменения разубоживания добываемых руд в различных горно-технических ситуациях; производственные наблюдения за процессами деформирования и обрушения руд в очистных камерах; анализ полученных данных с использованием методов математической статистики; аналитические исследования влияния геологических и горнотехнических факторов на разубоживание добываемых вкрапленных руд.

Положение, выносимые на защиту

1. При реализации применяемого на руднике «Октябрьский» варианта камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими материалами минимальные значения коэффициента разубоживания (10-12%) добываемой вкрапленной руды, predetermined геологическим строением рудных тел, могут быть достигнуты только при отработке первичных камер, в боках которых расположен рудный массив или рудные целики;

2. К числу факторов, оказывающих наиболее существенное влияние на разубоживание вкрапленных руд (до 30% и более) относятся: опережающая выемка нижерасположенных запасов богатых сульфидных руд; ориентация осей очистных камер относительно направлений развития трещин, сформировавшихся в горном массиве при отработке нижерасположенных залежей богатых руд; высота первичных камер при отработке вкрапленных руд; технология закладки камер, пройденных при отработке богатых руд;

3. Использование при выемке подработанных запасов вкрапленных руд камерной системы разработки с рекомендуемыми параметрами (высота камеры 7-25 м, проходка камер в направлении с востока на запад, азимуты падения стенок камер 0 и 180 градусов) в сочетании с рекомендуемой двустадийной технологией закладочных работ в камерах при отработке залежей богатых руд позволяет снизить величину коэффициента разубоживания вкрапленных руд в условиях рудника «Октябрьский» не менее чем в 2-2,5 раза.

Степень достоверности результатов исследования обеспечивается применением комплексного метода, включающего анализ результатов аналогичных исследований учеными из различных стран, использование большого массива статистических данных о нарушенности горного массива, использование апробированных методов оценки устойчивости горных выработок (Мэтьюза-Потвина и др.), подтверждением основных выводов и рекомендаций данными производственных исследований и экспертными оценками специалистов.

Апробация результатов.

Основные результаты диссертационных исследований докладывались на следующих семинарах и конференциях: XVIII Международный форум-конкурс студентов и молодых ученых «Актуальные проблемы недропользования», г. Санкт-Петербург 2022 г., Конференция пользователей ПО «ТНавигатор», г. Санкт-Петербург, 2023 г., Конференция пользователей ПО «ТНавигатор», г. Санкт-Петербург 2024 г., XX всероссийская конференция-конкурс студентов выпускного курса и аспирантов «Актуальные проблемы недропользования», г. Санкт-Петербург, 2024 г.

Личный вклад автора заключается в постановке цели и задач исследования; в обосновании методов исследования подработанных массивов горных пород; расчетах устойчивых параметров конструктивных элементов очистных выработок, пройденных по вкрапленным рудам; установлении зависимости разубоживания добываемых вкрапленных руд от параметров системы разработки; формулировании защищаемых положений, проведении и анализе результатов шахтных исследований, подготовке публикаций по теме исследования.

Публикации

Основные результаты диссертационных исследований опубликованы в 4 печатных работах (пункты списка литературы № 15, 20, 27, 86), в том числе в 1 статье - в издании из перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора наук (далее - перечень ВАК), в 3 статьях - в изданиях, входящих в международную базу данных и систему цитирования Scopus. Получено 1 свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ (пункт списка литературы № 40) (Приложение Д).

Структура работы

Диссертация состоит из оглавления, введения, 4 глав с выводами по каждой из них, заключения, списка литературы, включающего 104 наименования, списка иллюстративного материала и 5 приложений. Диссертация изложена на 192 страницах машинописного текста, содержит 132 рисунка и 33 таблицы.

Благодарности

Автор выражает глубокую благодарность доктору технических наук, профессору Зубову Владимиру Павловичу за помощь, оказанную при работе над диссертацией, а также сотрудникам Лаборатории геотехники ООО «Институт Гипроникель» А.В. Трофимову и А.Е. Румянцеву за помощь в организации и проведении полевых исследований.

ГЛАВА 1 ОСОБЕННОСТИ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ ВКРАПЛЕННЫХ РУД ХАРАЕЛАХСКОЙ ИНТРУЗИИ ГАББРО-ДОЛЕРИТОВ НА РУДНИКЕ «ОКТЯБРЬСКИЙ»

1.1 Введение

Стоит отметить, что минеральные ресурсы являются одним из главных богатств любого государства и от того насколько эффективно будут реализованы проекты по добыче ресурсов будет зависеть благосостояние как государства на территории которого, производится добыча, так и горнодобывающей компании.

Горная промышленность имеет несколько существенных отличий от других отраслей [2,3,22,67]:

1. Любые два даже рядом расположенных месторождения не похожи друг на друга и имеют свои горно-геологические, структурные и геомеханические особенности, которые должны быть рассмотрены и учтены;

2. Минеральные ресурсы являются конечными и поэтому срок эксплуатации каждого рудника имеет свой определенный срок;

3. Горная промышленность относится к весьма капиталоемким и трудоемким отраслям;

4. Горное производство характеризуется непрерывным перемещением рабочих мест и значительными затратами на поддержание необходимого фронта добычных работ.

И многие другие специфические особенности. Исходя из этого горные предприятия сталкиваются с рядом серьезных проблем на разных этапах освоения месторождения, начиная от проектирования и заканчивая консервацией месторождения. В различных российских и мировых источниках отмечают следующие актуальные проблемы [2,3,22,67]:

1. Корректная и достаточная оценка и учет всех факторов, усложняющих отработку месторождения или модифицирующих факторов. Под модифицирующими факторами подразумевается учет геодинамических,

геомеханических, гидрогеологических и технологических особенностей отработки;

2. Оптимизация горных стратегий и оценка всесторонних рисков горных проектов;

3. Горное планирование, контроль содержаний (grade control) и оценка извлекаемых запасов руды;

4. Использование политики регулярного согласования результатов разведки с эксплуатацией для выявления и устранения “узких” мест технологического процесса.

В данной работе наибольшее внимание уделяется двум ключевым проблемам горного производства: факторам, усложняющим корректную работу горного предприятия, в частности, геомеханическим и геотехническим факторам, а также вопросу управления качеством добываемой руды. Базовым объектом исследования является рудник «Октябрьский», являющийся частью «Октябрьского месторождения», относящийся к Талнахскому рудному узлу. Недропользователь, осуществляющий добычу полезного компонента является ПАО «ГМК Норильский Никель». Рудник обеспечивает добычу трех типов руд: сплошных сульфидных (богатые), медистых и вкрапленных руды. Производственная мощность рудника достигает 5 млн. т. руды в год по всем типам руд. В общем объеме добычи доля богатых руд на руднике «Октябрьский» в настоящее время составляет 23%, медистых 62%, вкрапленных - 15% [4,9,20,68].

Добыча богатой руды, на руднике «Октябрьский» началась с 1969 года, в 1992 началась добыча медистых руд и только в 2010 году началась отработка вкрапленных руд [4,9,20,68]. Вовлечения новых типов руд в эксплуатацию является необходимостью, поскольку на сегодняшний день запасы богатых руд истощаются и остаются только краевые запасы. Вкрапленные руды являются стратегическими ресурсами, которые в перспективе будут обеспечивать работу предприятия [15].

Для определения цели, идеи и задач исследования необходимо подробно разобрать горно-геологические и горно-технические особенности, возникающие

при разработке вкрапленных руд, а также геолого-структурные особенности самих вкрапленных руд.

1.2 Горно-геологические особенности руд Талнахского рудного узла

Согласно результатам российских исследований, собранных в книгах А.Д. Генкина и др. (1981), О.А. Дюжикова и др. (1988), а также сведениям, изложенным в последующих работах (Дистлер и Кунилов, 1994; Служеникин и др., 1994; Служеникин, 2000; Kunilov, 1994; Stekhin, 1994; Torgashin, 1994), в Норильских месторождениях выделяются следующие типы сульфидной минерализации [12,31,36]:

1. Вкрапленные руды в пикритовых габбро-долеритах;
2. Вкрапленные руды в нижних такситовых габбро-долеритах;
3. Вкрапленные и прожилковые руды в контактовых и нижних оливиновых габбро-долеритах;
4. Массивные руды. Они исключительно многообразны по составу, варьируя от существенно пирродновых (с содержанием Cu 2-3 вес%) до богатых медью ($\text{Cu} = 27-32$ вес%) халькопиритовых и талнахит-моикухитовых;
5. "Медистые руды" - вкрапленные и прожилково-вкрапленные руды, обычно богатые медью, образующие ореолы вокруг массивных руд во вмещающих породах и пропитывающие включения роговиков в массивных рудах;
6. "Верхние медистые руды", развитые в западной фронтальной зоне Хараелахской интрузии, образующие матрацу в зонах брекчий в кровле и вдоль фронтальных зон интрузии;
7. Редкие рассеянные сульфиды в оливиновых (иногда в оливинсодержащих) габбродолеритах выше пикритового горизонта;
8. Малосульфидное обогащенное ЭПГ оруденение в верхних такситовых габбро-долеритах;

Положение перечисленных типов руд в разрезе рудоносной интрузии показано на рисунке 1.1. Почти все они отрабатываются, исключая малосульфидные руды и убогую вкрапленность в оливиновых габбро-долеритах (тип 7), которая представляет только научный интерес [12,31,36].

Все типы руд, кроме малосульфидного оруденения, связаны пространственно, в том числе верховые медистые руды, которые сопряжены с жилами нормальных массивных руд (рисунок 1.1).

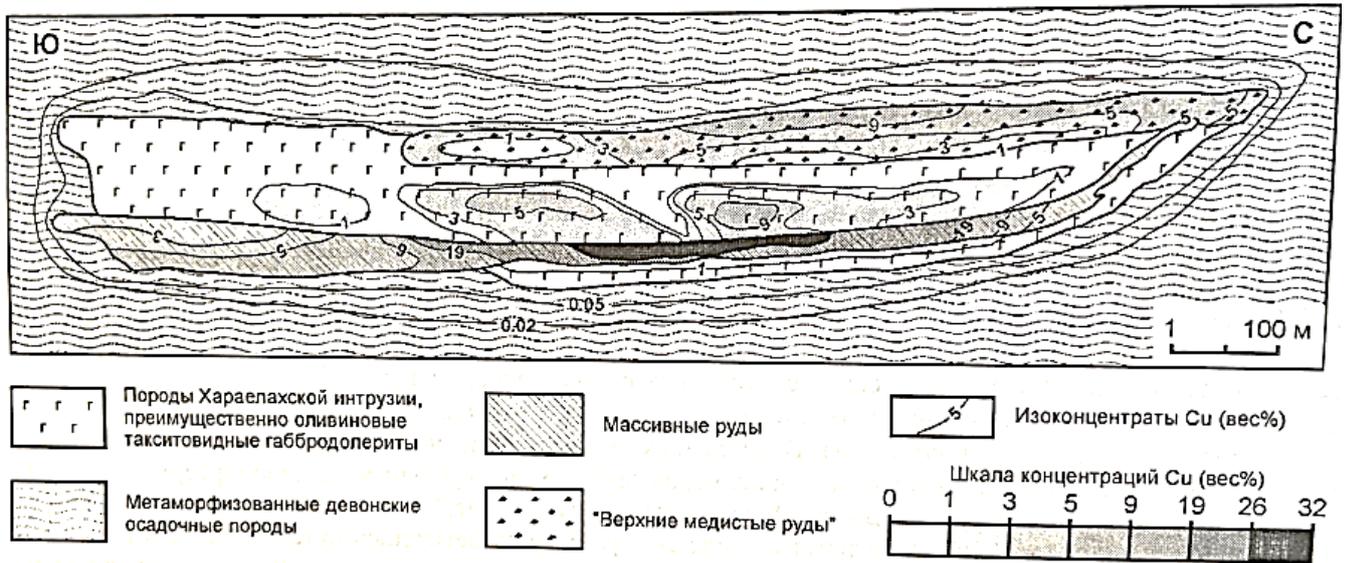


Рисунок 1.1 - Геологический разрез, показывающий типичное соотношение массивных и «верхних медистых» руд в западной части Октябрьского месторождения (рудник «Октябрьский») [31]

В Талнахском рудном узле представлены все перечисленные типы руд. Наиболее важным типом, разрабатываемым в настоящее время, являются сплошные сульфидные руды, мощность которых нередко составляет 10-20 м (достигая 50 м). С меньшей интенсивностью обрабатываются медистые, верхние медистые и вкрапленные руды.

Во всех месторождениях сплошные сульфидные руды расположены во вмещающих породах, ниже вкрапленных и медистых рудных тел. Богатые руды не связаны с вкрапленными рудами постепенным переходом. Нередко картируются очевидные секущие контакты массивных руд как с осадочными, так и с интрузивными породами (рисунок 1.2) [12,31,36].

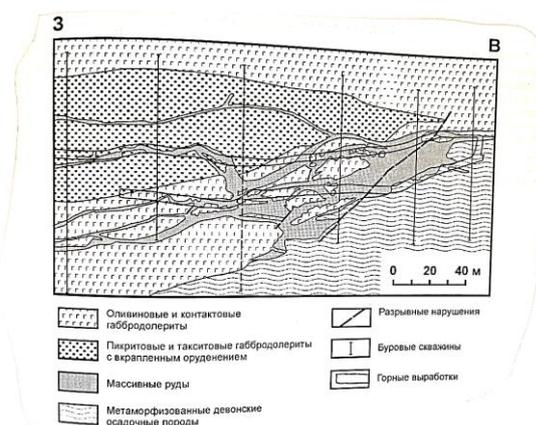


Рисунок 1.2 - Геологический разрез, показывающий соотношение массивных руд с породами рудоносной интрузии в южной части Октябрьского месторождения (рудник Комсомольский) [31]

В месторождениях определено около 50 минералов благородных металлов (Генкин и др., 1981). Наиболее распространенными среди них являются: атоцит, рустенбургит, изоферроплатина, тетраферроплатина, паоловит, станнопалладинит, плюмбопалладинит, соболевскит, котульскит, мончеит, инсизваит, маякит, куперит, брэггит, высокоцит, сперрилит, холингвортит (Дистлер и др., 1999). В талнахит-моихукитовых рудах рудника Октябрьский встречаются идиоморфные кристаллы сперрилита размером до 2-3 см в поперечнике.

1.3 Структурные особенности Талнахского рудного узла

Талнахский рудный узел включает Октябрьское месторождение, расположенное к западу от Норильско-Хараелахского разлома, и Талнахское, охватывающее зону грабена Норильско-Хараелахского разлома и его восточное крыло (рисунок 1.3) [11,17].



Рисунок 1.3 - Рудники в пределах Талнахского рудного узла

Главные структурные элементы Талнахского рудного узла - глубинный Норильско-Хараелахский разлом с оперяющими сбросами и просядочные структуры Октябрьского месторождения (Горный сброс, Большой Горст и т.д.), определяющие большое количество тектонических нарушений различных порядков. Тектонические нарушения обуславливают в свою очередь блоковое строение района. Тектонические блоки ограничены нарушениями в различных сочетаниях от сонаправленных до разнонаправленных взбросов и сбросов [31].

Эти блоки имеют различные размеры и вытянуты чаще всего в субмеридиональном направлении.

Сульфидное оруденение пространственно и генетически связано с крупной дифференцированной интрузией габбро-долеритов.

Сплошные (богатые) руды образуют несколько пологопадающих линзо- и пластообразных залежей мощностью до 50 м. Они локализованы по нижнему контакту интрузии, реже в ее приподошвенной части или в подстилающих породах в непосредственной близости от интрузии. По преобладающему минералу различаются пирротиновые, халькопиритовые (талнахитовые, моихукитовые), кубанитовые и борнитовые (с халькозином) руды. Между собой они связаны переходными разностями. Форма залежи в общем простая, однако на ряде участков она осложнена сбросами и взбросами различной амплитуды или послойными расщеплениями в прикровельной части и на флангах, морфологическими уступами высотой до 8 м со сложной формы апофизами (рудники «Таймырский» и «Октябрьский»). Контакты сплошных руд с вмещающими породами обычно четкие, ровные, иногда весьма неровные с апофизами и прожилками. Прочность связи по контакту с метаморфизованными осадочными породами довольно значительна. Контакт с габбро-долеритами в отдельных случаях ослаблен хлоритовой «прослойкой» мощностью 3÷10 см. «Медистые» руды - ороговикованные и скарнированные разности осадочных и изверженных пород, различные метасоматиты - образуют тела сложных очертаний, находящиеся как под сплошными рудами, так и над ними. Мощность их резко меняется, достигая в некоторых случаях 90 м. Контакты - нерезкие, неровные, прочные, лишь со

сплошными рудами, нередко они ослаблены присутствием хлорита или наличием зоны срыва контактов, представленной дроблеными сильно измененными породами.

Вкрапленные руды распространены в оливиновых, пикритовых, такситовых и троктолитовых габбро-долеритах. Они образуют практически единый горизонт пластообразной формы мощностью до 90 м, который в плане перекрывает сплошные руды. Границы этих руд - обычно нерезкие, неровные и выделяются по результатам опробования. Прочность связи по ним различна, поскольку границы вкрапленных руд нередко ослаблены участками весьма сильной трещиноватости. Между вкрапленными рудами и нижележащими сплошными рудами иногда присутствует безрудный «прослой» мощностью от 1 до 25 м.

1.4 Фактически сложившееся состояние технологической схемы на руднике «Октябрьский»

Тема исследования подразумевает решение проблемы, возникающей при отработке вкрапленных руд на руднике «Октябрьский», необходимо охарактеризовать исходное состояние массива вкрапленных руд с точки зрения горнотехнических условий эксплуатации (рисунок 1.4).

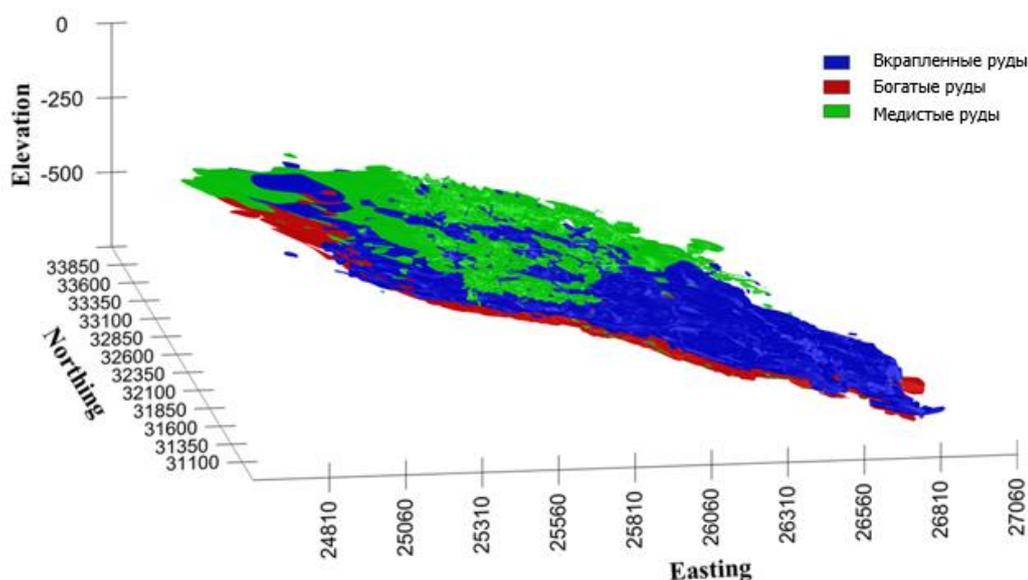


Рисунок 1.4 - Расположение рудных тел относительно друг друга на руднике «Октябрьский»

На рисунке 1.4 изображены рудные тела богатых, вкрапленных и медистых руд на руднике «Октябрьский». Учитывая наличие разносортных руд, сложность тектонической, геологической и гидрогеологической обстановки, в качестве способа управления горным давлением принята полная закладка выработанного пространства твердеющими смесями, а также созданием защищенных зон, созданных с помощью бурения разгруженных скважин большого диаметра [28,38,41,42,47].

Очередность отработки рудных тел определяется ценностью добываемого сырья, отсюда прежде всего на руднике «Октябрьский» осуществляется отработка богатых руд [34,35]. При этом применялись следующие системы разработки:

1. Слоевая система разработки с закладкой выработанного пространства, доля применения 49,5% (рисунок 1.5);

2. Камерная система разработки с закладкой выработанного пространства, доля применения 50,5% (рисунки 1.8-1.10);

Такие системы разработки подразумевает минимальные сдвиги налегающих пород кровли за счет полной закладки выработанного пространства, что позволяет в дальнейшем вести отработку вышележащих рудных тел - медистых и вкрапленных руд [21,25].

В пределах поля рудника «Октябрьский» продуктивная мощность рудных залежей составляет: богатых руд 3 - 30 м., медистых руд 5 - 40 м., вкрапленных руд 10 - 60 м. Углы падения рудных тел изменяются от 10 до 15 градусов. [17,68,12].

Данные о физико-механических и структурных характеристиках руд, закладочного массива и вмещающих пород приведены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 - Физико-механические и структурные характеристики [11,45,47]

Руда, породы кровли, закладочный массив	Физико-механические и структурные характеристики		
	Предел прочности при сжатии, МПа	Предел прочности при растяжении, МПа	Сцепление, МПа
Сплошные сульфидные руды	77,84	7,64	19
Вкрапленные руды	124,40	13,25	32
Породы интрузии/кровли вкрапленных руд (габбро-долерит)	82	10	18
Закладочный массив	3 (на 28 сутки)	-	2

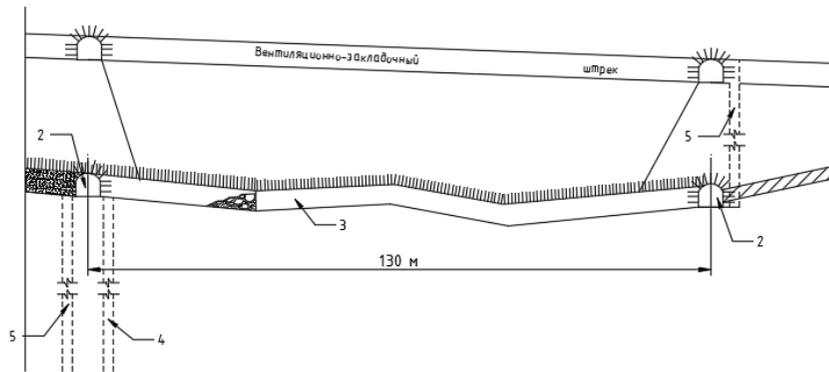
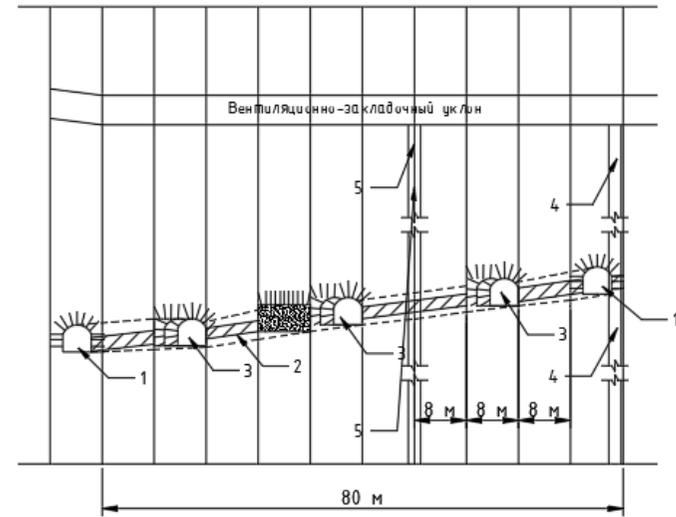
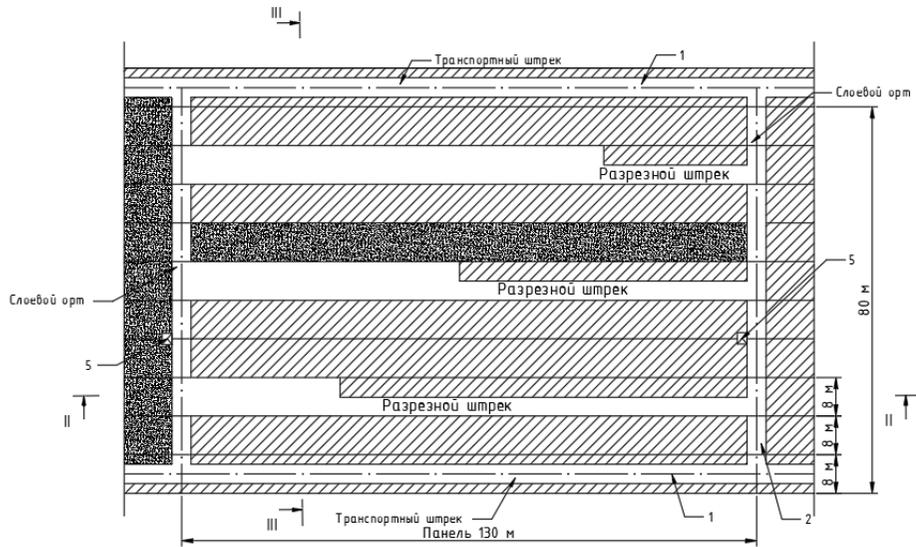


Рисунок 1.5 Слоевая система разработки применяемая при отработки богатых руд, при мощности рудного тела до 4 м.

Стоит отметить, что закладочный материал, используемый при закладке богатых руд, характеризуется значительными величинами усадки, достигающими не менее 7-10% по данным обследования горных выработок. Принимая во внимание это, полнота закладки, обеспечивающая снижение деформаций кровли, где расположены вкрапленные руды не обеспечивается. При высоте камеры 25 м величина усадки может составлять 2,5 м при наихудшем сценарии.

В результате последовательной отработки рудных тел, более 60% вкрапленных руд по площади подработано сплошными сульфидными рудами (рисунок 1.6).

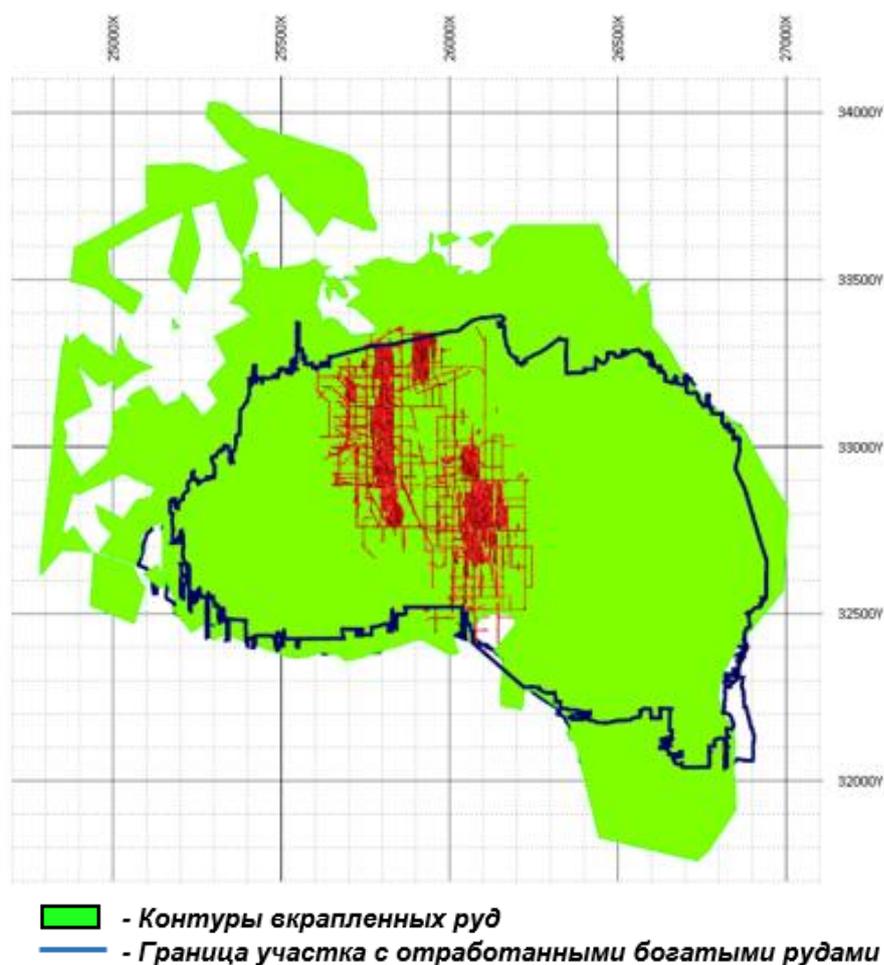


Рисунок 1.6 - Фактическое положение очистных работ (01.01.2023г.) на руднике «Октябрьский» при отработке залежей вкрапленных руд (красным цветом показано фактическое развитие горных работ в залежах вкрапленных руд)

В настоящее время, на руднике «Октябрьский», отработка вкрапленных руд ведется с применением камерной системы разработки. Выемка руды производится камерами с оставлением временных рудных и бетонных целиков при этом допускается одновременная отработка не более двух камер на фланге панели через рудный (бетонный или бутобетонный) целик.

В зависимости от мощности залежи, предусматриваются следующие варианты систем разработки: 99,4 % камерные системы разработки с закладкой, включая разновидности: с оформлением только нижней подсечки (высота камеры от 7 до 15 м, ограничение до 15 м обусловлено тем, что при высоте камеры больше 15 м необходимо проходить выработку для вентиляции, другими словами по фактору вентиляции); с оформлением верхней и нижней подсечек (высота камеры от 15 до 25 м); с поэтажной (постадийной) отработкой запасов камеры.

Ширина рудного, искусственного целика между смежными одновременно обрабатываемыми камерами должна быть не менее двукратной ширины камеры.

Реализована панельная подготовка выемочного блока для всех сценариев ведения очистных работ, вне зависимости от мощности рудного тела (р.т.) включает в себя:

1. Проходку подготовительных выработок транспортных штреков и ортов, оконтуривающих панель (ширина панели 80 м, длина панели 120 м);
2. Ввиду склонности горных пород к хрупкому разрушению, на руднике введены определены правила, связанные с количеством камер и выработок, находящихся в одновременной отработке и проходке [85,96,98]. Таким образом при окончании подготовки, начинается одновременная подготовка 3 разрезных штреков на всю длину панели;
3. После, осуществляется проходка разрезных ортов, с целью разделения очистной ленты на отрезки по 60 м;

4. В зависимости от нарушенности массива вкрапленных руд, камера может обрабатываться на всю длину панели 120 м или на половину панели 60 м;

Вышеперечисленные шаги описывают случай, когда мощность р.т. не превышает 15 м., принципиальная схема представлена на рисунке 1.7.

Если мощность р.т. превышает 15 м подготовка усложняется тем, что требуется дополнительная проходка верхнего разрезного штрека, который проходится параллельно нижнему разрезному штреку. Принципиальная схема представлена на рисунке 1.9.

При увеличении мощности рудного тела (> 25 м) появляется необходимость в разделении рудного тела на 2 подэтажа (яруса, уступа), это обусловлено рядом факторов, связанных с поддержанием в устойчивом состоянии как рудного борта камеры, так и закладочного массива (принципиальная схема представлена на рисунке 1.10).

Стоит отметить также возможные вариации системы разработки с двумя подэтажами:

1. Когда мощность рудного тела больше 35 м, в каждом подэтаже необходимо иметь верхний и нижний разрезной штрек, т.е. всего необходимо пройти 3 разрезных штрека, чтобы отработать р.т.;

2. При мощности вкрапленных руд меньше 35 м, но больше 25, верхний и нижний разрезной требуется только для камеры 1 подэтажа.

В части порядка отработки условие отработки камеры через целик остается прежним, в одновременной отработке могут находиться 2 камеры в одной панели, и одна камера находится в подготовке.

При работе в несколько подэтажей предусмотрен восходящий порядок отработки, это обусловлено экономическими факторами, при отработке нижней камеры и ее закладки до уровня почвы верхнего разрезного штрека, нет необходимости в повторной проходке разрезного штрека [16].

На рисунке 1.7 представлены схемы порядка ведения очистных работ в панели [81].

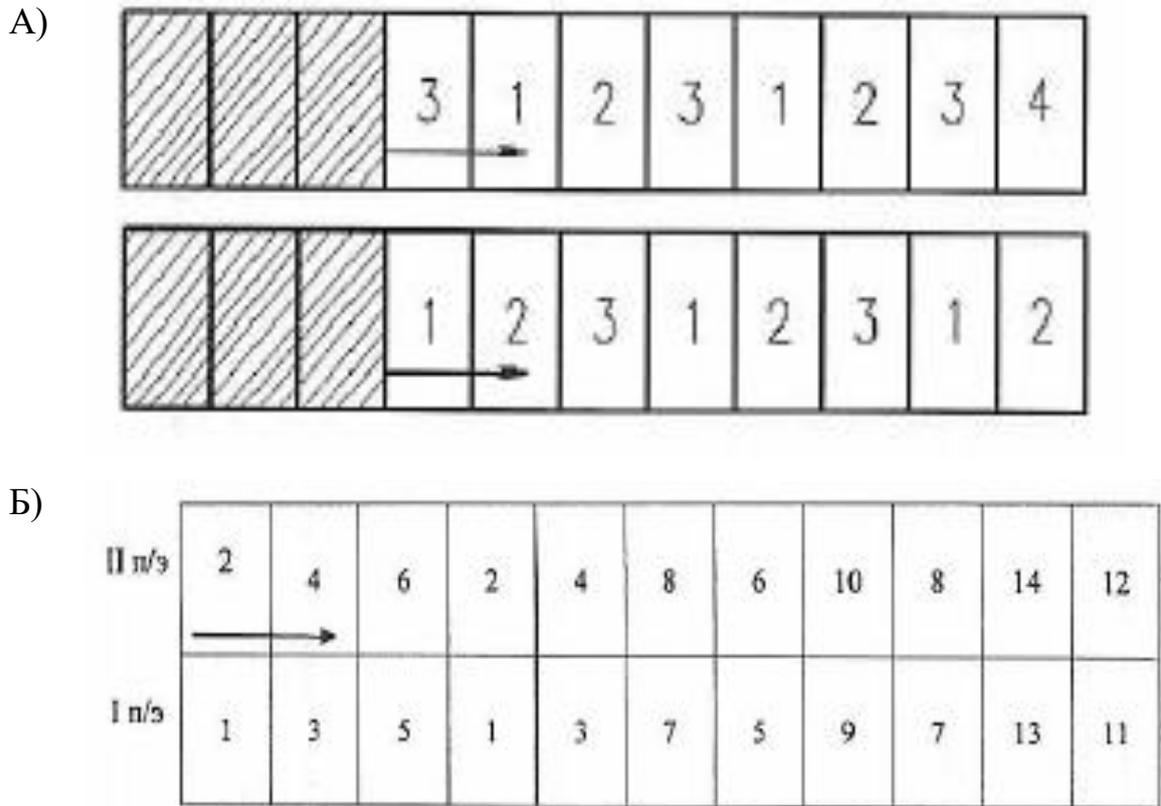


Рисунок 1.7 - Принципиальные схемы порядка отработки камер в очистной панели А) Порядок отработки на всю мощность рудного тела, Б) При разделении рудного тела на подэтажи

На рисунках 1.8 - 1.10 представлены типовые технологические схемы, описанные ранее.

Фактическое состояние очистных выработок (камер) в значительной степени отличаются от проектных (рисунок 1.11). Это вызвано обрушением стенок очистных камер, пройденных во вкрапленных рудах, а также в ряде случаев обусловлено наличием тектонических нарушений.

Камерная выемка запасов (ср. мощность 12 м)

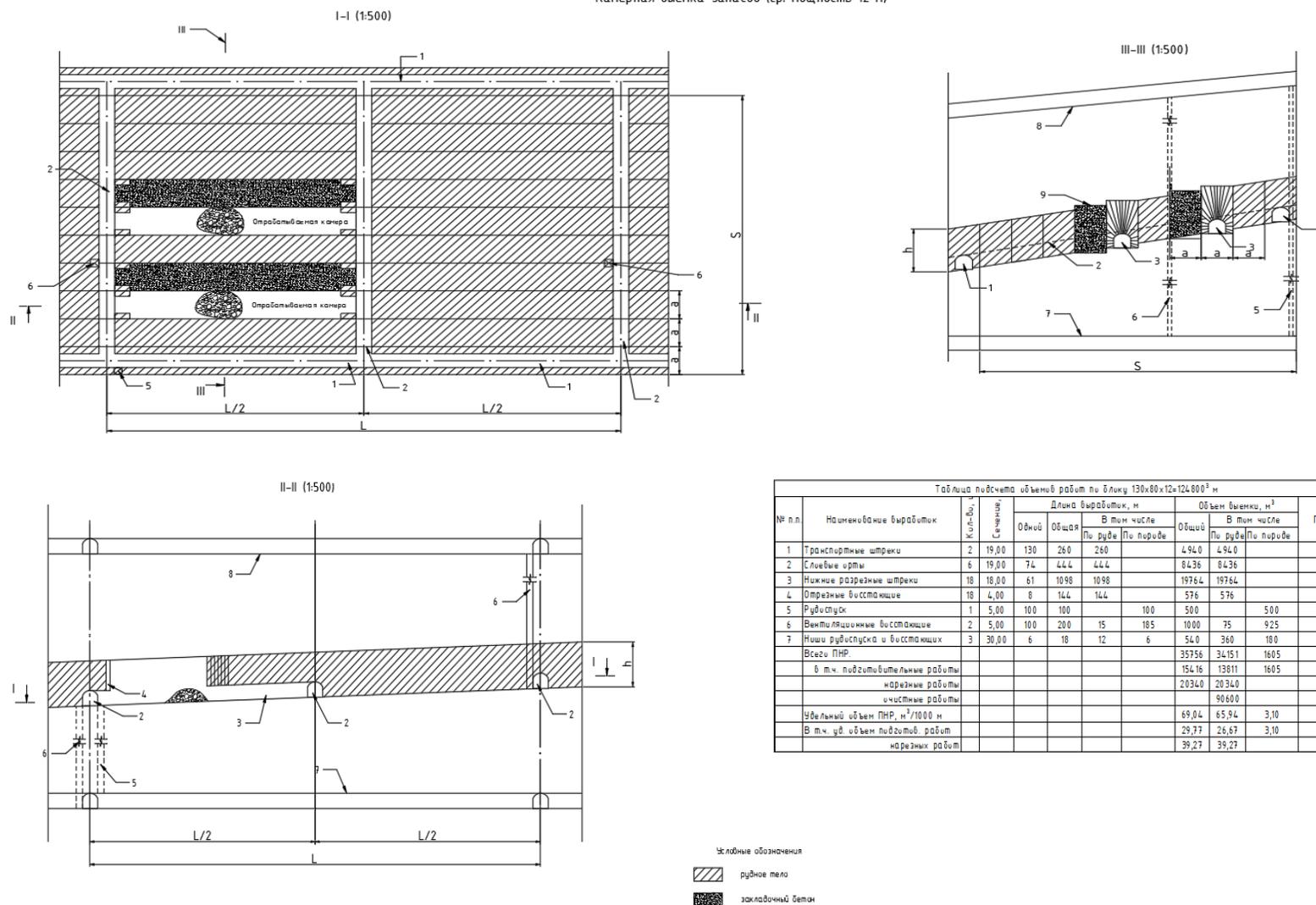


Таблица подсчета объемов работ по блоку 130x80x12=124.800 м³

№ п.п.	Наименование выработок	Кол-во	Сечение	Длина выработок, м			Объем выемки, м³			Примечание
				Общая	В том числе		В том числе			
				По руде	По поруде	Общая	По руде	По поруде		
1	Транспортные штреки	2	19,00	130	260		4.940	4.940		
2	Сильные ирты	6	19,00	74	444	444	8436	8436		
3	Нижние разрезные штреки	18	18,00	61	1098	1098	19764	19764		
4	Отрезные висящие	18	4,00	8	144	144	576	576		
5	Рудоспуск	1	5,00	100	100	100	500	500		
6	Вентиляционные висящие	2	5,00	100	200	15	1000	75	925	
7	Ниши рудоспуска и висящих	3	30,00	6	18	12	540	360	180	
Всего ПНР							35756	34151	1605	
в т.ч. подготовительные работы							15416	13811	1605	
нарезные работы							20340	20340		
очистные работы									90600	
Удельный объем ПНР, м³/1000 м							69,04	65,94	3,10	
В т.ч. уд. объем подготов. работ							29,77	26,67	3,10	
нарезных работ							39,27	39,27		

Рисунок 1.8 - Принципиальная схема системы разработки, применяемая при ведении очистных работ на участках где мощность рудного тела не превышает 15 м

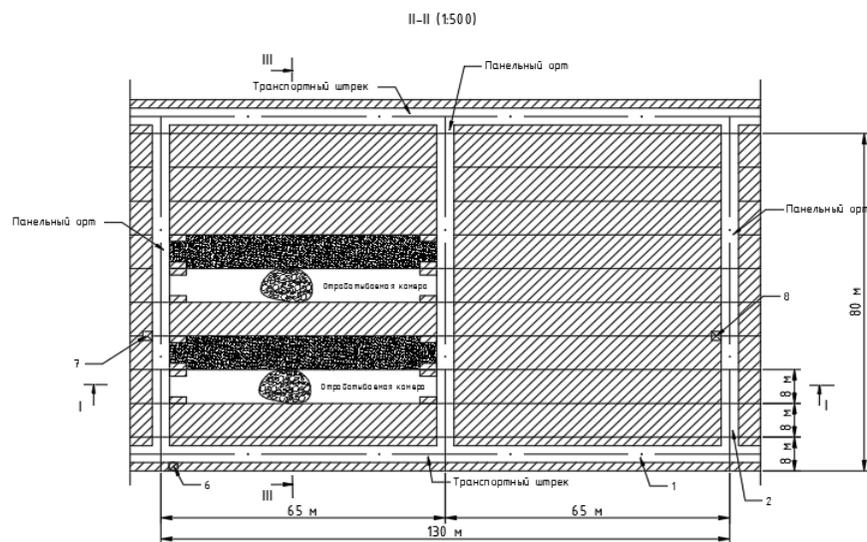
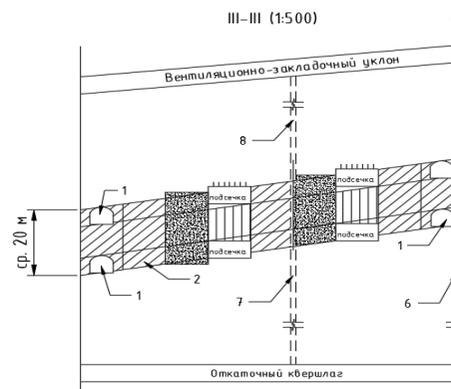
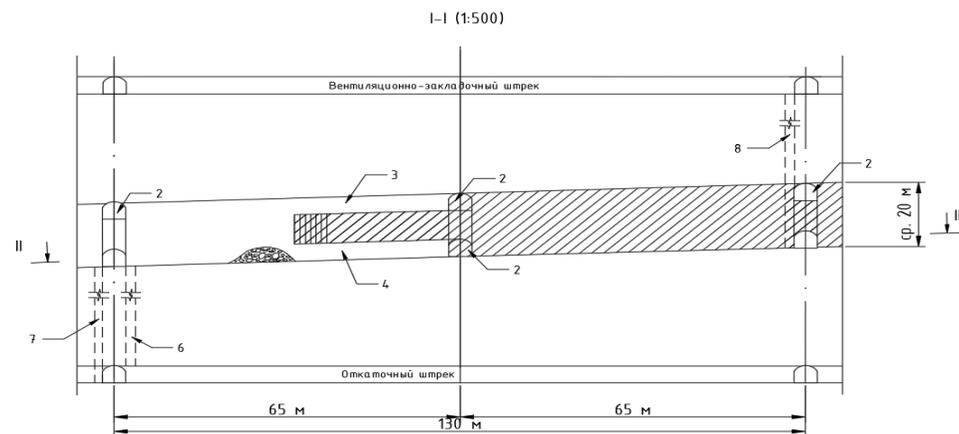


Таблица объемов по плану 130x80x20-20x000² м

№ п/п	наименование выработок	Кол-во, шт	Габариты, м	Длина выработок, м				Объем выемки, м ³				Примечание
				Средняя	В том числе		В том числе					
					Общая	По руде	По породе	Общая	По руде	По породе		
1	Транспортные штреки	2	18,00	130	260	260			4940	4940		
2	Панельные орты	6	18,00	74	444	444			6436	6436		
3	Верхние разрезные штреки	10	18,00	61	1090	1090			19764	19764		
4	Нижние разрезные штреки	10	18,00	61	1090	1090			19764	19764		
5	Отрезные бокооткосы	10	4,00	12	216	216			864	864		
6	Рубашки	1	5,00	116	116	116	100	500	500	500		500
7	Воздушно-порошковый бокооткосный	1	5,00	100	100	100	100	500	500	500		500
8	Пыли рубашки и бокооткосных	3	30,00	6	18	18	100	500	500	500		500
9	Всего ПНР								55960	54208	1610	
	в т.ч. подготовительные работы								15376	13968	1610	
	нарезные работы								40392	40392		
	очистные работы								15376			
	цельный объем ПНР, м ³ /1000								64,84	62,89	1,95	
	в том числе цельный объем подготовительных работ								10,04	16,10	1,95	
	нарезных работ								46,79	46,79		

Условные обозначения

 рудное тело

 заключочный бетон

Рисунок 1.9 - Принципиальная схема системы разработки, применяемая при ведении очистных работ на участках, где мощность рудного тела не превышает 25 м., но больше 15 м

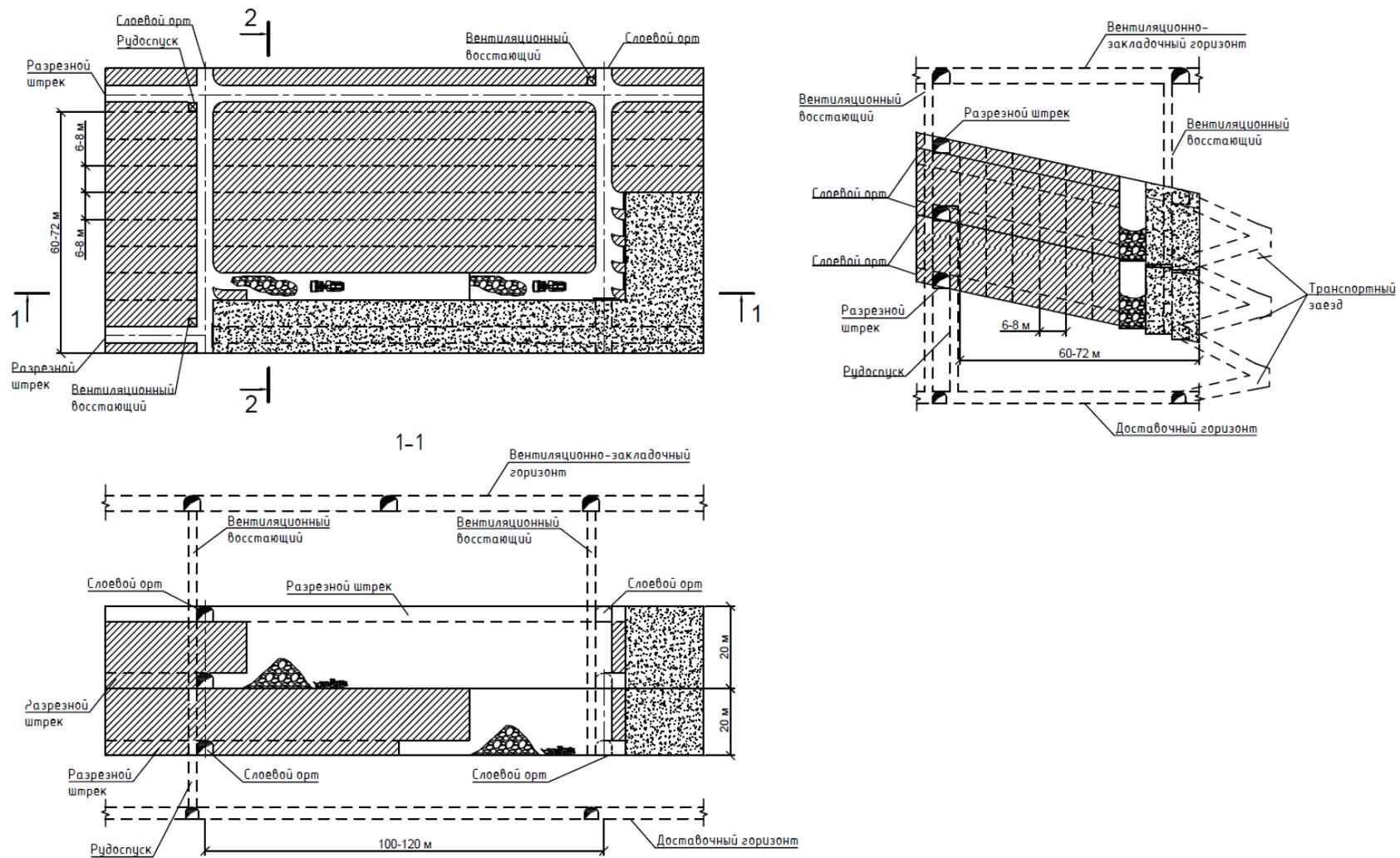


Рисунок 1.10 - Принципиальная схема системы разработки, применяемая при ведении очистных работ на участках, где мощность рудного тела превышает 25 м., где каждый подэтаж равняется 20 м

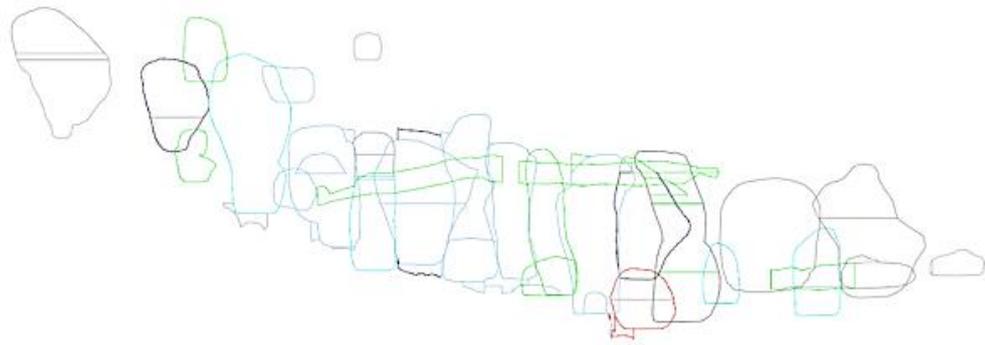


Рисунок 1.11 - Фактическое состояние очистных выработок, пройденных по вкрапленным рудам

Комплексным проектом освоения вкрапленных руд рудника «Октябрьский» показатели потерь и разубоживания находятся на уровне 10-12%, а показатели потерь на уровне 6-8%. Что фактически может быть достигнуто только при условии сохранения проектных контуров очистных камер. Опыт разработки богатых руд (применение камерных систем разработки с размером камер более 25 м), масштабированный на вкрапленные руды привел к тому, что фактические показатели разубоживания добываемой руды, идущей на обогатительную фабрику, составляют 30% и более.

Принимая во внимание несколько фактов:

1. Среднее содержание полезного компонента во вкрапленных рудах (0,98%) в значительной степени ниже чем в богатых рудах (3,8%);
2. Снижение доли добычи богатых руд;
3. Фактический коэффициент разубоживания вкрапленных руд 30%.

Экономическая эффективность компании, которая будет вынуждена увеличивать долю добычи вкрапленных руд, будет зависеть от качества добываемого полезного компонента, которое напрямую зависит от коэффициента разубоживания.

1.5 Выводы по главе 1

1. Рудник «Октябрьский» является одним из основных рудников ГМК «Норникель», при функционировании которого (с 1969 года) накоплен

уникальный опыт отработки залежей богатых (сплошных сульфидных), медистых и вкрапленных рудах. В настоящее время перспективы, ближайших 10-15 лет, рудника связывают, в основном, с отработкой вкрапленных руд;

2. Специфика горно-геологических условий отработки балансовых запасов в условиях рудника «Октябрьский» связана со следующими факторами: расстояние между залежами богатых и вкрапленных руд на различных участках поля рудника «Октябрьский» изменяется от 1 до 15 м; рудные тела с углами падения от 13 до 15 градусов относятся к пологопадающим; продуктивная мощность рудных залежей составляет: богатых руд 3 - 30 м, медистых руд 5 - 40 м, вкрапленных руд 10 - 60 м;

3. К числу горно-технических факторов, оказывающих основное влияние на сложившееся состояние технологической схемы рудника и направления ее совершенствования относятся:

- около 60% балансовых запасов вкрапленных руд находятся в областях горного массива, подработанных при ведении очистных работ в нижерасположенных залежах богатых руд;
- не подработанные запасы вкрапленных руд расположены на фланговых участках у границы рудничного поля;

4. При отработке руд всех типов на руднике «Октябрьский» в качестве основной принята камерная система разработки с камерно-целиковым порядком выемки рудных тел и закладкой выработанного пространства твердеющими материалами. При мощности рудных тел более 25 м применяют вариант с двумя подэтажами. При мощности рудных тел менее 15 м очистные работы в очистных камерах ведут без проходки вентиляционного штрека;

5. Принятая при отработке залежей богатых руд технология закладки выработанного пространства твердеющими смесями на основе отвальных породных хвостов Талнахской обогатительной фабрики, а также ангидрита, граншлака, цемента и щебня (АШЦЦ, АШЦ и ШЦЦ) характеризуется значительными величинами усадки закладочного массива, достигающими 7-10%, что создает условия для значительных деформаций и опусканий (до 2-3

м и более) подработанного горного массива, включающего залежи вкрапленных руд;

6. В общей массе пород, определяющих разубоживание руды, доля закладочного материала составляет 80-85%, доля некондиционных руд, силикатных и пустых пород - 9-12%. При этом потери кондиционных руд с содержанием полезных компонентов не менее 0,98%, не превышают 6-8% балансовых запасов.

7. Актуальной задачей для рудника «Октябрьский», от своевременного решения которой зависят его технико-экономические показатели, является снижение разубоживания руды, поступающей на обогатительную фабрику. Несмотря на то, что отработку залежей вкрапленных руд ведут с использованием камерно-целиковой системы разработки с полной закладкой выработанного пространства твердеющими закладочными смесями, значения коэффициентов разубоживания равны 25-30% и более.

8. Для выявления основных причин потери устойчивости камер необходимо выполнить анализ нарушенности массива горных пород, вмещающего вкрапленные руды рудника «Октябрьский», используя современные рейтинговые методы оценки нарушенности, включающие данные геотехнического описания керна и картирования горных выработок.

ГЛАВА 2 ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИЧИН ВЫСОКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАЗУБОЖИВАНИЯ ДОБЫВАЕМОЙ ВКРАПЛЕННОЙ РУДЫ

2.1 Результаты анализа маркшейдерских данных

В процессе ведения очистных работ при отработке вкрапленных руд, стали наблюдаться систематические обрушения стенок очистных камер [15]. На рисунке 2.1 приведен пример обрушения западной стенки нарезной выработки (разрезной штрек).



Рисунок 2.1 - Обрушение западного борта нарезной выработки.

Вид на север [15]

Активное внедрение и применение горно-геологических информационных систем (ГГИС), обусловленное цифровизацией производства, позволяет объединить в себе разноразличные виды данных: данные маркшейдерских съемок, данные о содержаниях полезного компонента, данные о структурной нарушенности массива горных пород и т.д [48,26,86]. Это позволяет более детально рассмотреть фактическое положение очистных работ, а также рассмотреть каждую очистную выработку, пройденную по вкрапленным рудам на руднике «Октябрьский». Применение таких систем позволяет выполнить анализ уже пройденных очистных камер,

что в значительной степени увеличивает выборку, необходимую для представительного анализа данных.

На рисунке 2.2 представлены проектные параметры очистных камер, высота камеры изменяется в зависимости от параметров руд на участке и мощности рудного тела.

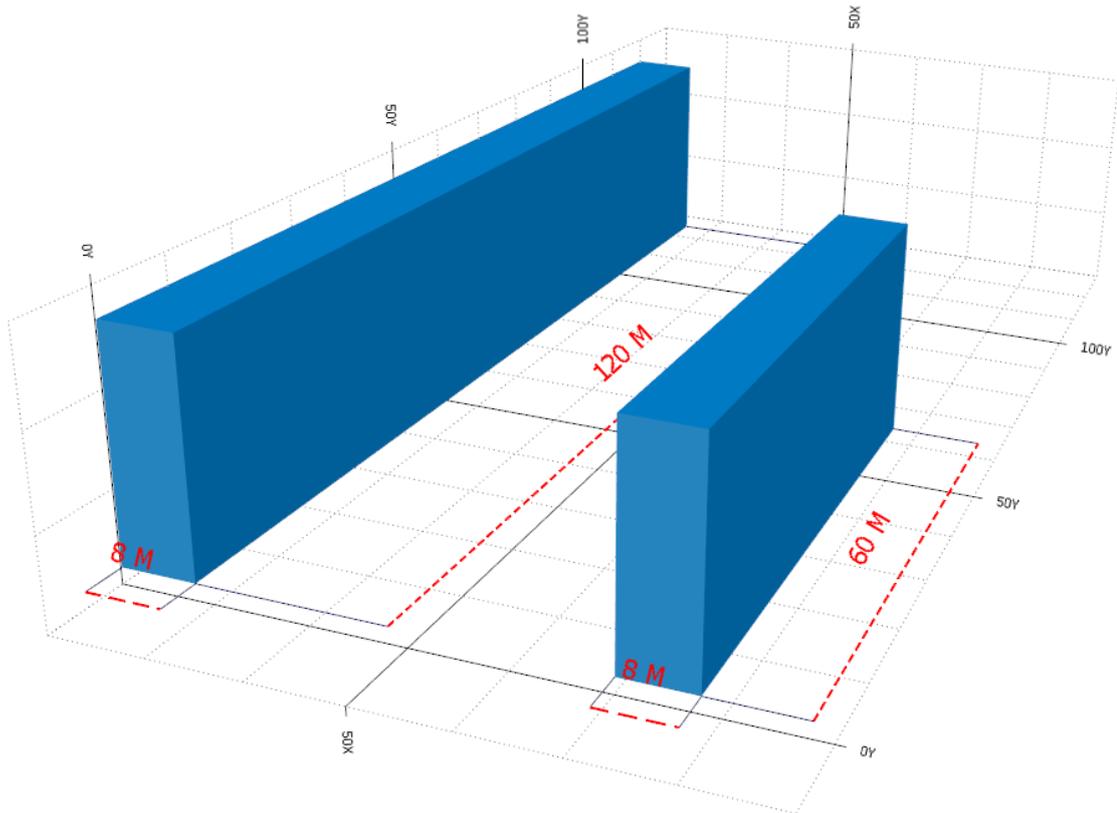


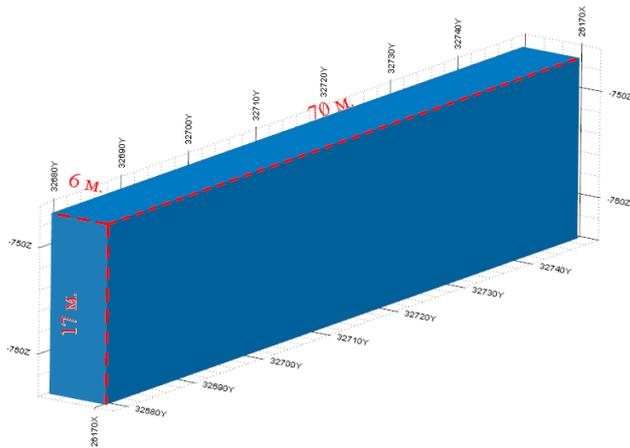
Рисунок 2.2 - Типовые параметры очистных камер применяемых при ведении очистных работ на вкрапленных рудах рудника «Октябрьский»

Анализируя маркшейдерские данные, описывающие фактические контуры очистных камер, наблюдается схожий характер обрушений очистных камер, наблюдаемые при полевом обследовании очистных камер [15].

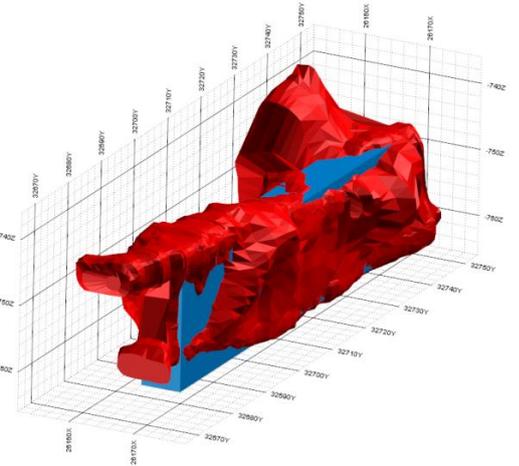
В приложении А представлены фото обследования подготовительно-нарезных горных выработок.

На рисунке 2.3 представлено сопоставление проектных параметров очистной камеры с фактическими контурами этой же камеры в конечном положении в ПО Micromine.

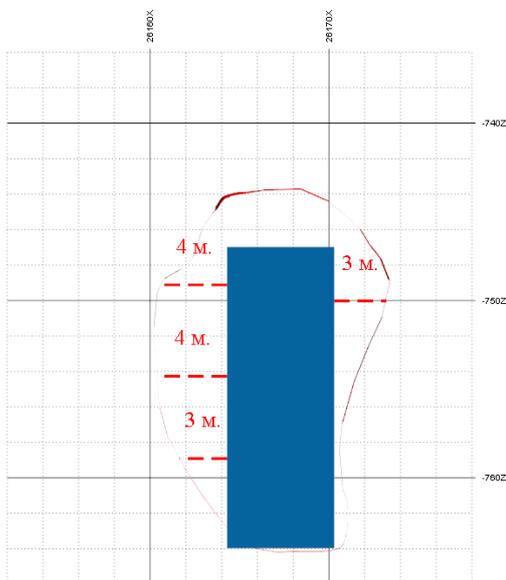
А)



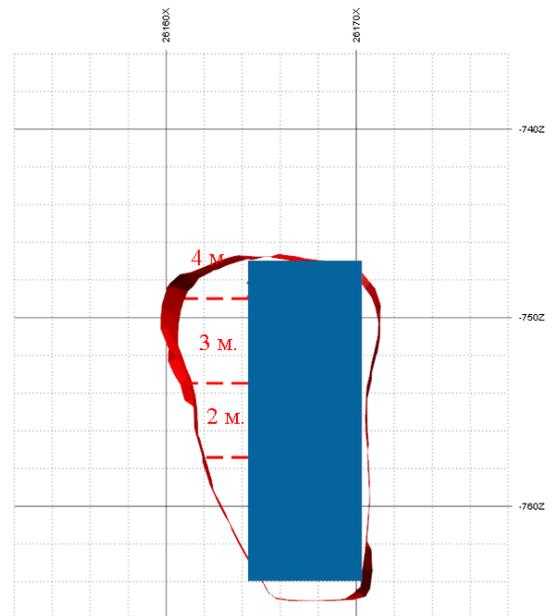
Б)



В)



Г)



- проектные параметры очистной камеры
- фактические контуры очистной камеры в конечном положении
- размеры отклонений между фактическими и проектными контурами очистных камер

Рисунок 2.3 - А) Проектные размеры очистной камеры, Б) Совмещенные фактические и проектные контуры очистной камеры, пройденной во вкрапленных рудах на руднике «Октябрьский» В, Г) вертикальные сечения вкрест простирания очистной камеры

Отклонения в рассматриваемой камере находятся в пределах от 2 до 4 м, при отработке одной камеры, пройденной в нетронutom рудном массиве

ожидаемые показатели разубоживания, находятся в пределах от 8 до 12%, основными источниками которого являются разубоживание за счет наличия в рудном массиве включений и прослоев пустых пород и не извлекаемого силикатного никеля [5,11].

Применяемая технология ведения очистных работ подразумевает несколько вариантов того, что именно находится в бортах очистной камеры первой и второй очереди. Если для камер первой очереди разубоживающим материалом является неизвлекаемый (силикатный) никель и прослойки пустых пород, а также породы кровли, то для камер второй очереди к уже перечисленным факторам добавляется закладочный материал. Для камер второй очереди возможны 2 принципиальных ситуации, когда закладочный массива находится только с одной стороны и с обеих сторон очистной камеры, при этом максимальные объемы закладочного материала попадают во втором случае.

При наиболее негативном сценарии разубоживание достигает 30% и более, что в ряде случаев может стать критическим при условии, что вкрапленные руды имеют значительно меньшие содержания чем богатые руды (разница более чем в 5 раз) [20].

В качестве примера на рисунке 2.4 представлен типовой случай, демонстрирующий попадание закладочного материала в контуры отработки очистной камеры. Изображения получены с применением ПО Micromine и фактических результатов маркшейдерских съемок.

Случай, описанный на рисунке 2.4 является не единичным случаем, а систематическим и наиболее характерным для камер, пройденных при ведении очистных работ на вкрапленных рудах (рисунок 2.5).

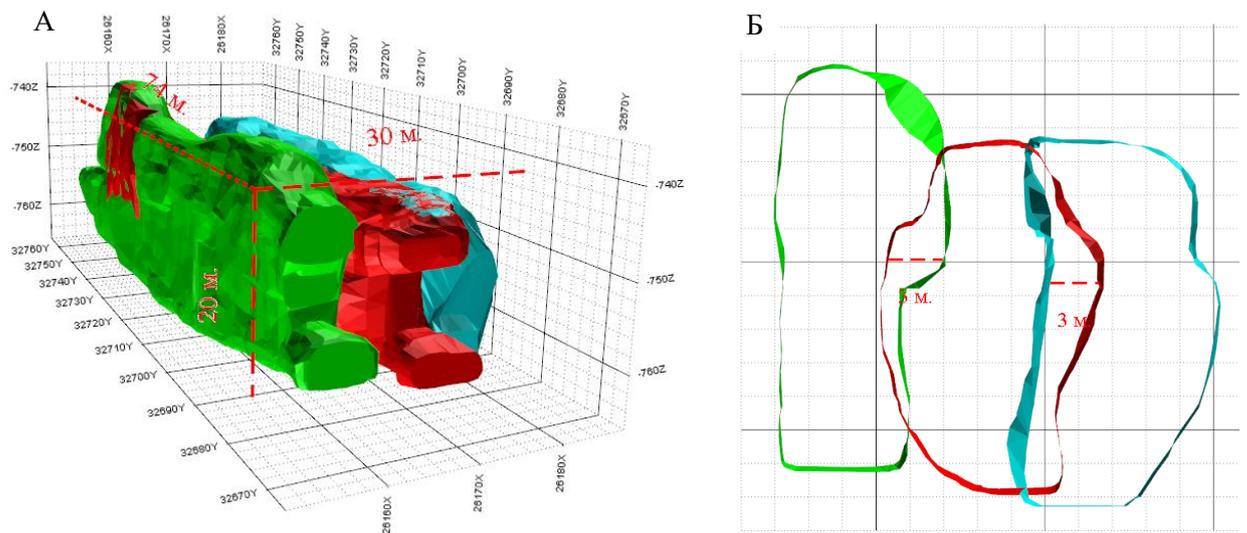


Рисунок 2.4 - А) Фактическое положение очистных камер, пройденных во вкрапленных рудах рудника «Октябрьский», Б) Вертикальный разрез вкрест простирания очистных камер, с размерами прирезаемой части закладочного массива

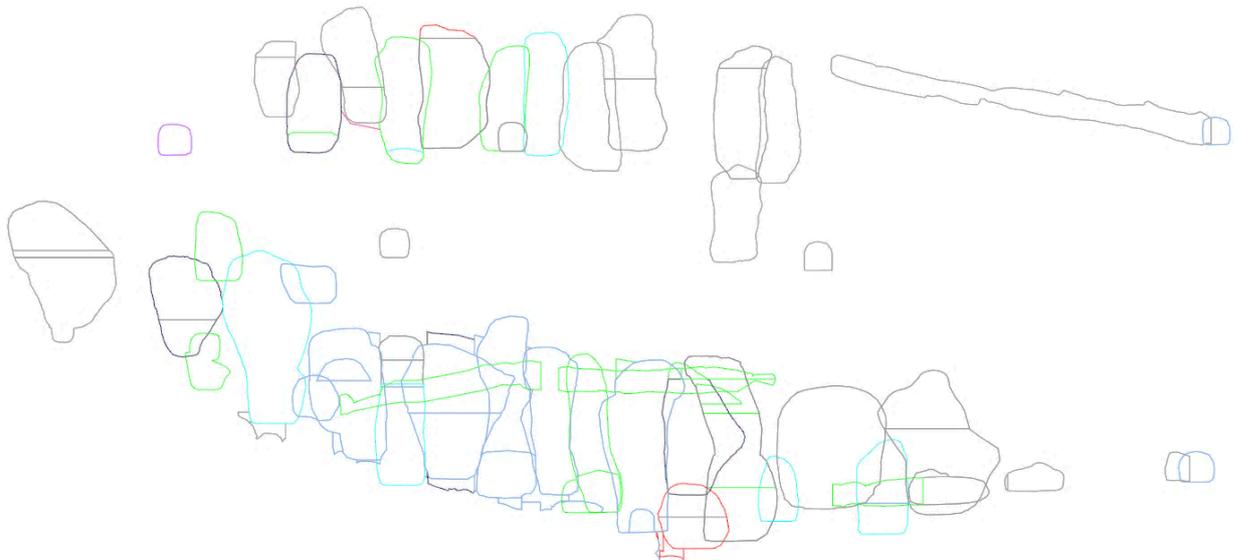


Рисунок 2.5 - Вертикальный разрез вкрест простирания очистных камер, пройденных во вкрапленных рудах на руднике «Октябрьский»

В результате попадания закладочного материала в рудопоток увеличиваются показатели разубоживания добываемой руды, что в свою очередь приводит к снижению среднего содержания полезного компонента, а также существенно влияет на процент извлечение при обогащении руды, исследования показывают, что попадание даже 1% закладочного материала в

рудопоток поставляемый на обогащение может снизить выход полезного компонента на 10% [9,16,18,57,104].

2.2 Рабочая гипотеза

Говоря о текущем уровне горнотехнических показателей при отработке вкрапленных руд на руднике «Октябрьский», стоит обратить внимание на один из важнейших показателей, который влияет на качество добываемой руды и как следствие на экономическую эффективность. При ведении очистных работ на вкрапленных рудах процент фактического разубоживания колеблется в пределах 30% за пределами влияния тектонических нарушений, а в зоне влияния может достигать гораздо больших значений (50%).

При сопоставлении проектных или прогнозируемых показателей разубоживания с фактическими, разница может превышать 2,5 - 3 раза, что ставит под сомнение рациональность используемой технологии.

Преобладающим материалом в разубоживающей массе является закладочный массив, и его доля может достигать 80% от общего объема разубоживания.

Рабочую гипотезу можно сформулировать следующим образом:

- увеличение объемов разубоживания при отработке вкрапленных руд на руднике «Октябрьский» возникает из-за высокой степени трещиноватости, которая совместно с принятыми параметрами технологии, приводит к потере устойчивости стенок очистной камеры первой очереди при ее отработке, в связи с чем формируются полости за пределами проектных контуров камеры (вторичное обрушение), которые впоследствии закладывается, что приводит к попаданию закладочного материала в контур отработки камеры второй очереди.

К числу основных факторов, определяющих степень нарушенности вкрапленных руд на руднике «Октябрьский» и как следствие неустойчивое состояние боков первичных камер, относятся:

а. Техногенная трещиноватость, созданная во вкрапленных рудах при подработке их в период выемки сплошных сульфидных руд;

- b. Ориентация осей камер относительно установленных систем трещин сформировавшихся в массиве горных пород до начала ведения горных работ;
- c. Высотой первичных камер, применяемых при отработке вкрапленных руд;
- d. Вертикальная мощность извлекаемых сплошных сульфидных руд, которыми подработаны вкрапленные руды.

Для последовательного доказательства выдвинутой гипотезы этапы исследования описаны в виде блок-схемы, представленной на рисунке 2.6.

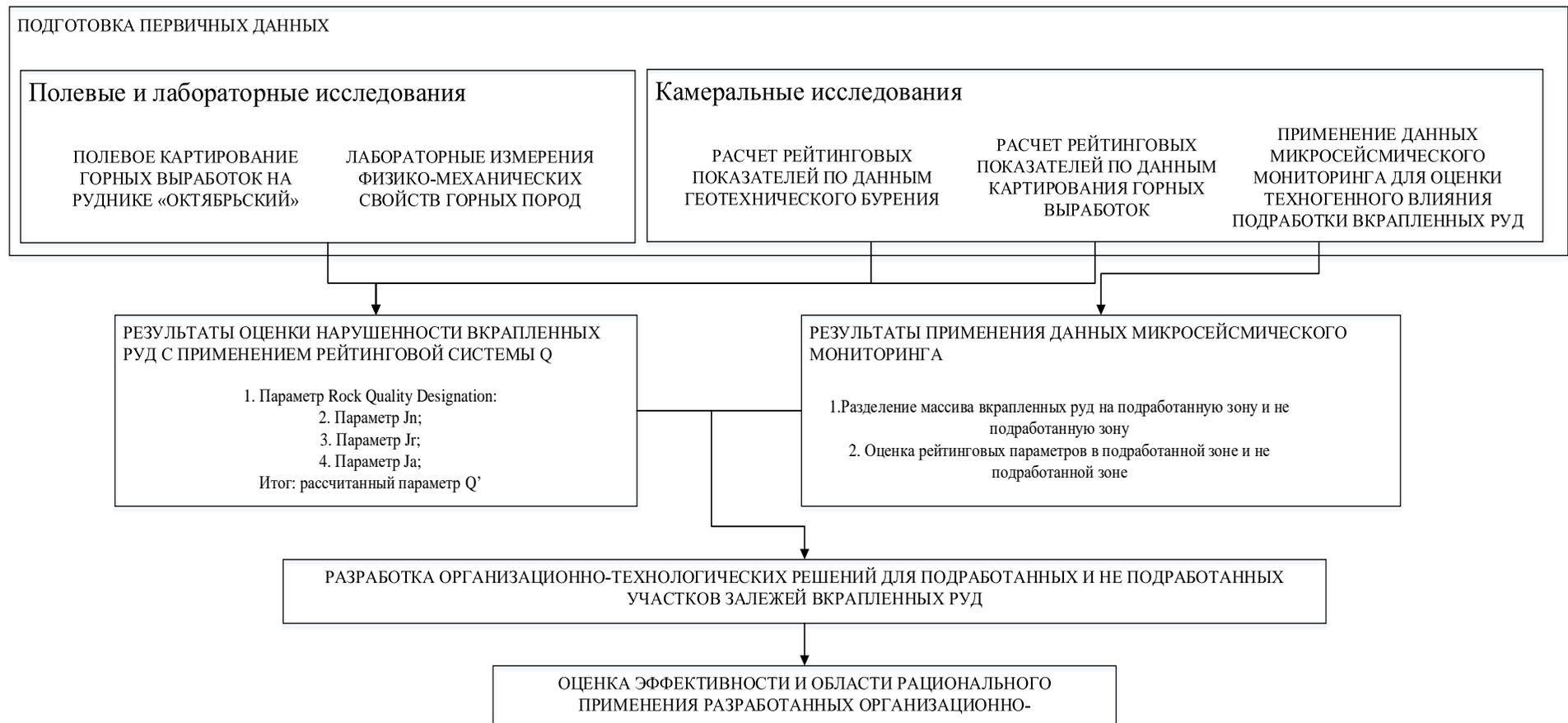


Рисунок 2.6 - Блок схема выполнения первого этапа исследования [20]

2.3 Современные методы оценки нарушенности массива горных пород

Согласно блок-схеме исследования фактором, влияющим на обрушения стенок очистных камер первой очереди и, как следствие, на показатели коэффициента разубоживания является высокая трещиноватость горных пород. Для подтверждения данного пункта гипотезы прежде всего необходимо описать известные методы оценки трещиноватости.

Наиболее распространенными методами оценки нарушенности массива горных пород являются рейтинговые методы. Схемы рейтинговых классификаций породных массивов основаны на субъективной оценке специалиста, который определяет некоторые свойства массива горных пород для выделения отдельных геомеханических зон или элементов [43,93,58,71,84].

В целом разделяют 6 отдельных задач, когда говорят о рейтинговой оценке нарушенности массива горных пород [67,93]:

1. выявить наиболее значимые параметры, влияющие на поведение массива горных пород;
2. разделить массив горных пород на группы со сходными свойствами, т.е. разделение массива на определенные классы;
3. обеспечить основу для определения характеристик каждого класса;
4. обобщить связь и опыт работы геомеханических служб одного объекта, с опытом, полученным на других объектах;
5. получить количественную оценку для принятия проектных и эксплуатационных решений;
6. обеспечить совместную работу различных служб предприятия, а именно проектировщиков и геологов-геомехаников;

Наиболее распространенными рейтинговыми классификациями являются [93]:

1. Рейтинговая характеристика породного массива Белявского (Rock Mass Rating, RMR) [58], первоначально предложенная для использования при проходке тоннелей и объектов гражданского строительства;

2. Рейтинговая характеристика породного массива Лобшера (IRMR и MRMR) [84];
3. Геологический индекс прочности (Geological Strength Index, GSI) Хука и Брауна [78,74,72].
4. Классификация Бартона (Q) или NGI [55,90,101];
5. Методика бальной оценки устойчивости трещиноватых пород в горных выработках по их склонности к вывалообразованию по Н.С. Булычеву.

Также на рисунке 2.7 приведена схема рейтинговых классификаций, демонстрирующая взаимодействие между ними [67,93].

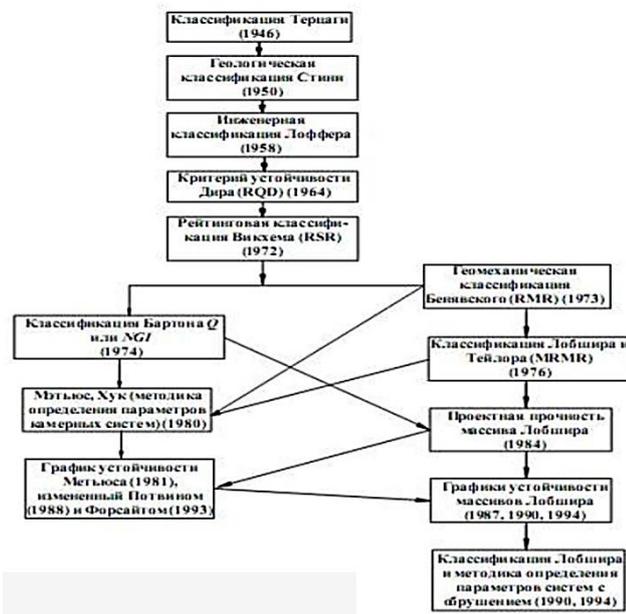


Рисунок 2.7 - Хронология развития рейтинговых систем [93]

Рассмотрим отдельно наиболее популярные. Рейтинговая характеристика породного массива Бенявского (RMR) (рисунок 2.8), определяет геомеханическое качество породного массива по шкале с диапазоном от 0 до 100 баллов включая 5 классов (категорий), от «Весьма неустойчивых» до «Весьма устойчивых». Основные показатели, которые приняты для расчета баллов:

1. Предел прочности при одноосном сжатии;
2. Показатель нарушенности (Rock Quality Designation);
3. Расстояние между трещинами;
4. Состояние между трещинами;

5. Обводненность;
6. Базовая характеристика RMR;
7. Учет направления трещин относительно выработки.

Parameter		Range of values							
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index	>8 MPa	4–8 MPa	2–4 MPa	1–2 MPa	For this low range uniaxial compressive test is preferred		
		Uniaxial compressive strength	>200	100–200 MPa	50–100 MPa	25–50 MPa	10–25 MPa	3–10 MPa	1–3 MPa
	Rating		15	12	7	4	2	1	0
2	Drill core quality RQD		90–100%	75–90%	50–75%	25–50%	<25%		
	Rating		20	17	13	8	3		
3	Spacing of joints		>3 m	1–3 m	0.3–1 m	50–300 mm	<50 mm		
	Rating		30	25	20	10	5		
4	Condition of joints		Very rough surfaces Not continuous No separation Hard joint wall contact	Slightly rough surfaces Separation <1 mm Hard joint wall contact	Slightly rough surfaces Separation <1 mm Soft joint wall contact	Slickensided surfaces OR Gouge <5 mm thick Joints open 1–5 mm Continuous joints	Soft gouge >5 mm thick OR Joints open >5 mm Continuous joints		
	Rating		25	20	12	6	0		

Рисунок 2.8 - Параметры рейтинга RMR Бенявского [93]

В качестве основного метода оценки нарушенности на руднике «Октябрьский» принята методика, разработанная норвежскими специалистами Бартоном, Лиеном и Лундом система Q. Это основано, прежде всего на дальнейшем применении результатов количественной оценки нарушенности при проектировании размеров очистных выработок, а также на данных которые получаются в процессе картирования горных выработок и геотехническом описании керн. (Используемые методы: Методология оценки устойчивости массива горных пород в рейтинговой классификации Бартона [55,90,101], метод оценки устойчивости конструктивных элементов очистных пространств по Мэтьюзу-Потвину [92].)

Эти два метода используются для комплексной оценки характеристик массива. В своих работах авторы использовали большой объем шахтных наблюдений данные для построения зависимостей и критериев, пополнение эмпирическими данными продолжается и сегодня, но на каждом объекте индивидуально.

Классификация массива горных пород по величине рейтинга Q представлена в таблице 2.1 [92,55,90,101].

Таблица 2.1 - Классификация массива по Q

Рейтинг горных пород Q	Категория	Описание горного массива
0,001-0,01	IVб	Исключительно неустойчивый
0,01-0,1	IVa	Чрезвычайно неустойчивый
0,1-1	IIIб	Очень неустойчивый
1-4	IIIa	Неустойчивый
4-10	IIб	Средней устойчивости
10-40	IIa	Устойчивый
40-100	Iб	Очень устойчивый
100-400	Ia	Чрезвычайно устойчивый
400-1000	I	Исключительно устойчивый

В практике применения на подземных рудниках рейтинг Q чаще всего находится в диапазоне от 0,1-40 [56,101].

2.3.1 Методология оценки нарушенности массива горных пород с применением рейтинговой системы оценки нарушенности Q

Q-система представляет собой классификацию массивов горных пород для оценки устойчивости подземных горных выработок и выбора крепления горных выработок. Высокое значение рейтинга Q свидетельствует о хорошей устойчивости массива, низкое значение характеризует массив как неустойчивый. Система основана на оценке 6 параметров, численное значение Q определяется по формуле [55,90,101] (1):

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}, \quad (1)$$

где: RQD - показатель качества породы, %,

J_n - показатель количества систем трещин, ед.

J_r - показатель шероховатости поверхности трещин, ед.,

J_a - показатель изменённости (выветрелости) трещин, ед.,

J_w - водный фактор, ед.,

SRF - фактор снижения напряжений, ед.

Каждый параметр оценивается индивидуально в процессе картирования массива и в процессе описания геотехнического бурения с присвоением определённых численных значений.

Отношения параметров, представленные в формуле, характеризуют три главных фактора, которые описывают устойчивость в подземных горных выработках:

- отношение RQD/J_n представляет собой строение массива и является приближенным значением размера естественной отдельности (блока);
- отношение J_r/J_a представляет собой прочность на сдвиг вдоль поверхности трещин, представляет характеристики шероховатости стенок трещин и материала, заполняющего трещины и их фрикционные свойства;
- отношение J_w/SRF представляет собой активные напряжения.

Показатель качества породы (RQD), % определяется как процентное отношение суммарной длины цельных интервалов пород контура выработки длиной более 10 см, аналогичное справедливо для результатов бурения, определяется суммарная длина кусков керна больше или равной 10 см, каждый ограниченный естественными трещинами, к общей длине замера (2).

$$\left(\frac{\text{Сумма длин сплошных участков породы длиной более 10 см (м)}}{\text{Общая длина интервала замера (м)}} \right) \times 100 = RQD, \% (2)$$

В таблице 2.2 приведено описание состояния массива в зависимости от показателя качества массива RQD.

Таблица 2.2 - Показатели качества массива горных пород и их значения

Обозначение	Описание массива	RQD, %
A	Очень слабый. Очень сильно трещиноватые породы	от 0 до 25
B	Слабый. Сильно трещиноватые породы	от 25 до 50
C	Средний. Средне трещиноватые породы	от 50 до 75
D	Хороший. Слабо трещиноватые породы	от 75 до 90
E	Отличный. Очень слабо трещиноватые породы	от 90 до 100
Примечание: 1) в случае, если измерялось значение RQD от 0 до 10 (включая 0), то для оценки показателя Q использовать номинальное значение RQD=10; 2) интервалы RQD, равные 5, т.е. 100, 95, 90 и т.п. достаточно точны		

Под системами трещин понимается серия трещин со схожими параметрами (углом падения и азимутом падения).

Параметр J_n определяется по таблице 2.3 или в случае построения круговых диаграмм по замерам азимута и угла падения трещин по рисунку 2.9.

Таблица 2.3 - Показатель количества систем трещин J_n

Количество систем трещин	J_n
Ненарушенный массив	0,5
Редкие случайные трещины	1
Одна система трещин	2
Одна система трещин плюс случайные	3
Две системы трещин	4
Две системы трещин плюс случайные	6
Три системы трещин	9
Три системы трещин плюс случайные	12
Четыре и более систем трещин, случайные, сильно трещиноватый массив	15
Сильно нарушенный, перемятый массив	20

Количество систем трещин	J_n	Количество систем трещин
Ненарушенный массив	0,5	1
1 система	2	3
2 системы	4	6
3 системы	9	12
4 и более систем	15	20

Рисунок 2.9 - Показатель количества систем трещин J_n [43]

Показатель шероховатости трещин J_r . Показатель шероховатости определяется на основании характеристик естественных трещин, которые описываются по данным, представленным в таблице 2.4 и на примере рисунка 2.10.

Таблица 2.4 - Показатель шероховатости трещин J_r

Показатель шероховатости трещин		J_r
а) Контакт «порода - стенка», при сдвиге менее 10 см		
A	Шероховатые прерывистые	4
B	Шероховатые волнистые или гладкие прерывистые	3
C	Гладкие волнистые или с зеркалами скольжения прерывистые	2
D	Шероховатые плоские или шероховатые волнистые	1,5
E	Дробленая прерывистая	1,5
F	Гладкие плоские	1,0
G	С зеркалами скольжения плоские	0,5
б) Отсутствие контакта «порода - стенка», толстое заполнение если имеет место сдвиг		

Продолжение таблицы 2.4

Г	Зона содержащая глинистые минералы толщиной достаточной для предотвращения контакта «порода-стенка»	1,0
Н	Песчаная, гравелистая или дробленая зона достаточно толстая для предотвращения контакта «порода - стенка»	1,0
Примечание: 1) прибавить 1,0 если средний интервал значимой системы трещин составляет более 3 м; 2) для плоских трещин с полированными берегами, являющихся параллельными, если эта параллель ориентирована по направлению наименьшей прочности, может быть использовано $J_r = 0,5$		

	Макроуровень: Плоские Волнистые Прерывистые			
Микроуровень:	J_r (Critical Set)			
С зеркалами скольжения		0.5	1.5	2.0
Гладкие		1.0	2.0	3.0
Шероховатые		1.5	3.0	4.0
Дроблёная зона Без контакта		1.0	1.0	1.5

Рисунок 2.10 - Показатель шероховатости трещин J_r [43]

Показатель сцепления стенок трещин (измененности) J_a . Индекс изменённости трещин зависит от заполнителя трещин, при анализе заполнителя важны два фактора, толщина заполнителя и его прочность. Разделение по индексу заполнителя осуществляется по трём категориям в зависимости от степени контакта стенок породы при сдвиге вдоль трещины. В таблице 2.5 представлены значения индекса для трёх категорий контакта.

Таблица 2.5 - Индекс изменённости трещин [43]

а) Контакт «порода-стенка» без разрушенного минерального заполнителя		
А	Плотно залеченное, твердое не ослабляющееся, непроницаемое заполнение (кальцит, ангидрит и др.)	0,75
В	Неизменные стенки трещин, только пятно на поверхности (изменение цвета)	1
С	Слегка изменены стенки трещин. Не ослабляющиеся минеральные покрытия (п. А), не содержащая глины перемятая порода и т.п.	2
Д	Плотные серпентиновые покрытия, малая доля глины (или минералов п. Е не ослабляющаяся)	3

Продолжение таблицы 2.5

E	Глинистые минеральные покрытия, например, каолинит или слюда. Также хлорит, тальк, гипс, графит и т.п. и малое количество набухающего заполнителя.	4
б) Контакт «порода-стенка», сдвиг до 10 см (тонкое минеральное заполнение)		
F	Песчаные частицы, не содержащая глины перемятая порода и т.п. (п. А)	4
G	Сильно-размягчающийся переуплотненный не ослабляющийся минеральный заполнитель (непрерывный, толщиной <5мм) хлорит, серпентин.	6
H	Размягчающийся заполнитель на основе глинистых минералов со средней или низкой степенью переуплотнения	8
J	Заполнитель из набухающей глины, например, монтмориллонита (непрерывный, толщиной <5мм). J_a зависит от процентного содержания частиц набухающей глины	8-12
в) Отсутствие контакта «порода-стенка», если имеет место сдвиг (толстое минеральное заполнение)		
K	Зоны или прослойка дезинтегрированной, или дробленной породы. Сильно переуплотнённый заполнитель.	6
L	Зоны или прослойка дезинтегрированной, или дробленной породы. Средне и слабо переуплотненный заполнитель.	8
M	Зоны или прослойка дезинтегрированной, или дробленной породы. Набухающие глины. J_a зависит от процентного содержания частиц набухающей глины	8-12
N	Толстые продолжительные зоны или прослойки глины. Сильно переуплотнённый заполнитель.	10
O	Толстые продолжительные зоны или прослойки глины. Средне и слабо переуплотненный заполнитель.	13
P	Толстые продолжительные зоны или прослойки глины. Разбухающая глина. J_a зависит от процентного содержания частиц разбухающей глины.	13-20

На рисунке 2.11 представлена схема определения параметра J_a .

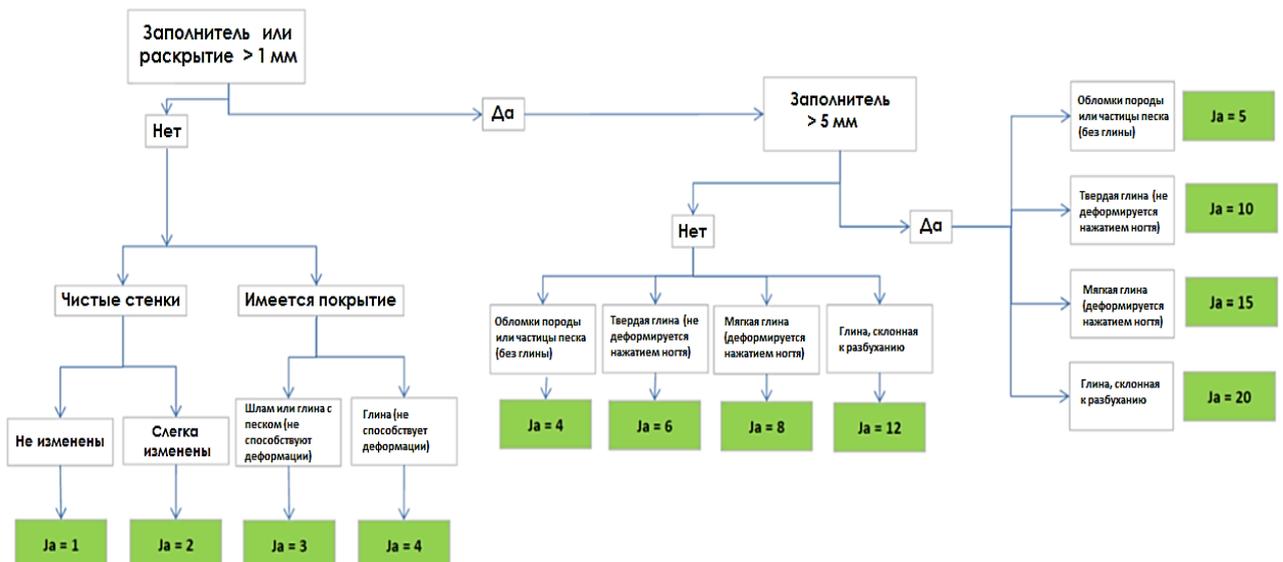


Рисунок 2.11 - Схема определения показателя сцепления стенок трещин J_a

Обводнённость пород J_w . Вода в трещинах J_w может размягчать или вымывать минеральный наполнитель, что будет приводить к снижению фрикционных свойств по поверхности трещин. Давление воды может снижать нормальные напряжения на стенках трещин, что будет негативно сказываться на устойчивости блоковых структур. Показатель обводнённости пород представлен в таблице 2.6.

Таблица 2.6 - Показатель обводнённости пород

		Прибл. Давление воды (кгс/см ²)	J_w
A	Сухая выработка или незначительный водоприток (влажные трещины), т.е. местный приток <5 л/мин	<1	1,0
B	Средний водоприток или давление, эпизодическое вымывание наполнителя трещин	1-2,5	0,66
C	Большой водоприток или высокое давление в крепкой породе с трещинами без заполнения	2,5-10	0,5
D	Большой водоприток или значительное вымывание заполнения трещин	2,5-10	0,33
E	Исключительно высокий водоприток или давление воды при взрывах, ослабевающие значения с течением времени. Вымывание заполнения трещин, иногда обрушение пород.	>10	0,2-0,1
F	Исключительно высокий водоприток или давление воды, продолжающиеся без заметного ослабления. Вымывание заполнения трещин, иногда обрушение пород.	>10	0,1-0,05
Примечание: показатели с С по F представляют собой грубые оценки. Увеличить J_w если установлены водосборные измерительные пункты.			

Если определить различия между $J_w = 1$ или $=0,66$ затруднительно, то рекомендуется пользоваться следующим правилом:

- для одиночных капель воды, капающих на ограниченном участке $J_w = 1$;
- для небольших струй воды сконцентрированных в небольшой области или частой капёж на обширной области $J_w = 0,66$;
- если струя воды выходит из буровой скважины (шпура), то $J_w = 0,66$.

Параметр фактор снижения напряжений SRF описывает отношение между напряжениями и прочностью горной породы вокруг подземной горной выработки. Влияние напряжений обычно может наблюдаться в виде выкрашивания, отслаивания, деформации, выдавливания, выпучивания и вывалов блоков.

SRF рассчитывается, как отношение предела прочности на одноосное сжатие образцов горных пород к максимальным главным напряжениям вокруг горной выработки (рисунок 2.12).

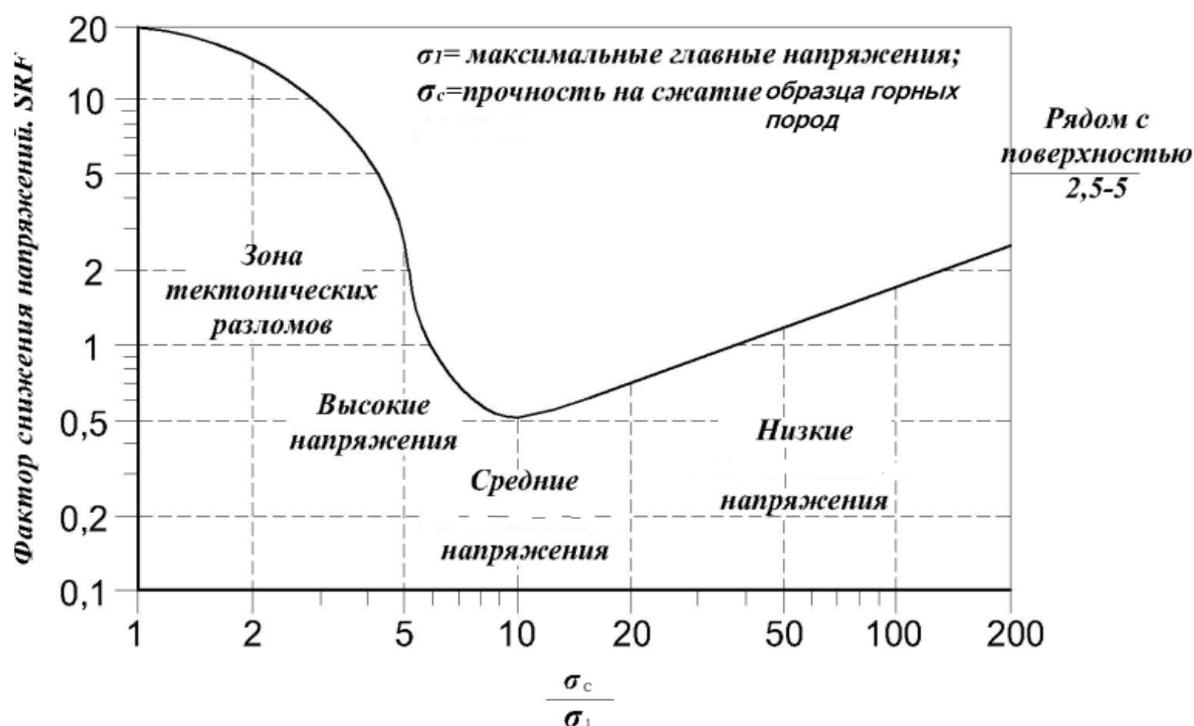


Рисунок 2.12 - Номограмма фактора SRF [43]

2.3.2 Оценка нарушенности вкрапленных руд на руднике «Октябрьский» с применением системы Q

Для оценки нарушенности вкрапленных руд необходимо выполнение следующих шагов:

1. Сбор и формирование базы геотехнических данных, включающей данные картирования и геотехнического описания керна;
2. Количественная оценка нарушенности вкрапленных руд по данным геотехнической базы данных, с применением рейтинговой системы оценки нарушенности Q;

3. Создание блочной геомеханической модели вкрапленных руд, как основы для дальнейших аналитических расчетов;

Первый пункт подразумевает использование геотехнических данных из разных источников. Как упоминалось ранее, источниками геотехнических данных наиболее точными принято считать данные, полученные по результатам бурения геотехнических скважин, следующим по качеству следуют данные картирования горных выработок [95,19,23,49,30]. Принято разделять данные картирования и геотехнического описания, поскольку данные картирования являются более консервативными из-за того, что картирование подразумевает описание горной выработки после ведения проходческих работ, поэтому под описание трещиноватости также могут попасть техногенные трещины от буровзрывных работ.

Для количественной оценки необходима база данных включающая в себя данные геотехнического бурения, данные физико-механических свойств пород, а также литолого-структурная модель интрузивного тела, как основа для пространственного анализа нарушенности [20,26,15,86,45].

Структуру базы данных можно представить в виде блок-схемы, продемонстрированной на рисунке 2.13.

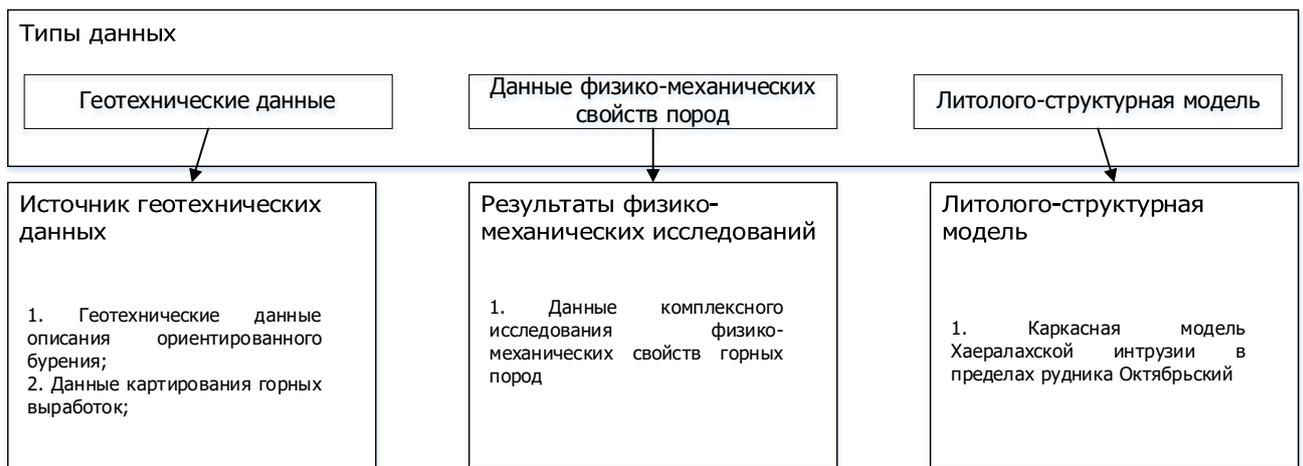
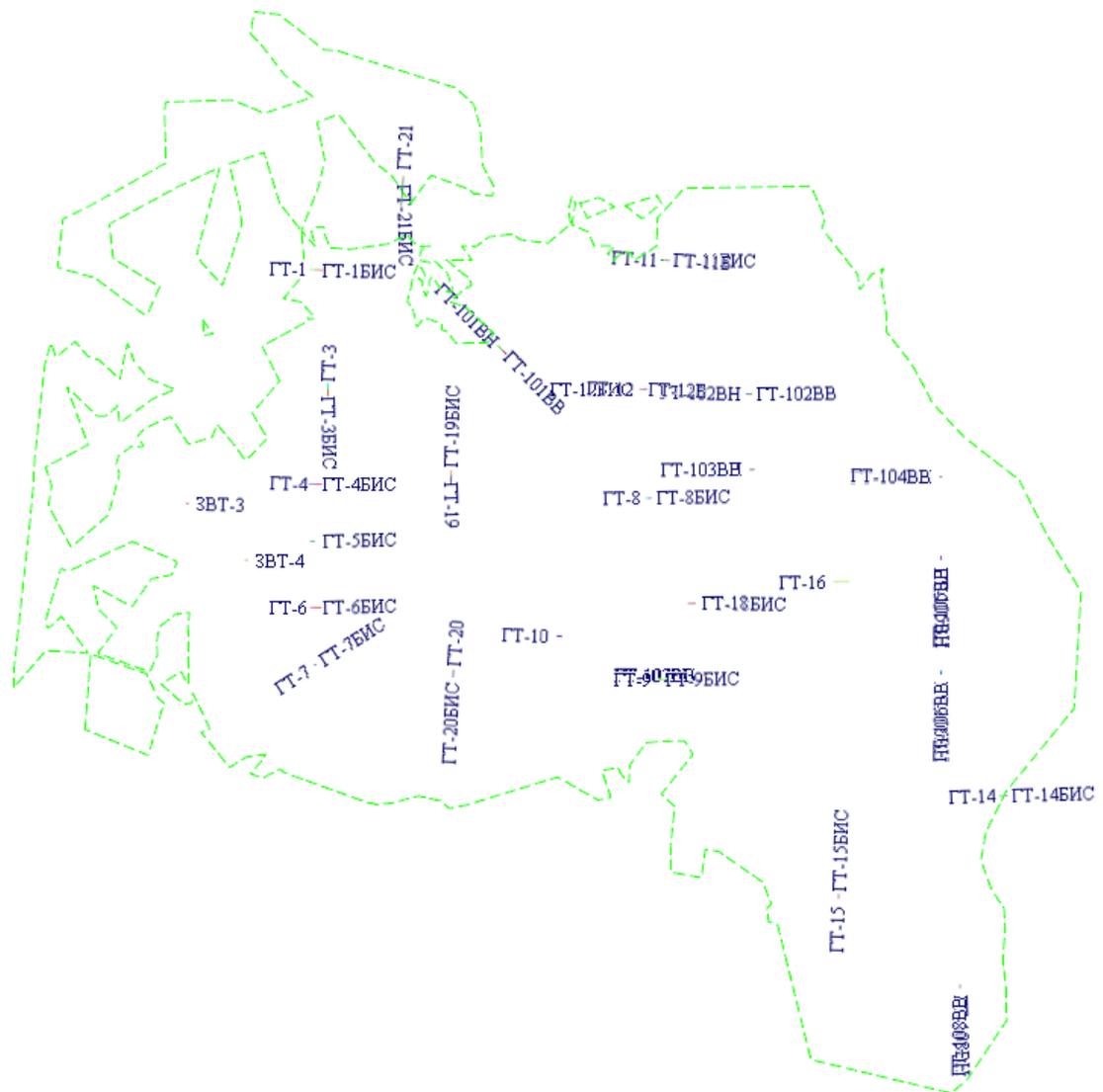


Рисунок 2.13 - Структура базы данных

Для анализа геотехнической данных, используются данные бурения скважин серии ГТ и ЗВТ, пробуренные из подземных горных выработок в

пределах ведения очистных работ на руднике «Октябрьский». На рисунке 2.14 представлено расположение геотехнических скважин.



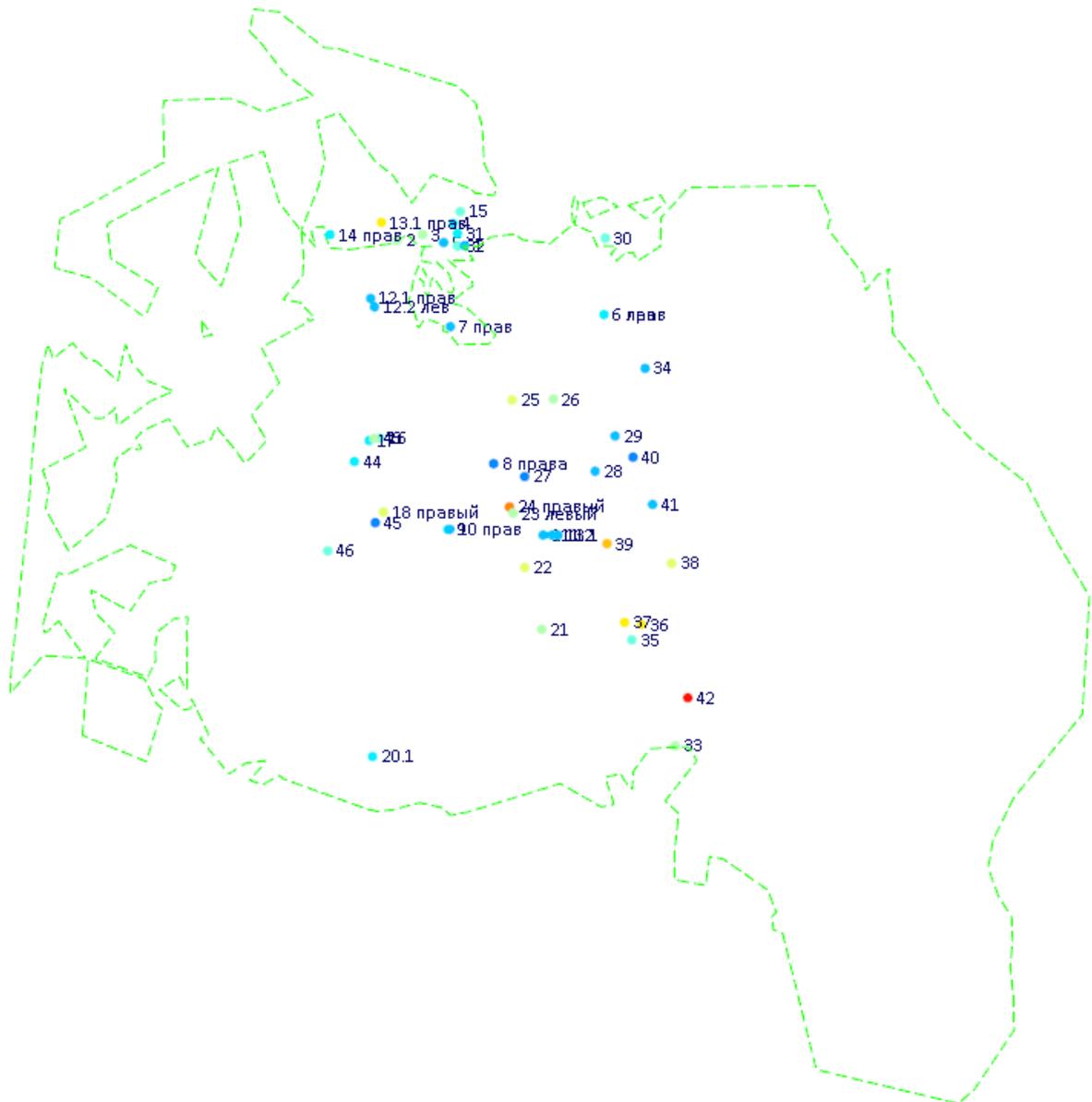
----- - контуры вкрапленных руд на руднике Октябрьский

Рисунок 2.14 - Расположение ориентированных геотехнических скважин на руднике «Октябрьский»

В результате, на данном этапе в базу данных включена 61 ориентированная геотехническая скважина, общей длиной 3 303 п.м.

Далее, после сопоставления фактического положения очистных работ по вкрапленным рудам с положением геотехнических скважин, установлено, что только 6 геотехнических скважин находятся вблизи текущей отработки, что в совокупности с средним расстоянием между скважин, которое превышает 150 метров, может снизить качество выполняемых расчетов.

С целью увеличения плотности данных в пределах действующих очистных работ по вкрапленным рудам, выполнено картирование горных выработок по действующим на предприятии методике [43]. Расположение точек картирования (всего описано 46 точек для каждого борта нарезной выработки) в контурах вкрапленных руд представлено на рисунке 2.15, из них 10 описано в пределах отработки участка РО-ВР-1.



----- - контуры вкрапленных руд на руднике Октябрьский

Рисунок 2.15 - Расположение точек картирования на руднике «Октябрьский»

Данные картирования горных выработок, также, как и данные ориентированного бурения позволяют выполнить ориентацию структур с применением горного компаса, а масштабная линейка совместно с гребнем,

позволяют выполнить расчет таких параметров как RQD, J_n , J_r и J_a для системы Q (рисунок 2.16).



Рисунок 2.16 - Примеры точек картирования нарезных выработок на горизонте подсечки -750, 8 панель, участок РО-ВР1 [15]

На текущем этапе база геотехнических данных состоит из:

1. 61 ориентированная геотехническая скважина;
2. 46 точек картирования горных выработок с ориентацией структур.

Ориентированное геотехническое бурение включает в себя следующие данные после описания керна [43]:

1. Название скважины для которой выполнялось описание;
2. Интервал описания От и До;
3. Длина интервала;
4. Процент выхода цельного керна;
5. Сокращенная литология скальных пород;
6. Степень выветривания пород;

7. Категория прочности скальных пород, оперативными методами оценки [93];
8. Интенсивность микродефектов;
9. Прочность микродефектов;
10. Тип нарушения (открытая, залеченная трещина или зона дробления);
11. Углы α и β (ориентация трещин);
12. Надежность ориентирования;
13. Раскрытие трещин, мм.;
14. Литология заполнителя;
15. Прочность заполнителя, оперативными методами оценки [93];
16. Микрошероховатость;
17. Шероховатость трещин;
18. Толщина диска, мм. (при дисковании керна).

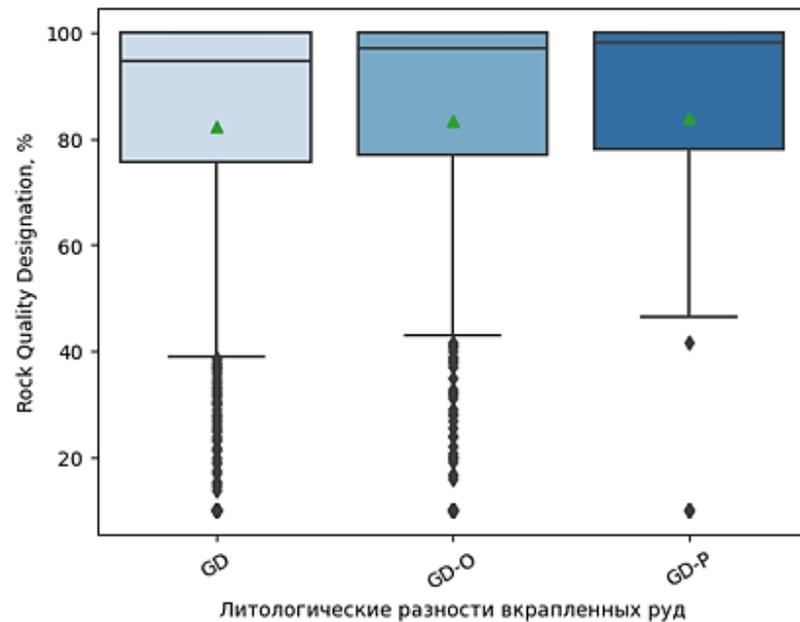
Исходя из данных, которые получаются в результате геотехнического описания керна, для применения интегрального способа оценки нарушенности необходимо выполнить расчеты требуемых параметров по данным описания.

Для расчета параметра RQD сопоставляются данные «Цельного выхода керна», где каждый кусок керна больше или равен 10 см с длиной целого интервала опробования.

Результаты расчета, включающие полный комплекс описательной статистики, требуемый для корректного описания вкрапленных руд, представлены в таблице 2.7, а также отражены на графике (рисунок 2.17).

Таблица 2.7 - Сводная статистика RQD по данным картирования горных выработок

Литологические разности вкрапленных руд	Rock Quality Designation, % (RQD)						
	Количество данных	Ср. значение	Ст. отклонение	Мин.	Коэф. вар., %	50%	Макс.
GD	15	65,93	22,73	34,00	7,00	72,00	96,00
GD-O	11	53,64	23,68	44,00	18,00	51,00	85,00



Литологические разности вкрапленных руд	Rock Quality Designation, % (RQD)						
	Количество данных	Ср. значение	Ст. отклонение	Мин.	Коэф. вар.	50%	Макс.
GD	1 504	82,36	25,85	10,00	31%	94,65	100,00
GD-O	803	83,48	25,11	10,00	30%	97,00	100,00
GD-P	108	83,84	25,65	10,00	31%	98,24	100,00

Рисунок 2.17 - График «Box Plot» распределения параметра RQD по вкрапленным рудам на руднике «Октябрьский» с результатами расчета

Краткое описание графика Boxplot представлено на рисунке 2.18. Где Q1, 2, 3 - это 25, 50 и 75 процентиль, Outliers - выбросы, значение считается выбросом если за пределами Minimum (Non-outlier) или Maximum (Non-outlier), данные минимум и максимум рассчитываются как $Q1 - 1.5 \cdot (Q3 - Q1)$.

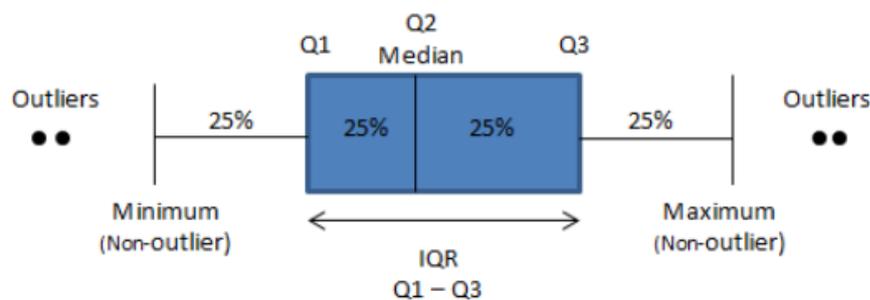


Рисунок 2.18 - Пример графика Boxplot (ящик с усами)

Полученное в результате картирования данные RQD представлены в таблице 2.7.

Описательная статистика является главным инструментом при работе с большим объемом данных, поскольку позволяет отвечать на вопросы о достаточности данных, о характере распределения, а также о степени изменчивости. [55-58]

Расчёт параметра J_n является более сложной задачей и включает в себя решение сразу нескольких подзадач [66,24,51,52,53]:

1. Построение стереограмм трещиноватости по данным ориентированных структур;
2. Определение систем трещин;
3. Определение параметра J_n по методике, изложенной в предыдущем разделе.

Для ориентации структур используют углы α и β , где [61]:

1. Углом α (ANGLE_A) является угол падения трещины относительно длинной оси керна. Диапазон углов 0° - 90° (рисунок 2.19).

2. Углом β (ANGLE_B) является угол между контрольной линией ориентации керна и нижней части эллипса трещины, прожилка (замеряется в зависимости от инструмента измерения по часовой либо против часовой стрелки) (рисунок 2.19).

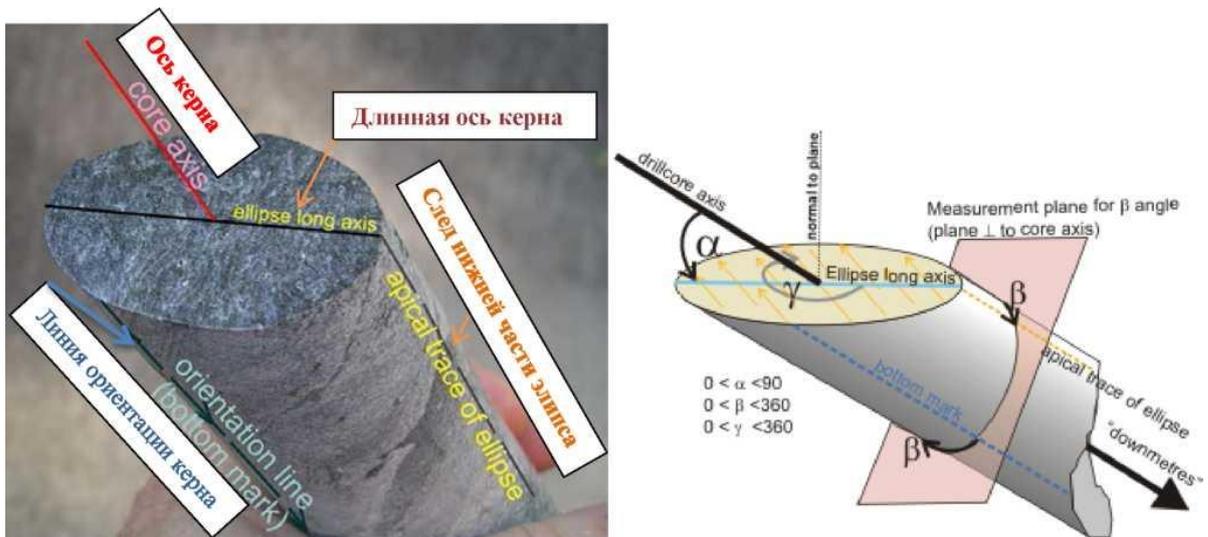


Рисунок 2.19 - Схема определения угла падения (α) и азимута падения трещины (β) по данным ориентированного бурения [43]

Построения стереограмм трещиноватости используются только открытые трещины с высокой точностью ориентирования.

Стереограмма является стандартным способом отображения ориентированных структур [66]. Внешняя шкала, где отображены значения от 0 до 360 градусов соответствуют азимуту падения трещины, а круги, расходящиеся от центра стереограммы к внешнему кругу, соответствуют углу падения трещины, таким образом возможно анализировать сразу большое количество трещин и относить трещин к системам (рисунок 2.20).

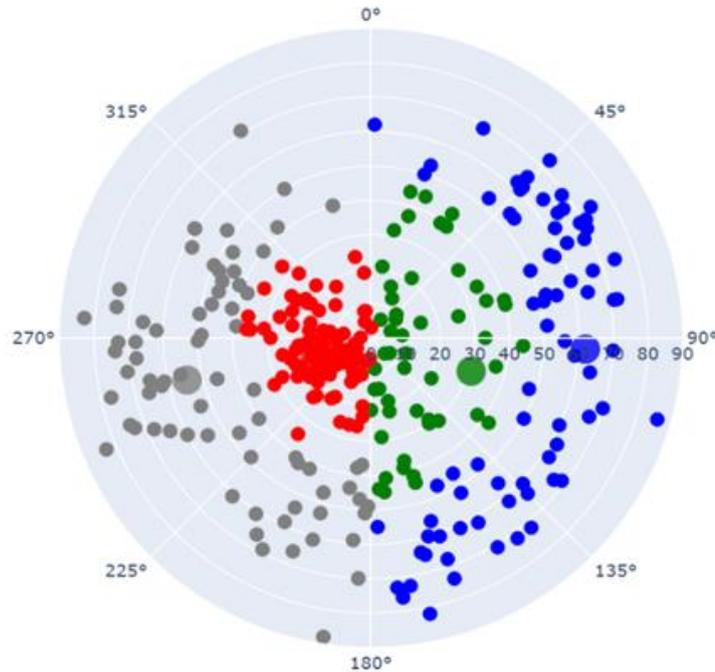


Рисунок 2.20 - Стереограмма трещиноватости

После нанесения данных о трещинах на стереограмму необходимо определить количество систем трещин, в данной ситуации можно воспользоваться 2-мя способами:

1. Ручной способ определения систем трещин по стереограмме по данным плотности распределения трещин [42];
2. Использование методов кластерного анализа для группировки трещин по 2-м признакам угла падения и азимута падения трещины [54,94,10,89,70,87,75].

1 способ является более трудоемки поскольку необходимо выполнять построение стереограмм для каждой литологической разности отдельно

вручную, а для вкрапленных руд на руднике «Октябрьский» могут наблюдаться до 5 разных лит. разностей.

2 способ позволяет уменьшить степень субъективной оценки и опираться на методы кластерного анализа, которые зарекомендовали себя как надежные инструменты классификации в разных отраслях [54,94,10,89,70,87,75].

Кластерный анализ опирается на базовые математические понятия, в его основе лежит расчет расстояния между соседними точками или группами точек.

Для оценки степени схожести между трещинами (расстояния) часто применяют евклидово расстояние.

Евклидово расстояние измеряет расстояние между двумя точками в многомерном пространстве и является классическим и широко используемым методом для задач кластерного анализа. Формула евклидова расстояния между двумя точками $p=(p_1,p_2,\dots,p_n)$ и $q=(q_1,q_2,\dots,q_n)$ записывается как (3):

$$d(p, q) = \sqrt{(p_1 - q_1)^2 + (p_2 - q_2)^2 + \dots + (p_n - q_n)^2} \quad (3)$$

где p, q – расстояние, м.

Для выполнения кластерного анализа используются 2 основных подхода:

1. Иерархическая кластеризация - это метод, который начинается с каждого объекта в отдельном кластере и постепенно объединяет кластеры на основании их близости. Итог кластеризации представлен в виде дендрограммы, где вертикальные отрезки отображают моменты объединения кластеров. Дендрограмма позволяет визуально оценить, сколько кластеров является оптимальным, исходя из расстояний между кластерами на определенных уровнях [54,94,10,89].

2. Кластеризация методом k -средних (k -means): Для более точного определения кластеров также был использован метод k -средних, который распределяет объекты по кластерам на основе минимизации внутригрупповой суммы отклонений (inertia). Этот метод итеративно пересчитывает центры

кластеров до тех пор, пока объекты не будут оптимально сгруппированы [70,87,75].

Одним из ключевых этапов кластерного анализа является определение рационального количества кластеров.

Метод локтя является более наглядным представлением дендрограммы и дополняет ее. Первый шаг - это построение графика зависимости внутригрупповой суммы отклонений от количества кластеров. Индикатором выступает перегиб на графике локтя, он указывает на количество кластеров, при котором дальнейшее увеличение числа кластеров приводит к относительно небольшому улучшению качества кластеризации.

Таким образом, метод локтя позволяет определить разумное количество кластеров, минимизируя внутригрупповую дисперсию.

На рисунке 2.21 представлен график «Локтя», позволяющий установить количество кластеров на примере одной из скважины серии ГТ.

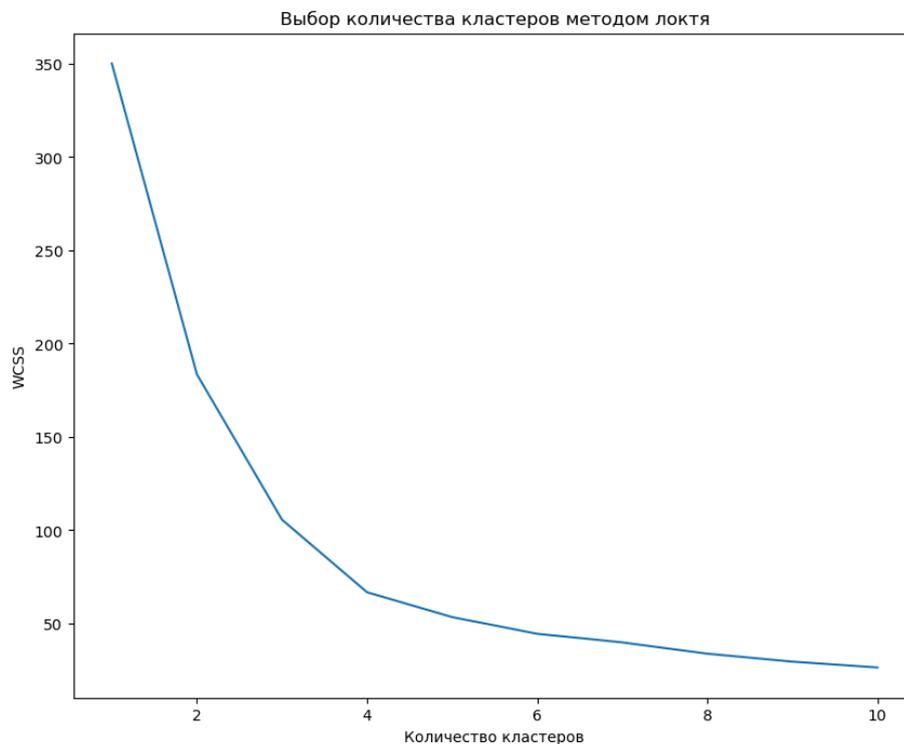


Рисунок 2.21 - График «Локтя» по данным угла падения и азимута падения для скважины ГТ-8

Визуальный анализ дендрограммы, полученной в результате иерархической кластеризации, также позволил определить оптимальное

количество кластеров. Графически на дендрограмме отмечается значительное увеличение расстояния на определенном уровне объединения кластеров, что свидетельствует о разделении на оптимальные кластеры.

На рисунке 2.22 представлена дендрограмма, построенная для одной из скважин. На уровне четырех кластеров заметно существенное увеличение расстояния между кластерами, поэтому для этого случая было принято разбить трещины на 4 группы.

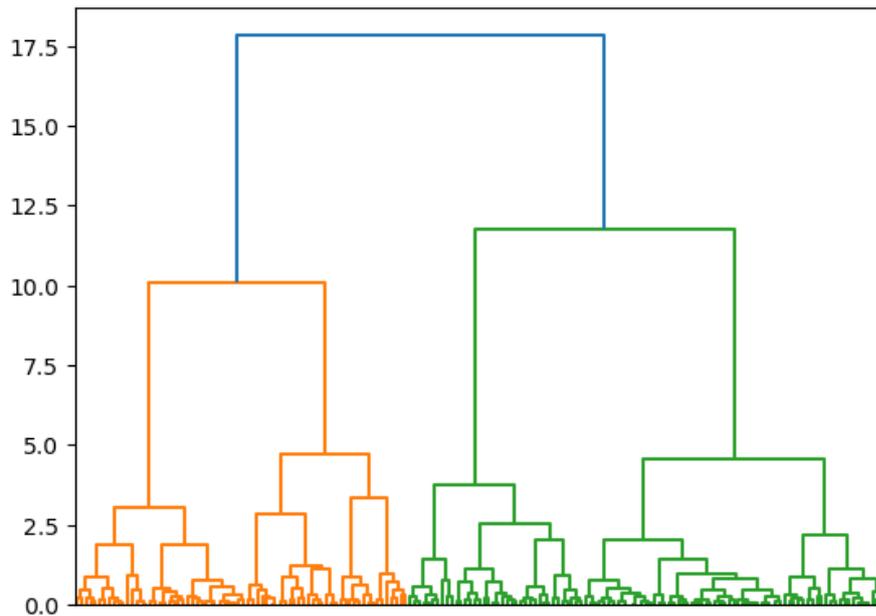


Рисунок 2.22 - Дендрограмма по данным угла падения и азимута падения для скважины ГТ-8

Основным критерием для оценки качества кластеризации служит внутригрупповая сумма отклонений. Данный показатель измеряет, насколько объекты в кластере близки к его центроиду. Чем меньше значение внутригрупповой суммы отклонений, тем более однороден кластер. Внутригрупповая сумма квадратов отклонения вычисляется по формуле (4):

$$J = \sum_{j=1}^k \sum_{i=1}^n \min(x_i^{(j)} - c_j)^2 \quad (4)$$

где J — целевая функция (сумма квадратов расстояний от точек до центроидов их кластеров),

k - количество кластеров (задаётся заранее), шт,

n - количество точек данных в выборке, шт.,

$x_i^{(j)}$ - i -я точка данных, принадлежащая кластеру j ,

c_j - центроид (центр) кластера j .

Итоговые кластеры обладают минимальной внутригрупповой суммой отклонений, что указывает на схожесть объектов внутри каждого кластера. Таким образом, кластеры можно считать хорошо структурированными и устойчивыми.

Визуализация полученных кластеров представлена на стереограмме трещиноватости, где каждый кластер отмечен отдельным цветом. Это позволяет наглядно оценить распределение трещин по кластерам и их пространственную локализацию. На рисунке 2.23 представлена стереограмма трещиноватости построенная для скважины ГТ-8.

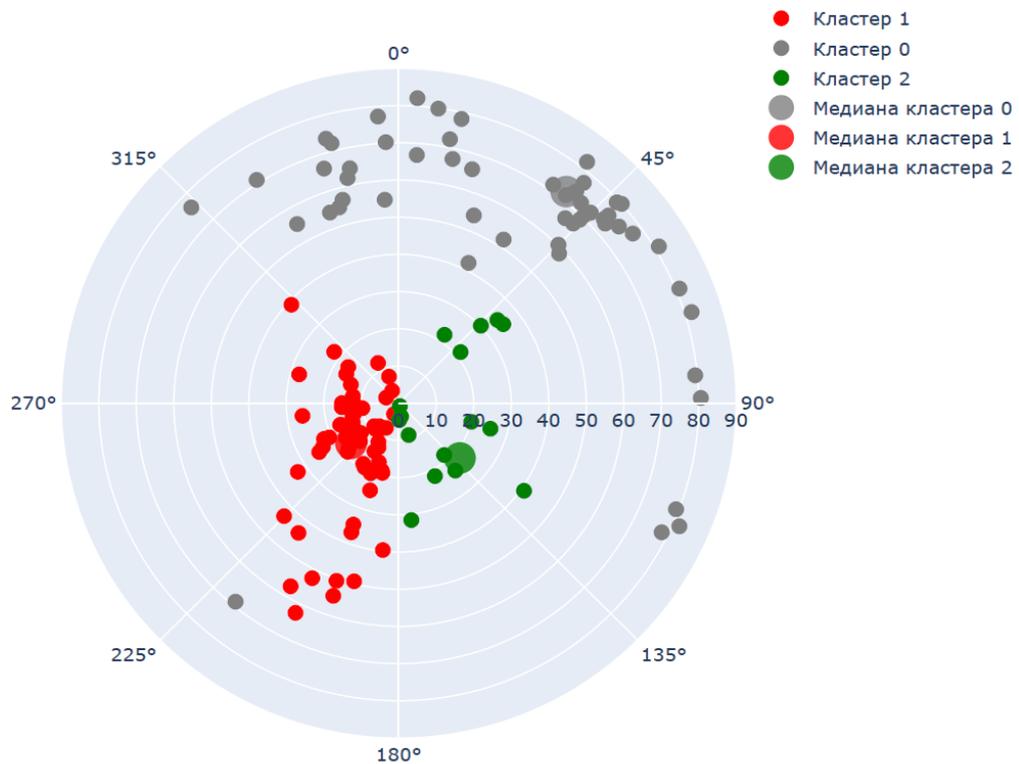


Рисунок 2.23 - Стереограмма трещиноватости по скважине ГТ-8 для
вкрапленных руд

Для скважины ГТ-8 отмечено 3 кластера, что соответствует 3 системам трещин, что в свою очередь соответствует показателю $J_n = 9$.

В приложении Б представлены стереограммы трещиноватости с ориентированными структурами методом кластерного анализа для скважин, расположенных в поле рудника «Октябрьский».

В таблице 2.8 представлены результаты расчета параметра J_n для вкрапленных руд по данным геотехнического описания керна с применением кластерного анализа, а в таблице 2.9 результаты расчета параметра J_n по данным картирования горных выработок.

Таблица 2.8 - Результаты оценки параметра J_n по данным геотехнического описания керна (кластерный анализ)

Литологические разности вкрапленных руд	Параметр J_n						
	Количество о данных	Ср. значение	Ст. отклонение	Коэф. вар.	Мин	50%	Макс
GD	1505	9,53	2,00	21%	9	9	20
GD-O	804	9,11	0,81	9%	9	9	20
GD-P	108	9,25	1,53	17%	9	9	20

Таблица 2.9 - Результаты оценки параметра J_n по данным картирования горных выработок (стереограммный анализ)

Литологические разности вкрапленных руд	Параметр J_n			
	Ср. значение	Мин.	50%	Макс.
GD	9	9	9	9
GD-O	9,23	4	9	15
GD-P	8	4	9	9

В результате расчета параметра J_n , установлено, что данные картирования и данные геотехнического описания керна преимущественно показывают, что вкрапленные руды содержат 3 системы трещин и случайные трещины (согласно классификации, представленной в предыдущем разделе), что соответствует параметру $J_n = 9$.

В ряде случаев, по данным геотехнического описания керна, наблюдаются интервалы, описанные как зоны дробления, где $J_n = 20$.

На текущем этапе обоснован расчет параметров RQD и J_n , следующий - расчет параметра J_r по данным геотехнического описания керна. Параметр J_r определяется в зависимости от типа контакта между стенками трещин, их формы на макро- и микроуровне (рисунок 2.24).

А)

Б)

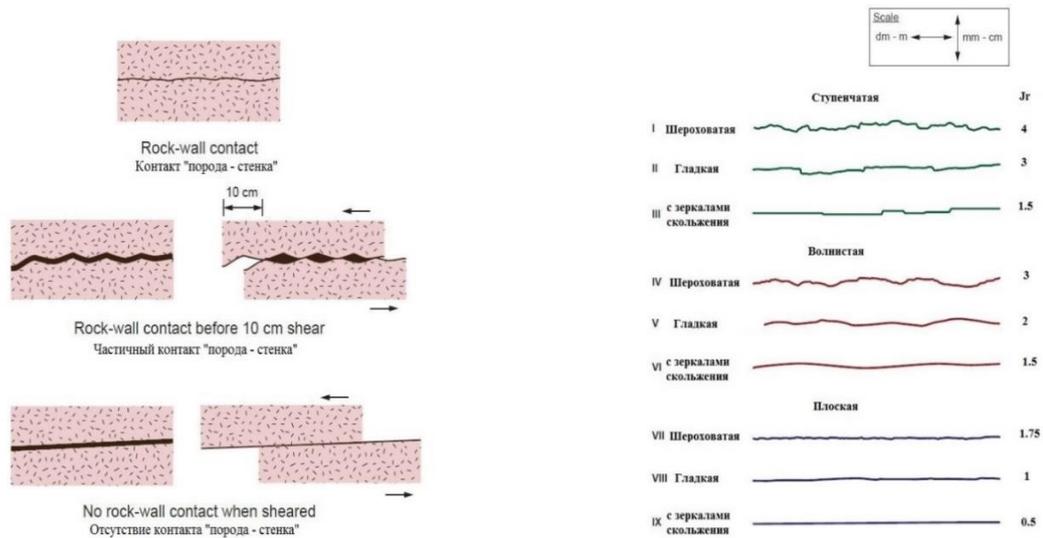


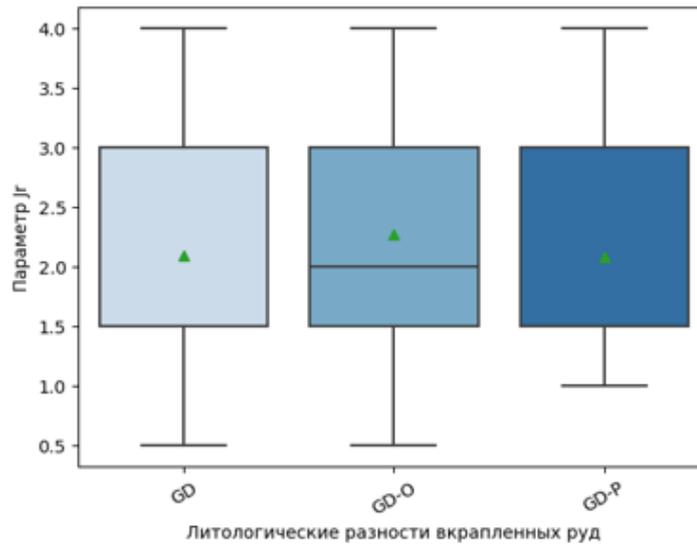
Рисунок 2.24 - Схема определения параметра Jr [43]

Микрошероховатость - это мелкомасштабные шероховатости на поверхностях трещин. Виды микрошероховатости, определяемые по данным геотехнического описания керна, представлены в таблице 2.10.

Таблица 2.10 - Виды микрошероховатостей

Микрошероховатость	
Код	Описание
p	Плоская отполированная
sp	Гладкая плоская
gp	Плоская шероховатая
slu	Волнистая с зеркалами скольжения
su	Гладкая волнистая
ru	Волнистая шероховатая
sis	Ступенчатая с зеркалами скольжения
ss	Гладкая ступенчатая
rs	Ступенчатая шероховатая / беспорядочная
-1	Не описано
-2	Не требуется

Результаты расчета параметра Jr представлены на рисунке 2.25, таблице 2.11.



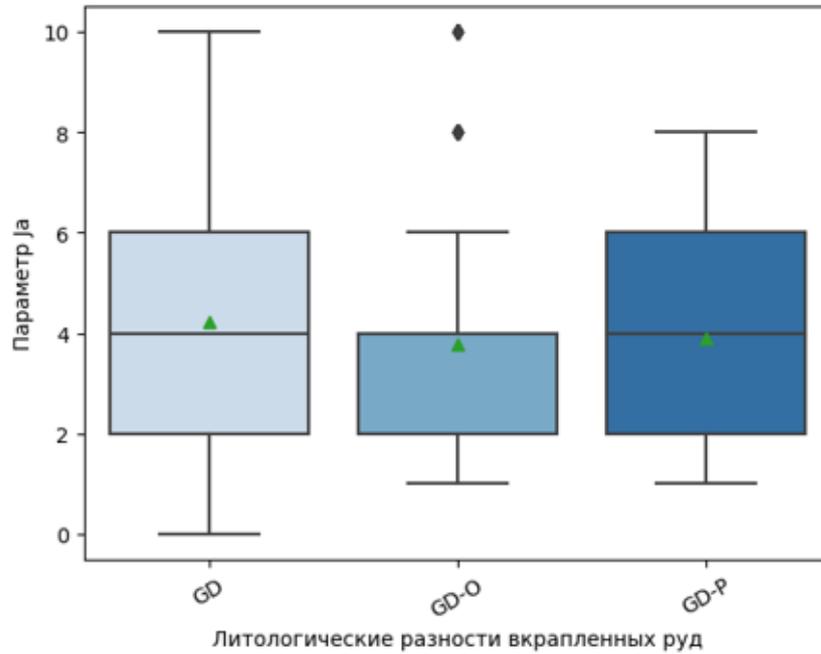
ЛитоLOGические разности вкрапленных руд	Параметр Jg						
	Количество данных	Ср. значение	Ст. отклонение	Коеф. вар.	Мин.	50%	Макс.
GD	1 502	2,10	0,98	47%	0,50	1,50	4,00
GD-O	802	2,27	1,01	45%	0,50	2,00	4,00
GD-P	108	2,09	0,99	47%	1,00	1,50	4,00

Рисунок 2.25 - График «Box Plot» распределение параметра Jg по литологическим разностям вкрапленных руд на руднике «Октябрьский» с результатами расчета

Таблица 2.11 - Результаты расчета параметра Jg по данным картирования горных выработок на руднике «Октябрьский»

ЛитоLOGические разности вкрапленных руд	Параметр Jg					
	Количество данных	Ср. значение	Ст. отклонение	Мин.	50%	Макс.
GD	15	1,60	0,34	1,00	1,50	2,00
GD-O	11	1,64	0,23	1,50	1,50	2,00

Схема определения параметра Ja представлена на рисунке 2.11, а также хорошо демонстрирует способ определения параметра Ja таблица 2.5. Одним из ключевых параметров при определении данного параметра является мощность заполнителя. Чем мощность выше, тем выше само значение Ja (рисунок 2.26, таблица 2.12).



Литологическ е разности вкрапленных руд	Параметр Ja						
	Количество данных	Ср. значение	Ст. отклоне ние	Коеф. вар.	Мин.	50%	Макс.
GD	1500,00	4,23	2,02	0,48	1,00	4,00	10,00
GD-O	802,00	3,78	1,97	0,52	1,00	4,00	10,00
GD-P	108,00	3,91	1,99	0,51	1,00	4,00	8,00

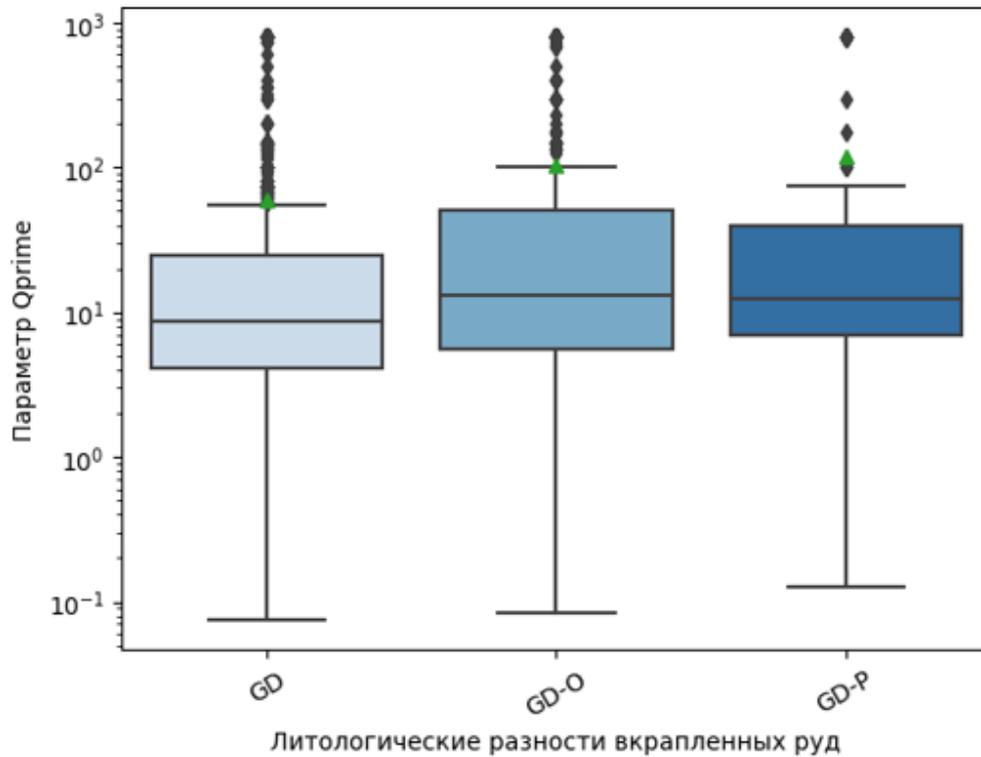
Рисунок 2.26 - График «Box Plot» распределение параметра Ja по литологическим разностям вкрапленных руд на руднике «Октябрьский» с результатами расчета

Таблица 2.12 - Результаты расчета параметра Jr по данным картирования горных выработок

Литологические разности вкрапленных руд	Параметр Ja					
	Количество данных	Ср. значение	Ст. отклоне ние	Коеф. вар.	Мин.	50%
GD	15,00	4,93	1,83	4,00	4,00	10,00
GD-O	11,00	3,61	1,95	0,75	4,00	8,00

Данные картирования и данные геотехнического описания керна демонстрируют устойчивую сходимость, что может являться перекрестной проверкой, исследуемой нарушенности вкрапленных руд.

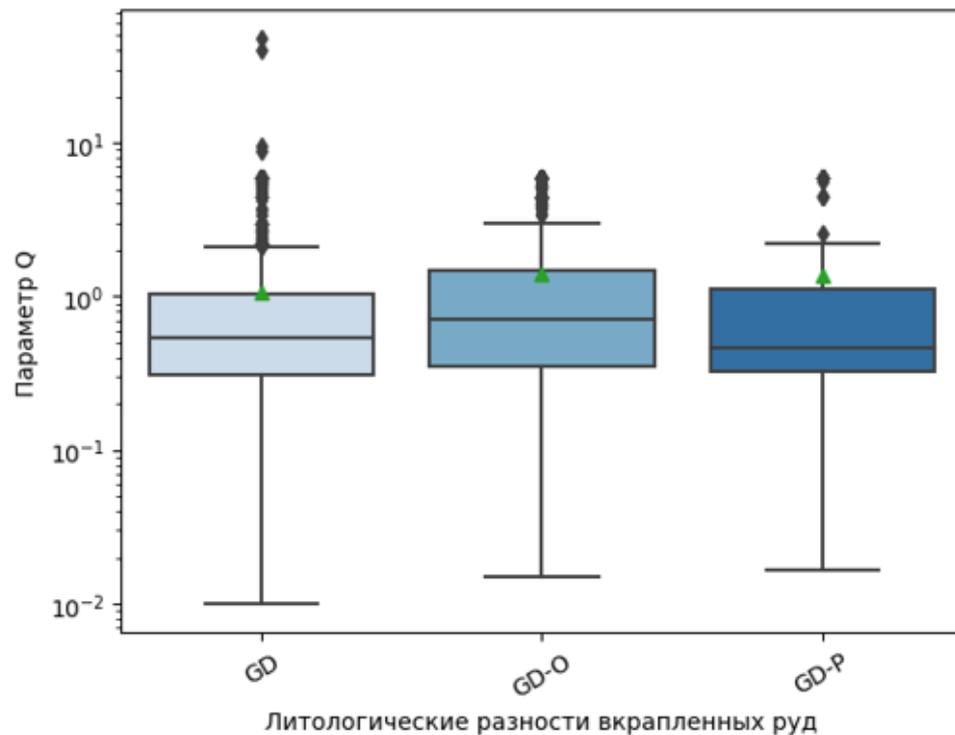
Таким образом выполнена оценка всех необходимых параметров для расчета параметра Q_{prime} , как основного критерия оценки нарушенности вкрапленных руд на руднике «Октябрьский» (рисунок 2.27).



ЛитоLOGическ ие разности вкрапленных руд	Параметр Qgrime						
	Количество о данных	Ср. значени е	Ст. отклонение	Коэф. вариации, %	Мин.	50%	Макс.
GD	1494,00	7,45	10,20	137	0,08	3,98	44,44
GD-O	802,00	10,47	13,31	127	0,11	5,28	44,44
GD-P	108,00	10,20	14,03	138	0,13	3,47	44,44

Рисунок 2.27 - Результаты расчета параметра Qgrime по данным геотехнического описания керна

Для условий эксплуатации рудника «Октябрьский» и полной оценки нарушенности необходимо выполнить расчет показателя SRF, в работах [37,46] для вкрапленных руд рудника «Октябрьский», данный показатель определен и равен 7. Отсюда выполнив полный расчет параметра Q в базе данных получены следующие результаты (рисунок 2.28).



Литологические разности вкрапленных руд	Параметр Q						Категория Q по медиане.
	Количество данных	Ср. значение	Ст. отклонение	Мин.	50%	Макс.	
GD	1494	1,06	2,10	0,01	0,53	5,93	Очень нарушенный массив
GD-O	802	1,40	1,77	0,01	0,70	5,93	Очень нарушенный массив
GD-P	108	1,36	1,87	0,02	0,46	5,93	Очень нарушенный массив

Рисунок 2.28 - Результаты расчета параметра Q по данным геотехнического описания керна

Результаты картирования горных выработок в пределах вкрапленных руд, представлены в таблице 2.13.

Таблица 2.13 - Результаты расчета параметра Q по данным картирования горных выработок

Литологические разности вкрапленных руд	Параметр Q					Категория Q по медиане
	Ср. значение	Ст. отклонение	Мин.	50%	Макс.	
GD	1,55	1,16	0,05	1,33	4,80	Нарушенный массив
GD-O	3,70	5,26	0,18	0,85	15,20	Очень нарушенный массив

Результаты картирования и геотехнического описания демонстрируют схожие результаты по степени нарушенности вкрапленных руд: от «Очень нарушенный массив» до «Нарушенный массив».

Рассчитана и сформирована база геотехнических данных скважин и точек картирования, расположенная в поле рудника «Октябрьский». База данных является основой для выполнения дальнейших исследований и разработки рекомендаций, обеспечивающих снижение разубоживания добываемой руды (рисунок 2.29).

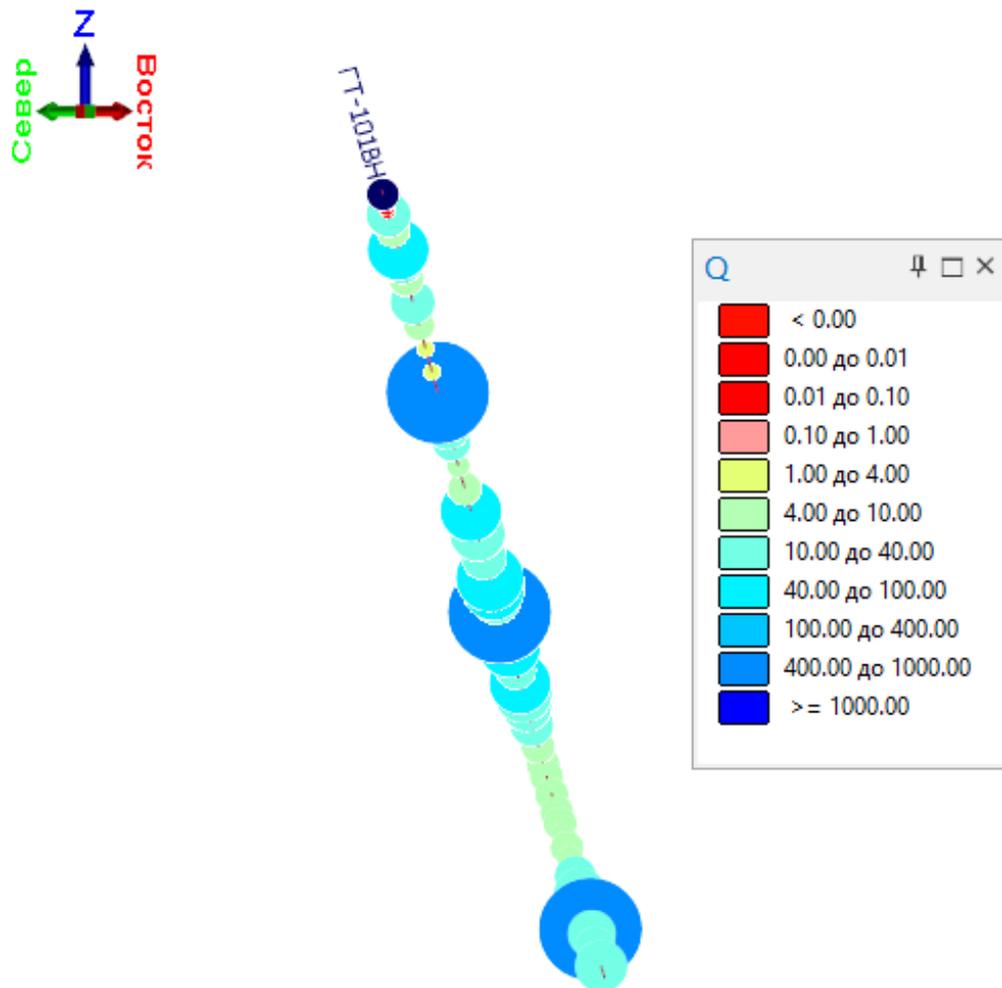
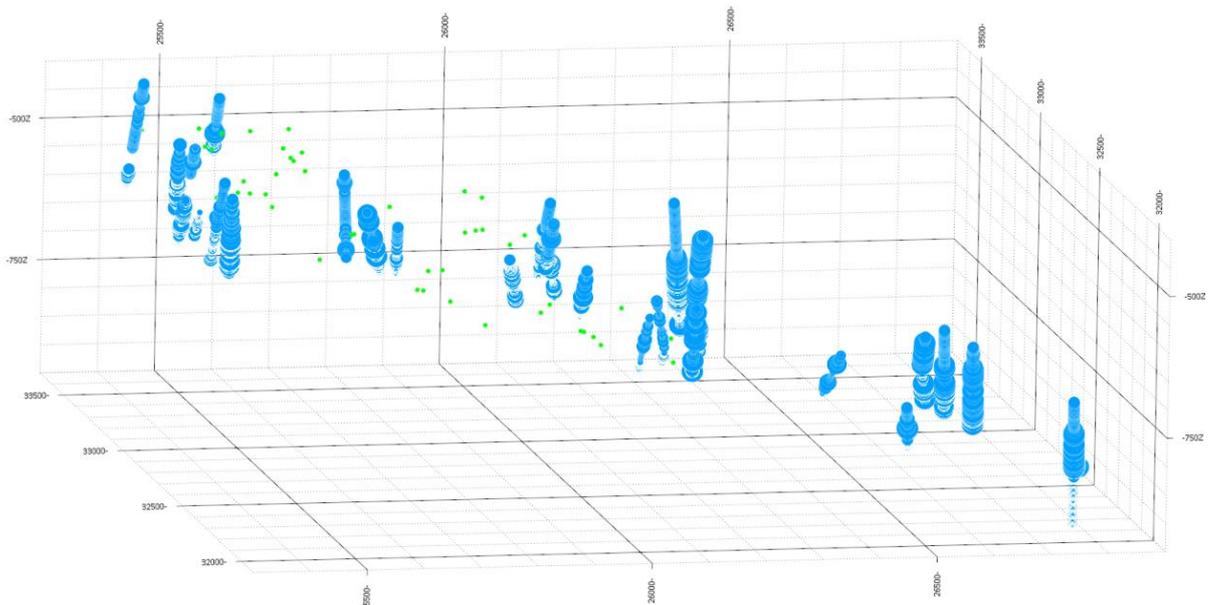


Рисунок 2.29 - Геотехническая скважина с рассчитанными данными Q, где размер точки отражает величину параметра Q (скважина ГТ-101ВН)

Расположение данных картирования и геотехнического описания в поле рудника «Октябрьский» представлено на рисунке 2.30, содержание базы геотехнических данных представлено на рисунке 2.31.



- - данные геотехнического бурения
- - данные картирования

Рисунок 2.30 - Расположение геотехнических данных в поле рудника «Октябрьский»

	BHID_NAME	FROM	TO	Длина, м	Сокращенная литология скальных пород	RQD	JN	JR	JA	Qprime	Q
7308	ПТ-101BB	0.000	0.120	0.120	BET	100.000	9.000				
7309	ПТ-101BB	0.120	1.150	1.030	ORE	100.000	9.000	3.000	1	100.000	13.333
7310	ПТ-101BB	1.150	2.070	0.920	ORE	100.000	9.000	3.000	4	25.000	3.333
7311	ПТ-101BB	2.070	2.150	0.080	ORE	10.000	9.000	4.000	1	80.000	1.778
7312	ПТ-101BB	2.150	2.750	0.600	GD-V	88.000	9.000	2.000	4	14.667	1.956
7313	ПТ-101BB	2.750	2.850	0.100	GD-V	100.000	9.000	4.000	1	800.000	17.778
7314	ПТ-101BB	2.850	3.070	0.220	ORE	100.000	9.000	4.000	1	800.000	17.778
7315	ПТ-101BB	3.070	3.470	0.400	GD-V	80.000	9.000	2.000	4	20.000	1.778
7316	ПТ-101BB	3.470	4.260	0.790	GD-V	91.000	9.000	2.000	4	45.500	2.022
7317	ПТ-101BB	4.260	5.310	1.050	GD-V	96.000	9.000	2.000	4	24.000	2.133

Рисунок 2.31 - Содержание базы геотехнических данных по результатам расчета рейтинговых параметров (ПО Micromine)

2.4 Геомеханические особенности массива горных пород Талнахского рудного узла

Согласно рабочей гипотезе нарушенность вкрапленных руд является одним из важнейших факторов, влияющих на коэффициент разубоживания, ранее на основании данных картирования горных выработок и данных геотехнического бурения получена количественная оценка нарушенности, подтверждающая выдвинутый тезис.

Природа нарушенности, в контексте решаемой проблемы, является важным фактором поскольку напрямую влияет на дальнейшие рекомендации.

Известно, что вкрапленные руды подработаны сплошными сульфидными рудами, системой разработки с закладкой выработанного пространства, это могло привести к образованию новых техногенных трещин и к раскрытию уже имеющихся залеченных трещин.

Нарушенность вкрапленных руд может быть обусловлена следующими факторами:

1. Техногенные факторы (подработка, незаложенные пустоты, недозаклад);
2. Природные факторы (влияние тектонических процессов, вторичных изменений).

Для ответа на поставленный вопрос необходимо сопоставить вкрапленные руды в подработанном и не подработанном состоянии. Существующие геотехнические скважины не охватывают часть вкрапленных руд на руднике «Октябрьский», находящихся за пределами подработки. Известно, что рудник «Октябрьский» является частью Октябрьского месторождения, в пределах которого, эксплуатируются руды Норильского типа, к сравнению приняты данные с шахты «Глубокой», где вкрапленные руды находятся в не подработанном состоянии.

Предполагается, что признаком техногенной трещиноватости, ввиду малого возраста образования (30-36 лет, период ведения очистных работ при отработке сплошных сульфидных руд) является открытая трещина, не имеющая литологического заполнителя.

Согласно данным геотехнического описания построены столбчатые диаграммы, сгруппированные по литологическим разностям, представляющим вкрапленные руды, включающие распределение по литологии заполнителя открытой трещины для рудника «Октябрьский» и шахты «Глубокой» (рисунок 2.32). Трещины типа JT - они же открытые трещин, встречаются как на шахте Глубокой, так и на руднике Октябрьский и имеют идентичные заполнители, наиболее часто встречающиеся серпентин,

хлорит и ангидрит. Для залеченных трещин (СJ) также серпентин, хлорит и ангидрит.

Данные заполнители, согласно шкале Мооса являются слабыми заполнителями, однако больший интерес в контексте влияния подработки на нарушенность вызывает доля открытых незалеченных трещин по вкрапленным рудами в подработанном и не подработанном состоянии [43].

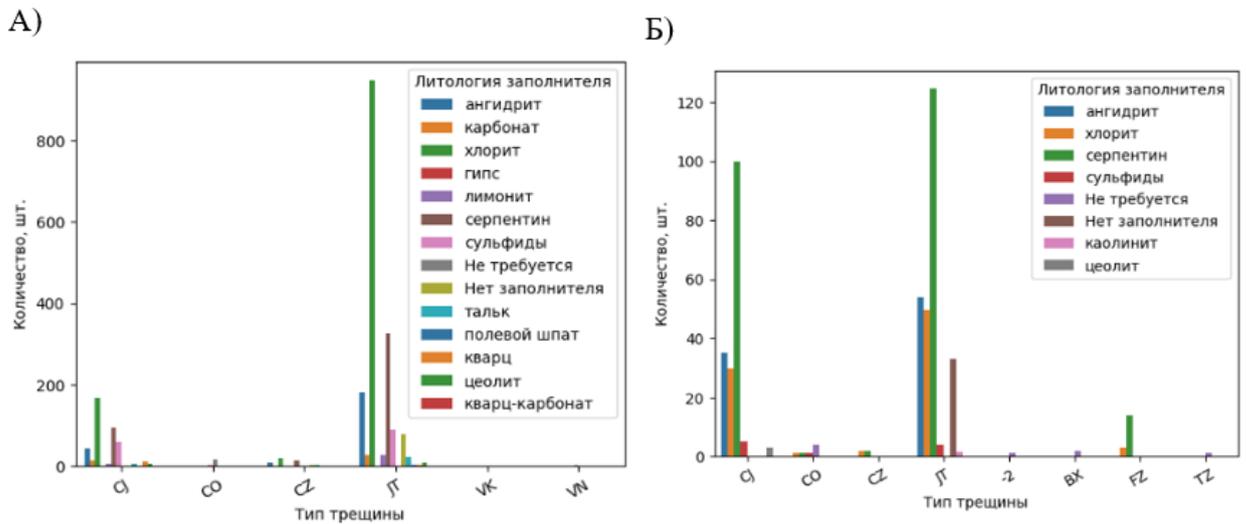


Рисунок 2.32 - Распределение литологии заполнителя по типу трещин для вкрапленных руд А) Рудник Скалистый шахта «Глубокая»(вне зоны подработки), Б) Рудника «Октябрьский» (в зоне подработки), где: CJ - залеченные трещины, JT- открытые трещины, CO -контакт, CZ - зона дробления, VN - жила, FR - зона разлома, VX - брекчирование

Результаты анализа геотехнических данных представлены в таблице 2.14, согласно полученным данным доля открытых трещин для подработанных вкрапленных руд в 2 раза выше, чем для руд, находящихся вне подработки. Таким образом, установлено, что техногенное влияние, даже несмотря на применение систем разработки с закладкой выработанного пространства, исключать нельзя, она вносит свой существенный вклад в нарушенность вкрапленных руд.

Таблица 2.14 - Сравнение доли открытых незаполненных трещин по двум случаям в подработанном и не подработанном состоянии для вкрапленных руд

Литологические разности вкрапленных руд	Доля открытых трещин без заполнителя на руднике Октябрьский в подработанном состоянии	Доля открытых трещин без заполнителя на руднике Скалистый шахта Глубокая без подработки
GD-О (габбро- долерит оливиновый)	16%	7%
GD-Р (габбро- долерит пикритовый)	19%	8%
GD-Т (габбро- долерит такситовый)	15%	4%

Образование новых техногенных трещин является не единственной проблемой, как упоминалось ранее, природные трещины имеют слабые заполнители, которые при подработке раскрываются, что также прослеживается по данным столбчатой диаграммы на рисунке 2.32. Открытые трещины имеют те же литологические заполнители, что и залеченные трещины.

Как упоминалось ранее, рудник «Октябрьский» и шахта «Глубокая» эксплуатируют одно рудное тело, что стало основной причиной сопоставление данных о нарушенности этих рудников. Важным является следующее - оба рудника расположены к западу от основного тектонического нарушения Норильско-Хараелахского разлома.

Норильско-Хараелахский разлом (далее - НХР) располагается вдоль длинной оси Хараелахской и Норильской мульды и прослеживается далее на юг за пределы Норильского района до Игарки [12,13]. Указанный разлом, возможно, был заложен еще в докембрийское время (по Гришину, Пятницкому, 1964, по Ремпелю, Пятницкому, 1967 [12]) и активно развивался на протяжении палеозоя, мезозоя, кайнозоя (по Маслову и др., 1963) [13]. Доказательством этого служит то, что в породах дотунгусского времени НХР проявлен в виде флексурообразной складки, что свидетельствует о глубинности данной структуры и ее докембрийском возрасте. Западное крыло

этой складки крутое ($30-45^\circ$), а восточное - пологое ($2-3^\circ$). Ширина складки 2-3 км. Ядро ее на юге Норильской мульды сложено породами ордовика, а на севере - курейской свитой нижнего девона. В породах туфолаковой толщи Норильской мульды разлом проявлен в виде четкого прямолинейного рва с интенсивной трещиноватостью и многочисленными оперяющимися сколами, придающими ему грабеновидный облик.

Важным с точки зрения нарушенности является тот факт, что западная часть от НХР является частью крутой складки, а восточная часть является пологой. Процесс формирования складчатых структур сопровождается для прочных пород в ряде случаев критическими деформациями с нарушением сплошности и образованию трещин разного ранга и протяженности. Расположение вкрапленных руд относительно НХР представлено на рисунках 2.33д - 2.33в. Рудник Октябрьский и шахта Глубокая расположены западнее НХР и вкрапленные руды в пределах западной части являются частью флексуорообразной складки, что, вероятнее всего, и является ключевой причиной высокой степени природной нарушенности таких руд. Что касается вкрапленных руд, расположенных с востока относительно НХР их форма контролируется стратифицированными горными породами, имеющими более выдержанную структуру и форму залегания по сравнению с западной частью.

В качестве примера, свидетельствующем о различии природной степени нарушенности, ниже приведено сопоставление фактических контуров очистных камер вкрапленных руд на руднике Октябрьский и руднике Комсомольский, часть которого расположена с востока от НХР (рисунок 2.33г, 2.33д).

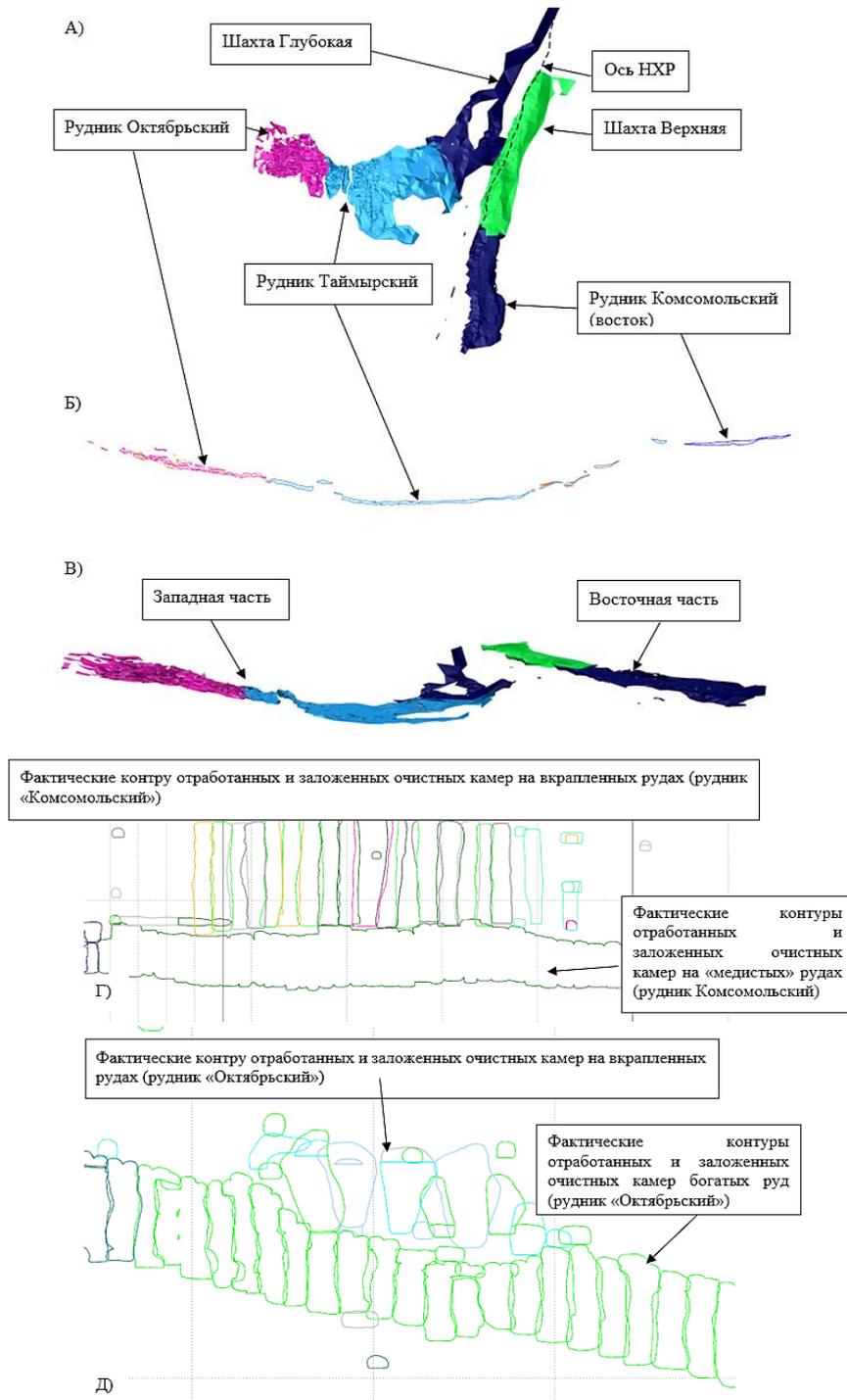


Рисунок 2.33 - Форма залегания вкрапленных руд Талнахского рудного узла:
 А) Расположение вкрапленных руд относительно Норильско-Хараелахский разлома (НХР), Б) Вертикальный разрез широтного направления по вкрапленным рудам, В) Аксонометрия вкрапленных руд с обозначением сторон относительно НХР. Сопоставление фактических контуров очистных камер на богатых и вкрапленных рудах: Г) Рудник «Комсомольский» восток, Д) Рудник «Октябрьский»

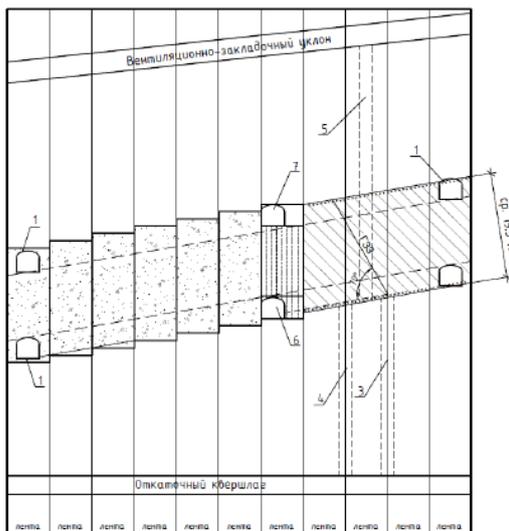
Для вкрапленных руд на обоих рудниках характерно подработанное состояние, в обоих случаях вкрапленные руды начали отрабатывать после нижележащих залежей. Отличительной чертой является следующее:

- На руднике «Комсомольский» с востока от НХР вкрапленные руды подработаны медистыми рудами в отличие от рудника «Октябрьский», где вкрапленные руды подработаны сплошными сульфидными рудами;

При сопоставлении данных маркшейдерских съемок с этих рудников (рисунок 2.33 г, д) наблюдается разница в состоянии очистных камер, на руднике «Комсомольский» вкрапленные руды имеют выдержанные контуры по всей величине очистной камеры, в отличие от вкрапленных руд на руднике «Октябрьский».

Стоит отметить, что при ведении очистных работ на вкрапленных рудах на руднике «Комсомольский» также используется камерная система разработки с закладкой выработанного пространства, однако есть отличие в расположении очистных скважин. На руднике «Октябрьский» очистные скважины имеют веерное расположение, когда на руднике «Комсомольский» (восточная часть от НХР) расположение скважин параллельное (рисунок 2.34).

А)



Б)

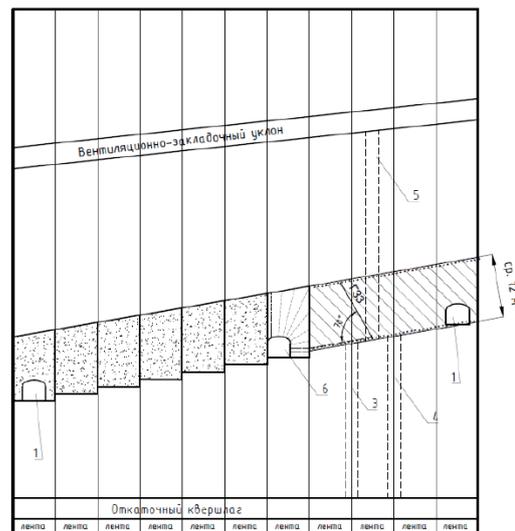


Рисунок 2.34 - А) Камерная система разработки с очистными скважинами с параллельным расположением б) Камерная система разработки с веерным расположением очистных скважин

Таким образом, становится ясно, что именно комплексное влияние техногенных (подработка) и природных факторов определяет состояние вкрапленных руд на руднике «Октябрьский».

Промежуточным результатом является следующее:

1. Вкрапленные руды на руднике «Октябрьский» имеют высокую нарушенность, согласно данным картирования и геотехнического описания керна;
2. Наруженность вкрапленных руд определяется комплексным влиянием техногенных и природных факторов;
3. Вкрапленные руды в зоне подработки более нарушены, чем вне зоны подработки;

2.5 Оценка величины зоны повышенной трещиноватости по данным сейсмомониторинга на руднике «Октябрьский»

На руднике Октябрьский расположено 13 сеймопавильонов (рисунок 2.35), которые в непрерывном режиме консолидируют и обрабатывают данные сейсмособытий. Результатом процесса обработки данных является позиционирование (локализация) события в пространстве и в зависимости от продолжительности рассчитывается энергия события [27].

Идея применения данных микросейсмического мониторинга заключается в том, что сейсмособытие является источником образования свободных поверхностей в массиве, что потенциально можно рассматривать как образование новой трещины или раскрытие уже имеющихся залеченных трещин.

Определение зоны распространения сейсмособытий позволит сделать предположение о зоне влияния очистных работ на основе эмпирических данных [27].

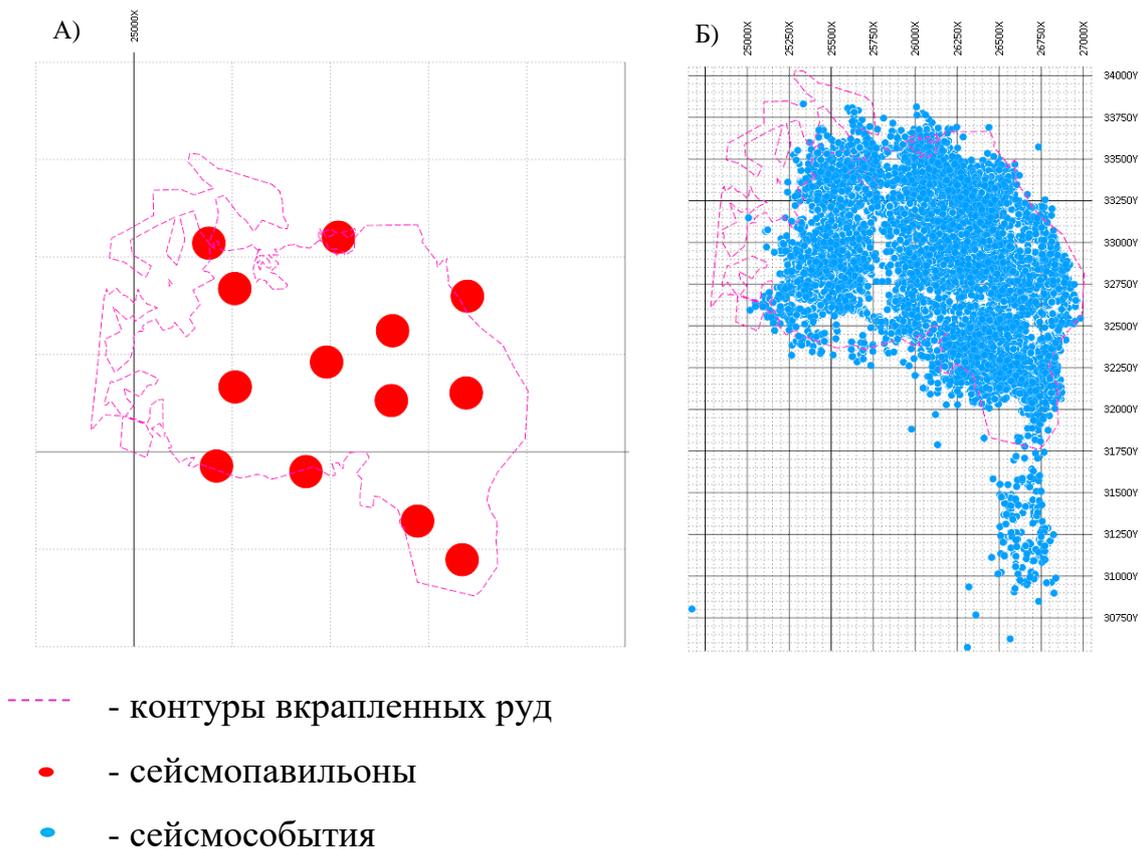


Рисунок 2.35 - А) Расположение сеймопавильонов на руднике «Октябрьский», Б) Сейсмособытия на руднике «Октябрьский» начиная с 2010 года

Алгоритм использования данных сейсмособытий включает в себя следующие действия:

1. Определение наиболее подходящего отработанного участка руды на руднике «Октябрьский»;
2. Отбор сейсмособытий в пределах выбранного участка руды;
3. Расчет расстояния от сейсмособытия до кровли рудного тела;
4. Расчет вертикальной мощности рассматриваемого рудного тела в тех же координатах X и Y, что и сейсмособытия;
5. Сопоставление данных о вертикальной мощности рудного тела с данным о расстоянии между сейсмособытием и кровлей рудного тела;
6. Определение зависимости между вертикальной мощностью рудного тела и величиной распространения сейсмособытия.

Первым шагом определен отработанный участок руд и сейсмособытия в аналогичный период времени (рисунок 2.36 а). Далее фильтруются точки, находящиеся в кровле рудного тела, и выполняются соответствующие расчет по пунктам 3-5 (рисунок 2.36 б).

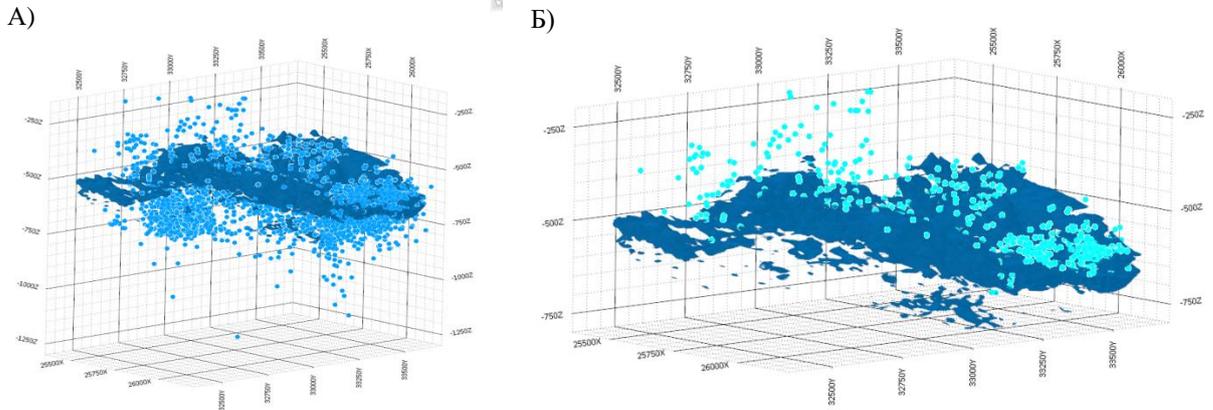


Рисунок 2.36 - Зафиксированные сейсмособытия на отработанном участке рудника «Октябрьский» А) Все сейсмособытия, Б) Сейсмособытия расположенные строго в кровле отработанного участка

После обработки данных осталось 685 сейсмособытий, а распределение величины расстояния между сейсмособытием и кровлей рудного тела представлено в виде гистограммы на рисунке 2.37.

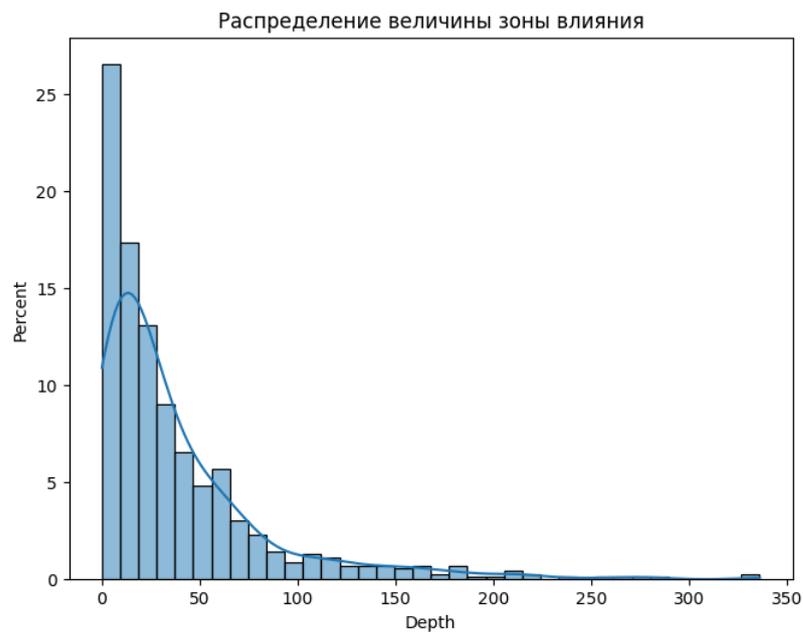


Рисунок 2.37 - Распределение размеров зоны повышенной трещиноватости
Сводный статистический расчет по данным величины расстояний от кровли рудного тела до сейсмособытия представлен в таблице 2.15.

Таблица 2.15 - Сводная статистика по размеру распространения зоны повышенной трещиноватости

	Расстояние от кровли р.т. до сейсмособытия
Количество сейсмособытий	685,00
Среднее значение	38,82
Стандартное отклонение	47,83
Мин.	0,00
25%	8,70
50%	22,20
75%	51,00
Макс.	335,90
IQR (межквартильный размах)	42,30
Граница выбросов	114,45

Сводная статистика с учетом межквартильного размаха показывает, что среднее значение распространения сейсмособытий в кровле рудного тела составляет 39 м., медианное значение составляет 22,2 м., форма гистограммы (рисунок 2.37) свидетельствует о логнормальном характере распределения. Максимальное значение 335 м является выбросом, характерным для участков массива с тектоническими нарушениями, для зон, находящихся вне зоны влияния тектонических нарушений, можно считать значения в пределах межквартильного размаха [27].

Исследование показало, что существует связь между вертикальной мощностью извлекаемого рудного тела и размером распространения зоны повышенной трещиноватости.

Результат работы предложенного алгоритма представлен на рисунке 2.38, в виде графика. На графике отражены 3 кривые, описывающие зависимость распространения размеров зоны повышенной трещиноватости от вертикальной мощности рудного тела: синяя кривая - среднее значение размера зоны распространения трещиноватости от мощности рудного тела, красная кривая - медианное значение размера зоны распространения трещиноватости от мощности рудного тела, зеленая кривая - консервативный вариант, базирующийся на медианной кривой (красная), но приведенный к виду горизонтальной прямой в пределах мощности рудного тела от 5 до 25 м.

Для построения границ зоны влияния была принята консервативная кривая, описанная полиномом 4-го порядка [27] (5).

$$y = 6 \cdot 10^{-5} \cdot m_{рт}^4 - 0,0037 \cdot m_{рт}^3 + 0,0792 \cdot m_{рт}^2 - 0,67 \cdot m_{рт} + 21,84 \quad (5)$$

где $m_{рт}$ - мощность рудного тела, м,

y - величина зоны повышенной трещиноватости, м.

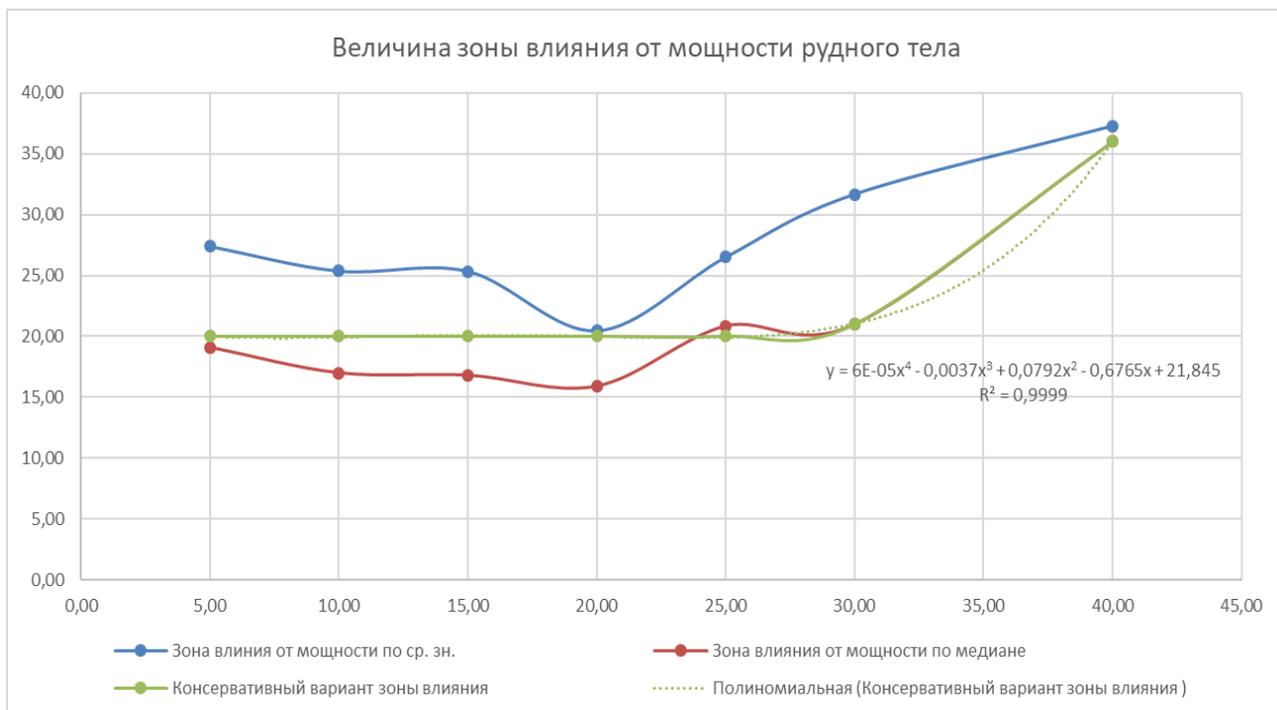


Рисунок 2.38 - График зависимости величины зоны влияния от мощности [27]

Данные на основании которых построены зависимости представлены в таблице 2.16. Границей прогноза можно считать величину 40 метров, поскольку выборки для мощностей рудного тела больше 40 являются не представительными. Целесообразно применять данную зависимость при минимальной мощности рудного тела 5 метров. Желтым отмечены строки, соответствующие среднему и медианному значению зоны влияния, красным отмечены мощности, для которых выборка не представительна (количество данных меньше 30). Графическое представление данных отражено на рисунке 2.39 в виде гистограмм, как и ранее данные имеют вид нормального распределения с правосторонней асимметрией.

Таблица 2.16 - Статистический анализ данных о величине зоны распространения сейсмособытия для различных величин вертикальных мощностей рудного тела

	Мощность до 5 м.	Мощность от 5 до 10 м.	Мощность от 10 до 15 м.	Мощность от 15 до 20 м.	Мощность от 20 до 25 м.	Мощность от 25 до 30 м.	Мощность от 30 до 40 м.	Мощность от 40 до 50 м.	Мощность от 50 до 60 м.	Мощность от 60 до 80 м.
Количество сейсмособытий	199,00	96	61	38	50	65	82	23	13	6
Ср. знач.	27,38	25,35	25,33	20,47	26,50	31,66	37,25	24,41	26,81	23,37
Ст. отклонение	25,93	25,22	25,25	18,95	21,72	29,55	25,89	20,60	30,32	30,87
Мин.	0,00	0,00	0,30	0,50	0,10	0,20	0,30	1,20	0,90	3,20
25%	7,05	8,57	5,90	4,47	11,38	8,10	16,25	6,45	2,30	5,53
50%	19,10	17,00	16,80	15,90	20,85	21,00	36,00	23,20	10,30	13,00
75%	41,65	34,93	36,20	29,67	30,77	49,70	59,32	36,70	56,50	20,78
Макс.	111,40	108,20	108,30	69,90	93,30	113,20	112,10	81,60	83,00	84,60

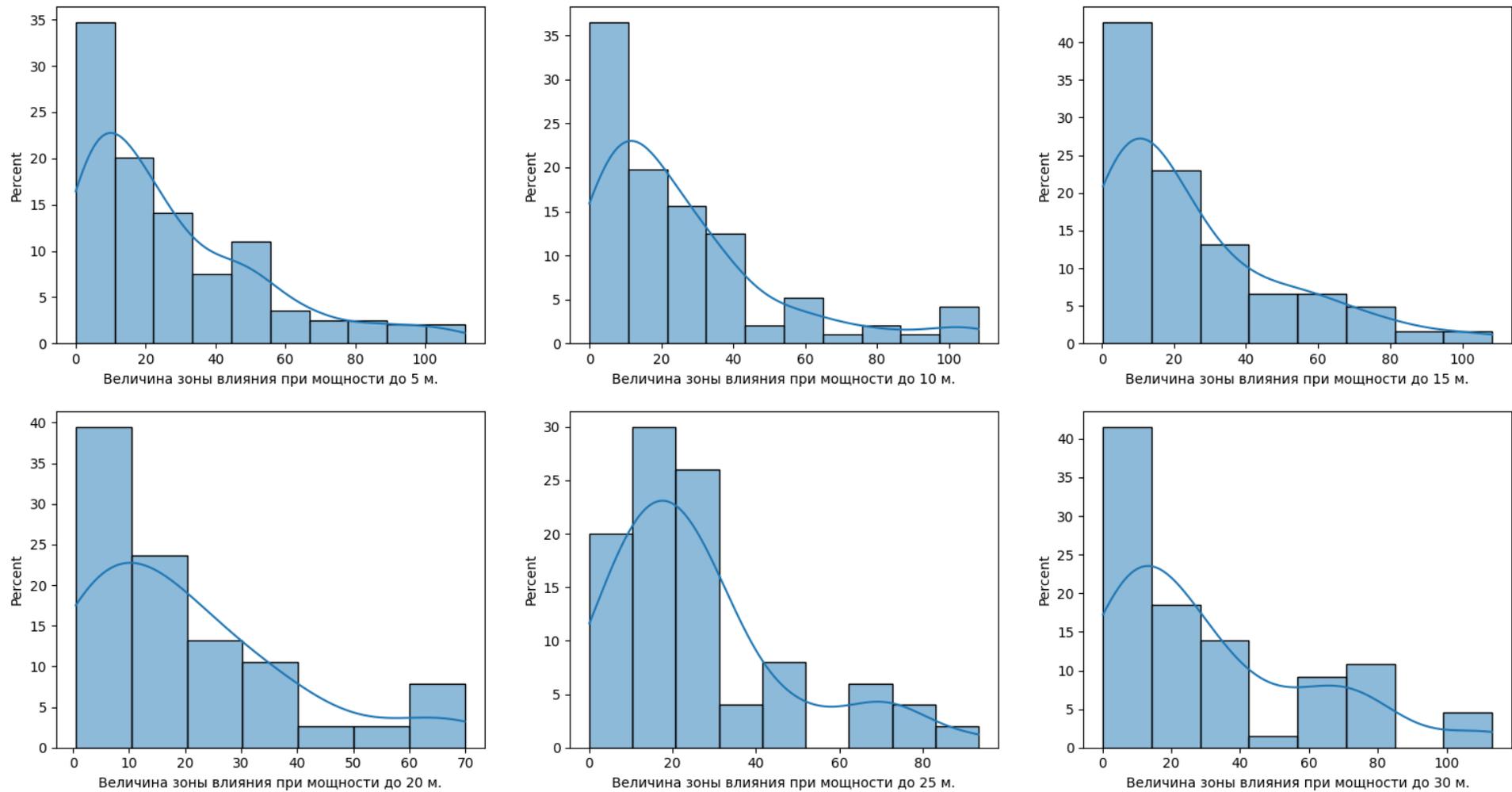


Рисунок 2.39 - Гистограммы распределения размеров зоны распространения повышенной трещиноватости для разных вертикальных мощностей рудного тела

Согласно полученной зависимости, размер зоны распространения зоны повышенной трещиноватости для рудных тел вертикальная мощность которых находится в пределах от 5 до 25 м имеет схожую величину и находится на уровне 20 м. Далее при увеличении вертикальной мощности до 30 м. и выше происходит резкое увеличение расстояния между кровлей рудного тела и сейсмособытием.

Отсутствие резкого или значительного изменения величины расстояния от кровли рудного тела и сейсмособытием для мощности рудного тела до 25 м, объясняется тем, что на сегодняшний день предельной мощностью рудного тела, которое обрабатывается одной камерой на всю величину является 25 м, при увеличении мощности происходит изменением технологии, выемка таких рудных тел осуществляется с разделением на подступы или подэтажи, где высота камеры не должна превышать 25 м [88,59].

Предположение о том, что сейсмособытие сопровождается образованием новой трещины или раскрытием залеченной трещины в контексте полученных зависимостей позволяет утверждать следующее:

1. Полученные зависимости можно использовать в качестве ориентировочной величины зоны распространения, повышенной трещиноватости в кровле рудного тела;

2. При отработке рудного тела одной камерой на всю величину имеет меньшую зону распространения повышенной трещиноватости и во многом зависит от величины незаложенных пустот;

3. При переходе к подэтажной подготовке и отработке рудного тела величина зоны распространения повышенной трещиноватости увеличивается, что прослеживается по полученным зависимостям, это обусловлено увеличением как величины незаложенных пустот, так и порядком отработки.

Промежуточным результатом является следующее:

1. Полученные зависимости позволяют определить границу повышенной зоны трещиноватости от отработанного участка руды в схожих горно-геологических условиях.

Следующие задачи:

1. Определение границы повышенной трещиноватости в кровле отработанных сплошных сульфидных руд на руднике «Октябрьский»;
2. Верификация полученных границ путем сопоставления данных геотехнического бурения в зоне повышенной трещиноватости и вне зоны повышенной трещиноватости для вкрапленных руд на руднике «Октябрьский».

2.5.1 Определение границ зоны повышенной трещиноватости от отработки сплошных сульфидных руд

Полученная зависимость (4) позволяет определить границы зоны повышенной трещиноватости от отработанных сплошных сульфидных руд. Для этого используются следующие данные:

1. Маркшейдерские данные о фактическом положении очистных работ по сплошным сульфидным рудам;
2. Данные о вертикальной мощности отработанных очистных камер, пройденных по сплошным сульфидным рудам;
3. Установленная зависимость (рисунок 2.38).

Определение границ зоны трещиноватости является пространственной задачей и соответственно требует применения методов интерполяции. Граница трещиноватости будет являться поверхностью, находящейся над кровлей отработанных сплошных сульфидных руд.

При построении поверхности необходимо учитывать специфику методов интерполяции, в качестве основных методов следует перечислить: метод минимальной кривизны и гауссова модель кригинга [6,13,100,102].

Отличительной чертой данных методов является исходный материал необходимый для применения этих методов [103].

Для применения гауссовой модели кригинга необходимо построение экспериментальной вариограммы, входными данными для которой являются рассчитанные по формуле (4) величины зоны повышенной трещиноватости. Для метода минимальной кривизны нет необходимости выполнять

дополнительные расчеты, однако данный метод чувствителен к плотности исходных данных (насколько близко или далеко точки находятся друг от друга) [29,50,60].

Результаты работы методов представлены на рисунке 2.40. На рисунке 2.40 А реализован метод минимальной кривизны, на рисунке 2.40 Б, В реализована гауссова модель кригинга и экспериментальная вариограмма. Очевидна разница между двумя методами при одинаковых исходных данных. Как и упоминалось ранее, метод минимальной кривизны точно описывает исходные данные, что приводит к неравномерной поверхности с множеством пиковых значений. Когда гауссова модель кригинга имеет более гладкую форму, но в некоторых местах игнорирует пиковые значения.

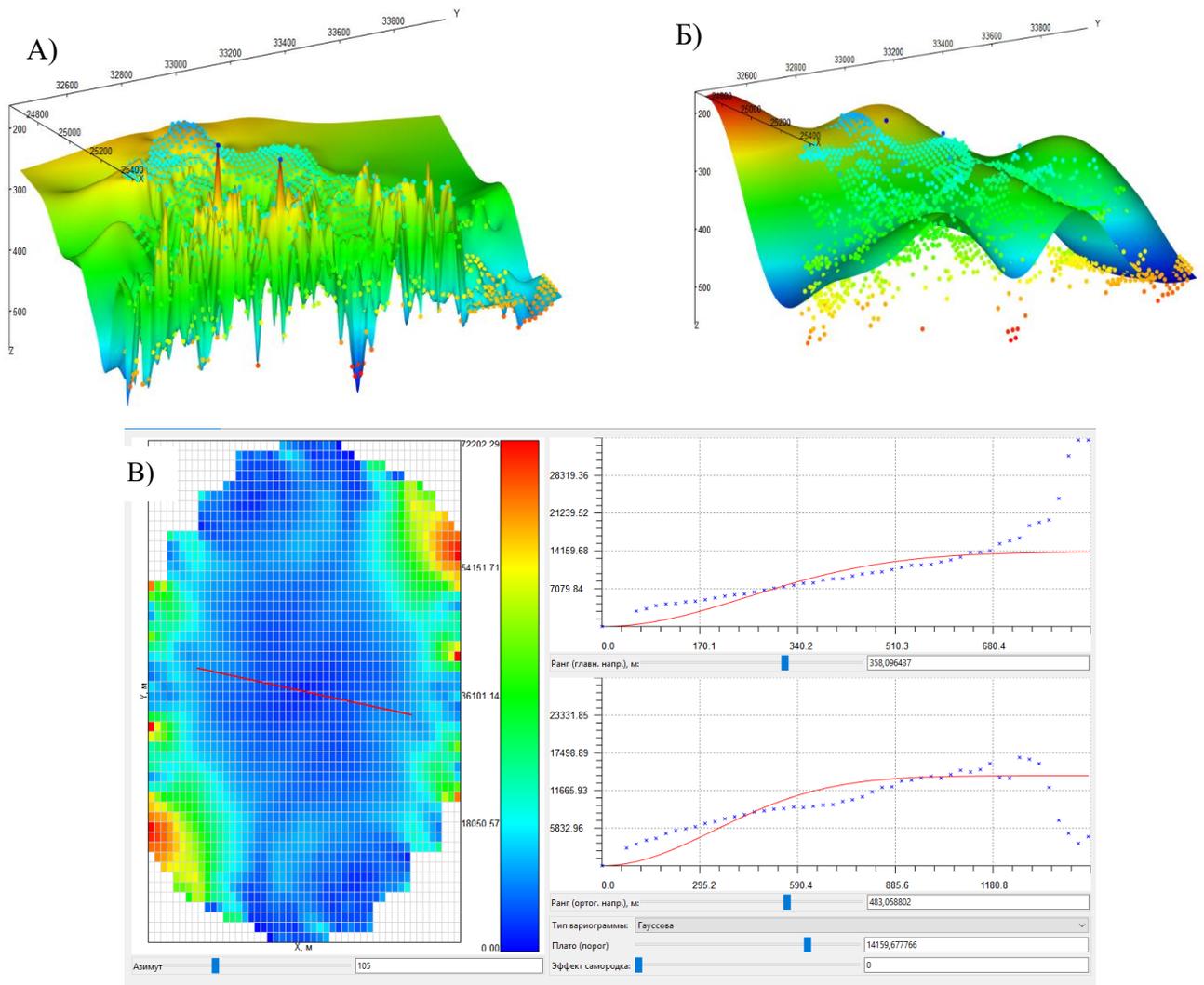


Рисунок 2.40 - А) Метод минимальной кривизны, Б) Гауссова модель кригинга, В) Экспериментальная вариограмма

Декластеризация данных позволяет решить проблему, связанную с высокой изменчивостью параметра величины зоны влияния. Для реализации алгоритма декластеризации написана программа на языке Python, позволяющая снизить плотность данных по выбранной сетке данных (рисунок 2.41).

```
def main(a):
    df1 = pd.read_excel(a, sheet_name="Лист1", index_col=0)
    # df = df1[df1["Рудник "] != "Октябрьский"]
    # print(df)
    X = df["координата Y"].to_list()
    Y = df["координата X"].to_list()
    Z = df["координата Z"].to_list()
    x_step, y_step, hight, width = block_size(X, Y)
    # print(y_step)
    sequence_area(X, Y, x_step, y_step, hight, width, Z, a)
def block_size(X, Y):
    x_min0 = int(min(X))
    y_min0 = int(min(Y))
    x_max0 = int(max(X))
    y_max0 = int(max(Y))
    # print(x_min0, y_min0, x_max0, y_max0)
    x_step = []
    y_step = []
    hight = 200
    width = 200
    count_sectors = ((y_max0 - y_min0)/hight) * ((x_max0 - x_min0)/width)
    for i in range(x_min0, x_max0+1, hight):
        for j in range(y_min0, y_max0+1, width):
            x_step.append(j)
            y_step.append(i)
            # print(x_step, y_step)
    print(f'Количество секторов: {m.ceil(count_sectors)}')
    print(f'Размеры сетки: {hight}, {width}')
    # print(x_step, y_step)
    return x_step, y_step, hight, width
def sequence_area(X, Y, x_step, y_step, hight, width, Z, a):
    df_new = pd.DataFrame(columns=["X", "Y", "Z", "Area"])
    z_list = []
    x_list = []
    y_list = []
    area = []
    chek = {}
    count = 0
    count_final = 0
    for i in range(len(x_step)):
        # print(f'Координаты начала сектора: {x_step[i]}, {y_step[i]}')
        x_min_area = x_step[i]
        x_max_area = x_step[i]+width
        y_min_area = y_step[i]
        y_max_area = y_step[i]+hight
        # print(f'Ширина {width}, Высота {hight}')
```

Рисунок 2.41 - Часть компьютерного кода, применяемого при обработки данных (язык программирования Python)

После процесса декластеризации повторно выполнено построение поверхностей. Как и ожидалось, снижение плотности данных позволило существенно скорректировать итоговые поверхности. На рисунке ба представлены результаты интерполяции методом минимальной кривизны по исходным данным совместно с декластеризованными, снижение плотности позволило выполнить более гладкое построение поверхности без потери

качества. На рисунке 2.42 Б представлены результаты интерполяции данных методом кригинга, на вертикальном разрезе видно улучшение в сторону пиковых значений, поскольку новая поверхность находится выше предыдущей.

Для текущей задачи, предпочтение отдается варианту с методом минимальной кривизны, поскольку он является более консервативным, что предпочтительнее при решении задач геотехнологии (рисунок 2.42 В). Модель кригинга подходит для варианта, когда игнорирование пиковых значений является не критичным.

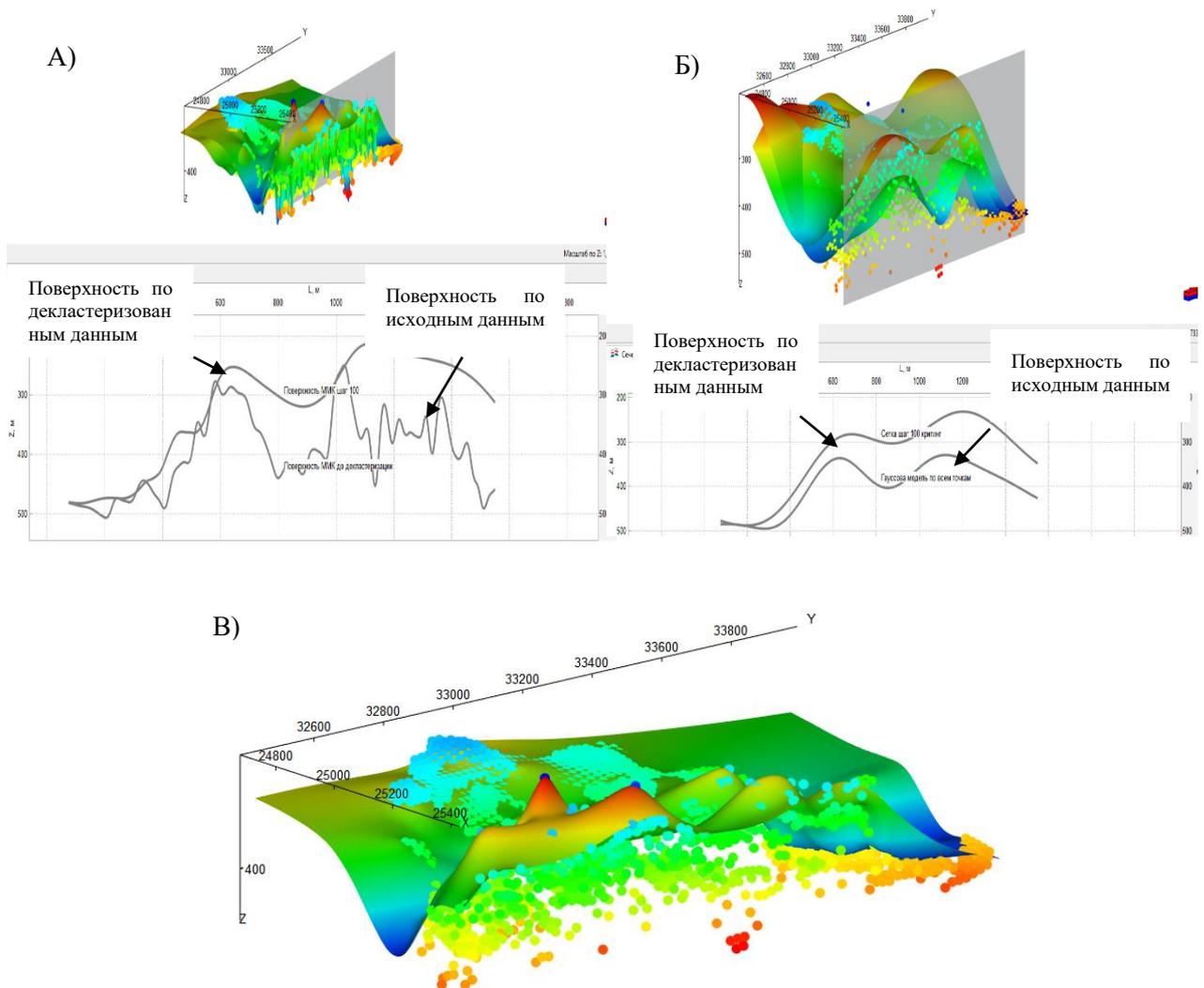


Рисунок 2.42 - А) Результат интерполяции методом минимальной кривизны по декластеризованным данным, Б) Гауссова модель по декластеризованным данным, В) Итоговая модель поверхности

Апробация алгоритма, описанного выше, выполнена на неотработанном западном участке рудника «Октябрьский». Для определения границы зоны трещиноватости над отработанным участком сплошных сульфидных руд применяется предложенный алгоритм.

Расположение фактически отработанных очистных камер, пройденных по богатым рудам представлено на рисунке 2.43.

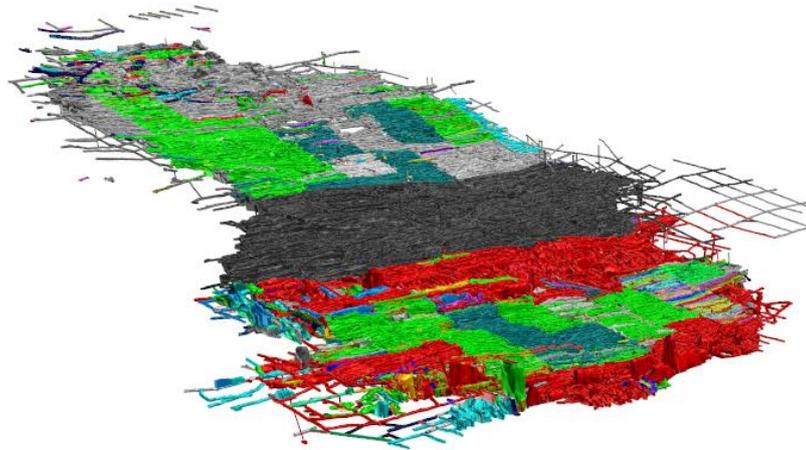


Рисунок 2.43 - Фактически отработанные очистные камеры, пройденные по богатой руде на 2023 г.

Результатом работы алгоритма изображен на рисунках 2.44, 2.45.

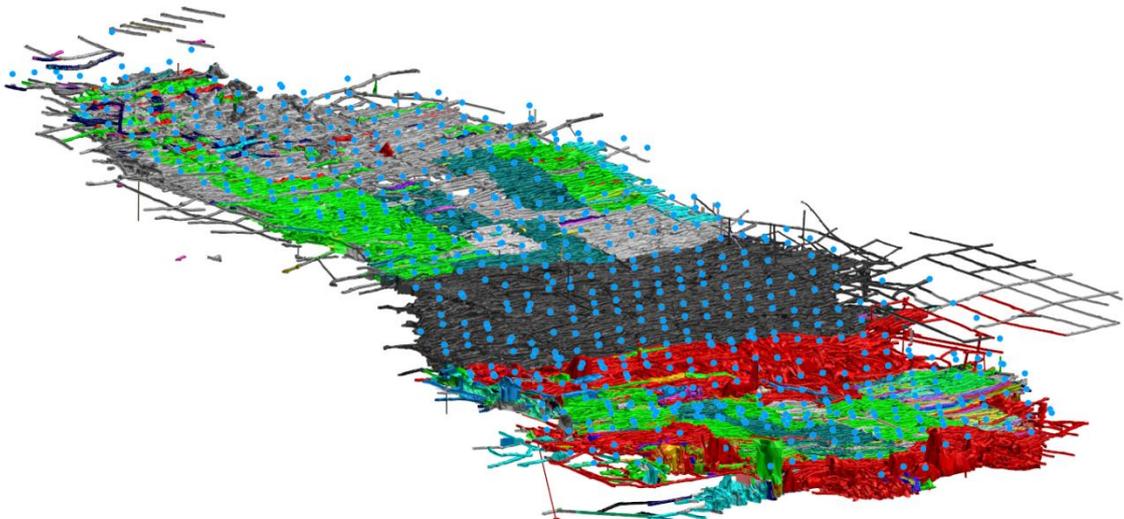


Рисунок 2.44 - Рассчитанные величины для построения границы зоны повышенной трещиноватости над отработанной богатой рудой

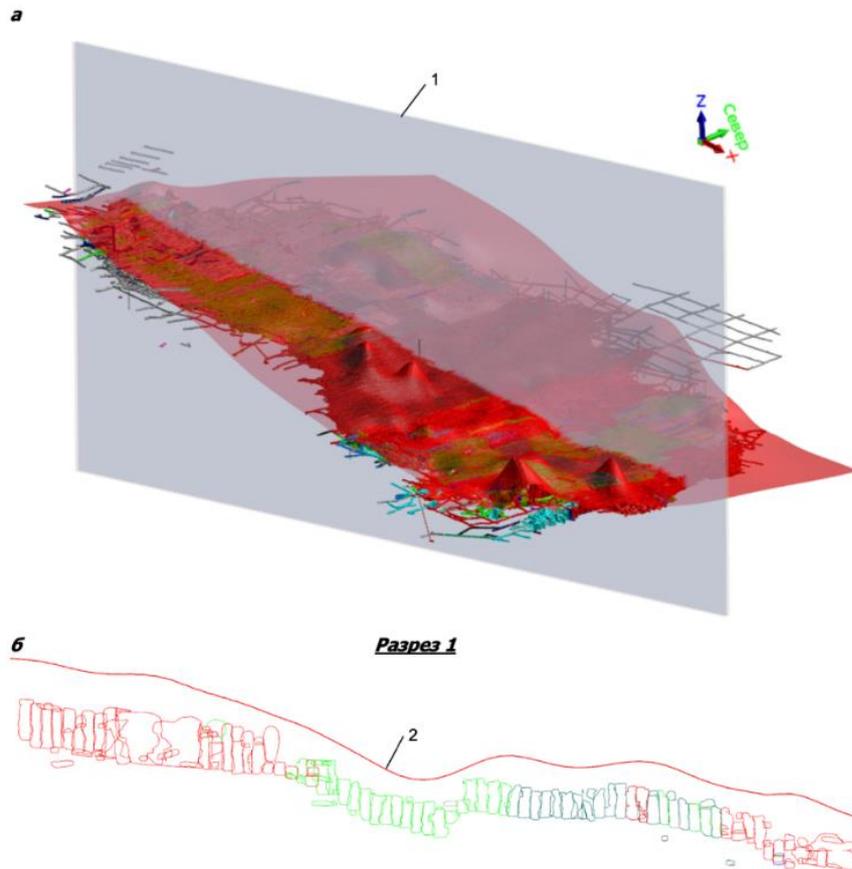


Рисунок 2.45 - Граница зоны повышенной интенсивности трещиноватости: 1 - секущая плоскость, 2 - граница зоны повышенной интенсивности трещиноватости над отработанными богатыми рудами, оконтуривающую зону повышенной интенсивности трещин [5]

Расчетные значения размеров распространения зоны повышенной трещиноватости представлено на рисунке 2.46.

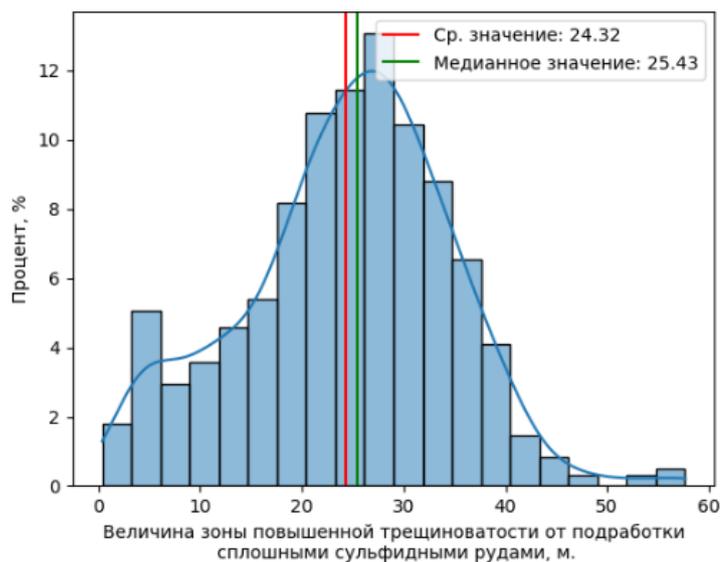


Рисунок 2.46 - Гистограмма распределения величины зоны повышенной трещиноватости над отработанной богатой рудой

Определение границы зоны повышенной трещиноватости позволяет сопоставить очистные камеры, пройденные по вкрапленной руде, для визуальной оценки состояния камер относительно, полученной границы (рисунок 2.47).

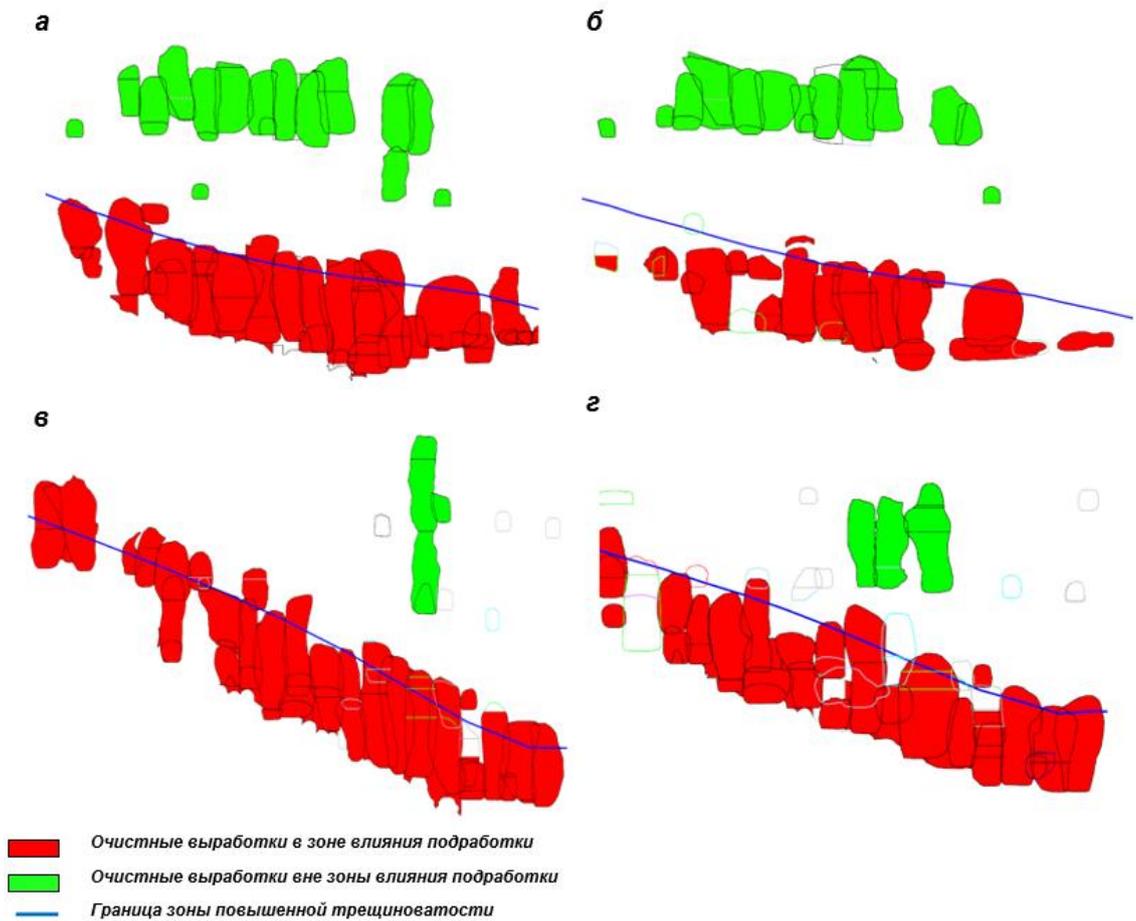


Рисунок 2.47 - Фактические контуры очистных камер, пройденных по залежам с вкрапленными рудами: а- г - характерные вертикальные разрезы, демонстрирующие разницу между очистными камерами в зоне и вне зоны интенсивной трещиноватости [20]

При сопоставлении границы зоны распространения повышенной интенсивности трещиноватости и фактических контуров отработки вкрапленных руд, видно, что очистные выработки, находящиеся в пределах влияния подработки имеют более существенные отклонения фактических контуров очистных камер в отличие от камер, находящихся за пределами влияния отработки

2.6 Выводы по главе 2

1. Результаты выполненных исследований подтвердили гипотезу [20] проф. В.П. Зубова и автора диссертации о том, что к числу основных факторов, негативно влияющих на качество добываемых вкрапленных руд, относится опережающая выемка нижерасположенных запасов богатых сульфидных руд и значительные осадки закладочного массива, создаваемого в выработанном пространстве. В подработанных залежах вкрапленных руд формируются области с повышенной частотой трещин, которые приводят к снижению устойчивости боков первичных камер и их обрушениям. Образовавшиеся при этом полости при ведении закладочных работ в первичных камерах заполняются твердеющим материалом, который обрушается буровзрывными работами при проходке вторичных (присечных) камер;

2. Вкрапленные руды рудника «Октябрьский», согласно рейтинговой методике оценки нарушенности классифицируются как: «Нарушенный массив» и «Очень нарушенный массив», медианные значения параметра Q находятся в пределах 0,85 - 1,33;

3. Увеличение коэффициента разубоживания добываемой вкрапленной руды только за счет отбойки закладочного массива при проходке вторичных (присечных) камер может достигать 12-25% и более. Верхние значения указанного диапазона изменения коэффициента разубоживания характерны для камер, в обоих боках которых находится закладочный массив, нижние - для камер один из боков которых представлен закладочным массивом, второй рудным массивом;

4. Неустойчивое состояние стенок очистных камер и объемы вывалов пород predeterminedены в основном двумя факторами: интенсивностью трещин техногенного происхождения в залежах вкрапленных руд, формируемых при их подработке; значительной высотой очистных камер (до 25м и более). С увеличением продолжительности «стояния» очистной

камеры, не заложеной твердеющими закладочными материалами, влияние указанных факторов возрастает;

5. Принимая во внимание значительную высоту очистных камер, исключить отрицательное влияние опережающей выемки сплошных богатых сульфидных руд на разубоживание вкрапленных руд реально возможно только при выполнении условия полной закладки твердеющими материалами камер, пройденных по богатым рудам, и последующей дозакладки данных камер;

6. Отрицательные последствия подработки залежей вкрапленных руд горными работами по богатым рудам проявляются в увеличении трещиноватости массива за счет формирования новых техногенных трещин и раскрытии ранее залеченных трещин. Количество открытых техногенных трещин (без литологического заполнителя) на подработанных участках более чем в 2 раза превышает значения аналогичного показателя, установленные вне зон влияния подработки;

7. По данным микросейсмического мониторинга на руднике «Октябрьский» высота распространения области повышенной интенсивности трещин, формируемых в кровле богатых руд при их отработке, зависит в основном от мощности извлекаемого рудной залежи и составляет в среднем по площади рудничного поля 24 метра.

ГЛАВА 3 ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА УСТОЙЧИВОСТЬ ОЧИСТНЫХ КАМЕР ПРИ ОТРАБОТКЕ ВКРАПЛЕННЫХ РУД

3.1 Блочная геомеханическая модель вкрапленных руд на руднике «Октябрьский»

В главе 2 описан процесс формирования базы геотехнических данных в поле рудника «Октябрьский», а также описано применение данных микросейсмического мониторинга на руднике «Октябрьский» с целью определения границы зоны, повышенной трещиноватости в кровле отработанных сплошных сульфидных руд, в кровле которых также залегают вкрапленные руды.

Наиболее распространенным инструментом работы с пространственными данными в горном деле является блочная геомеханическая модель [86,61,80]. Применением блочной геомеханической модели позволяет выполнять обоснование технологических параметров с учетом множества факторов, включая конкретное месторасположение.

Создание блочной геомеханической модели включает в себя следующие этапы:

1. Формирование базы геотехнических данных (глава 2);
2. Создание прототипа блочной модели;
3. Интерполяция геотехнических данных в блочную модель;
4. Верификация полученных результатов;

Прототип блочной модели описывает геометрию вкрапленного рудного тела на руднике «Октябрьский» (рисунок 3.1).

Размеры материнского блока равны 2x2x2 метра, текущие размеры приняты для детального описания геометрии вкрапленного рудного тела, а также геометрии очистных камер. Размеры модели определены кратно размерам очистной камеры.

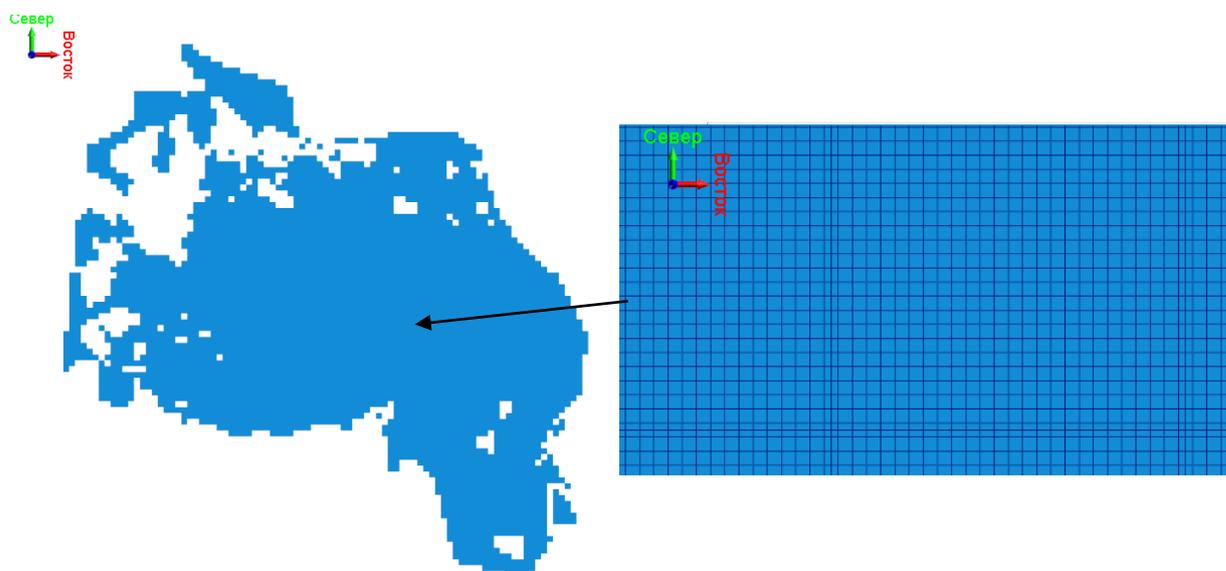


Рисунок 3.1 - Прототип блочной модели вкрапленных руд на руднике
«Октябрьский»

Создание прототипа модели включает в себя перенос данных о залегании рудного тела в модель. Процесс реализован с применением структурных трендов (внутренний инструмент ПО Micromine).

Структурный тренд - это модель обработки и отображения мониторинговых данных, одной из задач которого является выявление пространственного распределения кровли или подошвы рудных тел [6].

Применение структурного тренда на этапе интерполяции данных позволяет применить динамическую ориентацию фигуры поиска [6].

После создания прототипа модели, можно приступать к процессу интерполяции данных. Выбор метода интерполяции на этапе создания блочной геомеханической модели является важным шагом, определяющим функцию переноса значений из базы данных в пространстве: линейному, экспоненциальному, логарифмическому, степенному и т.д. (рисунок 3.2).

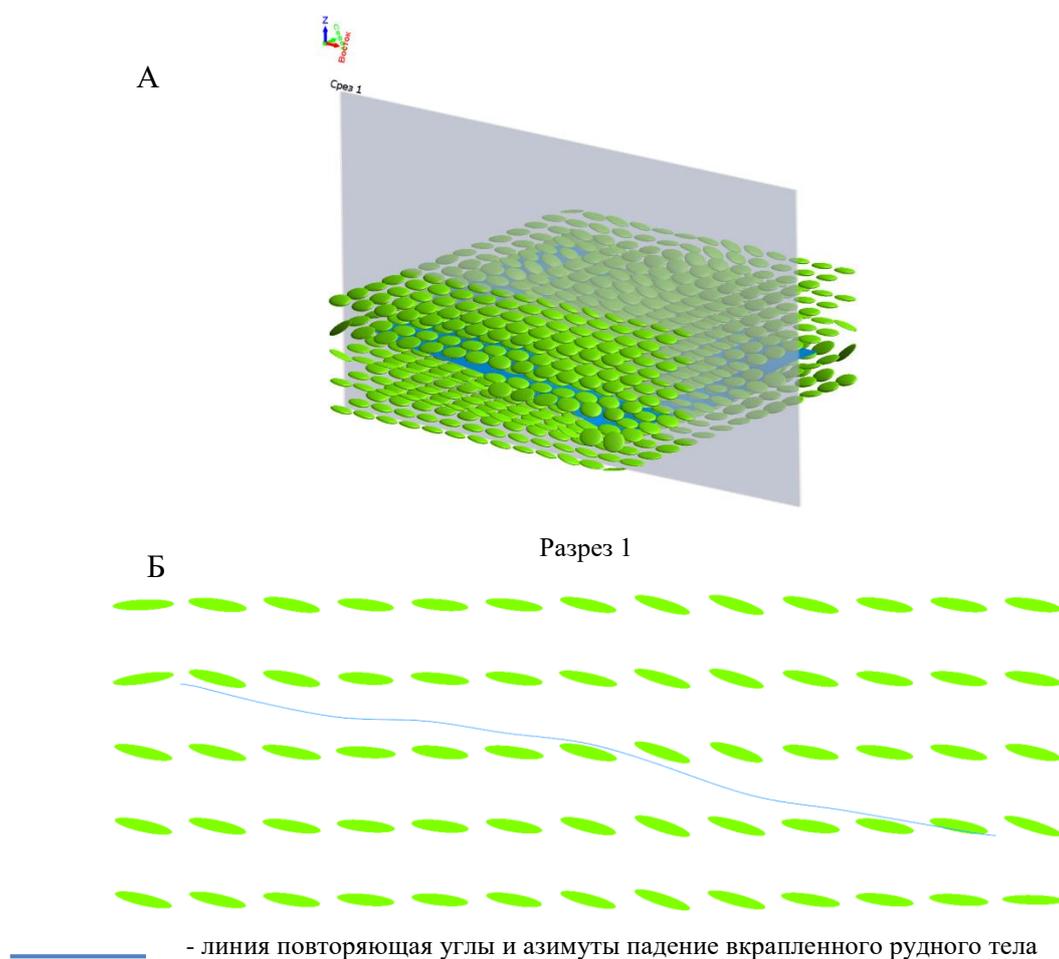


Рисунок 3.2 - Структурный тренд, описывающий падение и простирание вкрапленного рудного тела на руднике «Октябрьский»

Существует несколько подходов к анализу и обработке пространственно-распределенных данных, которые можно условно разделить на 2 группы:

- детерминистические модели (интерполяторы) - линейная интерполяция на основе триангуляции, метод обратных расстояний в степени, мульти-квадратичные уравнения и т. п. [80,81];
- геостатистика - модели, базирующиеся на статистической интерпретации данных [62,76];

Конечно, проводить четкие границы между данными подходами не следует, поскольку те или иные подходы могут быть использованы как в детерминистической формулировке, так и в геостатистической.

Современная геостатистика - это широкий спектр статистических моделей и инструментов для анализа, обработки и представления

пространственно-распределенной информации. Который может решать следующие задачи [76,18,33]:

- оценить значение в точке, где измерение не проводилось;
- нарисовать карту, построить изолинии (определить значения на плотной сетке);
- оценить ошибку интерполяционной оценки;
- оценить значение переменной, по которой мало измерений, используя значения другой коррелированной с ней переменной, по которой проведено много измерений;
- определить вероятность того, что значения наблюдаемой переменной превысят заданный уровень в интересующей нас области;
- получить набор равновероятных стохастических пространственных реализаций распределения наблюдаемой переменной.

Традиционные детерминистические методы, широко используемые для пространственной интерполяции, позволяют решать только первую и вторую задачи из приведенного выше списка.

Наиболее точным при работе с пространственными данными являются геостатистические методы интерполяции, они обладают метрикой, позволяющей выполнить оценку качества интерполяции, а также базируются на пространственной ковариации данных. Метод Кригинга, является одним из ярких представителей геостатистического подхода. Однако, для его применения к входным данным предъявляется определенное требование. Исследуемые величины должны быть стационарны.

Пространственная стационарность в строгом смысле означает, что распределения случайной величины в двух различных зонах области распределения являются идентичными [60,61,80]. Существуют общепринятые проверки и признаки, позволяющие оценить стационарность данных - это проверка данных на гомоскедастичность. Данный тест позволяет выполнить оперативную оценку, имеется ли пропорциональная связь между средним и дисперсией исследуемой величины.

В качестве исследуемой величины принят параметр Q_{prime} , характеризующий комплексную трещиноватость массива (глава 2), он же будет участвовать в расчете устойчивых параметров конструктивных элементов очистной камеры.

Источниками данных являются данные картирования и данные инженерно-геологических изысканий (геотехническое описание керна), соответственно на рисунках 3.3, 3.4 представлены результаты тестирования данных.

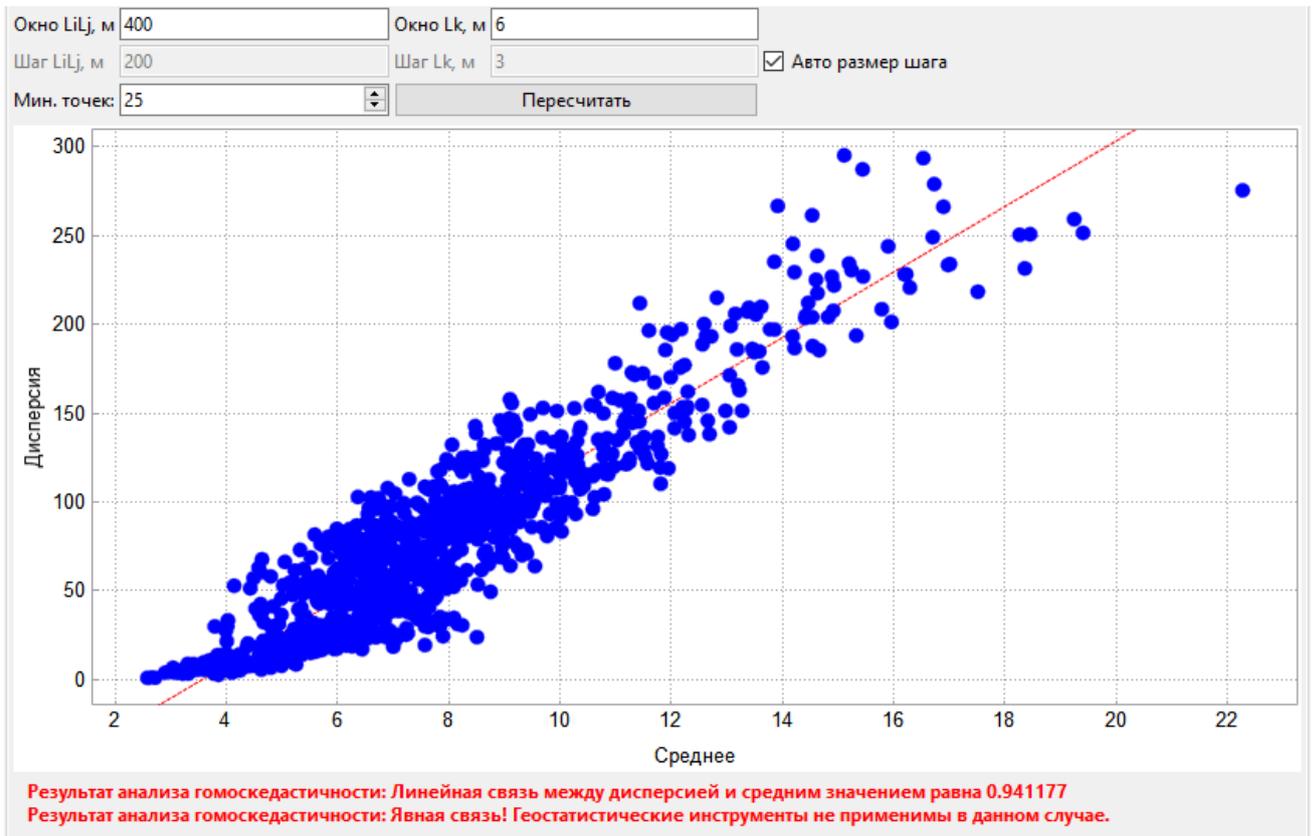


Рисунок 3.3 - Тестирование параметра Q_{prime} , по результатам геотехнического описания керна, на гомоскедастичность

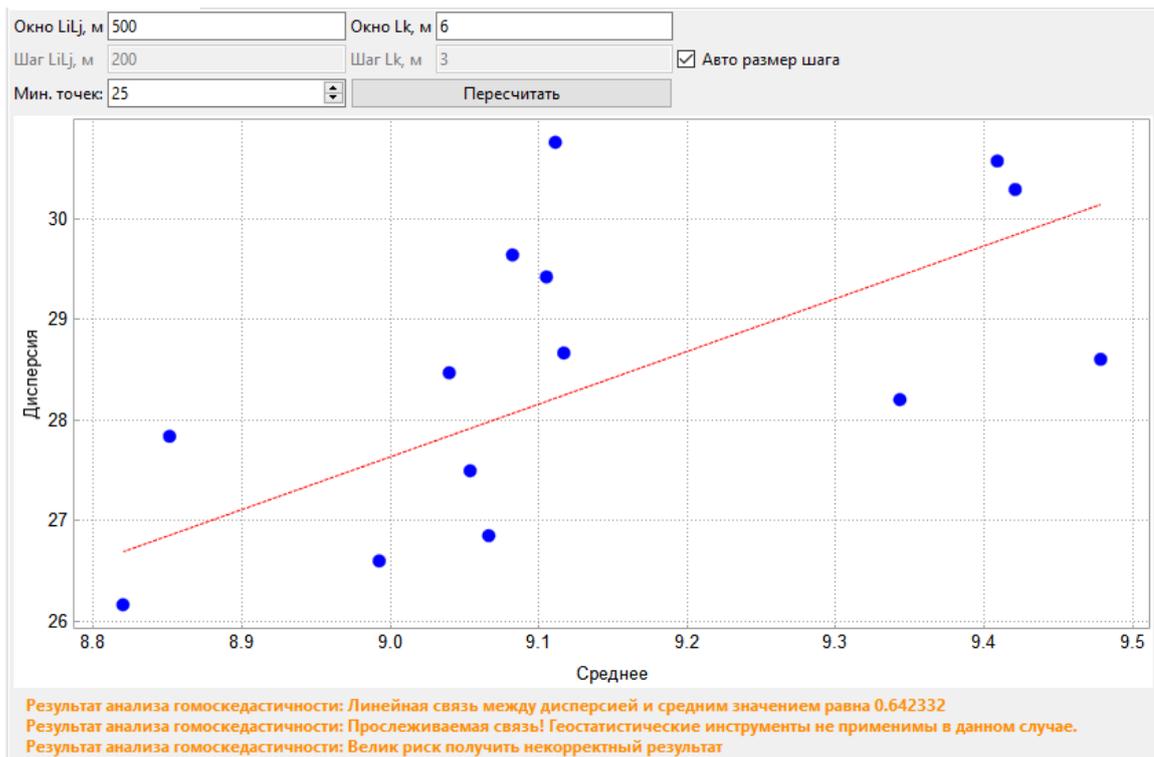


Рисунок 3.4 - Тестирование параметра Q_{prime} , по результатам картирования горных выработок, на гомоскедастичность

Данные картирования и геотехнического описания демонстрируют высокую степень линейной пропорциональности, что является первым признаком отсутствия стационарности. Это позволяет уже на этапе анализа данных отсеять инструменты геостатистики.

Ввиду высокой изменчивости данных нарушенности в пределах вкрапленных руд (коэффициент вариации $> 100\%$), классическим инструментом снижения вариативности является разбиение массива на структурные домены [93]. Для условий рудника «Октябрьский», структурные домены определены границами тектонических нарушений, всего выделено 6 структурных доменов (рисунок 3.5).

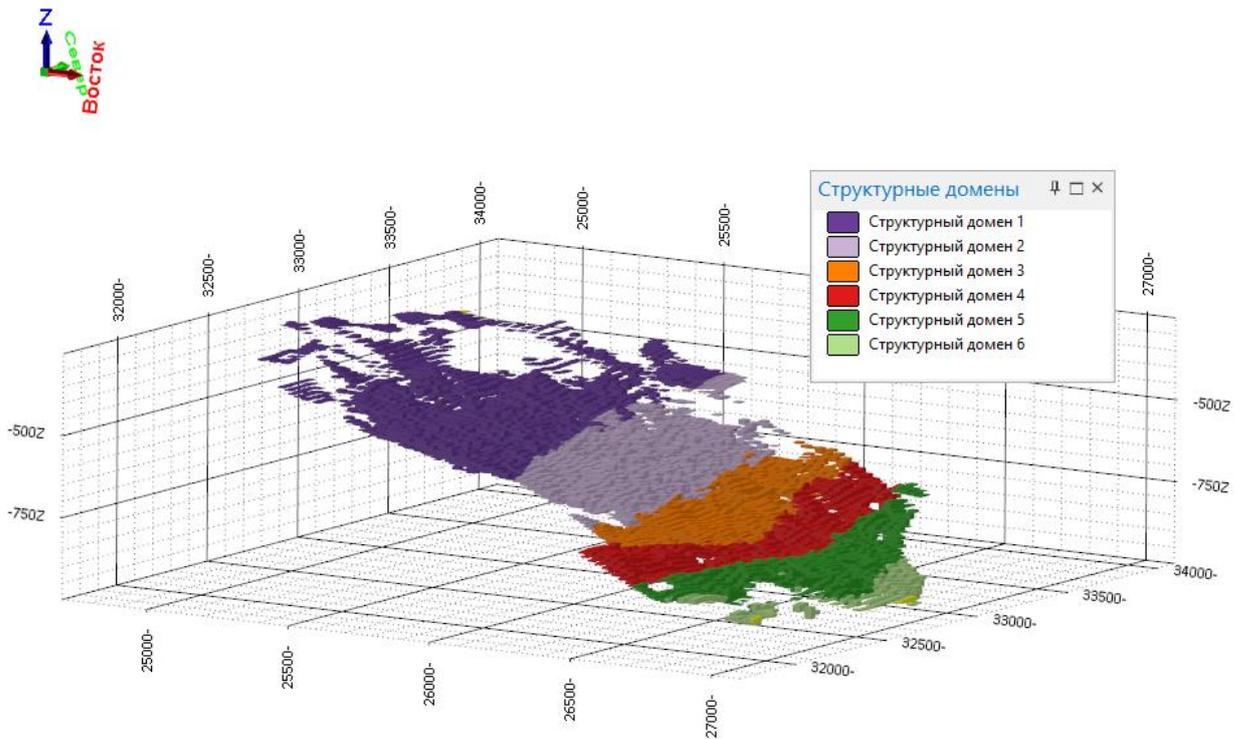


Рисунок 3.5 - Вкрапленные руды разделенные на структурные домены по границам тектонических нарушений

После разделения массива вкрапленных руд на структурные домены, выполняется процесс интерполяции данных [86]. В качестве инструментов интерполяции применяются два метода: метод обратных взвешенных расстояний и метод Амазонас [63-65].

Пример реализации работы двух методов представлен на рисунке 3.6.

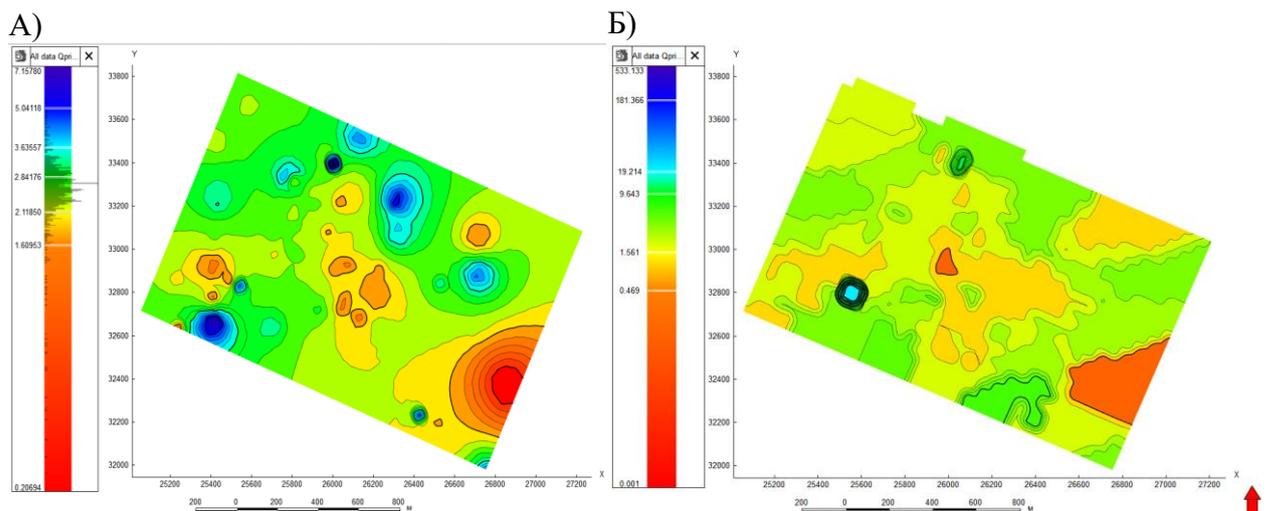
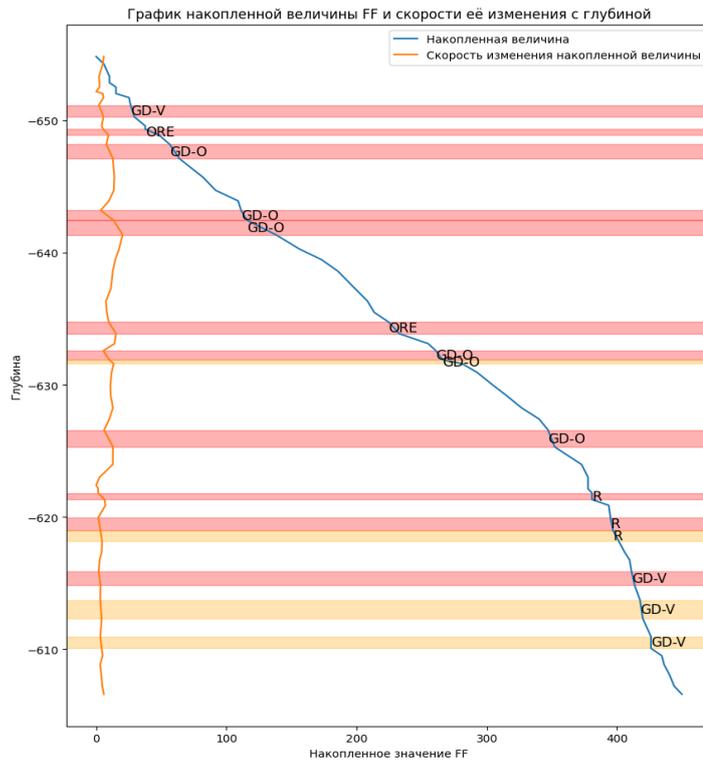


Рисунок 3.6 - Карты распределения параметр нарушенности Q_{rgime} при использовании различных методов интерполяции А) Метод обратных взвешенных расстояний Б) Метод Амазонас

Исходными данными для формирования карт распределения являются данные, полученные в результате сформированной базы данных (глава 2). Наблюдается устойчивая разница в результатах интерполяции данных, в 1 случае, когда применяется метод обратных расстояний (IDW) переход между зонами является «плавным», когда во 2 случае, при использовании метода Амазонас картина включает в себя комбинацию плавных и резких переходов, что более предпочтительно в условиях резкоизменяющихся условий нарушенности вкрапленных руд, обусловленной техногенным влиянием.

Для наглядной демонстрации высокой изменчивости трещиноватости массива вкрапленных руд на рисунке 3.7 представлено распределение параметр FF (частота трещин на метр) по стволу одной из геотехнических скважин, которая демонстрирует степень изменчивости трещиноватости в рассматриваемом массиве горных пород. Необходимо использовать не абсолютные величины, а относительное приращение накопленной величины данного показателя. Это позволит количественно описать скорость изменения (роста или снижения) интенсивности трещиноватости от интервала к интервалу, что и будет характеризовать резкое изменение трещиноватости массива.

Для решения задач геомеханики наиболее подходящим методом является метод Амазонас. Также, с целью отражения высокой степени изменчивости, используется многовариантный подход к моделированию, позволяющий получить наиболее вероятное распределение данных. Для этого в ПО «ТНавигатор» используется модуль «Адаптации».



- относительный рост трещиноватости находится в пределах от 30 до 50% относительно предыдущего интервала
- относительный рост трещиноватости больше 50%

Рисунок 3.7 - График скорости изменения накопленной величины FF

В качестве переменного параметра принят радиус поисковой фигуры, как наиболее влияющий на качество интерполяции данных [65-67]. Всего выполнено 350 итераций интерполяции, результирующие параметры модели приняты как наиболее вероятные значение по гистограмме распределения (рисунок 3.8).

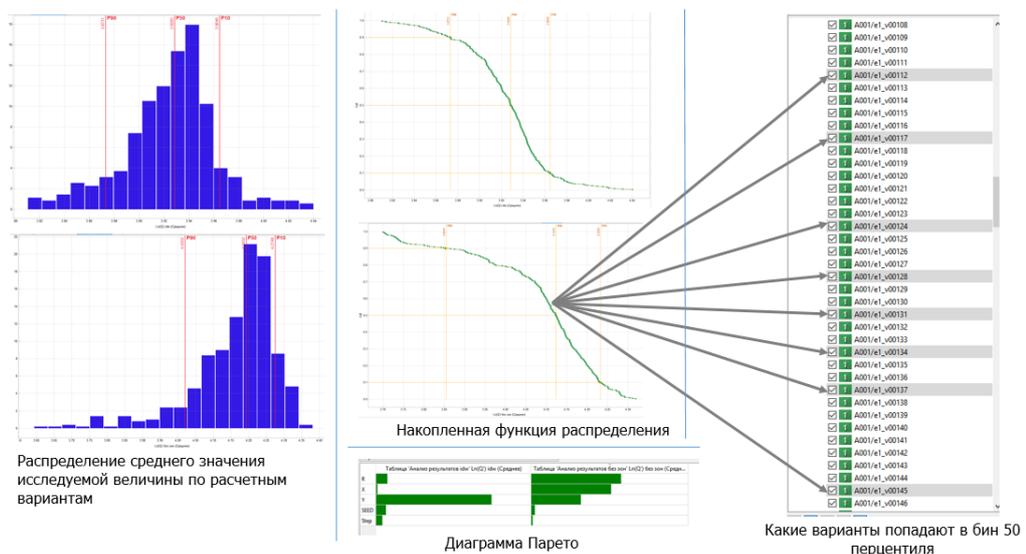


Рисунок 3.8 - Результаты многовариантного моделирования

Построенная блочная модель с установленными параметрами интерполяции представлена на рисунке 3.9. Данная блочная модель является пространственной базой данных, позволяющей иметь представление о структурной нарушенности массива горных пород в пределах данных картирования и геотехнического описания.

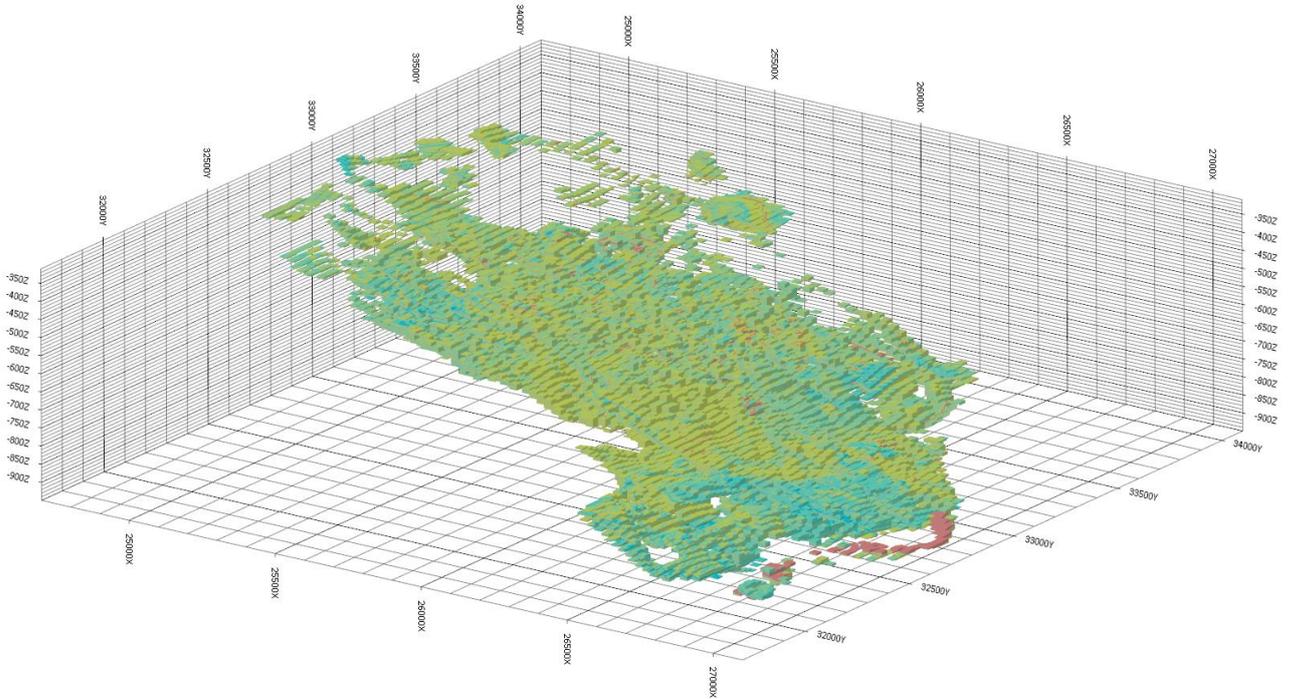


Рисунок 3.9 - Итоговая блочная геомеханическая модель вкрапленных руд на руднике «Октябрьский»

Дополнительный критерий качества результатов моделирования является визуальная проверка, данные в модели должны быть схожи с данными исходной базы данных, на рисунке 3.10 представлено визуальное сопоставление результатов интерполяции с учетом многовариантного подхода и структурного тренда.

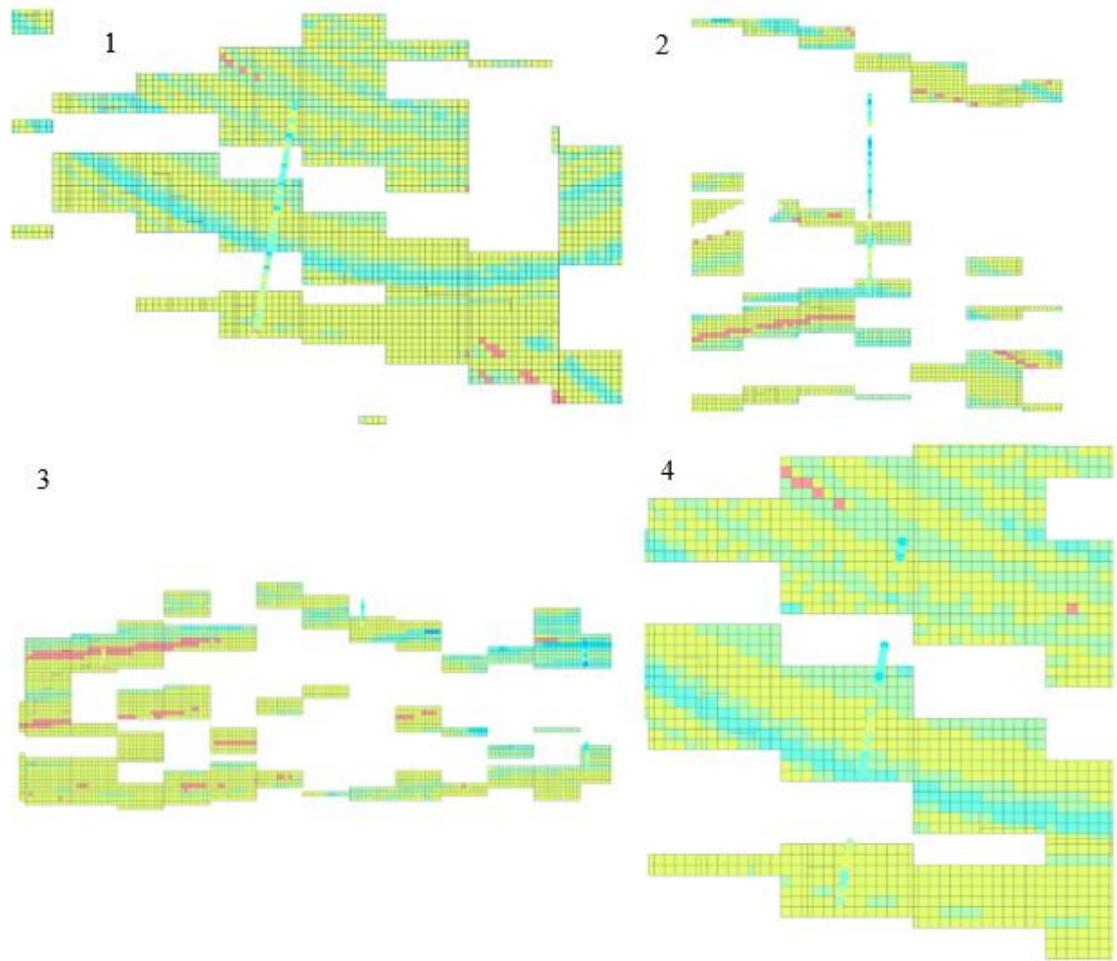


Рисунок 3.10 - Визуальная верификация результатов интерполяции данных,
1-4 – характерные разрезы для визуальной верификации

3.2 Оценка влияние высоты очистной камеры на устойчивость ее стенок

Для обоснованного принятия решения о рациональных параметрах ведения очистных работ прежде всего необходимо определиться с методами на основании которых выполняются расчеты.

В качестве исходных данных ранее получены данные о физико-механических свойствах пород (глава 2), данные геотехнического описания керна (глава 2), а также результаты маркшейдерских съемок очистных выработок за весь период отработки вкрапленных руд на руднике «Октябрьский» до 2023 г.

Полученные исходные данные являются основанием для дальнейших расчетов. Согласно принятым на предприятии стандартам [43] полученные в

результате формирования базы геотехнических данных результаты оценки комплексной трещиноватости массива вкрапленных руд, используются для обоснования конструктивных параметров очистных выработок.

Исходя из специфики имеющихся данных, наиболее подходящей методикой является методика оценки устойчивости Мэттза-Потвина. Метод разработан в 1981 в Канаде, а затем совершенствовался Потвином и Никсоном в 1988 и 1992 соответственно [92]. Данный метод базируется на 2 основных параметрах (рисунки 3.11, 3.12):

1. Параметр устойчивости N (формула расчета (6));
2. Гидравлический радиус (HR) (формула расчета (7)).

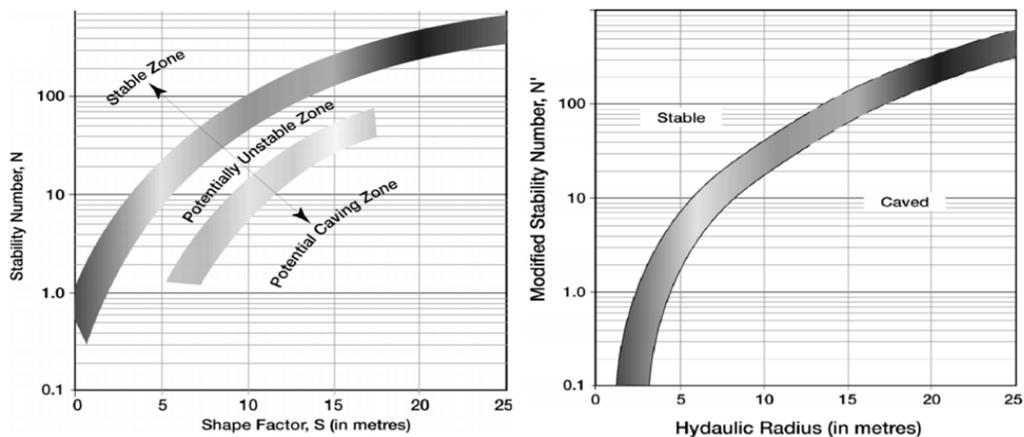


Рисунок 3.11 - Номограммы устойчивости от 1981 и 1988 года соответственно [93]

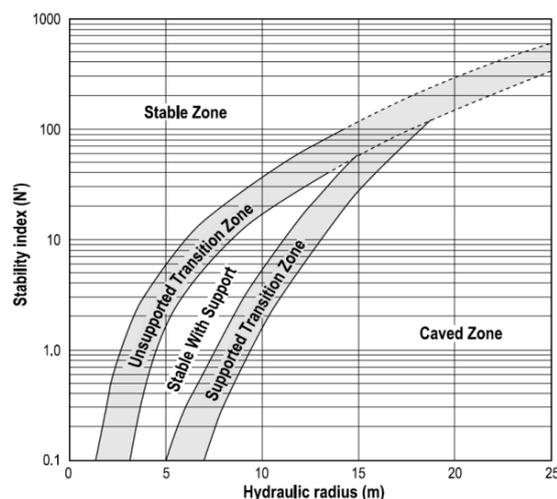


Рисунок 3.12 - Номограмма устойчивости от 1992 года [92]

Критерием устойчивости является показатель N , определяемый по формуле (6):

$$N = Q_{prime} \cdot A \cdot B \cdot C \quad (6)$$

где: Q_{prime} - показатель нарушенности горных пород, ед., A - параметр, определяющий режим действующих напряжений ед.; B - параметр ориентации систем трещин, ед.; C - фактор гравитации и ориентации камеры, ед.

Параметр A определяется как отношение прочности на одноосное сжатие горной породы в образце к максимальному действующему напряжению.

Параметр B определяется из номограммы, учитывающей истинный угол падения наиболее неблагоприятной системы трещин к рассматриваемому обнажению (элементу камеры).

Параметр C учитывает ориентацию обнажения (элемента) камер и, соответственно, влияние гравитации на куски горной массы в этом обнажении. Так, для вертикального борта влияние гравитации минимально, а для горизонтальной кровли камер соответственно максимально. Существуют вариации по определению Фактора C . Так в оригинальной методике Мэтьюза оценивается влияние исключительно гравитации, а сам фактор находится в диапазоне значений от 1 до 8 ед. В модифицированной методике Потвина учитывается фактор скольжения, однако значения фактора C более оптимистичные от 2 до 8 ед.

Номограммы расчета показателей A , B , C представлено на рисунке 3.13.

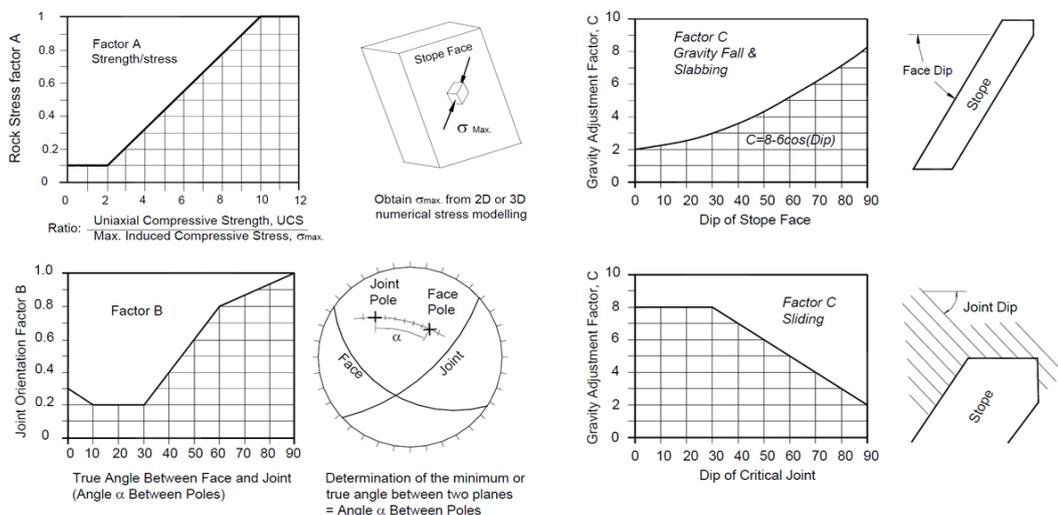


Рисунок 3.13 - Номограммы определения параметров A , B , C [43]

Гидравлический радиус определяется как отношение площади плоскости к ее периметру (7):

$$HR = \frac{L_{\text{кам}} \cdot B_{\text{кам}}}{2L_{\text{кам}} + 2B_{\text{кам}}} \quad (7)$$

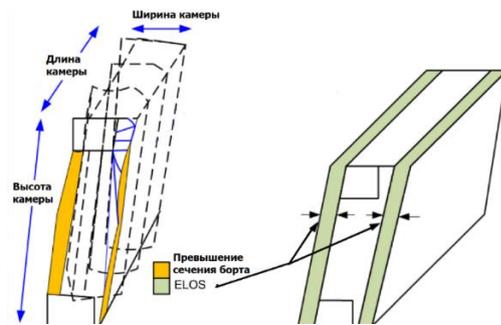
где: L и B - длина и ширина элемента камеры

Опыт применения диаграммы устойчивости показывает, что состояние обнажения в неустойчивой зоне проявляется от частичного превышения сечения до полного обрушения по мере увеличения гидравлического радиуса. Таким образом, развитие метода и диаграммы устойчивости Мэтьюза-Потвина получило в выделении пограничных состояний, отражающих частичное разрушение обнажения. Для численной характеристики введен показатель Equivalent linear overbreak slough (далее ELOS) - эквивалентный линейный перебор сечения при обрушении (рисунок 3.14 а), также на рисунке 3.14 б представлена номограмма ELOS (8).

Параметр ELOS рассчитывается по следующей формуле:

$$ELOS = \frac{\text{Объем обрушенной породы с борта очистной камеры, м}^3}{\text{Высота борта, м} \cdot \text{Длина борта по простиранию камеры, м}} \quad (8)$$

А



Б

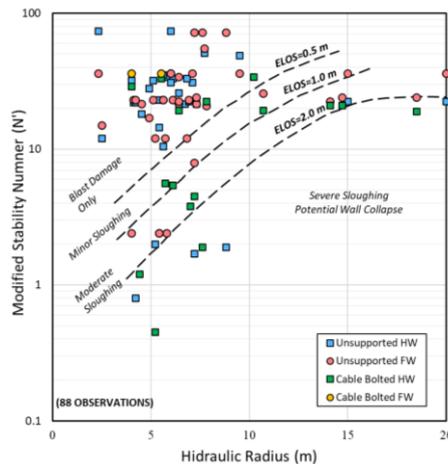


Рисунок 3.14 - А) Визуализация определения параметра ELOS, Б)

Эмпирическая номограмма ELOS (Кларк 1998 г.)

Для случая отработки крутопадающих залежей это выражается в разубоживании пустой породой висячем боку, а для полого залегающих рудных тел это выражается в неконтролируемом обрушении (рисунок 3.15).

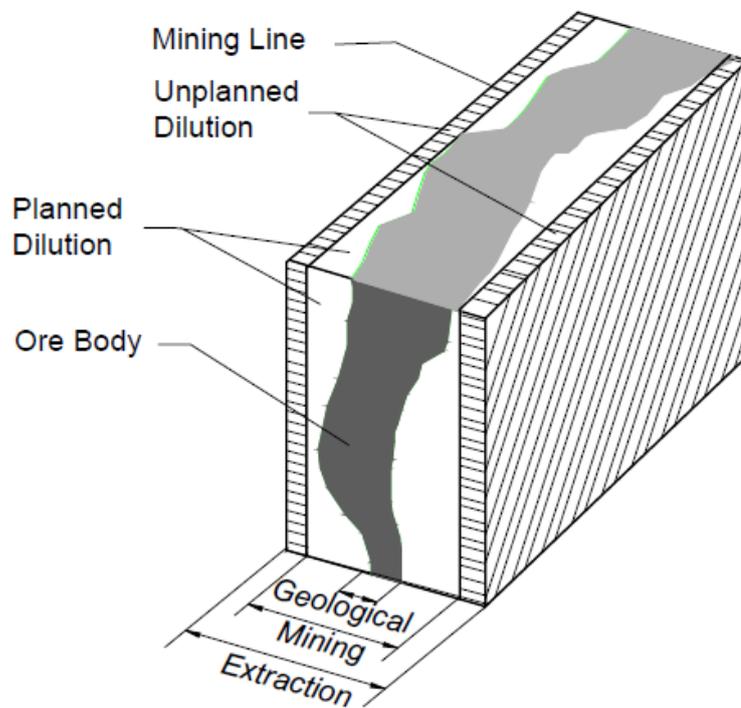


Рисунок 3.15 - Формирование первичных и вторичных показателей разубоживания (Planned, Unplanned dilution) [43]

Для камерной системы разработки с закладкой наиболее критично устойчивость длинных бортов камер, т.к. они имеют максимальное значения гидравлического радиуса. Профиль кровли камер либо определяется ориентацией субгоризонтальной системы трещин или уже сформированным сводом верхнего разрезного штрека (как правило с креплением). Таким образом основное внимание уделяется именно прогнозу возможности обрушения бортов камер, как основного источника разубоживания.

В условиях отработки вкрапленных руд на руднике «Октябрьский» месторождений неустойчивое состояние проявляется в отклонении от проектного контура первичных очистных камер, что в свою очередь приводит к разубоживанию товарной руды закладочным массивом при отбойке вторичных камер сложной формы [26].

Так, в зоне выше $ELOS=0,5$ м изменение формы сечения камеры возможно только от взрывных работ (рисунок 3.14 б). Участок ниже $ELOS=2$ м соответствует полному обрушению. Промежуточные зоны характеризуют состояния массива, при котором прогнозируемое линейное превышение сечения $ELOS$ составит 0,5-1 м и 1-2 м соответственно.

Для автоматизации расчетов параметров камер необходимы аналитические зависимости, с этой целью графическая эмпирическая информация диаграмм устойчивости обрабатывается для получения обратной зависимости HR от N (рисунок 3.16).

Зависимость гидравлического радиуса от показателя N имеет вид (9-11):

$$HR_{ELOS_0.5} = 0,00003 \cdot N^3 - 0,005 \cdot N^2 + 0,4383 \cdot N + 1,766 \quad (9)$$

$$HR_{ELOS_1} = 0,0002 \cdot N^3 - 0,0178 \cdot N^2 + 0,7794 \cdot N + 1,7886 \quad (10)$$

$$HR_{ELOS_2} = 0,0033 \cdot N^3 - 0,1264 \cdot N^2 + 1,8897 \cdot N + 1,7703 \quad (11)$$

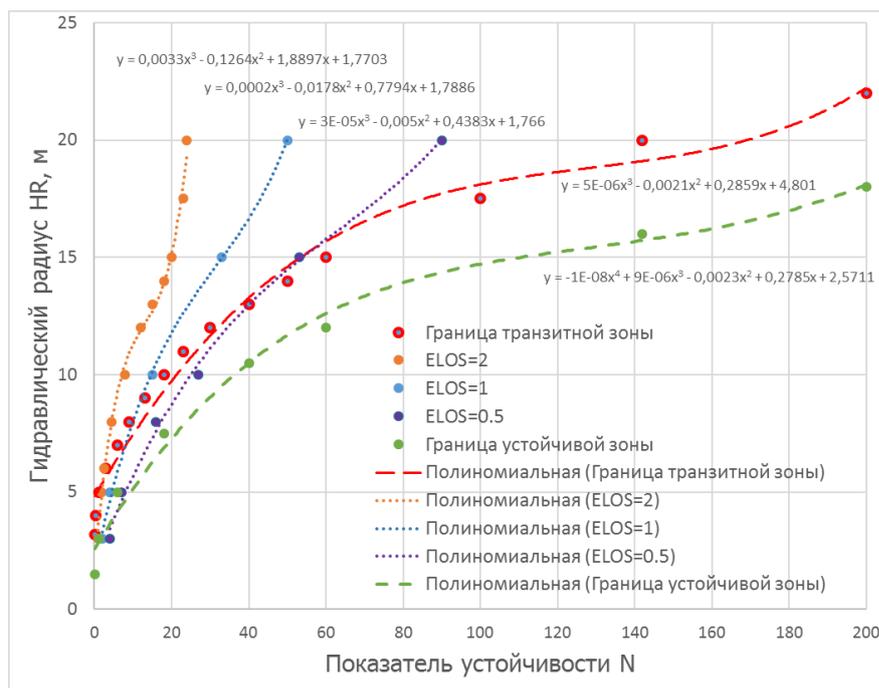


Рисунок 3.16 Обработка диаграммы устойчивости с $ELOS$ обратная зависимость N - HR [26]

Используя аналитические формулы возможно эффективно оценивать результаты различные вариации входных параметров. Однако следует отметить, что полученные зависимости основаны на эмпирических наблюдениях с различных месторождений и существует необходимость в

проверке применимости данных зависимостей для конкретных горно-геологических условий рудника Октябрьский, а в случае незначительных отклонений возможность калибровки данных зависимостей.

3.3 Прогноз объемов обрушений для очистных камер, пройденных во вкрапленных рудах рудника «Октябрьский»

Применением современных ГГИС позволяет выполнять анализ данных различного типа, что в значительной степени упрощает выполнение исследований, разработку рекомендаций и т.д. [7,32,82]

Для решения задачи уточнения вторичных объемов обрушения для горно-геологических условий вкрапленных руд рудника «Октябрьский», использовались данные маркшейдерских съемок очистных камер. Алгоритм расчета представлен в виде блок-схемы на рисунке 3.17.

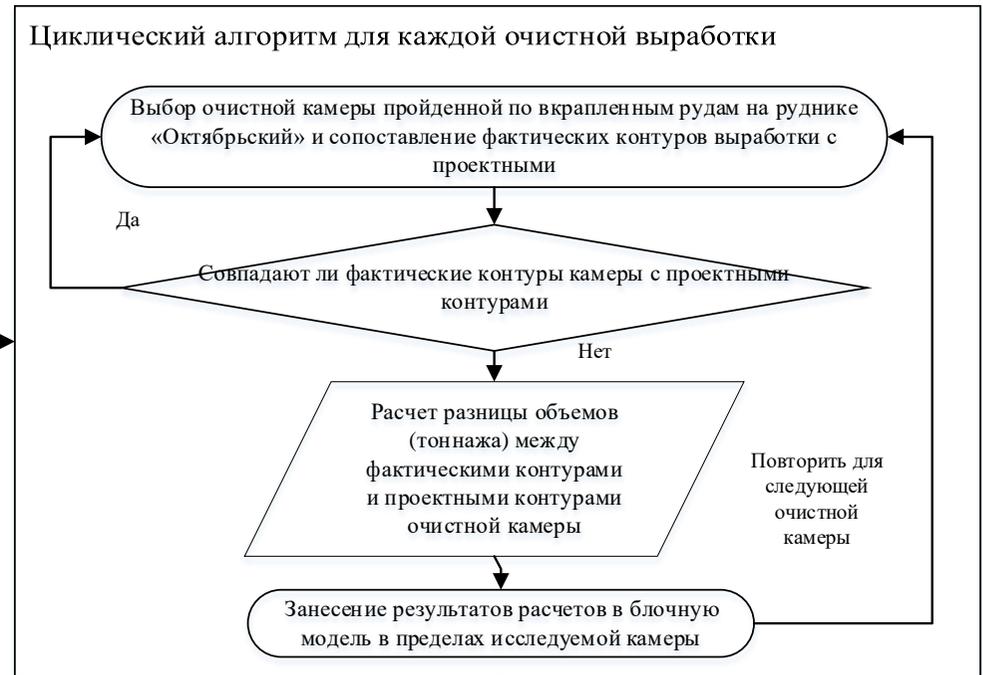
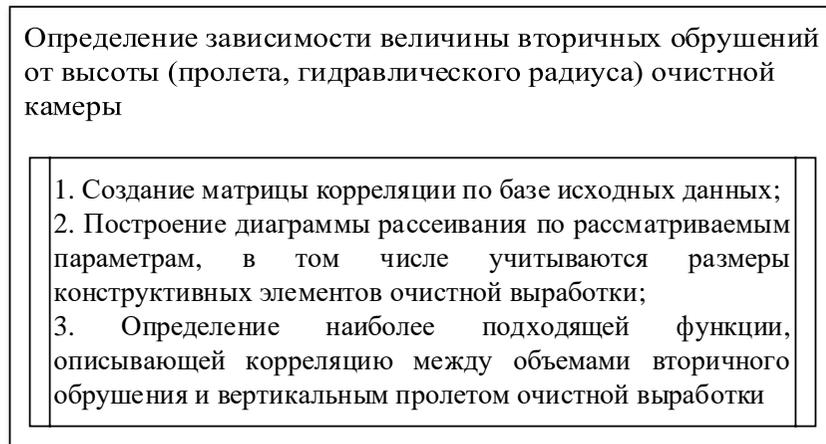
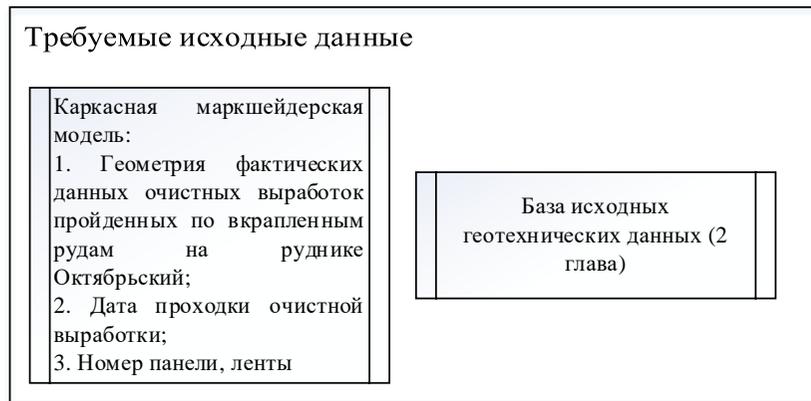


Рисунок 3.17 - Блок-схема алгоритма поиска наиболее влияющих показателей на объемы вторичного обрушения для вкрапленных руд

Иллюстрация алгоритма описанного на рисунке 3.17 на примере одной камеры отражена на рисунке 3.18.

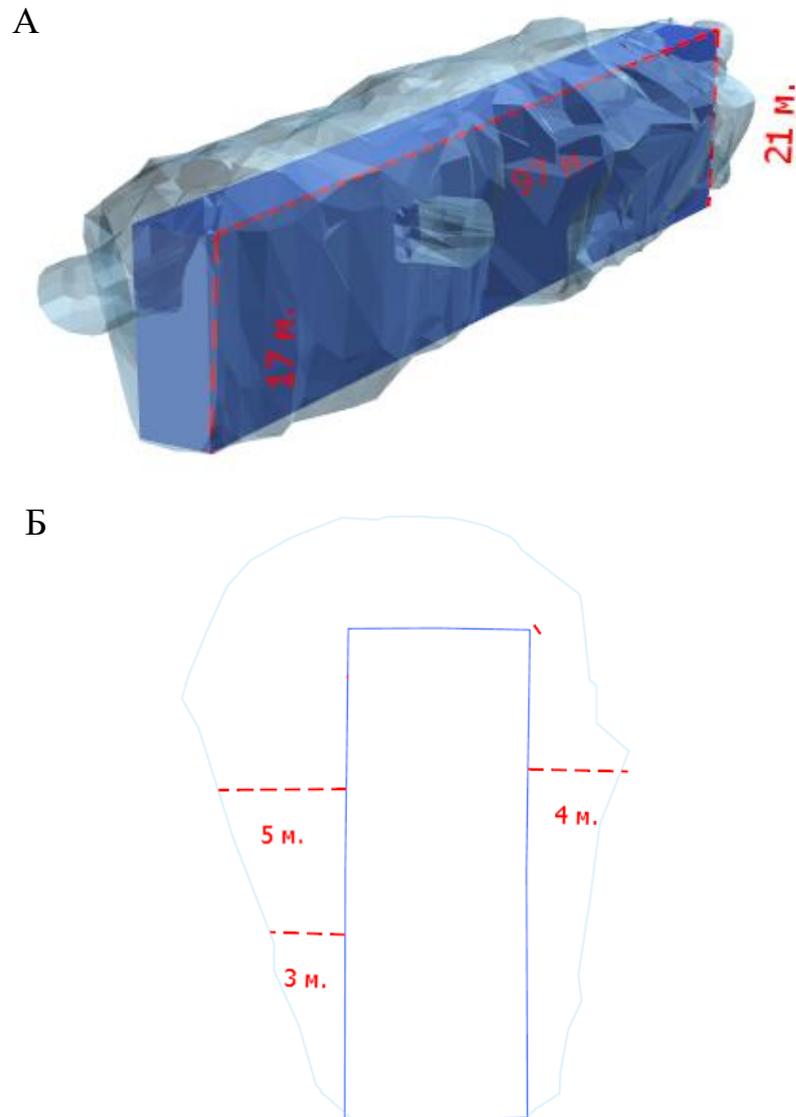


Рисунок 3.18 - А) Пример типового отклонения фактического сечения камеры от проектного сечения Б) Вертикальный разрез вкрест простирания камеры с указанием размеров отклонения

Таблица 3.1 - Сопоставление объемов плановых и фактических

Название камеры	Объемы, м ³	Разница, м ³
КАМ_04_16 (проект)	13 026	16 700
КАМ_04_16 (факт)	29 726	

Таким образом, на примере камеры КАМ_04_16 представлен расчет разницы объемов плановой и фактической камеры.

На 2023 год на руднике - «Октябрьский» отработано порядка 55 очистных камер по вкрапленным рудам, что позволяет рассчитать разницу между проектными и фактическими контурами очистных камер.

Результаты расчета представлены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 - Сопоставление фактических объемов и проектных по очистным камерам

Порядковый номер камеры	Фактический объем	Объем по плану, м ³	Разница, м ³	Разница, т.
1	11321,15	8160	3161,15	9483,44
2	9306,98	8160	1146,98	3440,95
4	16841,47	11040	5801,47	17404,41
5	19156,90	11040	8116,90	24350,70
7	7593,11	7200	393,11	1179,32
8	13505,66	12000	1505,66	4516,98
9	24293,06	19200	5093,06	15279,19
10	17623,98	16992	631,98	1895,94
11	21336,12	18240	3096,12	9288,35
12	11429,02	11400	29,02	87,05
13	16708,50	15360	1348,50	4045,49
14	25607,96	22080	3527,96	10583,89
16	23658,89	18240	5418,89	16256,66
17	14638,00	14400	238,00	714,00
18	5316,44	4680	636,44	1909,32
19	11753,81	8000	3753,81	11261,44
21	21825,19	17600	4225,19	12675,58
23	28025,80	22000	6025,80	18077,41
25	23806,58	22400	1406,58	4219,73
26	30241,44	23744	6497,44	19492,33
27	23564,16	15000	8564,16	25692,47
29	9614,35	6480	3134,35	9403,06
30	23051,57	22080	971,57	2914,72
31	6603,06	5760	843,06	2529,19
32	19048,00	14400	4648,00	13944,00
33	12694,31	10800	1894,31	5682,93
34	21155,55	17280	3875,55	11626,65
35	18924,33	14960	3964,33	11892,98
36	21183,76	20000	1183,76	3551,27
37	25921,94	19360	6561,94	19685,82
38	20698,99	16000	4698,99	14096,96
39	31140,00	23400	7740,00	23220,00
40	10202,12	5600	4602,12	13806,36
42	14321,91	12480	1841,91	5525,72
43	15714,44	9928	5786,44	17359,32
44	15545,07	11400	4145,07	12435,22

Продолжение таблицы 3.2

45	7885,25	7200	685,25	2055,76
46	8470,70	5920	2550,70	7652,10
47	5706,61	5016	690,61	2071,82
48	6632,13	4864	1768,13	5304,38
49	4097,53	3450	647,53	1942,59
50	4492,23	4160	332,23	996,68
51	9961,40	8960	1001,40	3004,20
53	9482,53	8160	1322,53	3967,60
54	14657,43	9600	5057,43	15172,30
55	10787,84	8800	1987,84	5963,52

Таким образом получено распределение объемов обрушений по всем очистным камерам для которых выполнена маркшейдерская съемка, вид распределения представлен на рисунке 3.19.

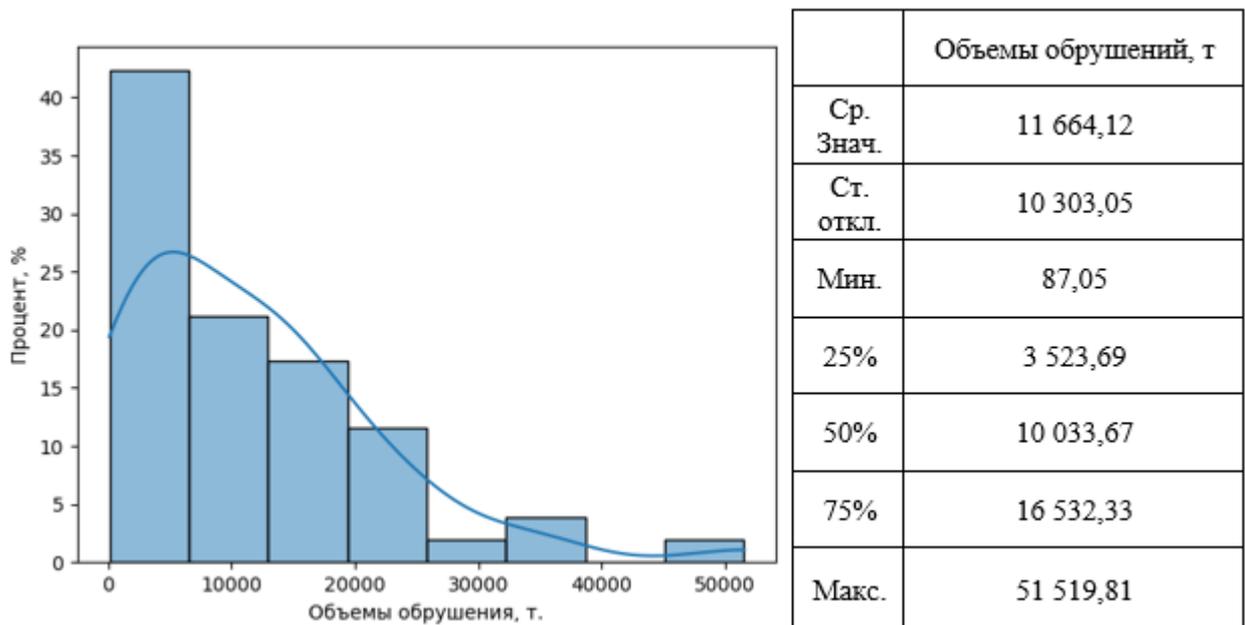


Рисунок 3.19 - Объемы обрушения по камерам пройденным во вкрапленных рудах на руднике «Октябрьский»

Сводная статистика на рисунке 3.19 показывает, что среднее и медианное значение объемов обрушения достигает 10 303 т и 10 033 т соответственно, а 75 % данных не превышает значение 16 523 т. Значение превышающие 20 тыс. т выпадают из общего распределения, в таблице 3.2 отмечены ряд очистных камер, для которых объемы обрушения могут превышать 100% собственного объема. Такие камеры, как правило,

пересекаются тектоническими нарушениями, примеры представлены на рисунке 3.20.

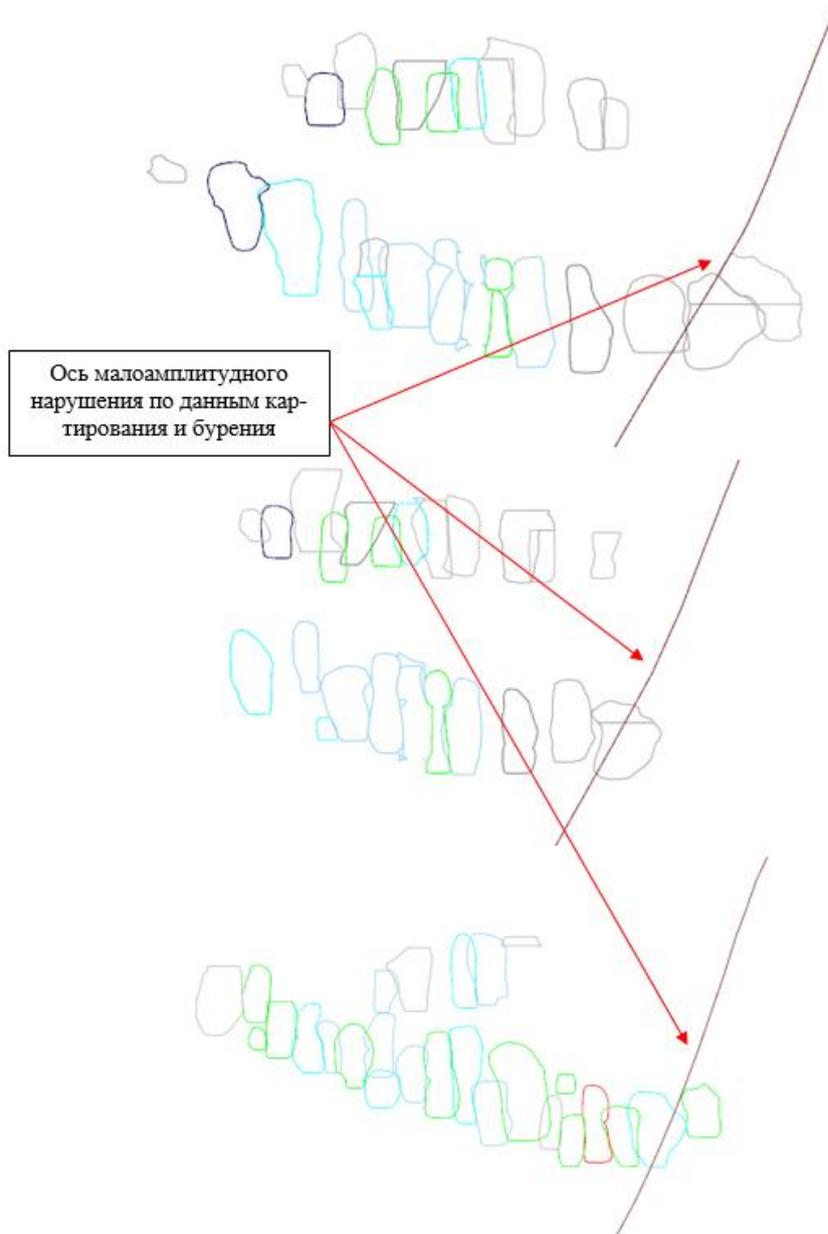


Рисунок 3.20 - Пересечение очистной камеры с малоамплитудным тектоническим нарушением

Исходя из этого такие камеры следует исключить из общего распределения, как ураганные значения. После усечения ураганов, распределение имеет следующий вид (рисунок 3.21).

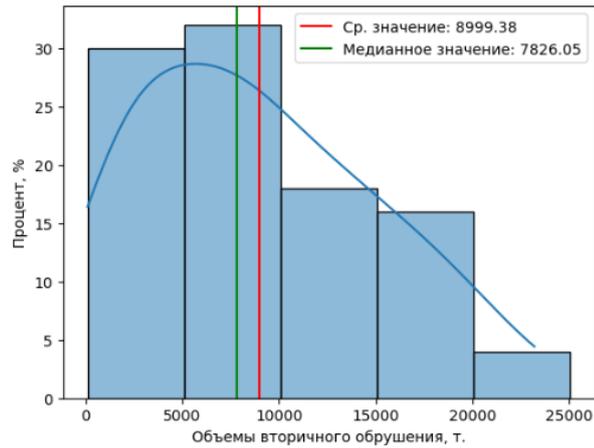
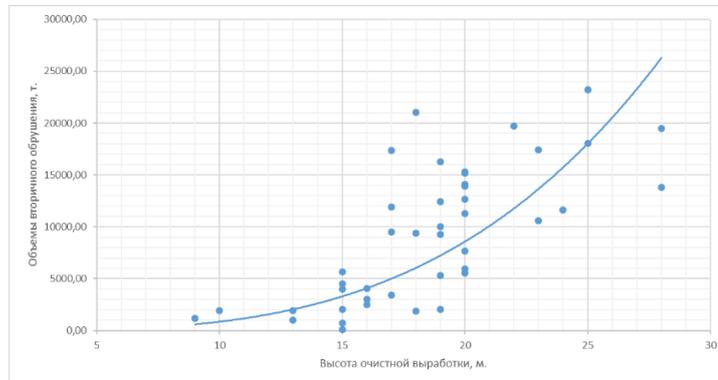


Рисунок 3.21 - Гистограмма распределения объемов обрушений без учета «выбросов» [20]

Совместное использование данных об объемах обрушений, а также размеров обнажений удалось установить степенную зависимость между высотой очистной камеры и объемами обрушений, а также вертикальным пролетом и объемами обрушений. Графическое представление зависимости представлено на рисунке 3.22.

А



Б

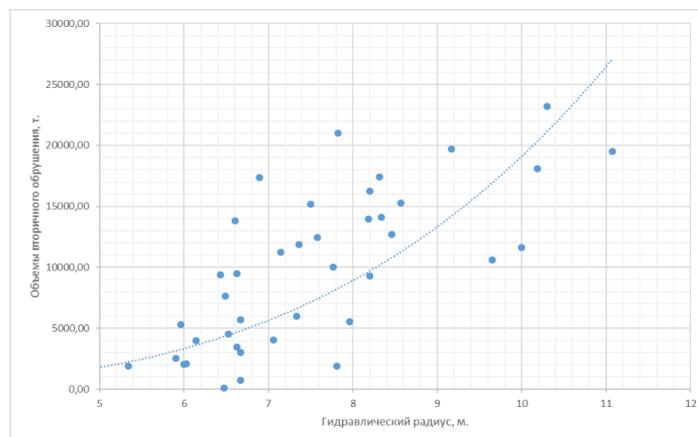


Рисунок 3.22 - А) Зависимость величины объемов обрушений от высоты очистной выработки, Б) Зависимость величины вторичных обрушений от гидравлического радиуса [20]

Полученные зависимости прозрачно демонстрируют степень влияния размеров очистной камеры на величину обрушений, а также позволяют выполнить укрупненный прогноз объемов обрушений для новых рекомендуемых параметров с целью оценки эффективности принятых решений.

Применение методики оценки устойчивости по Мэтьюзу-Потвину и новых прогнозных зависимостей позволит определить предельные значения вертикального пролета (борта очистной камеры) для условий рудника «Октябрьский», а также оценить эффективность принятых решений.

3.4 Анализ чувствительности природных и техногенных факторов, влияющих на показатель устойчивости стенки очистной камеры

При обосновании устойчивых параметров технологии важно понимать какие параметры наиболее «остро» влияют на состояние обнажения. В разделе 3.1 сформирована блочная геомеханическая модель, позволяющая получить данные о комплексной трещиноватости по всему объему вкрапленных руд, охваченному данными картирования или геотехнического описания [98,74,72,83]. Данные параметры изменяются в широком диапазоне и носят вероятностный характер, а также имеют конкретный вид распределения плотности вероятности.

Модель является отражением комбинации техногенных и природных факторов, описывающих уже сформированное состояние или состояние для которого необходимо обосновать рациональные параметры ведения очистных работ.

Применяемая методика оценки устойчивости учитывает, как природные факторы (ГБМ), так и техногенные факторы (размеры очистной камеры, направление очистной камеры относительно трещиноватости).

Анализ чувствительности позволяет определить, какие параметры в общем случае влияют на показатель устойчивости N больше всего. Для этого реализована оценка чувствительности методом Монте-Карло.

Метод Монте-Карло является мощным инструментом для анализа чувствительности в различных областях, таких как финансы, инженерия, экология и другие [54].

Решаемая задача: определить, как изменение каждой переменной по отдельности влияет на результат расчета показателя устойчивости N . Это делается путем оценки стандартного отклонения результата при изменении только одной переменной, в то время как остальные остаются без изменений.

Реализация данного метода включает в себя следующие шаги:

1. Для каждой переменной выбирается случайное значение только для этой переменной, оставляя другие переменные равными 1;
2. Вычисляем целевую величину;
3. Определяем стандартное отклонение полученных значений;
4. После получения стандартных отклонений для каждой переменной, суммируем их;
5. Делим каждое стандартное отклонение на сумму, чтобы получить относительную чувствительность (в процентах) каждой переменной.

В качестве исходных данных для анализа чувствительности принимаются данные геотехнического описания (рисунок 3.23), а также данные необходимые для расчета параметра N .

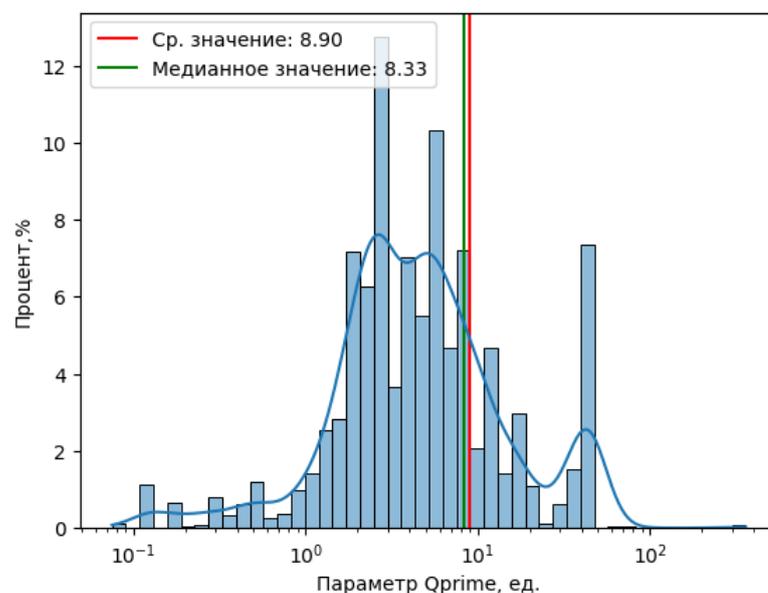


Рисунок 3.23 - Распределение параметр $Q\ prime$ по всей площади вкрапленных руд рудника «Октябрьский»

Диапазоны изменения параметров А, В, С приняты согласно методике по рисунку 3.13. Реализована 1 000 случайных реализаций для каждого параметр (Qprime, А, В, С). Результаты оценки чувствительности представлены на рисунке 3.24.

Среднее значение результата: 907.0340556549999
 Чувствительность Qprime: 0.9964809629187961
 Чувствительность А: 0.0012276176590484843
 Чувствительность В: 0.0012244117395298643
 Чувствительность С: 0.001067007682625597

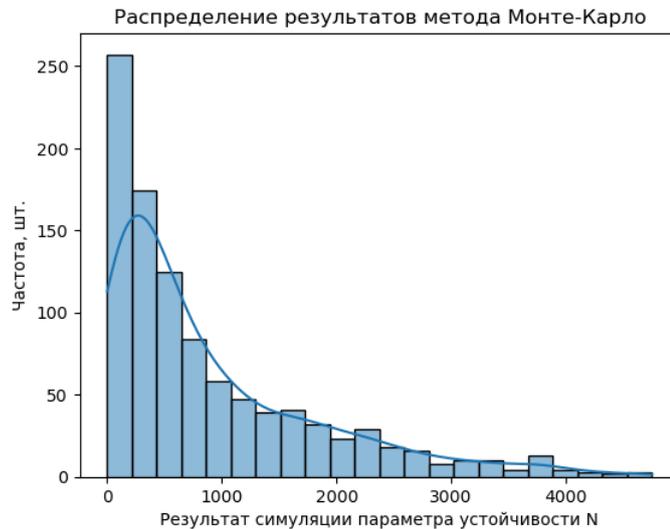


Рисунок 3.24 - Результаты оценки чувствительности методом Монте-Карло

Таким образом, результаты анализа чувствительности показывают, что наиболее чувствительным является изменение параметр Qprime (рейтинговая оценка нарушенности), что подтверждает рабочую гипотезу, выдвинутую во 2 главе в части того, что основной причиной потери устойчивости камер первой очереди является высокая нарушенность вкрапленных руд. Следом по чувствительности следуют параметры А и В.

3.5 Геотехническая оценка действующих технологических решений при отработке вкрапленных руд на руднике «Октябрьский»

Применяемые на текущий момент технологические решения по отработке вкрапленных руд приводят к существенным проблемам, связанным с потерей устойчивости стенок очистных камер и, как следствие, к увеличению показателей разубоживания добываемой руды.

Используя результаты исследований данных микросейсмического мониторинга, а также блочную геомеханическую модель возможно выполнить оценку принятых на предприятии технологических решений.

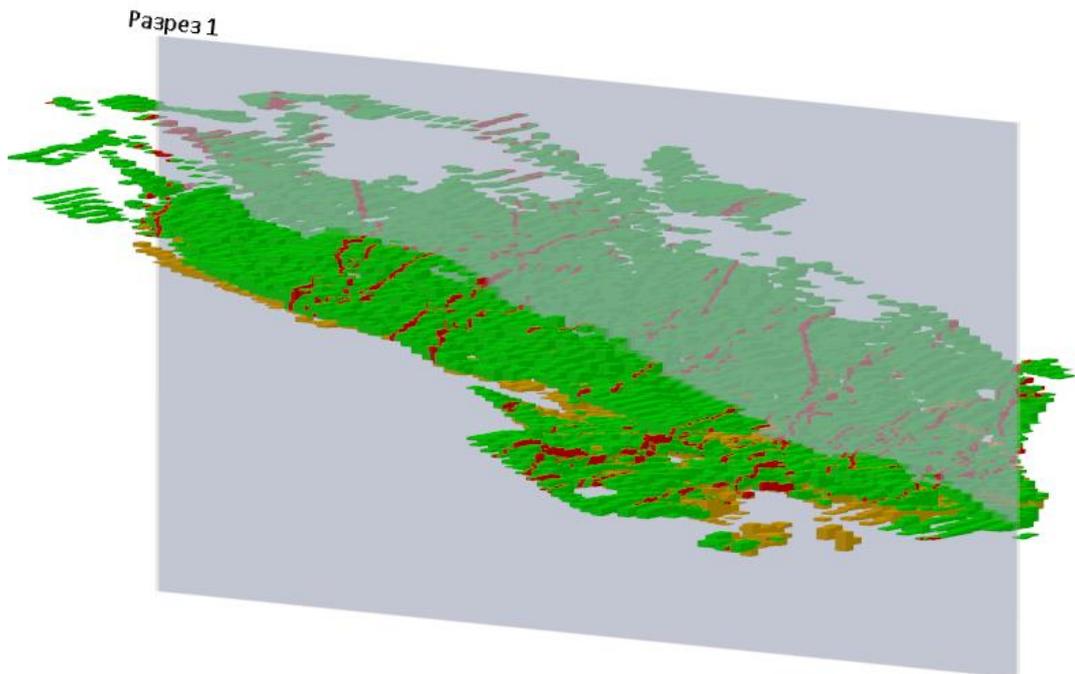
Используя блочную геомеханическую модель (раздел 3.1) возможно разделить вкрапленные руды на 2 зоны:

1. Вкрапленные руды, находящиеся в зоне влияния подработанного массива горных пород;

2. Вкрапленные руды, находящиеся за пределами влияния подработки;

Ключевым объектом исследования, для которого характерны наиболее критические, с точки зрения разубоживания, показатели, является область массива вкрапленных руд, находящаяся в зоне влияния подработки. На рисунке 3.25 представлено разделение массива вкрапленных руд на руднике «Октябрьский» на 2 участка.

А



Разрез 1

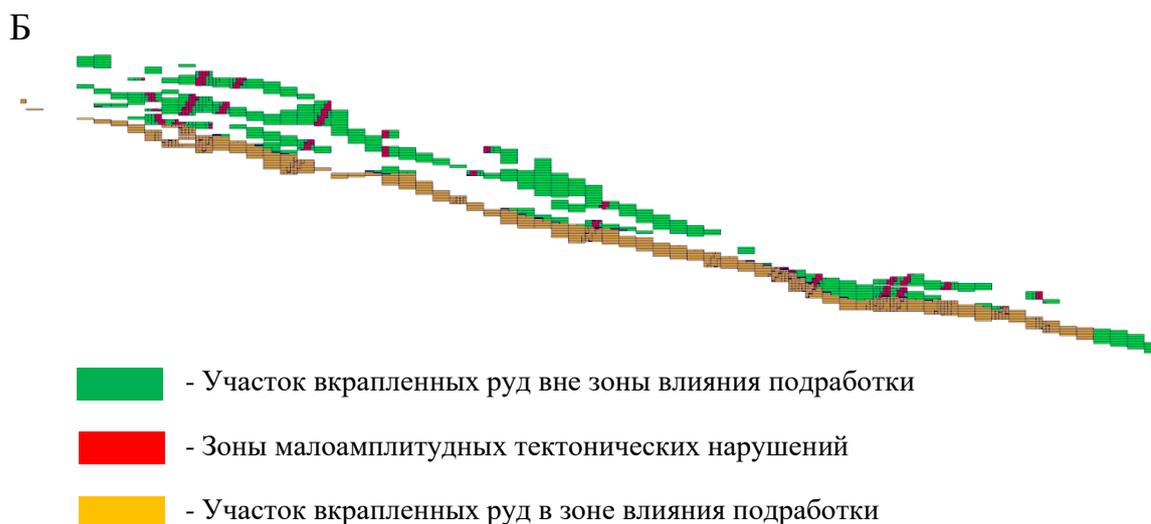


Рисунок 3.25 - Разделение вкрапленных руд на руднике «Октябрьский» на различные горнотехнические ситуации

В результате вкрапленные руды разделены на структурные домены (рисунок 3.5, раздел 3.1), а в свою очередь каждый структурный домен разделен на подработанную и не подработанную зону. В таблице 3.3 представлено сопоставление параметра Q_{prime} для зоны подработки и вне зоны подработки вкрапленных руд для различных структурных доменов.

Таблица 3.3 - Данные опробования в зоне и вне зоны подработки

Структурные домены	Подработка	Параметр Q_{prime}						
		Ср. знач.	Ст. откл.	Мин.	25%	50%	75%	Макс.
Структурный домен 1	В зоне подработки	4,55	4,95	0,21	1,73	3,28	5,56	33,33
	Вне зоны подработки	8,99	16,72	0,10	2,52	5,27	9,56	360,00
Структурный домен 2	В зоне подработки	5,83	6,80	0,08	2,37	3,71	6,65	44,44
	Вне зоны подработки	6,54	9,60	0,19	1,99	4,44	5,56	44,44
Структурный домен 3	В зоне подработки	6,80	10,07	0,28	1,85	3,98	5,56	44,44
	Вне зоны подработки	10,56	13,76	0,08	2,66	5,28	11,11	66,67
Структурный домен 4	В зоне подработки	1,84	0,95	0,21	1,39	1,90	2,08	3,85
	Вне зоны подработки	9,73	11,18	0,13	1,85	5,56	14,81	44,44
Структурный домен 5	В зоне подработки	1,99	0,51	1,39	1,85	1,85	2,07	2,78
	Вне зоны подработки	7,80	9,22	0,79	2,25	3,79	8,33	33,33
Структурный домен 6	В зоне подработки	9,67	12,68	0,13	1,49	4,99	10,47	44,44
	Вне зоны подработки	15,67	15,32	0,11	4,17	8,33	32,75	44,44

На рисунке 3.26 представлены столбчатые диаграммы, демонстрирующие разницу по среднему и медианному значению параметр Q_{prime} в зоне и вне зоны влияния подработки по вкрапленным рудам на руднике «Октябрьский», это доказывает гипотезу о негативном влиянии подработки, а также о

корректности разделения массива вкрапленных руд на подработанную зону с повышенной трещиноватостью не подработанную зону. В среднем разница достигает 50-60%. В контексте того, что параметр Q_{prime} является наиболее влияющим параметром на показатель устойчивости, согласно анализу чувствительности (раздел 3.4).

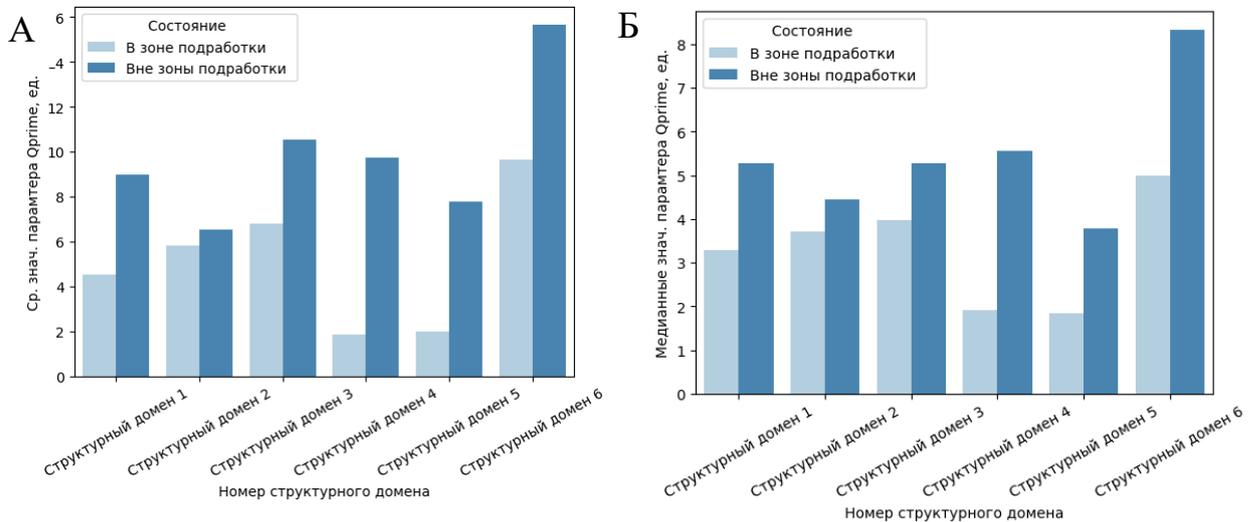


Рисунок 3.26 - Столбчатые диаграммы для структурных доменов:

А) Столбчатые диаграммы для среднего значения параметра Q_{prime} ,

Б) Столбчатые диаграммы для медианного значения параметра Q_{prime}

Согласно фактически отработанным очистным камерам средние размеры очистных камер следует принять следующими:

- Высота очистной камеры $h = 20$ м;
- Ширина очистной камеры $b = 8$ м;
- Длина очистной камеры $L = 80$ м.

Гидравлический радиус стенки и кровли камеры рассчитывается по формуле (2):

$$HR_{\text{кровли}} = \frac{8 * 80}{2 * (8 + 80)} = 3,6 \text{ м.}$$

$$HR_{\text{стенки}} = \frac{20 * 80}{2 * (20 + 80)} = 8 \text{ м.}$$

Для расчетов устойчивости применяется программа ЭВМ, предназначенная для оценки устойчивости конструктивных элементов системы разработки (рисунок 3.27) [40].

В таблице 3.5 представлены результаты оценок по методике ELOS и аналитической зависимости (рисунок 3.22), для всех доменов от 1 до 6 ELOS показывает самое неблагоприятное состояние обнажения, что совпадает с результатами шахтных наблюдений, кроме участка вкрапленных руд в восточной части в не подработанной части массива. Полученная зависимость показывает, что объемы обрушений при таких параметрах равны 8 990 т. для одиночной камеры (таблица 3.4).

Калькулятор устойчивости конструктивных элементов системы разработки

Исходные данные для расчета параметра Q prime		Исходные данные для расчета параметра устойчивости N		Исходные данные для расчета гидравлического радиуса HR	
Введите значение RQD, %:	50	Предел прочности при сжатии образца (UCS), МПа:	200	Введите величину высоты камеры в метрах:	20
Введите значение J _r :	9	Геологический индекс прочности (GSI):	59.43	Введите величину длины камеры в метрах:	120
Параметр характеризующий блочность массива горных пород RQD/J _r :	5.56	Предел прочности при сжатии массива (UCS _{gr}):	52.21	Введите величину ширины камеры в метрах:	4
Введите значение J _r :	2	Введите значение плотности, т/м ³ :	3.5	Гидравлический радиус для кровли камеры (HR-roof):	3.75
Введите значение J _r :	2	Глубина расположения очистной выработки, м:	1000	Гидравлический радиус для стенки камеры (HR-wall):	8.57
Параметр характеризующий сцепление структурных блоков J _r /J _a :	1.00	Коэффициент Пуассона:	0.25	Граничные значения гидравлических радиусов для кровли:	
Параметр Q prime:	5.56	Максимально действующее напряжение на контуре очистной выработки, КПа:	94902.50	Устойчивый гидравлический радиус (HR) для кровли:	2.82
		Значение параметра A:	0.1	Граница транзитной зоны (HR) для кровли:	5.05
		Введите значение сцепления образца горной породы, МПа:	20	Устойчиво только с креплением (HR):	7.59
		Введите значение угла внутреннего трения для образца горной породы, град:	50	Значение гидравлического радиуса при котором обрушение стенки камеры меньше 0,5 метров:	5.17
		Значение угла внутреннего трения для массива горных пород, град:	30.47	Значение гидравлического радиуса при котором обрушение стенки камеры от 0,5 до 1 метра:	7.29
		Параметр сцепления массива горных пород по Кулону-Мору, МПа:	9.50	Значение гидравлического радиуса при котором обрушение стенки камеры от 1 до 2 метров:	10.76
		Параметр сцепления массива горных пород по Друкеру-Прагеру (описанному), МПа:	9.50	Состояние кровли очистной камеры:	Кровля находится в транзитной зоне
		Параметр сцепления массива горных пород по Друкеру-Прагеру (описанному), МПа:	4.69	Состояние стенки очистной камеры:	Разбуживание от 1 до 2 м (ELOS 2 м)
		Введите значение параметра B-кровли:	0.8		
		Введите значение параметра B-стенки:	0.2		
		Введите значение параметра C-кровли:	2		
		Введите значение параметра C-стенки:	8		
		Введите модуль упругости образца, ГПа:	75		
		Модуль упругости массива горных пород, ГПа:	38.03		
		Параметр устойчивости N для кровли камеры:	0.89		
		Параметр устойчивости N для стенки камеры:	0.89		

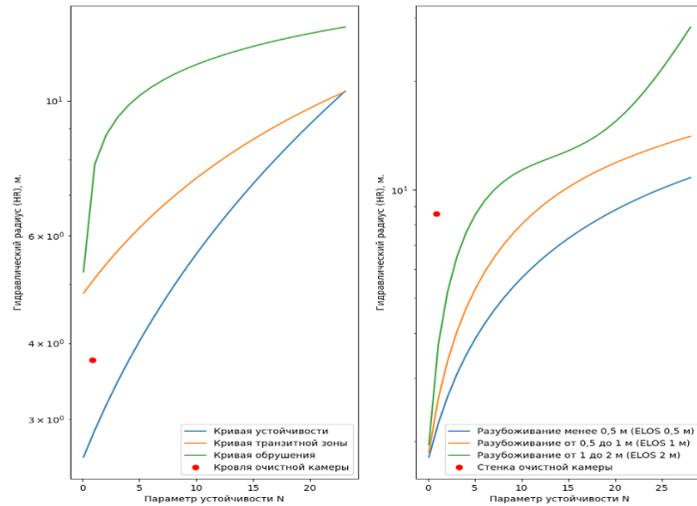


Рисунок 3.27 Программа для расчета устойчивости конструктивных элементов очистных выработок [40]

Таблица 3.4 - Расчета параметр устойчивости N для принятых на предприятии технологических решений

Структурные домены	Подработка	Медианное значение параметра Qprime	A	Параметр В для стенки (по сводной стереограмме)	Параметр В для кровли (по сводной стереограмме)	Параметр С для стенки	Параметр С для кровли	Параметр N для стенки камеры	Параметр N для кровли камеры
Структурный домен 1	В зоне подработки	3,28	0,40	0,25	0,2	8	2	2,10	0,52
	Вне зоны подработки	5,27	0,40					3,37	0,84
Структурный домен 2	В зоне подработки	3,71	0,40					2,37	0,59
	Вне зоны подработки	4,44	0,40					2,84	0,71
Структурный домен 3	В зоне подработки	3,98	0,40					2,55	0,64
	Вне зоны подработки	5,28	0,40					3,38	0,84
Структурный домен 4	В зоне подработки	1,9	0,40					1,22	0,30
	Вне зоны подработки	5,56	0,40					3,56	0,89
Структурный домен 5	В зоне подработки	1,85	0,40					1,18	0,30
	Вне зоны подработки	3,79	0,40					2,43	0,61
Структурный домен 6	В зоне подработки	4,99	0,40					3,19	0,80
	Вне зоны подработки	8,33	0,40					5,33	1,33

Таблица 3.5 - Решение с применением ELOS и с применением аналитической зависимости

Структурные домены	Подработка	Результат расчета ELOS для стенки очистной камеры	Объемы обрушений по данным аналитической зависимости (рисунок 3.22), т.
Структурный домен 1	В зоне подработки	Обрушение (ELOS>2m)	8 990
	Вне зоны подработки	Обрушение (ELOS>2m)	
Структурный домен 2	В зоне подработки	Обрушение (ELOS>2m)	
	Вне зоны подработки	Обрушение (ELOS>2m)	
Структурный домен 3	В зоне подработки	Обрушение (ELOS>2m)	
	Вне зоны подработки	Обрушение (ELOS>2m)	
Структурный домен 4	В зоне подработки	Обрушение (ELOS>2m)	
	Вне зоны подработки	Обрушение (ELOS>2m)	
Структурный домен 5	В зоне подработки	Обрушение (ELOS>2m)	
	Вне зоны подработки	Обрушение (ELOS>2m)	
Структурный домен 6	В зоне подработки	Обрушение (ELOS>2m)	
	Вне зоны подработки	Разубоживание от 1 до 2 м (ELOS 2m)	

Параметр В определен по результатам кластерного анализа, позволяющего определить количество и ориентацию систем трещин (глава 2). Результаты кластерного анализа представлены на рисунке 3.28 и в приложении Б.

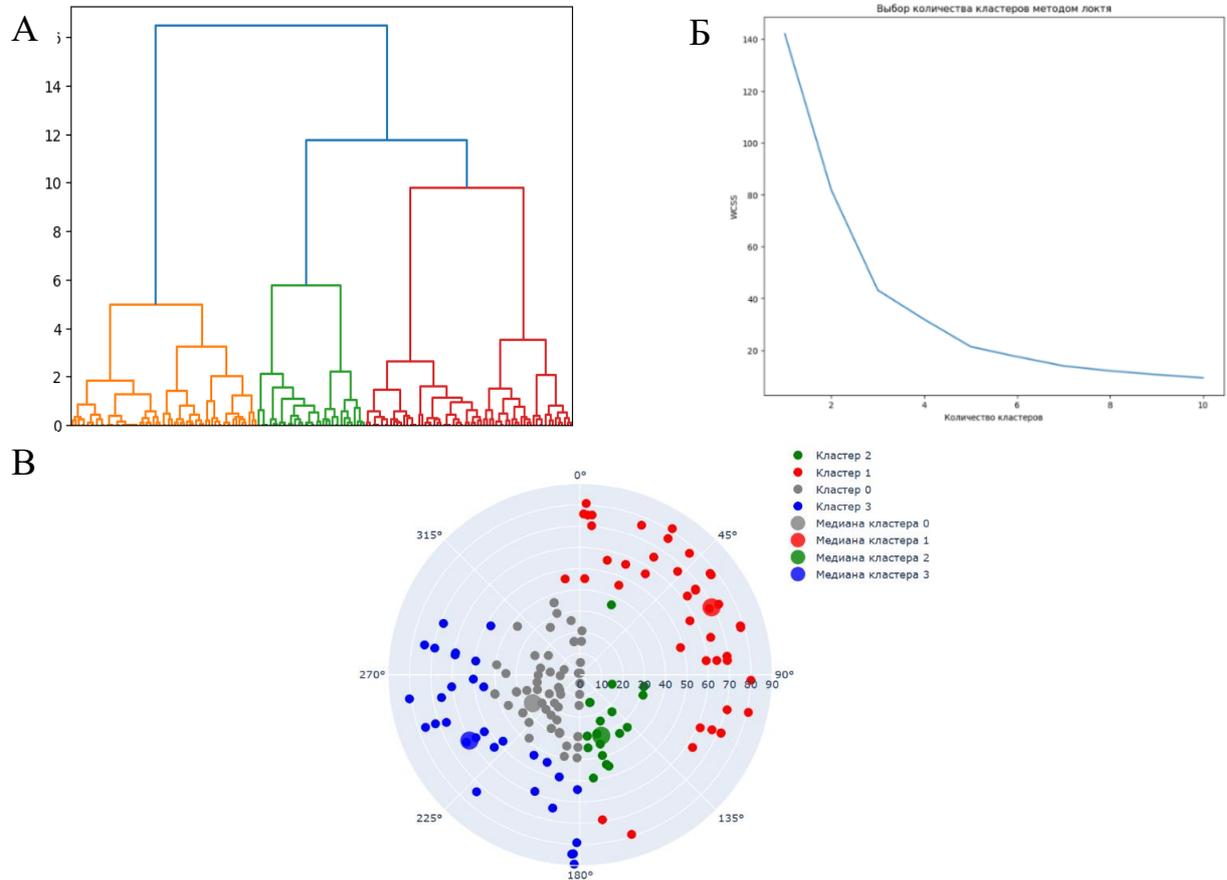


Рисунок 3.28 - Кластерный анализ данных ориентированного геотехнического бурения по вкрапленным рудам рудника «Октябрьский»: А) Дендрограмма, Б) График локтя, В) Стереодиаграмма трещиноватости [5]

Отмечено 4 системы трещин, при текущей ориентации очистных камер с севера на юг (азимуты падения стенок очистных камер 90/270 соответственно) параметр В равен 0,25, при минимальном значении параметр В равным 0,2. Результаты оценки параметра В для различных азимутов падения представлен на рисунке 3.29.



Рисунок 3.29 - График зависимости величины параметра В от ориентации стенки очистной выработки

Установлено, что текущая направление очистных камер является наиболее неблагоприятным.

Таким образом, в рамках текущей главы исследования доказано, что применяемые параметры технологии не могут обеспечить безопасное и эффективное ведение очистных работ, а также выполненная оценка подтверждает фактическое состояние очистных выработок по фактору устойчивости, что делает применение рассматриваемого метода оценки устойчивости приемлемы при разработке рекомендаций. Стоит отметить, что наиболее критическим по фактору устойчивости является область вкрапленных руд, находящаяся в зоне влияния подработки сплошными сульфидными рудами.

3.6 Выводы по главе 3

1. Принятая в настоящее время ориентация очистных камер, пройденных по залежам вкрапленных руд характеризуется азимутами падения боков очистных камер соответственно равными 90 и 270 градусов, что в сочетании с фактическими геометрическими параметрами камер согласно методике оценки устойчивости Мэтьюза-Потвина является самым неблагоприятным решением по устойчивости породных вертикальных обнажений;

2. Установлено влияние объемов обрушений горной массы от высоты очистной камеры, а также от фактора формы очистной камеры (гидравлического радиуса);

3. Анализ чувствительности методом Монте-Карло подтвердил, что наиболее влияющим на показатель устойчивости N является интегральный показатель нарушенности Q_{prime} ;

4. Принятые на руднике «Октябрьский» технологические параметры ведения очистных работ (высота камеры 25м., длина 120 м., ориентация фронта очистных работ с севера на юг) не обеспечивают безопасную и эффективную отработку вкрапленных руд, что подтверждается как шахтными наблюдениями, так и расчетными методами;

ГЛАВА 4 РЕКОМЕНДУЕМЫЕ СПОСОБЫ СНИЖЕНИЯ РАЗУБОЖИВАНИЯ ДОБЫВАЕМОЙ ВКРАПЛЕННОЙ РУДЫ

4.1 Общие рекомендации по снижению разубоживания добываемой вкрапленной руды на руднике «Октябрьский» по результатам исследований

Как следует из результатов исследований, представленных в 1-3 главах, поле рудника «Октябрьский» характеризуется весьма сложными горно-геологическими и горнотехническими условиями отработки залежей вкрапленных руд. При обосновании технологических схем отработки запасов и рекомендаций, позволяющих снизить разубоживание добываемых вкрапленных руд, необходимо различать две принципиально различные горнотехнические ситуации, которые фактически сложились в пределах поля рудника «Октябрьский»:

- 1-я горнотехническая ситуация. Продуктивные залежи вкрапленных руд расположены в ранее подработанной области горного массива, характеризующейся повышенной интенсивностью трещин. Отработка залежей богатых руд на данном участке поля была завершена за 30-40 лет до начала отработки вкрапленных руд в 2010- 2024 годах. Залежи богатых руд характеризуются большой изменчивостью их мощности (от 10 до 60 м). В этих условиях опережающая выемка залежей богатых руд привела к возникновению в подработанном горном массиве дополнительных трещин техногенного происхождения, что оказывают негативное влияние на устойчивость боков очистных камер и, в конечном итоге, на разубоживание руды закладочным материалом при отработке залежей вкрапленных руд.

- 2-я горнотехническая ситуация. Продуктивные залежи вкрапленных руд, расположенные по периметру поля рудника «Октябрьский» в не подработанной области горного массива, нарушенность которой трещинами характеризующейся только частотой трещин природного происхождения - первичных, основных и экзогенных.

При разработке мероприятий по снижению разубоживания вкрапленных руд в 1-й ситуации исходным являлось положение о том, что формирование области горного массива с повышенной интенсивностью трещин к началу отработки вкрапленных руд завершилось, т.е. определяющие ее факторы являются нерегулируемыми. Положительный эффект может быть достигнут при минимизация отрицательного влияния сформировавшихся систем трещин на устойчивость боков очистных камер, проходимых по залежам вкрапленных руд.

Во 2-й ситуации показатели интенсивности трещин техногенного происхождения следует рассматривать как регулируемые. Минимизация отрицательного влияния горных работ в нижерасположенном массиве богатых руд на степень нарушенности трещинами подрабатываемых залежей вкрапленных руд, может быть достигнута при полной закладке очистных камер твердеющими закладочными материалами [39,99,97,77,91].

4.2 Рекомендации по повышению качества добываемой руды при отработке залежей вкрапленных руд на ранее подработанных участках шахтного поля рудника «Октябрьский»

Как ранее отмечалось, выемка залежей вкрапленных руд на ранее подработанных участках шахтного поля характеризуется повышенной интенсивностью трещин, что негативно сказывается на устойчивости стенок камер первой очереди, пройденных в рудном массиве. Объемы вывалов руды из стенок очистных камер, пройденных по подработанным залежам вкрапленных руд достигают 9 тыс. тонн.

Как показали производственные исследования (параграф 3.2), на объемы обрушающейся руды существенное влияние оказывает высота очистной камеры - технологический параметр, который является регулируемым практически на любой стадии ведения очистных работ. В этой связи важной практической задачей является определение предельной высоты очистной камеры, при превышении которой наблюдается существенное увеличение

объемов вывалов руды из боков камеры, а, следовательно, и увеличение разубоживания руды.

Для решения этой сложной задачи использован комплексный подход, включающий современные методы анализа статистических данных, шахтные исследования, методы прогнозирования и оценки устойчивости горных массивов, а также расчеты с применением современного программного обеспечения.

При проведении этих исследований массив вкрапленных руд на руднике «Октябрьский» разделен на 6 структурных доменов, каждый из которых в свою очередь разделен на области, находящиеся в зоне и вне зоны повышенной трещиноватости. Разделение горного массива на указанные структурные домены и области позволяет более объективно оценивать причины изменения трещиноватости, которая характеризуется параметром Q_{prime} , на различных участках шахтного поля и, в конечном итоге, увеличить точность рекомендуемых технологических параметров.

В результате выполненных исследований (глава 3) установлено, что фактически имеющаяся ориентация очистных камер относительно установленных систем трещин в условиях рудника «Октябрьский» во всех структурных доменах является неблагоприятной (параметр $B = 0,25$)

Рациональное направление проходки очистной камеры по фактору «устойчивость боков камеры» определяется [20] с использованием следующего выражения (12):

$$B = \max(B_{min 1}, B_{min 2}, B_{min 3} \dots B_{min i}) \quad (12)$$

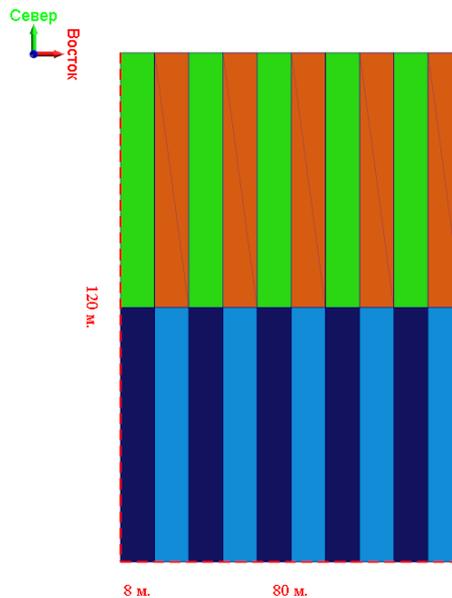
где - B_{min} - минимальные значения параметра B для 1,2,3, i системы трещин.

Рациональным по фактору «устойчивость боков камер первой очереди» является такое направление проходки очистной камеры, при котором параметр B равен максимальному значению параметра B_{min} , установленного по данным кластерного анализа для всех рассмотренных систем трещин.

Результаты расчетов параметра В, выполненных для основных систем трещин и при различных азимутах (с шагом 20°) падения стенки очистной камеры, представлены в таблице 4.1.

Согласно данным, приведенным в таблице 4.1, наиболее рациональным направлением проходки очистных камер является направление, при котором азимут падения стенок составляет 0 и 180 градусов (Рисунок 4.1 Б). При этом параметр В увеличивается с 0,25 до 0,85.

А



Б

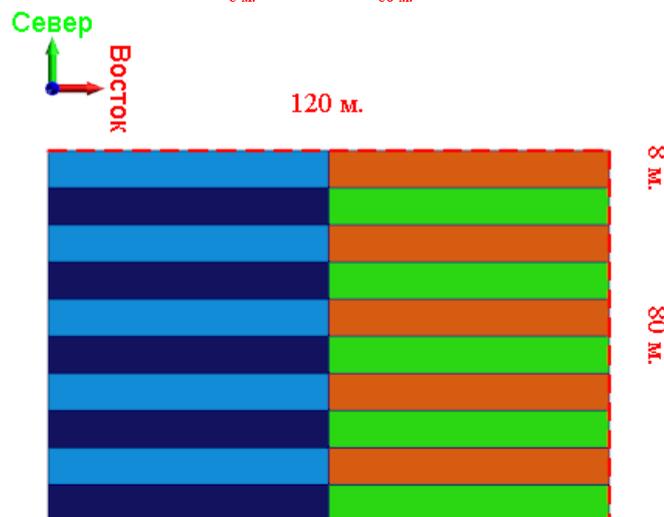


Рисунок 4.1 - Ориентация очистных камер в панели: А - фактическая ориентация очистных камер в панелях рудника «Октябрьский», Б - рекомендуемая ориентация очистных камер в панели

Таблица 4.1 - Результаты расчета параметра В

Порядковый номер системы трещин	Азимут падения стенки очистной камеры, град.																			
	0	20	40	60	80	90	100	120	140	160	180	200	220	240	260	280	300	320	340	360
1	0,9	0,9	0,85	0,85	0,85	0,85	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,85	0,85	0,85	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
2	0,85	0,5	0,3	0,2	0,2	0,3	0,5	0,7	0,9	0,9	0,85	0,5	0,3	0,2	0,2	0,5	0,7	0,9	0,9	0,85
3	0,85	0,85	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,9	0,9	0,9	0,9	0,85	0,85	0,85	0,85
4	0,85	0,5	0,3	0,2	0,3	0,5	0,5	0,85	0,9	0,9	0,85	0,5	0,3	0,2	0,3	0,5	0,85	0,8	0,9	0,85
Минимальное значение параметра В:	0,85	0,5	0,3	0,2	0,2	0,25	0,5	0,7	0,85	0,85	0,85	0,5	0,3	0,2	0,2	0,5	0,7	0,8	0,85	0,85

Ниже в таблице 4.2 представлены результаты расчета предельной высоты очистной камеры при рациональном направлении ее проходки для каждого структурного домена в условиях подработки залежей вкрапленных руд. Под предельной высотой очистной камеры первой очереди, проходимой в рудном массиве, понимается такая высота камеры, при превышении которой существенно (более 10-12%) увеличиваются объемы руды, обрушившейся из боков камеры. При выполнении этих расчетов длина камеры (L) принималась равной 60 м, ширина камер (b) - 8 м.

Как следует из данных, приведенных в таблице 4.2, значения предельной высоты очистной камеры первой очереди находятся в диапазоне от 7 до 25 м, в зависимости от структурного домена и частоты трещин.

На рисунке 4.2 представлены сочетания параметров очистных камер первой очереди для 1-го структурного домена, которые рекомендуются для использования при добыче вкрапленных руд на подработанных участках шахтного поля рудника «Октябрьский».

Данная таблица демонстрирует при каких пролетах (горизонтальных и вертикальных) достигается минимум разубоживания. Таблицу можно условно разделить на 2 части: 1 - рекомендуемые пролеты (НР), 2 - возможные варианты конфигурации очистной камеры [26].

Аналогичные расчеты выполнены для каждого структурного домена в зоне влияния подработки (Приложение В).

Таблица 4.2 - Рекомендуемые размеры очистных камер для вкрапленных руд на руднике «Октябрьский»

Структурные домены	Подработка	Медианное значение параметра Q_{prime}	A	Параметр В для стенки (по сводной стереограмме)	Параметр В для кровли (по сводной стереограмме)	Параметр С для стенки	Параметр С для кровли	Параметр N для стенки камеры	Параметр N для кровли камеры	Устойчивый гидравлический радиус стенки камеры (HR) интервал от, до	Предельная высота очистной камеры, м	Результат расчета по ELOS для стенки	Объемы обрушений, т
Структурный домен 1	1	3,28	0,40	0,85	0,2	8	2	8,92	0,52	5,3-7,47	12,00 - 18,00	Разубоживание с прирезкой меньше 1м. (ELOS 1 м)	1 567
Структурный домен 2	1	3,71	0,40					10,09	0,59	5,12 - 8,05	12,00 - 20,00	Разубоживание с прирезкой меньше 1м. (ELOS 1 м)	1 567
Структурный домен 3	1	3,98	0,40					10,83	0,64	5,96 - 8,40	15,00 - 20,00	Разубоживание с прирезкой меньше 1м. (ELOS 1 м)	3 293
Структурный домен 4	1	1,9	0,40					5,17	0,30	3,90 - 5,37	7,00 - 12,00	Разубоживание с прирезкой меньше 1м. (ELOS 1 м)	600
Структурный домен 5	1	1,85	0,40					5,03	0,30	3,85-5,28	7,00 - 12,00	Разубоживание с прирезкой меньше 1м. (ELOS 1 м)	600
Структурный домен 6	1	4,99	0,40					13,57	0,80	6,95 - 9,69	16,5 - 25,00	Разубоживание с прирезкой меньше 1м. (ELOS 1 м)	4994

Рудник Октябрьский		Тип руд		Кровля камер	Борта камер	Рекомендуемые пролеты (HR)											
Структурный домен 1		Вкрапленные руды															
Показатель устойчивости N				0,52	8,92												
HR по Форсайту устойчиво				2,72													
HR по Форсайту граница транзитной зоны				4,95													
HR устойчиво только с креплением				6,93													
HR Разубоживание менее 0,5 м (ELOS 0,5m)					5,30												
HR Разубоживание от 0,5 до 1 м (ELOS 1m)					7,47												
HR Разубоживание от 1 до 2 м (ELOS 2m)					10,91												
Обрушение (ELOS > 2m)																	
Ширина очистной камеры В, м	6	1,88	2,31	2,50	2,61	2,68	2,73	2,76	2,79	2,81	2,83	2,84	2,86				
	8	2,22	2,86	3,16	3,33	3,45	3,53	3,59	3,64	3,67	3,70	3,73	3,75				
	10	2,50	3,33	3,75	4,00	4,17	4,29	4,38	4,44	4,50	4,55	4,58	4,62				
	12	2,73	3,75	4,29	4,62	4,84	5,00	5,12	5,22	5,29	5,36	5,41	5,45				
	14	2,92	4,12	4,77	5,19	5,47	5,68	5,83	5,96	6,06	6,14	6,21	6,27				
	16	3,08	4,44	5,22	5,71	6,06	6,32	6,51	6,67	6,79	6,90	6,98	7,06				
		Длина очистной камеры L, м															
		10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120				
Высота очистной камеры Н, м	3	1,15	1,30	1,36	1,40	1,42	1,43	1,44	1,45	1,45	1,46	1,46	1,46				
	7	2,06	2,59	2,84	2,98	3,07	3,13	3,18	3,22	3,25	3,27	3,29	3,31				
	10	2,50	3,33	3,75	4,00	4,17	4,29	4,38	4,44	4,50	4,55	4,58	4,62				
	12	2,73	3,75	4,29	4,62	4,84	5,00	5,12	5,22	5,29	5,36	5,41	5,45				
	13	2,83	3,94	4,53	4,91	5,16	5,34	5,48	5,59	5,68	5,75	5,81	5,86				
	14	2,92	4,12	4,77	5,19	5,47	5,68	5,83	5,96	6,06	6,14	6,21	6,27				
	16	3,08	4,44	5,22	5,71	6,06	6,32	6,51	6,67	6,79	6,90	6,98	7,06				
	18	3,21	4,74	5,63	6,21	6,62	6,92	7,16	7,35	7,50	7,63	7,73	7,83				
	20	3,33	5,00	6,00	6,67	7,14	7,50	7,78	8,00	8,18	8,33	8,46	8,57				
	24	3,53	5,45	6,67	7,50	8,11	8,57	8,94	9,23	9,47	9,68	9,85	10,00				
	25	3,57	5,56	6,82	7,69	8,33	8,82	9,21	9,52	9,78	10,00	10,19	10,34				
	26	3,61	5,65	6,96	7,88	8,55	9,07	9,48	9,81	10,09	10,32	10,51	10,68				
	27	3,65	5,74	7,11	8,06	8,77	9,31	9,74	10,09	10,38	10,63	10,84	11,02				
	28	3,68	5,83	7,24	8,24	8,97	9,55	10,00	10,37	10,68	10,94	11,16	11,35				
	29	3,72	5,92	7,37	8,41	9,18	9,78	10,25	10,64	10,97	11,24	11,47	11,68				
30	3,75	6,00	7,50	8,57	9,38	10,00	10,50	10,91	11,25	11,54	11,79	12,00					
35	3,89	6,36	8,08	9,33	10,29	11,05	11,67	12,17	12,60	12,96	13,28	13,55					
36	3,91	6,43	8,18	9,47	10,47	11,25	11,89	12,41	12,86	13,24	13,56	13,85					
40	4,00	6,67	8,57	10,00	11,11	12,00	12,73	13,33	13,85	14,29	14,67	15,00					
45	4,09	6,92	9,00	10,59	11,84	12,86	13,70	14,40	15,00	15,52	15,97	16,36					
50	4,17	7,14	9,38	11,11	12,50	13,64	14,58	15,38	16,07	16,67	17,19	17,65					
55	4,23	7,33	9,71	11,58	13,10	14,35	15,40	16,30	17,07	17,74	18,33	18,86					
60	4,29	7,50	10,00	12,00	13,64	15,00	16,15	17,14	18,00	18,75	19,41	20,00					

Рисунок 4.2 - Допустимые параметры для 1 структурного домена в зоне подработки

В рассматриваемых горно-геологических и горнотехнических условиях достигнуть повышения устойчивости стенок очистных камер и, как следствие, снижения показателей разубоживания, возможно при реализации следующих сценариев:

1. Изменение направления отработки очистных камер с азимута 90 и 270 градусов на 0 и 180 градусов.
2. Разделение массива вкрапленных руд, находящихся в зоне повышенной трещиноватости, на подэтажи с параметрами, отраженными в таблице 4.2. Принципиальная технологическая схема, рекомендуемая для выемки подработанных залежей вкрапленных руд мощностью 25 метров, представлена на рисунке 4.3.

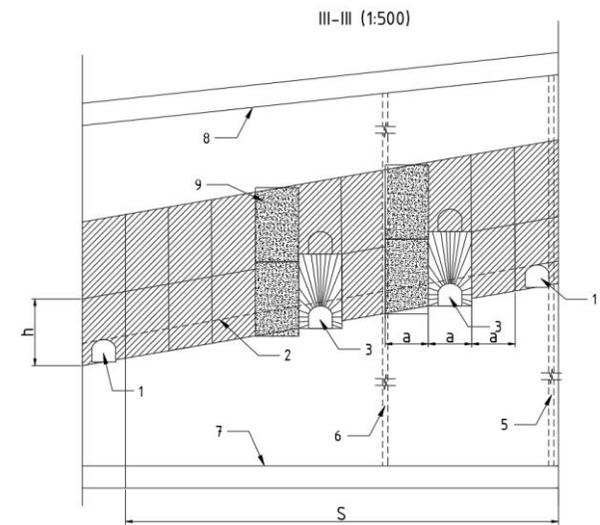
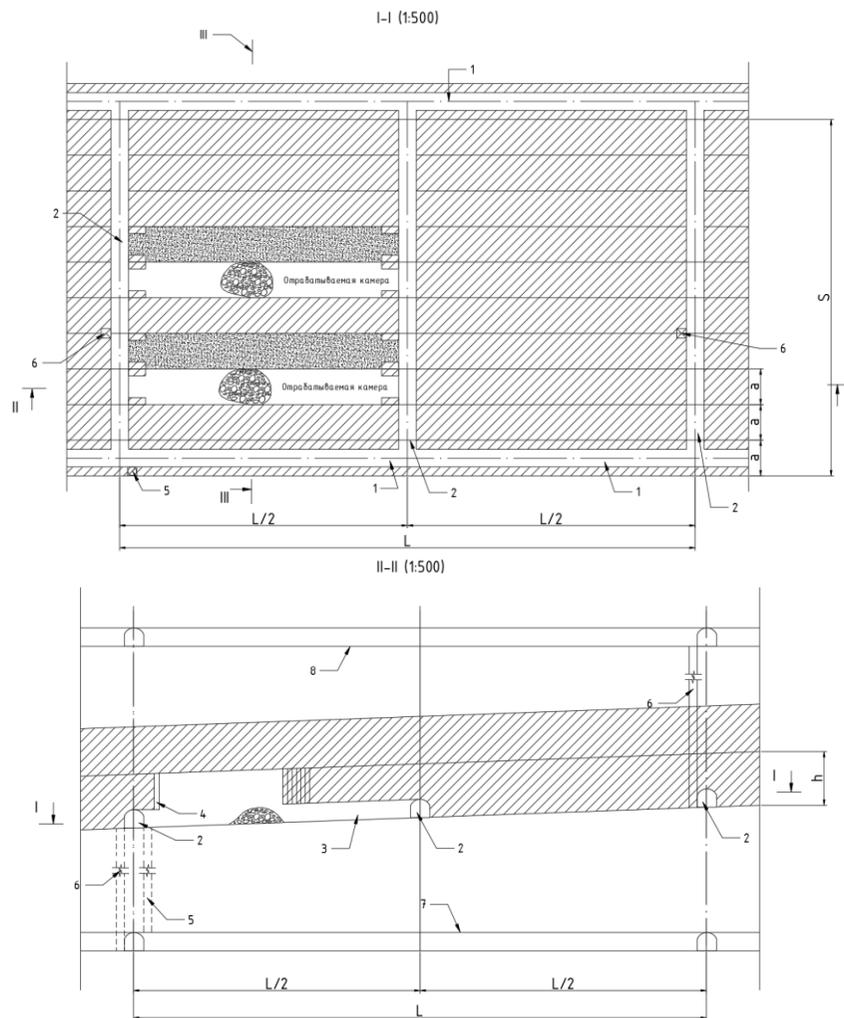


Рисунок 4.3 - Рекомендуемая технологическая схема обработки вкрапленных руд для мощности 25 метров в зоне повышенной трещиноватости с восходящим порядком отработки 1 - Транспортный штрек, 2 - Слоевой орт, 3 - Разрезной штрек, 4 - Отрезной восстающий, 5 - Рудоспуск, 6 - Вентиляционный восстающий, 7 - Откаточный квершлаг, 8 - Выработка вентиляционно-закладочного горизонта, 9 - Закладочный массив ,a - Ширина камеры (8 м), S - Ширина панели (80 м), L - Длина панели (120 м), h - Высота камеры (до 15 м)

При проходке очистных камер первой очереди их делят на подэтажи (уступы). Подэтажи рекомендуется отрабатывать в восходящем порядке при следующей последовательности выполнения основных производственных процессов: отработка нижнего подэтажа; закладка полости, образовавшейся при отработке нижнего подэтажа, закладочным твердеющим материалом; после набора закладочным материалом проектных прочностных характеристик отрабатывают верхний подэтаж. При такой последовательности выполнения основных процессов общее время на проходку очистной камеры длиной 120 м составит около 5 месяцев. По сравнению с базовым вариантом, применяемым на руднике «Октябрьский», система разработки с разделением очистной камеры первой очереди на подэтажи (уступы) создает объективные предпосылки для снижения коэффициента разубоживания вкрапленных руд, добываемых в камерах второй очереди:

- на 25% для камер, в обоих боках которых находится закладочный массив,
- на 12% для камер один из боков которых представлен закладочным массивом, второй рудным массивом.

По данным исследований резкое увеличение интенсивности обрушений боков очистных камер первой очереди начинается при увеличении их высоты до 17-20 м.

Следует отметить, что выполнение рекомендации по уменьшению высоты камер приводит к увеличению объемов подготовительно нарезных работ. Рассмотрим рекомендуемую схему подготовки очистных камер, находящихся в границах 1-го структурного домена, при мощности рудного тела 24 м. Рекомендуемая высота камер первой очереди для данного участка, обеспечивающая минимальные объемы обрушений руды из боков камер, составляет 12 м (рисунок 4.4).

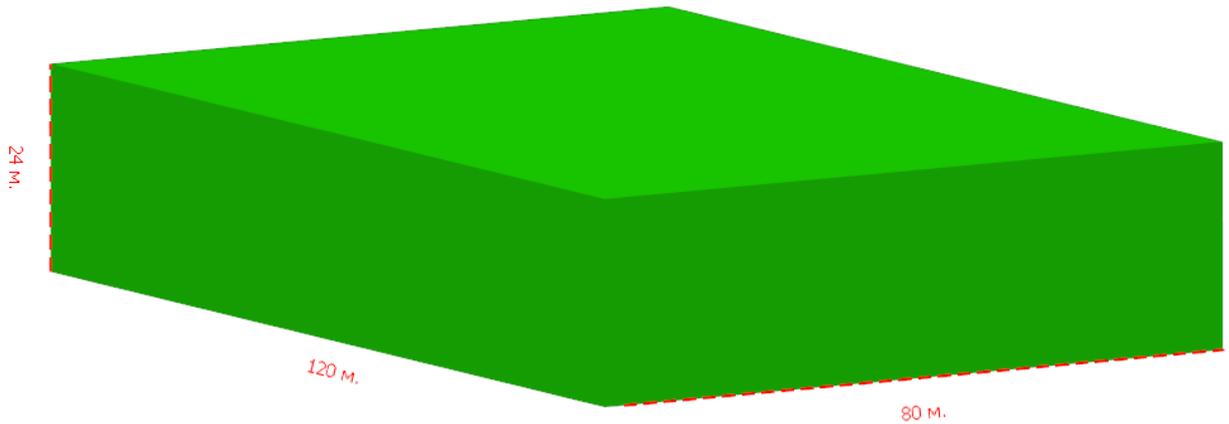
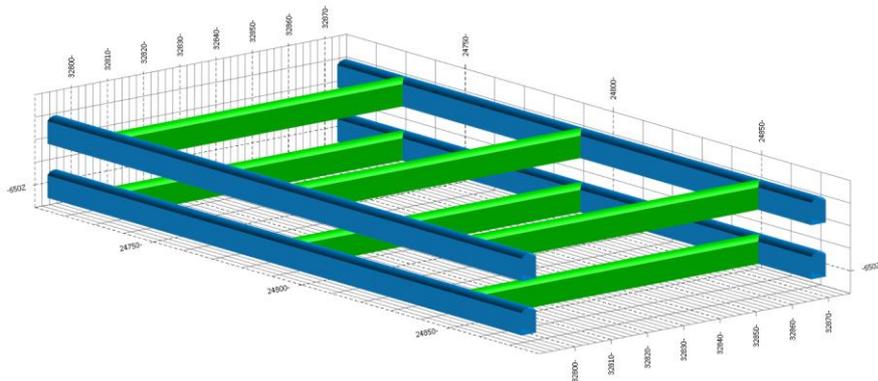


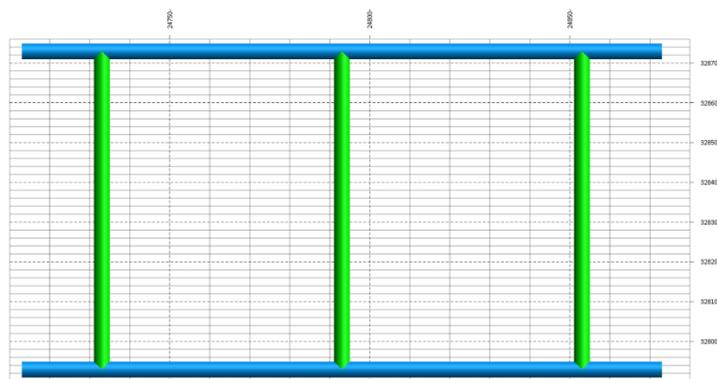
Рисунок 4.4 - Типовая выемочная панель во вкрапленных рудах

Подготовка панели начинается с проходки транспортных штреков и панельных ортов. В предлагаемой схеме с широтной ориентацией очистных камер проходится 6 панельных ортов и 4 транспортных штрека (рисунок 4.5).

А)



Б)

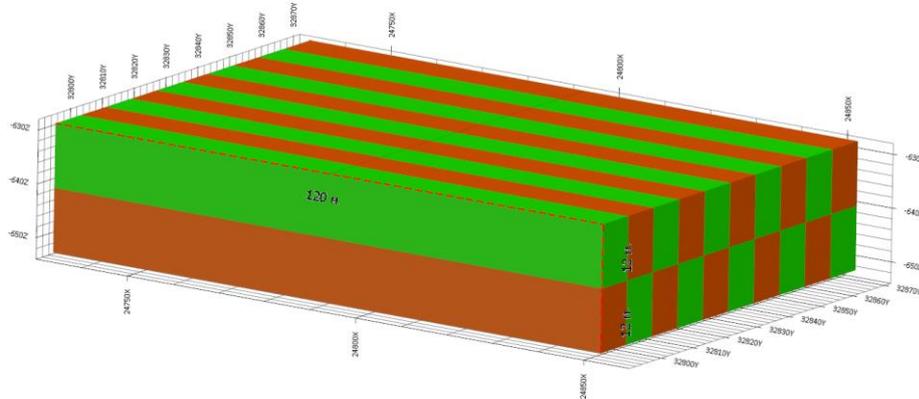


- транспортные штреки
- панельные орты

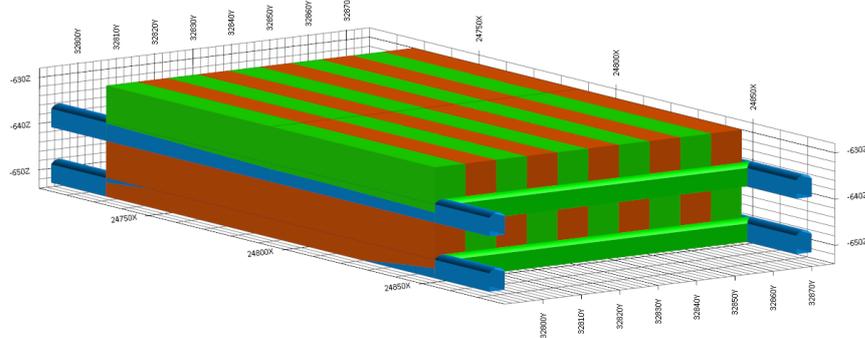
Рисунок 4.5 - Подготовительные выработки, проходимые при подготовке панели в рекомендуемой технологической схеме: А- аксонометрия подготовительных горных выработок; Б - вид в плане.

Таким образом, осуществляется подготовка и оконтуривание выемочной панели, на рисунке 4.6 представлен пример выемочного блока с размерами и разделением на подэтажи (уступы, слои).

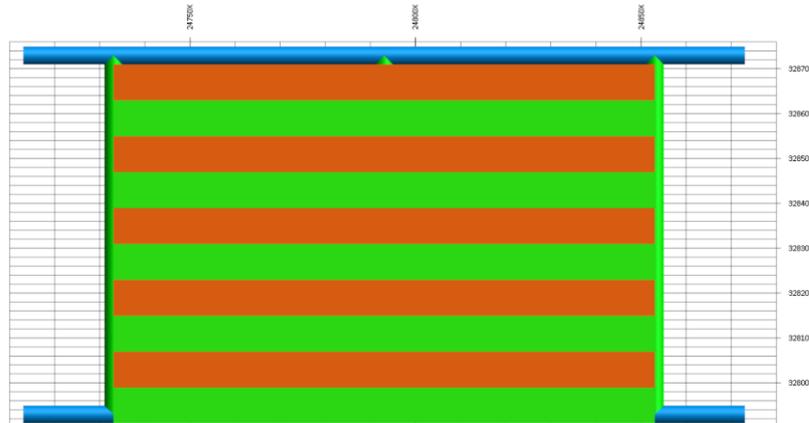
А)



Б)



В)



- транспортные штреки
- панельные орты
- очистная камера
- очистная камера

Рисунок 4.6 - Пример подготовки выемочной панели в подработанной залежи вкрапленных руд А) Размеры выемочной панели, Б) Подготовленная выемочная панель, с пройденными транспортными штреками и панельными ортами, В) Вид в плане

После подготовки панели, осуществляется проходка нарезных выработок, а именно верхних и нижних разрезных штреков. Верхние разрезные проходятся для отработки камер в верхнем уступе (подэтаже), нижние для нижнего слоя. На рисунке 4.7 представлена полностью подготовленная к отработке панель, с пройденными нарезными выработками внутри очистной панели, в реальности проходка осуществляется последовательно в зависимости от установленного порядка отработки.

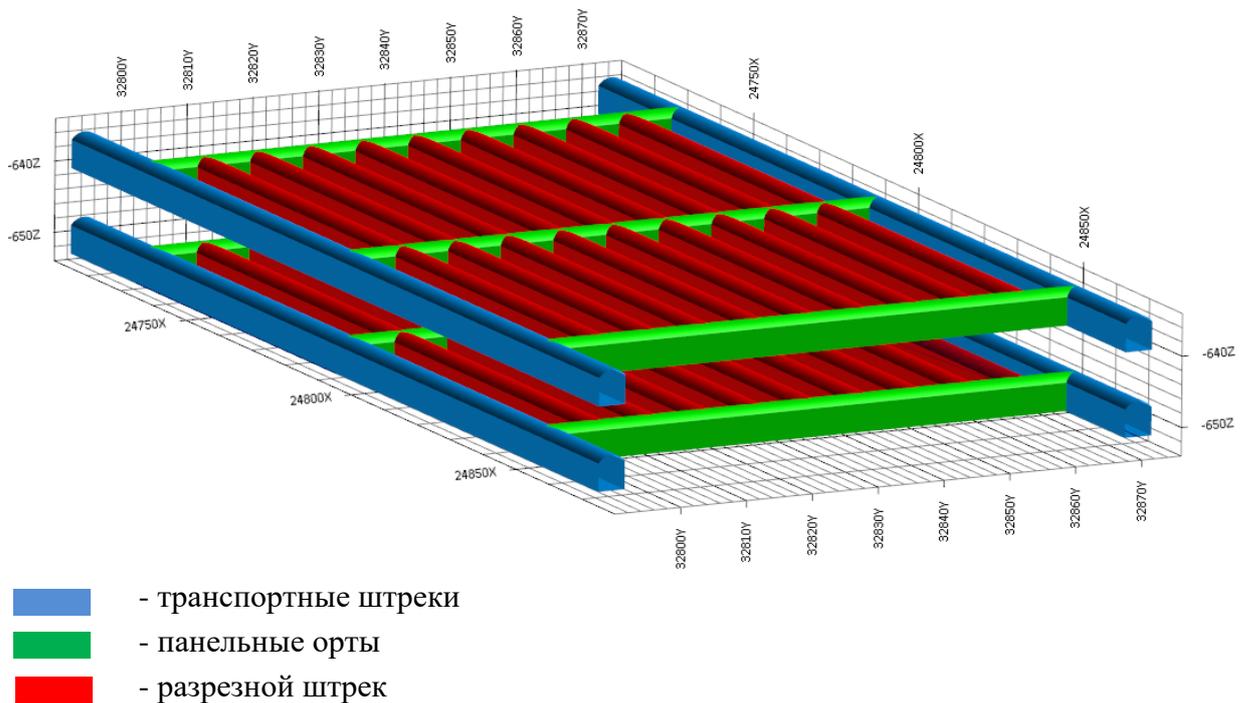


Рисунок 4.7 - Панель полностью подготовленная к отработке, все подготовительные и нарезные выработки пройдены

Дополнительно на рисунке 4.8 представлено расположение нарезных выработок в контурах очистных камер.

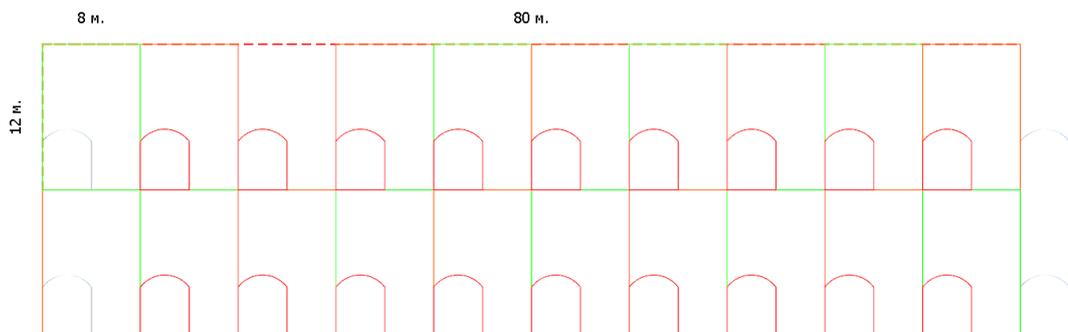


Рисунок 4.8 - Вертикальный разрез вкрест простирания очистных камер с подготовительно-нарезными горными выработками

Доставка и транспортировка рудной массы осуществляется с применением погрузо-доставочных машин с ДУ от очистного забоя до участковых рудоспусков, после добытая руда транспортируется до капитальных рудоспусков, далее по системе выработок транспортного горизонта доставляется к скиповому стволу.

В таблице 4.3 представлены результаты расчетов объемов подготовительно-нарезных работ в панели при использовании рекомендуемой технологии отработки вкрапленных руд.

В соответствие с принятой на предприятии технологией отработки, предусмотрена полная закладка очистной пространства. Приготовление закладочной смеси осуществляется на поверхностном комплексе. Производительность закладочного комплекса рудника «Октябрьский» по паспорту достигает 220-230 м³/ч.

Как для базового варианта, так и для рекомендуемого варианта основным требованием к закладочному массиву, как к способу управления горным давлением, является сохранение устойчивости в обнажениях и создание необходимого подпора для поддержания очистных выработок при ведении очистных работ [18,11,57]. Минимальная прочность закладочного массива должна быть не менее 1,1 МПа до начала ведения очистных работ в камере второй очереди, проходимой вприсечку к закладочному массиву. Принципиальная схема ведения очистных работ представлена на рисунке 4.6.

В базовом варианте удельный объем ПНР равняется 65,4 м³/1 000 т, в предлагаемом варианте удельный объем ПНР равняется 79,1 м³/1 000 т, таким образом разница в объемах подготовки равняется 21%.

Ключевая разница между базовым и предлагаемым вариантом заключается в том, что средний коэф. разубоживания по панели равняется 30% в базовом варианте и 15% в предлагаемом варианте, что существенно влияет как на объемы эксплуатационных запасов, так и на среднее содержание полезного компонента.

Таблица 4.3 - Расчет объемов подготовительно-нарезных работ (ПНР)

Общий объем подготовительно-нарезных работ в панели:					254 795 м ³	Lк=120 м	Мр=24 м				
№№ п/п	Вид работ	Наименование	Кол- во	Сечение, м ²	Длина выработки, м				Объем выемки, м ³		
					Одной	Общая	В том числе:		Общий	по руде	по породе
							по руде	по породе			
1	Подготовительные	Транспортный штрек	4	19	120	480	480	0	9 120	9 120	0
2	Подготовительные	Панельный орт	6	18	76	456	456	0	8 208	8 208	0
3	Нарезные	Разрезной штрек	20	18	116	2 320	2 320	0	41 760	41 760	0
4	Нарезные	Отрезной восстающий	20	4	7	140	140	0	560	560	0
5	Подготовительные	Вент. Восстающий	1	4,5	55	55	15,5	39,5	248	69,8	177,8
6	Подготовительные	Рудоспуск	1	4,5	50	50	0	50	225	0	225
7	Подготовительные	Ниша	2	30	6	12	12	0	360	360	0
		Всего ПНР							60 481	60 078	403
		В т.ч. подготовительные							18 161	17 758	403
		нарезные							42 320	42 320	0
		очистные								194 718	
	Удельный объем ПНР, м ³ /1000 т								79,1	78,6	0,5
	в том числе: подготовительные работы								23,8	23,3	0,5
	нарезные работы								55,4	55,4	

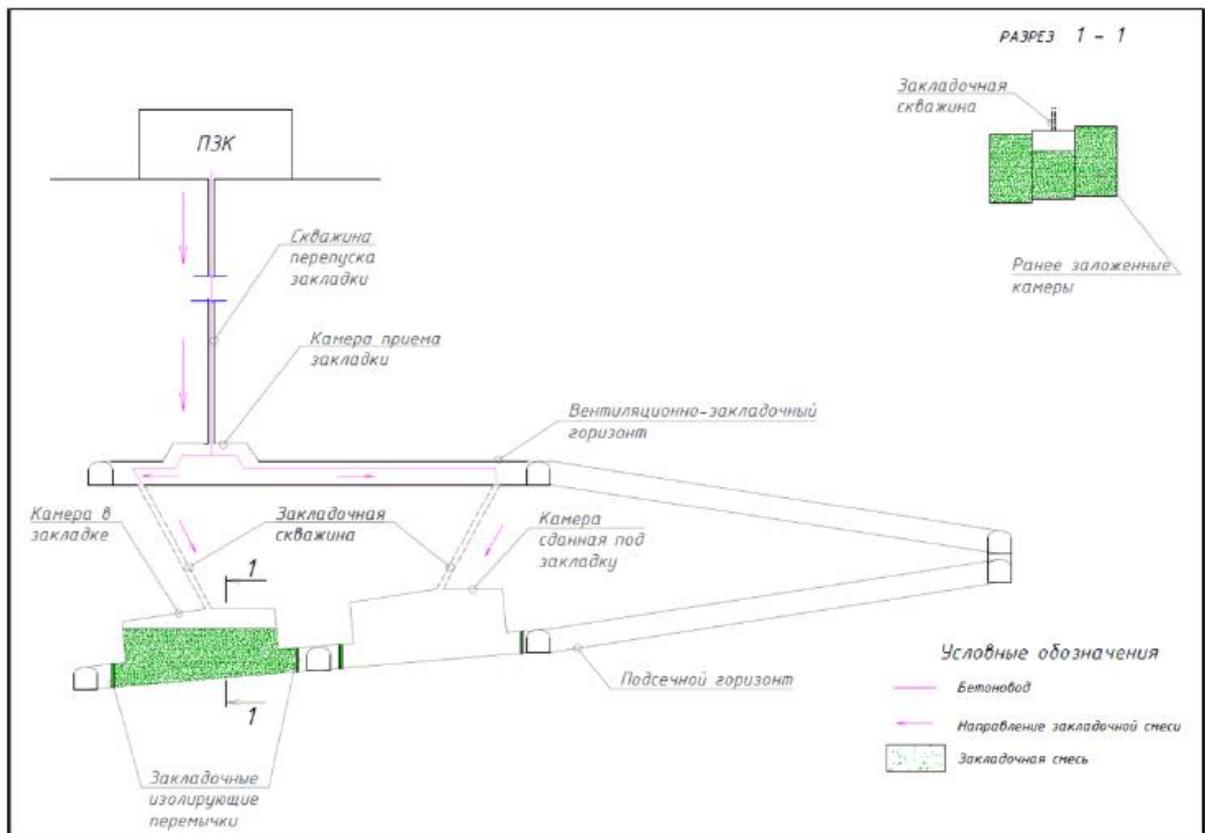


Рисунок 4.6 - Принципиальная схема транспортировки закладочного материала до очистной камеры

Объемы эксплуатационных запасов рассчитываются по формуле (13):

$$Q_{\text{экспл}} = Q_{\text{баланс}} * \left(\frac{1-P}{1-R} \right), \text{ м}^3 \quad (13)$$

где: $Q_{\text{баланс}}$ - балансовые запасы панели, м^3 ,

P - потери (принимаются по данным проекта, б), ед,

R - разубоживание (принимается по данным фактических расчетов), ед.

$$Q_{\text{экспл(базовый)}} = 120 * 80 * 24 * \left(\frac{1 - 0,06}{1 - 0,3} \right) = 309\,394 \text{ м}^3$$

$$Q_{\text{экспл(рекомендуемый)}} = 120 * 80 * 24 * \left(\frac{1 - 0,06}{1 - 0,15} \right) = 254\,795 \text{ м}^3$$

Разница в эксплуатационных запасах достигает 18%, что касается среднего содержания, количество полезных компонентов, поставленных на баланс, достигает 7 различных металлов, также информация является коммерческой тайной, однако снижение среднего содержания достигает 26% процентов, что существенно влияет на экономическую эффективность отработки панели (таблица 4.4).

Таблица 4.4 - Абсолютные затраты на подготовительно нарезные работы

Вариант	Балансовые запасы, м ³	Коэф. извл.	Экспл. запасы, м ³	Экспл. запасы, т	Удельный V ПНР, м ³ /1000т	ПНР, м3	Производственная себестоимость ГПР, тыс. руб/ м ³	Абс. затраты на ПНР, тыс. руб.
Базовый	230 400,00	1,34	309 394,29	928 183	65,4	60 703,16	295	17 961 460,44
Рекомендуемый	230 400,00	1,11	254 795,29	764 386	79,1	60 462,93	295	17 890 377,13

Ключевой проблемой разубоживания закладочным материалом является тот факт, что данный материал не обладает полезным компонентом и как показывают исследования [9] существенно снижает выход полезного компонента. Также выход полезного компонента зависит от среднего содержания полезного компонента.

Для оценки эффективности предложенных решений по фактору снижения среднего содержания полезного компонента, выполнен расчет, результаты которого представлены в таблице 4.5.

Таблица 4.5 - Эффективность предложенной схемы по фактору снижения среднего содержания полезного компонента

Вариант	Балансовые запасы, т	Коэф. извл.	Экспл. запасы, т	Кол-во металла, т	Ср. содержание металла, %	Падение среднего содержания по металлу от геологического
Базовый	230 400,00	1,34	309 394,29	670,79	0,22	26%
Рекомендуемый	230 400,00	1,11	254 795,29	670,79	0,26	10%

По результатам расчета падение среднего содержания относительно геологического по базовому варианту достигает 26%, когда рекомендуемая схема снижает данное падение до 10% процентов, эффективность более чем в 2 раза.

4.2.1 Техничко-экономическая оценка

С целью укрупненной оценки экономического ущерба, которое испытывает предприятие при увеличении разубоживания на 1%, в качестве базового объекта для расчета принят рудник «Х» со схожими горно-геологическими и горно-техническими условиями.

Производственная мощность рудника «Х» находится на уровне 850 тыс. т. руды в год (сопоставимо с производительностью рудника «Октябрьский» по вкрапленным рудам).

Разница между двумя вариантами заключается в следующем:

1. Увеличение разубоживания приводит к увеличению объемов эксплуатационных запасов (таблица 4.3), разница в панели с учетом постоянного процента потерь достигает 22%, что влечет за собой увеличение затрат на доставку, транспортировку руды до поверхностных комплексов, а также на транспортировку до обогатительной фабрики;

2. Увеличение эксплуатационных запасов влечет за собой увеличение срока отработки запасов и, как следствие, увеличиваются абсолютное значение условно-постоянных затрат (ФОТ аппарата управления и всего персонала, вспомогательные службы, обеспечивающие работу предприятия);

3. С ростом периода отработки запасов, увеличивается коэффициент дисконтирования, который существенно влияет на дисконтированный доход;

4. Снижение среднего содержания добываемого полезного компонента приводит к снижению выхода полезного компонента, даже без учета специфики влияния закладочного материала на процессы обогащения. Снижение выхода снижает количество конечного продукта.

В качестве основной методики расчета технико-экономических показателей принята методика Коссова В.В. «Методические рекомендации по

оценке эффективности инвестиционных проектов». В основе расчета экономической эффективности инвестиционных проектов (ИП) лежит отражающая соответствие проекта, порождающего данный ИП целям и интересам его участников.

Пример расчета представлен в таблице 4.6.

Таблица 4.6 - Таблица технико-экономических показателей расчета при различных показателях разубоживания

Наименование	Ед. изм.	Коэф. разубоживания 20%	Коэф. разубоживания 19%
1. Геологические запасы, положенные в обоснование кондиций:			
- руды	тыс.т	19120,56	19120,56
полезный компонент	кг	230053,55	230053,55
2. Эксплуатационные запасы:			
- руды	тыс.т	22638,41	22358,93
полезный компонент	кг	222047,38	222047,38
3. Среднее содержание металлов в руде разведанных запасов:			
полезный компонент	г/т	12,03	12,03
4. Среднее содержание металлов в руде эксплуатационных запасов:			
полезный компонент	г/т	9,81	9,93
5. Потери при добыче	%	5,00	5,00
6. Разубоживание	%	20,00	19,00
7. Годовая производственная мощность предприятия:			
- по добыче руды	тыс.т	850,00	850,00
- по переработке руды	тыс.т	850,00	850,00
10. Срок обеспеченности запасами:			
- рудника по добыче руды	лет	26,63	26,30
- предприятия по переработке руды	лет	26,63	26,30
11. Сквозное извлечение =полезный компонент	%	84,13	84,13
12. Выпуск товарных металлов за весь срок эксплуатации			
полезный компонент	кг	198871,67	201357,57
13. Инвестиционные расходы:			
- строительство рудника	млн.руб.	23360,25	23360,25
- на обогатительную фабрику	млн.руб.	2900,26	2900,26
- замена оборудования по горно-металлургическому циклу	млн.руб.	21986,74	21986,74
- оборотные средства	млн.руб.	5965,88	5972,32
Итого инвестиционные расходы	млн.руб.	54213,13	54219,56
14. Удельные капиталовложения на строительство рудника на 1т годовой мощности по добыче руды	руб.	27482,64	27482,64
15. Стоимость товарной продукции :			
годового выпуска:			
полезный компонент	млн.руб.	19099,34	19579,81
за весь период эксплуатации:			
полезный компонент	млн.руб.	508680,92	515039,43
16. Годовые эксплуатационные расходы	млн.руб.	14561,96	14758,90
в т.ч. амортизация	млн.руб.	1969,95	1994,58
17. Эксплуатационные расходы на 1 т руды	руб./т	16830,48	16998,87
в том числе:			
- на добычу руды	руб./т	7136,03	7225,23

Продолжение таблицы 4.6

- на переработку руды	руб./т	5033,05	5095,96
- на аффинаж	руб./т	38,20	38,68
- общехозяйственные расходы	руб./т	1182,23	1182,23
- амортизация	руб./т	2176,91	2176,91
- налог на добычу полезных ископаемых	руб./т	1264,06	1279,86
18. Эксплуатационные расходы за весь срок отработки запасов	млн.руб.	387834,96	388227,29
19. Себестоимость 1у.е =полезный компонент	руб./у.е	1950,18	1928,05
20. Цена за 1 у.е.:			
полезный компонент	руб./у.е	2557,83	2557,83
21. Затраты на 1 рубль товарной продукции	руб./руб.	0,76	0,75
22. Прибыль:			
- валовая прибыль за расчетный год	млн.руб.	4537,38	4820,91
- валовая прибыль за период эксплуатации	млн.руб.	120845,96	126812,14
- чистая прибыль за расчетный год	млн.руб.	3496,37	3721,91
- чистая прибыль за период эксплуатации	млн.руб.	93120,37	97903,37
23. Амортизация:			
- за год	млн.руб.	1969,95	1994,58
- за весь период эксплуатации	млн.руб.	52466,58	52466,58
24. Чистая прибыль+амортизация			
- за год	млн.руб.	5466,32	5716,48
- за весь период эксплуатации	млн.руб.	145586,95	150369,95
25. Норма дисконтирования	%	10,00	10,00
26. Дисконтированная сумма инвестиций	млн.руб.	30798,00	30802,97
27. Чистый дисконтированный доход	млн.руб.	12404,84	13811,86

Учитывая вышеперечисленные факторы, укрупненный расчет показывает, что 1% разубоживания при сохранении производственной мощности предприятия, стоит компании 10% от общего дохода за рассматриваемый период (более 20 лет).

Таким образом, снижение разубоживания даже на 1%, при сохранении производственной мощности, влечет за собой существенный экономический эффект, что подтверждает эффективность предложенных решений.

4.3 Рекомендации для использования при отработке залежей вкрапленных руд, находящихся за пределами области подработанного массива

Для перспективных участков отработки богатых и вкрапленных руд на фланговых запасах рудников «Октябрьский», «Таймырский», «Комсомольский» и еще, находящегося в ранних стадиях отработки, рудника «Скалистый» шахты «Глубокая», при сохранении порядка отработки восходящего (сначала богатые, потом вкрапленные руды), рекомендуется обеспечить полноту закладки выработанного пространства, для снижения

негативного влияния подработки. Это обеспечивается путем внедрения двухстадийной схемы закладочных работ.

Изучением свойств закладочных смесей и разработкой технологий выполнения закладочных работ занимались многие российские и зарубежные ученые [12, 33, 46]. Результаты этих исследований были использованы при разработке рекомендуемой двухстадийной схемы закладочных работ на руднике «Октябрьский». Двухстадийную схему закладочных работ необходимо выполнять с учетом времени, которое необходимо закладочному массиву для усадки. Критерием для оценки начала второй стадии закладочных работ могут являться результаты исследования Лаборатории геотехники ООО «Институт Гипроникель», направленные на изучение прочностных и деформационных свойств закладочного материала.

Технология формирования закладочного массива в очистной камере является циклической и требует периодической остановки. Послойное формирование закладочного массива сопряжено с неравномерной усадкой всех слоев, таким образом на конец формирования закладочного массива суммарная усадка закладочного массива, не считая при этом варианты, для которых закладка камеры под кровлю не обеспечивается из-за невыдержанной кровли и случайной траектории закладочной скважины, может достигать 10% (рисунок 4.7).



Рисунок 4.7 - Слоистая структура закладочного массива в борте очистной камеры

Согласно исследованиям, применяемая закладочная смесь АШЦ М30 (ангидрит, шлак, цемент) имеет следующую характеристику набора прочности в образце со временем (рисунок 4.8).

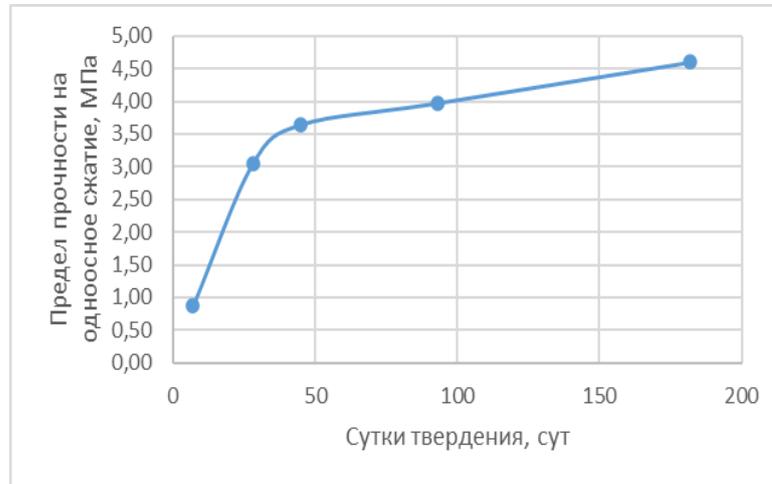


Рисунок 4.8 - График зависимости предела прочности при одноосном сжатии закладочного материала от времени

Дозакладку камеры целесообразно осуществлять в момент максимальной водоотдачи закладочного массива с целью минимизации общих затрат времени на начало отработки смежной камеры. Согласно графику, на рисунке 4.9, первый минимум достигается на 28 сутки, что свидетельствует о максимальные потери воды в закладочном материале на данном этапе (процесс гидратации и образования пор в закладочном массиве), после чего поры, сформированные в закладочном массиве, впитывают влагу из атмосферы, что является причиной повторного набора плотности.

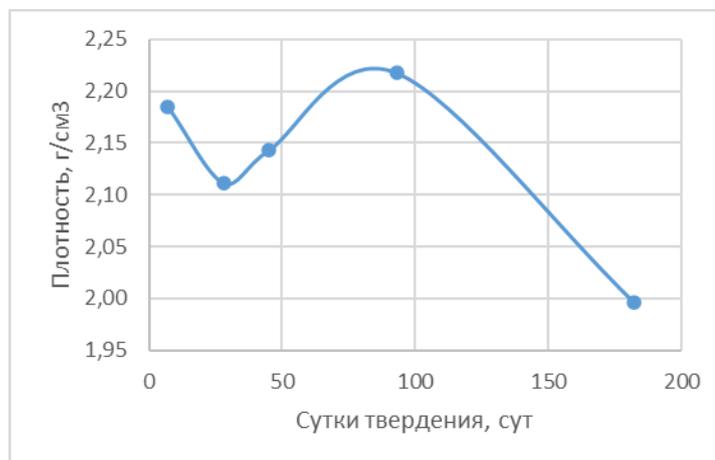


Рисунок 4.9 - График изменения плотности закладочного материала со временем

2. Снижение отрицательного влияния подработки на разубоживание вкрапленных руд, добываемых при проходке присечных (вторичных) камер достигается при разделении камер по высоте на уступы (подэтажи), оптимальную высоту которых определяют с учетом дополнительных издержек производства, связанного с разубоживанием добываемой руды закладочным материалом. В условиях рудника «Октябрьский» оптимальная высота уступов в зависимости от структурного домена (подэтажей) составляет 7 - 25 м.

3. Рекомендации, обеспечивающие снижение разубоживания добываемой вкрапленной руды, можно разделить на 2-е характерные горно-технические ситуации, где 1 относится к массиву горных пород в условиях повышенной техногенной трещиноватости от негативного влияния подработки сплошными сульфидными рудами, т.е. определяющие факторы являются не регулируемые. 2 горно-техническая ситуация, характеризуется только частотой природных трещин и позволяет вести горные работ в условиях регулируемых;

4. Предложенная технологическая схема ведения очистных работ для условий повышенной техногенной трещиноватости позволяет снизить падение среднего содержания в 2 раза, падение среднего содержания относительно геологического содержания полезного компонента в массиве горных пород при базовом варианте составляет 25%, когда предложенный вариант имеет падение среднего содержания 10%;

5. Предложенная схема позволяет снизить объемы эксплуатационных запасов, за счет снижения объема закладочного материала, попадающего в рудопоток, на 18%, что в значительной степени влияет на экономическую эффективность отработки панели, за счет снижения абсолютных затрат на доставку и транспортировку рудной массы;

6. Несмотря на увеличение удельного объема ПНР, при базовом варианте 65,4 м³/1000т, при рекомендуемом сценарии достигает 79,1, но за

счет снижения эксплуатационных запасов, абсолютные затраты при рекомендуемом сценарии снижаются (таблица 4.4);

7. Укрупненные расчеты, по данным рудников аналогов показывают, что 1% разубоживания стоит предприятию 4% от общей выручки, при рассмотрении расчета в 20 летний период, экономический эффект достигается за счет снижения срока периода дисконтирования, увеличения количества товарного продукта, снижению условно-постоянных затрат предприятия, а также эксплуатационных затрат на доставку транспортировку горной массы на поверхность и далее на обогатительную фабрику;

8. В качестве превентивных мер борьбы с увеличением интенсивности техногенной трещиноватости можно отметить высокую необходимость в обеспечении полной закладки выработанного пространства после ее компрессии и усадки, что на текущий момент, зачастую, не обеспечивается, это необходимо для избегания формирования пролета подработки. Рекомендуется выполнять дозакладку камеры в период от 7 до 28 суток.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате выполненных исследований обоснованы параметры камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства, обеспечивающие существенное (в 2,0-2,5 раза) снижение разубоживания добываемой руды при ведении очистных работ в подработанных мощных залежах вкрапленных руд.

Основные научные и практические результаты выполненного исследования заключаются в следующем:

1. К числу актуальных вопросов, требующих неотложного решения для рудников Талнахского рудного узла, являющегося сырьевой базой Норильского горно-металлургического комбината, относятся вопросы, связанные со снижением разубоживания добываемых вкрапленных руд. В течение ближайших 10-15 лет доля вкрапленных руд в общем объеме добычи увеличится более чем в 3 раза. Фактические значения коэффициентов разубоживания вкрапленных руд в настоящее время достигают 30% и более.

2. При реализации применяемого на руднике «Октябрьский» варианта камерной системы разработки проектные показатели разубоживания добываемой вкрапленной руды на уровне 10-12% реально могут быть достигнуты только при отработке первичных камер, в боках которых расположен рудный массив или рудные целики. Данный факт необходимо учитывать при планировании горных работ.

3. К числу основных факторов, негативно влияющих на качество добываемых вкрапленных руд, относится опережающая выемка нижерасположенных запасов богатых сульфидных руд. В подработанных залежах вкрапленных руд формируются области с повышенной частотой трещин, которые приводят к снижению устойчивости боков первичных камер и их обрушениям. Образовавшиеся при этом полости при ведении закладочных работ в первичных камерах заполняются твердеющим материалом, который обрушается буровзрывными работами при проходке вторичных (присечных) камер.

4. Принимая во внимание значительную высоту очистных камер (25 м и более), исключить отрицательное влияние опережающей выемки сплошных богатых сульфидных руд на разубоживание вкрапленных руд возможно только при выполнении условия полной закладки твердеющими материалами камер, пройденных по богатым рудам, и последующей дозакладки данных камер после усадки закладочного массива, величина которой в рассматриваемых условиях может достигать нескольких метров.

5. Снижение отрицательного влияния подработки на разубоживание вкрапленных руд, добываемых при проходке присечных (вторичных) очистных камер, достигается разделением выемочной ленты по высоте на уступы (подэтажи), оптимальную высоту которых определяют с учетом дополнительных издержек производства, связанного с разубоживанием добываемой руды закладочным материалом. В условиях рудника «Октябрьский» оптимальная высота уступов в зависимости от структурного домена составляет 7 - 25 м. Область рационального использования разработанных мероприятий определяется границами зоны повышенной трещиноватости вкрапленных руд.

6. Принятая в настоящее время ориентация очистных камер, пройденных по залежам вкрапленных руд характеризуется азимутами падения боков очистных камер соответственно равными 90 и 270 градусов, что в сочетании с фактическими геометрическими параметрами камер согласно методике оценки устойчивости Мэтьюза-Потвина является самым неблагоприятным решением по устойчивости породных вертикальных обнажений.

7. Реализация разработанных рекомендаций, связанных с определением высоты очистных камер и изменением направлений их проходки с учетом расположения и ориентации основных систем трещин в рудном массиве, создает объективные предпосылки для снижения коэффициента разубоживания вкрапленной руды в условиях рудника «Октябрьский» не менее, чем на 15-18%.

Дальнейшее развитие темы диссертации предполагает проведение опытно-промышленных испытаний рекомендуемых параметров системы разработки с целью оценки эффективности и корректировки предложенных решений, а также калибровки полученных аналитических зависимостей.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абдрахманов, М. И. Применение алгоритмов кластеризации для экспресс-анализа сейсмических данных / М. И. Абдрахманов, С. Э. Лапин, И. В. Шнайдер // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2019. — № 6. — С. 27–44. — DOI: 10.25018/0236-1493-2019-06-0-27-44.
2. Авдеев, А. Н. Прогноз развития геомеханической ситуации при переходе от открытой к подземной технологии выемки крутопадающей залежи системами с обрушением горных пород / А. Н. Авдеев, О. В. Зотеев, Е. Л. Сосновская // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2021. — Т. 5, № 2. — С. 6–15. — DOI: 10.25018/0236-1493-2021-5-2-0-6.
3. Агошков, М. И. Подземная разработка рудных месторождений / М. И. Агошков. — Москва : [издательство не указано], 1966.
4. Айнбиндер, И. И. Перспективы развития геотехнологий подземной добычи руд на глубоких рудниках Талнахского и Октябрьского месторождений / И. И. Айнбиндер, П. Г. Пацкевич, О. В. Овчаренко // Горная промышленность. — 2021. — № 5. — С. 70–75. — DOI: 10.30686/1609-9192-2021-5-70-75.
5. Анохин, А. Г. Нормирование потерь и разубоживания медно-никелевых руд в системах разработки Талнахского и Октябрьского месторождений с закладкой выработанных пространств / А. Г. Анохин, Н. В. Подкуйко, С. А. Вохмин // Горный журнал. — 2015. — № 6. — С. 55–59. — DOI: 10.17580/gzh.2015.06.11.
6. Антонов, В. А. Модель самосогласованной трендовой оценки признаков горно-геологических объектов / В. А. Антонов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2006. — № 1. — С. 125–131.
7. Барилюк, А. И. Разработка Орловского месторождения системой горизонтальных слоев в нисходящем порядке / А. И. Барилюк, И. А. Рышкель, В. М. Ткачев, А. Б. Макаров, В. Г. Орт [и др.] // Горный журнал. — 2002. — № 5. — С. 55–58.

8. Бернхард, Д. Г. Статистика для экономистов и менеджеров / Д. Г. Бернхард. — Москва : Дело, 2006. — 416 с.

9. Голик, В. И. К проблеме снижения разубоживания руды компонентами твердеющей закладочной смеси / В. И. Голик, О. З. Габараев, Х. Х. Кожиев, З. А. Гашимова // Известия ТулГУ. Науки о Земле. - 2021. - Вып. 2 (168). - С. 123.

10. Вахромеева, Е. Н. Автоматизация кластеризации компаний по финансовым показателям с использованием k-means алгоритма на больших данных / Е. Н. Вахромеева, Ю. Б. Зензинова // Дискуссия. - 2024. - Вып. 126. - С. 46-50.

11. Вильчинский, В. Б. Обоснование целесообразности применения твердеющих закладочных смесей на рудниках Талнаха / В. Б. Вильчинский, А. В. Трофимов, А. Б. Корейво, Р. Б. Галаов, В. П. Марысюк // Цветные металлы. - 2014. - № 9. - С. 23-28.

12. Геология Норильской металлогенетической провинции / под ред. И. И. Никулина ; ПАО «Норильский никель». - Москва : МАКС Пресс, 2020. - 524 с.

13. Геостатистика: теория и практика / В. В. Демьянов, Е. А. Савельева ; под ред. Р. В. Арутюняна ; Ин-т проблем безопасного развития атомной энергетики РАН. - Москва : Наука, 2010. - 327 с. - ISBN 978-5-02-037478-2.

14. ГОСТ Р 52875-2007. Статистические методы. Анализ данных. Числовые характеристики и функции распределения. - Введ. 2008-01-01. - Москва : Стандартинформ, 2007. - 56 с.

15. Дарбинян, Т. П. Влияние трещиноватости горного массива на разубоживание медно-никелевых вкрапленных руд при их добыче на руднике «Октябрьский» / Т. П. Дарбинян, А. А. Цымбалов, В. П. Зубов, **А. В. Колганов** // Горный журнал. - 2023. - № 6. - С. 19-25. - DOI: 10.17580/gzh.2023.06.

16. Дарбинян, Т. П. Обоснование конструктивных параметров геотехнологии освоения богатых и медистых рудных залежей с понижением глубины горных работ / Т. П. Дарбинян, В. П. Марысюк, М. П. Сергунин //

Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. - 2019. - Т. 6, № 2. - С. 61-67.

17. Еременко, В. А. Оценка состояния массива горных пород на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» / В. А. Еременко, И. И. Айнбиндер, П. Г. Пацкевич, Е. А. Бабкин // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2017. - № 1. - С. 5-17.

18. Закладочные работы в шахтах / под ред. Д. М. Бронникова, М. Н. Цыгалова. - Москва : Недра, 1989. - 400 с.

19. Захаров, В. Н. Гипотезы оптимизации параметров функционирования горнотехнических систем с применением методов прогнозной аналитики / В. Н. Захаров, М. В. Рыльникова, Д. А. Клебанов, Д. Н. Радченко // Горная промышленность. - 2023. - № 5. - С. 38-42. - DOI: 10.30686/1609-9192-2023-5-38-42.

20. Зубов, В. П. Влияние особенностей управления состоянием массива горных пород на рудниках Талнахского рудного узла на показатели разубоживания / В. П. Зубов, А. В. Трофимов, **А. В. Колганов** // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2024. - № 12-1. - С. 87-106. - DOI: 10.25018/0236_1493_2024_121_0_87.

21. Казикаев, Д. М. Геомеханика подземной разработки руд : учебник для вузов / Д. М. Казикаев. - Москва : Издательство Московского государственного горного университета, 2005. - 542 с.

22. Каплунов, Д. Р. Актуальные геотехнологии подземной добычи руд, проблемы устойчивого развития и перехода к новому технологическому укладу / Д. Р. Каплунов, И. И. Айнбиндер, В. С. Федотенко, В. А. Юков // Горный журнал. - 2021. - № 9. - С. 4-11.

23. Корчак, С. А. Оценка состояния массива горных пород для выделения потенциально опасных участков проектируемого карьера / С. А. Корчак, И. В. Абатурова, И. А. Савинцев, Л. А. Стороженко // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2022. - № 9. - С. 87-98. - DOI: 10.25018/0236_1493_2022_9_0_87.

24. Ливинский, И. С. Комплексное геомеханическое моделирование: структура, геология, разумная достаточность / И. С. Ливинский, А. Ф. Митрофанов, А. Б. Макаров // Горный журнал. - 2017. - № 8. - С. 51-55.

25. Макаров, А. Б. Практическая геомеханика. Пособие для горных инженеров / А. Б. Макаров. - Москва : Горная книга, 2006. - 391 с.

26. Марысюк, В. П. Применение модифицированного метода Мэтьюза-Потвина при геотехническом обосновании параметров очистных камер с учетом эквивалентного линейного перебора сечения / В. П. Марысюк, Т. С. Муштекенов, А. В. Трофимов, А. В. Колганов // Горный журнал. - 2023. - № 1. - С. 92-96. - DOI: 10.17580/gzh.2023.01.15.

27. Применение данных микросейсмического мониторинга для прогноза величины зоны влияния очистных работ на руднике «Октябрьский» / В. П. Марысюк, А. В. Трофимов, А. А. Андреев, **А. В. Колганов** // Горный журнал. - 2024. - Т. 3. - С. 5. - DOI: 10.17580/gzh.2024.03.05.

28. Марысюк, В. П. Оценка напряженного состояния рудного массива при ведении очистных работ на глубоких рудниках Талнаха / В. П. Марысюк, Г. В. Сабянин, А. А. Андреев, Д. А. Васильев // Горный журнал. - 2020. - № 6. - С. 17-22.

29. Матерон, Ж. Основы прикладной геостатистики / Ж. Матерон ; пер. с франц. - Москва : Мир, 1968. - 407 с.

30. Мифтахов, Р. Ф. Картирование тектонических нарушений на основе машинного обучения и нейронных сетей / Р. Ф. Мифтахов, П. А. Авдеев, Г. Н. Гогоненков, А. К. Базанов, И. И. Ефремов // Геология нефти и газа. - 2021. - № 3. - С. 123-136. - DOI: 10.31087/0016-7894-2021-3-123-136.

31. Налдретт, А. Дж. Магматические сульфидные месторождения медно-никелевых и платинометальных руд / А. Дж. Налдретт. - Санкт-Петербург : СПбГУ, 2003. - 487 с.

32. Неверов, А. А. Анализ напряженно-деформированного состояния приконтурной рудной зоны с закладочным массивом на Орловской шахте / А. А. Неверов, С. А. Неверов, Ю. Н. Шапошник, А. И. Конурич, С. Н. Шапошник

// Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. - 2019. - Т. 6, № 2. - С. 193-199.

33. Половов, Б. Д. Геотехнический мониторинг горнотехнических сооружений в системе оценки и обеспечения качества геомеханических решений / Б. Д. Половов, Д. В. Волков // Известия Уральского государственного горного университета. - 2020. - № 2 (58). - С. 139-160. - DOI: 10.21440/2307-2091-2020-2-139-160.

34. Половов, Б. Д. Особенности имитационного анализа уровней геомеханических рисков горнотехнических объектов / Б. Д. Половов, Н. Г. Валиев, К. В. Кокарев // Горный журнал. – 2016. – № 12. – С. 8-13. – DOI 10.17580/gzh.2016.12.02. – EDN XHJAFP.

35. Половов, Б. Д. Особенности имитационного анализа уровней геомеханических рисков горнотехнических объектов / Б. Д. Половов, Н. Г. Валиев, К. В. Кокарев // Горный журнал. – 2016. – № 12. – С. 8-13. – DOI 10.17580/gzh.2016.12.02. – EDN XHJAFP.

36. Радько, В. А. Фации интрузивного и эффузивного магматизма Норильского района / В. А. Радько. - Санкт-Петербург : Картографическая фабрика ВСЕГЕИ, 2016. - 226 с.

37. Румянцев, А. Е. Обоснование безопасного ведения горных работ под водными объектами по системе разработки с закладкой выработанного пространства на основе эмпирических и численных методов / А. Е. Румянцев, А. В. Трофимов, Ю. Ю. Головченко, А. В. Колганов // Горный журнал. - 2025. - Т. 1. - С. 30-45. - DOI: 10.17580/gzh.2025.01.09.

38. Рыльникова, М. В. Способ разгрузки удароопасных и структурно нарушенных участков месторождений / М. В. Рыльникова, В. А. Еременко, Е. Н. Есина // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2014. - № 12. - С. 32-39.

39. Савич, И. Н. Научное обоснование технологических решений при подземной разработке кимберлитовых месторождений : автореф. дис. ... д-ра техн. наук : 25.00.22 / Савич Игорь Николаевич. - Москва, 2004. - 44 с.

40. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2023660467 : Программа для оценки устойчивости конструктивных элементов системы разработки : № 2023619532 : заявл. 16.05.2023 : опубл. 22.05.2023 / В. П. Зубов, **А. В. Колганов** ; заявитель ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II». - 1 с.

41. Сидоров, Д. В. Оценка удароопасности при освоении глубоких горизонтов Николаевского месторождения / Д. В. Сидоров, М. И. Потапчук, А. В. Сидляр, Г. А. Курсакин // Записки Горного института. - 2019. - Т. 238. - С. 392-398. - DOI: 10.31897/PMI.2019.4.392.

42. Сидоров, Д. В. Прогнозирование удароопасности тектонически нарушенного рудного массива на глубоких горизонтах Николаевского полиметаллического месторождения / Д. В. Сидоров, М. И. Потапчук, А. В. Сидляр // Записки Горного института. - 2018. - Т. 234. - С. 604-611.

43. СТО ННТС-03-04-2023. Геотехническое описание керна. - Санкт-Петербург : ООО "НН Технические Сервисы", 2023.

44. Тейлор, Р. В. Статистический анализ данных / Р. В. Тейлор ; пер. с англ. - 2-е изд. - Москва : Финансы и статистика, 2004. - 800 с.

45. Трофимов, А. В. Комплексное изучение физико-механических свойств горных пород современными методами и средствами для оптимизации процессов горно-металлургического производства / А. В. Трофимов, О. В. Вильчинская, К. Э. Бреус, И. В. Амосов // Цветные металлы. - 2014. - № 9. - С. 16-23.

46. Трофимов, А. В. Применение численного моделирования для определения оптимальных параметров метода полной разгрузки керна при оценке напряженно-деформированного состояния массива горных пород / А. В. Трофимов, А. П. Киркин, А. Е. Румянцев, А. В. Яваров // Цветные металлы. - 2020. - № 12. - С. 22-27. - DOI: 10.17580/tsm.2020.12.03.

47. Трофимов, А. В. Исследование физико-механических свойств закладочных смесей в условиях объемного и компрессионного сжатия / А. В.

Трофимов, М. С. Попов, А. П. Киркин, Н. М. Ильченко // Горный журнал. - 2025. - Т. 1. - С. 50-61. - DOI: 10.17580/gzh.2025.01.18.

48. Федотов, Г. С. Горно-геологические информационные системы как инструмент цифровой трансформации производственных процессов горнодобывающих предприятий / Г. С. Федотов, Н. П. Сапронова // Маркшейдерия и недропользование. - 2021. - № 4 (114). - С. 54-59.

49. Abaturova, I. V. Use of geological and structural analysis in evaluating engineering and geological conditions of mineral deposits / I. V. Abaturova, L. A. Storozhenko, V. B. Pisetsky, I. A. Savintsev // Engineering and Mining Geophysics. - 2020. - Vol. 2020. - P. 1-9. - DOI: 10.3997/2214-4609.202051096.

50. Advanced Mapping of Environmental Data: Geostatistics, Machine Learning and Bayesian Maximum Entropy / Ed. by M. Kanevski. - [S. l.] : ISTE Ltd, 2008. - 313 p.

51. Ailleres, L. Refinements to the Fry method (1979) using image processing / L. Ailleres, M. Campenois // Journal of Structural Geology. - 1994. - Vol. 16. - P. 1327-1330.

52. Alcock, J. Simulating the historical process to create laboratory exercises that teach research methods / J. Alcock // Journal of Geological Education. - 1994. - Vol. 42. - P. 118-124.

53. Alcock, J. The discordant Doe Run thrust: implications for stratigraphy and structure in the Glenarm Supergroup, southeastern Pennsylvania Piedmont / J. Alcock // Geological Society of America Bulletin. - 1994. - Vol. 106. - P. 932-941.

54. Arthur, D. k-means++: The advantages of careful seeding / D. Arthur, S. Vassilvitskii // Proceedings of the eighteenth annual ACM-SIAM symposium on Discrete algorithms. - 2007. - P. 1027-1035.

55. Barton, N. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support / N. Barton, R. Lien, J. Lunde // Rock mechanics. - 1974. - Vol. 6, No. 4. - P. 189-236.

56. Barton, N. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support / N. Barton, R. Lien, J. Lunde // *Rock mechanics*. - 1974. - Vol. 6, No. 4. - P. 189-236. - DOI: 10.1007/s12594-019-1336-0.

57. Benzaazoua, M. A contribution to understanding the hardening process of cemented pastefill / M. Benzaazoua, M. Fall, T. Belem // *Minerals Engineering*. - 2004. - Vol. 17, Iss. 2. - P. 141-152.

58. Bieniawski, Z. T. The geomechanics classification in rock engineering applications / Z. T. Bieniawski // *Proceedings 4th International Congress on Rock Mechanics*. - Rotterdam : A.A. Balkema, 1979. - Vol. 2. - P. 41-48.

59. Chen, J. Optimization of mining methods based on combination of principal component analysis and neural networks / J. Chen, L. Liu, Z. Zhou, X. Yong // *Journal of Central South University (Science and Technology)*. - 2010. - Vol. 41, No. 5. - P. 1967-1972.

60. Christakos, G. *Modern Spatiotemporal Geostatistics* / G. Christakos. - New York : Oxford University Press, 2000.

61. Christakos, G. *Temporal GIS: Advanced Functions for Field-Based Applications* / G. Christakos, P. Bogaert, M. Serre. - [S. l.] : Springer, 2002. - 250 p.

62. Cressie, N. *Statistics for spatial data* / N. Cressie. - New York : John Wiley & Sons, 1991. - 900 p.

63. Degterev, A. Amazonas - Stochastic Method of Modeling Geological Systems with Arbitrary Distribution of Properties, Including Statistically Unsteady Ones, Based on Non-Parametric Statistics / A. Degterev // *EAGE Geomodel 2019 : Conference Proceedings*. - 2019. - P. 1-5. - DOI: 10.3997/2214-4609.201950029.

64. Degterev, A. The Hypothesis of Stationarity in Geostatistics and Its Influence on The Reliability of The Created Models / A. Degterev // *EAGE Geomodel 2021 : Conference Proceedings*. - 2021. - P. 1-6. - DOI: 10.3997/2214-4609.202157092.

65. Degterev, A. Improvement Possibilities for The Open Geological Model of The Groningen Field / A. Degterev, A. Bondarev, M. Topchii // *SPE Reservoir*

Characterisation and Simulation Conference and Exhibition, 24-26 January 2023, Abu Dhabi, UAE. - 2023. - SPE-212591-MS.

66. Diederichs, M. S. DIPS: an interactive and graphical approach to the analysis of orientation based data / M. S. Diederichs. - Toronto : University of Toronto, 1991.

67. Edwards, A. C. Mineral resource and ore reserve estimation: the AusIMM guide to good practice / A. C. Edwards. - Melbourne : Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2001.

68. Gorbachev S. A., Darbinyan T. P., Balandin V. V. Oktyabrsky mine: Initiation and growth // Gornyi zhurnal. - 2015. - №. 6. - P. 15-18;

69. Greenwood, J. H. Statistical Analysis of Data in Economics / J. H. Greenwood, A. I. Meyer, J. R. McLahan. - 5th ed. - Cambridge : Cambridge University Press, 2010. - 626 p.

70. Liu, H. Consensus guided multi-view clustering / H. Liu, Y. Fu // ACM Transactions on Knowledge Discovery from Data. - 2018. - Vol. 20, No. 2.

71. Hoek, E. Strength of rock and rock masses / E. Hoek // ISRM News Journal. - 1994. - Vol. 2. - P. 4-16.

72. Hoek, E. The Hoek-Brown failure criterion and GSI-2018 edition / E. Hoek, E. T. Brown // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. - 2019. - Vol. 11, No. 3. - P. 445-463.

73. Hoek, E. Hoek-Brown failure criterion-2002 Edition / E. Hoek, C. Carranza-Torres, B. Corcum // Proceedings North American Rock Mechanics Society. - Toronto, 2002. - Vol. 1. - P. 267-273.

74. Renani, H. R. Forty-year review of the Hoek-Brown failure criterion for jointed rock masses / H. R. Renani, M. Cai // Rock Mechanics and Rock Engineering. - 2022. - Vol. 55, Iss. 1. - P. 439-461.

75. Hu, H. An effective and adaptable K-means algorithm for big data cluster analysis / H. Hu [et al.] // Pattern Recognition. - 2023. - Vol. 139. - P. 109-404.

76. Isaaks, E. H. An Introduction to Applied Geostatistics / E. H. Isaaks, R. M. Srivastava. - Oxford : Oxford University Press, 1989.

77. Wu, J. Particle Size Distribution of Cemented Rockfill Effects on Strata Stability in Filling Mining / J. Wu, M. Feng, J. Xu, P. Qiu, Y. Wang [et al.] // Minerals. - 2018. - Vol. 8, Iss. 9. - Art. 407. - DOI: 10.3390/min8090407.
78. Zuo, J. The Hoek-Brown Failure Criterion-From Theory to Application / J. Zuo, J. Shen. - Singapore : Springer Nature Singapore Pte Ltd., 2020. - 225 p.
79. Journel, A. G. Mining Geostatistics / A. G. Journel, Ch. J. Huijbregts. - London : Academic Press, 1978. - 600 p.
80. Kanevski, M. Geostatistical Portrayal of the Chernobyl Fallout / M. Kanevski, R. Arutyunyan, L. Bolshov [et al.] // Geostatistics Wollongong '96 / Ed. by E. Y. Baafi, N. A. Schofield. - [S. l.] : Kluwer Academic Publ., 1996. - Vol. 2. - P. 1043-1054.
81. Kanevski, M. Neural Network Residual Kriging Application For Climatic Data / M. Kanevski, V. Demyanov, S. Chernov [et al.] // The Journal of Geographic Information and Decision Analysis (GIDA). - 1998. - Vol. 2, No. 2.
82. Khazhyylay, Ch. V. In-situ rock mass failure envelope plotting using the Hoek-Brown criterion and RocData software toolkit / Ch. V. Khazhyylay, V. A. Eremenko, M. A. Kosyreva, A. M. Yanbekov // Mining Informational and Analytical Bulletin. - 2018. - No. 12. - P. 92-101.
83. Kuang, Z. A new Rock Brittleness Index based on the characteristics of complete stress-strain behaviors / Z. Kuang, S. Qiu, S. Li, S. Du, Y. Huang [et al.] // Rock Mechanics and Rock Engineering. - 2021. - Vol. 54, Iss. 3. - P. 1109-1128.
84. Laubscher, D. H. Geomechanics classification of jointed rock masses-Mining applications / D. H. Laubscher // Transactions Institute of Minerals and Metals. - 1977. - Vol. 86. - P. 1-8.
85. Louchnikov, V. N. Support design for mines exposed to rockburst hazard / V. N. Louchnikov, V. A. Eremenko, M. P. Sandy, M. A. Kosyreva // Journal of Mining Science. - 2017. - Vol. 53, Iss. 3. - P. 504-512.
86. Marysyuk, V. P. Methodology of geomechanical block modeling of rock mass in Taimyrsky Mine field / V. P. Marysyuk, G. V. Gabyanin, A. V. Trofimov,

A. V. Kolganov // Gornyi zhurnal. - 2022. - T. 10. - C. 39-45. - DOI: 10.17580/gzh.2024.03.05.

87. Miraftebzadeh, S. M. K-means and alternative clustering methods in modern power systems / S. M. Miraftebzadeh [et al.] // IEEE Access. - 2023.

88. Moss, A. An introduction to block and panel caving / A. Moss // Proceedings of the 20th annual BMO capital markets 2011 global metals & mining conference. - Toronto, 2011. - P. 1-52.

89. Rebagliati, N. Probabilistic consensus clustering using evidence accumulation / N. Rebagliati, A. L. Fred, M. A. Figueiredo, M. Pelillo // Machine Learning. - 2013. - Vol. 98, No. 1-2. - P. 331-357.

90. Barton, N. Forty years with the Q-system in Norway and abroad / N. Barton, E. Grimstad // Bergmekanikk/Geoteknikk. - 2014.

91. Zhang, P. Experimental Research on Deformation Characteristics of Waste-Rock Material in Underground Backfill Mining / P. Zhang, Y. Zhang, T. Zhao, Y. Tan, F. Yu // Minerals. - 2019. - Vol. 9, Iss. 2. - Art. 102. - DOI: 10.3390/min9020102.

92. Potvin, Y. The development of a new high-energy absorption mesh / Y. Potvin, G. Giles // 10th Underground Operators' Conference Proceedings. - Launceston, 2008. - P. 89-94.

93. Read, J. Guidelines for Open Pit Slope Design / J. Read, P. Stacey. - Clayton : CSIRO Publishing, 2009. - 496 p. - DOI: 10.1071/9780643101104.

94. Raschka, S. Python Machine Learning / S. Raschka. - 1st ed. - Birmingham : Packt Publishing Ltd., 2015. - 454 p.

95. Shabarov, A. N. Prospects of the physical model-based study of geomechanical processes / A. N. Shabarov, B. Yu. Zuev, N. V. Krotov // ISRM European Rock Mechanics Symposium - EUROCK 2018, 22-26 May 2018, Saint Petersburg, Russia. - 2018. - Vol. 1. - P. 423-430. - № ISRM-EUROCK-2018-052.

96. Shadrin, M. A. Modern geomechanical assessment of influence of rockbursts in tectonic areas on mine stability in the North Urals Bauxite Mine / M.

A. Shadrin, D. V. Sidorov, A. P. Kornaushenko, S. N. Mulev // *Gornyi Zhurnal*. - 2022. - No. 1. - P. 4-11.

97. Yin, S. The effect of solid components on the rheological and mechanical properties of cemented paste backfill / S. Yin, A. Wu, K. Hu, Y. Wang, Y. Zhang // *Minerals Engineering*. - 2012. - Vol. 35. - P. 61-66.

98. Sidorov, D. V. Estimation methodology for geodynamic behaviour of nature-and-technology systems in implementation of mineral mining projects / D. V. Sidorov, T. V. Ponomarenko // *Gornyi Zhurnal*. - 2020. - No. 1. - P. 49-52.

99. Smirnova, O. M. Rheologically active microfillers for precast concrete / O. M. Smirnova // *International Journal of Civil Engineering and Technology*. - 2018. - Vol. 9, Iss. 8. - P. 1724-1732.

100. Tipper, J. C. Surface modelling techniques / J. C. Tipper. - Kansas : Kansas Geological Survey on Spatial Analysis, 1979. - No. 4. - 108 p.

101. Using the Q-System. Rock mass classification and support design. - Oslo : NGI, 2015.

102. Walson, G. S. Orientation statistics in the Earth sciences / G. S. Walson // *Bulletin of the Geological Institute of Uppsala*. - 1970. - Vol. 2, No. 9. - P. 73-89.

103. Wrigley N. (ed.). Statistical applications in the spatial sciences Pi-on. - London : Pion Ltd., 1979. - 310 p.

104. Zuev, B. Yu. Application prospects for models of equivalent materials in studies of geomechanical processes in underground mining of solid minerals / B. Yu. Zuev, V. P. Zubov, A. S. Fedorov // *Eurasian Mining*. - 2019. - No. 1. - P. 8-12.

ПРИЛОЖЕНИЕ А**Картирование горных выработок**

Рисунок А.1 - Картирование горных выработок (нарезные выработки)



Рисунок А.2 - Картирование горных выработок (нарезные выработки)



Рисунок А.3 - Картирование горных выработок (нарезные выработки)



Рисунок А.4 - Картирование горных выработок (нарезные выработки)



Рисунок А.5 - Картирование горных выработок (нарезные выработки)



Рисунок А.6 - Картирование горных выработок (нарезные выработки)



Рисунок А.7 - Картирование горных выработок (нарезные выработки)



Рисунок А.8 - Картирование горных выработок (нарезные выработки)



Рисунок А.9 - Картирование горных выработок (нарезные выработки)



Рисунок А.10 - Картирование горных выработок (нарезные выработки)

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Кластерный анализ структурных данных

Результаты кластерного анализа представлены на рисунках Б.2 – Б.19, и в таблицах Б.1 – Б.6. Расположение скважин рисунок Б.1.

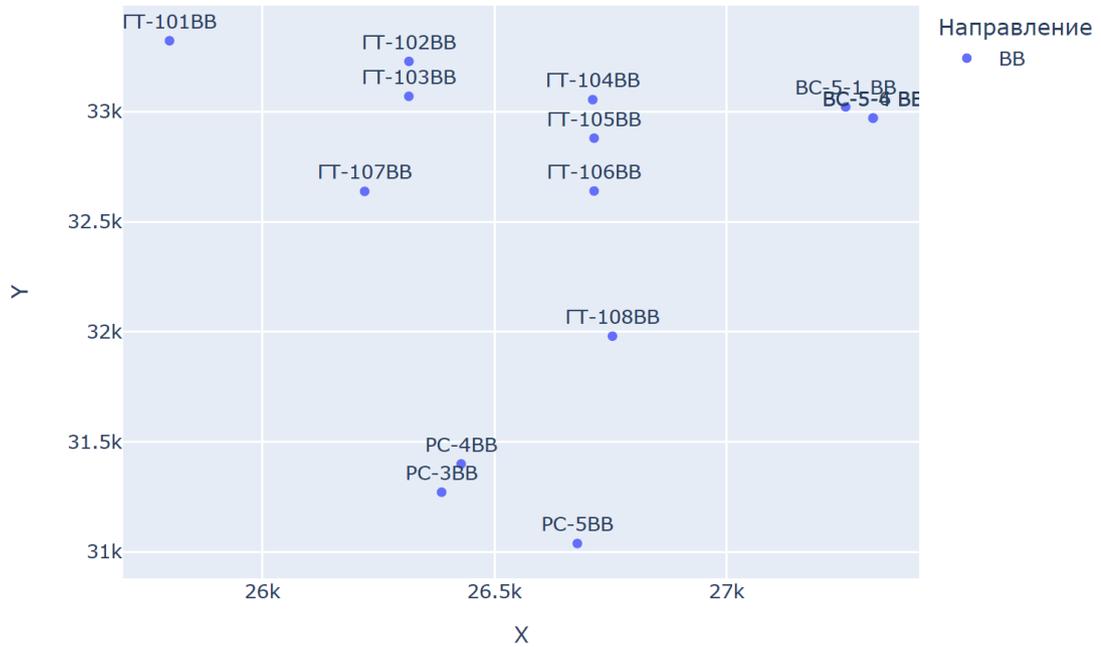


Рисунок Б.1 - Расположение скважин, направленных вверх в поле рудника «Октябрьский»

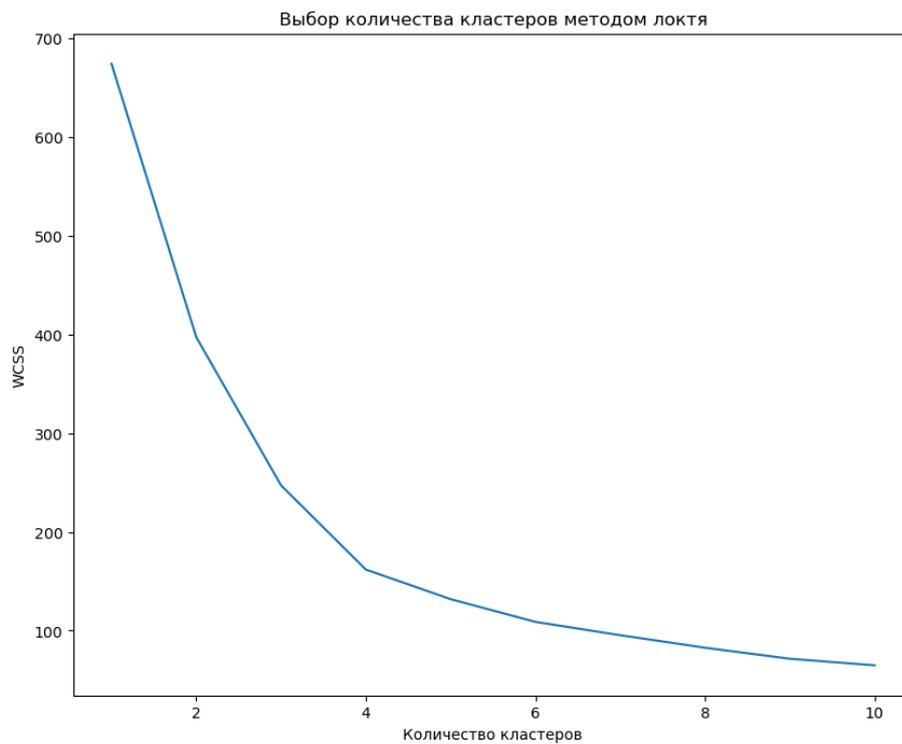


Рисунок Б.2 - График локтя ГТ_101ВВ-ГТ_102ВВ-ГТ_108ВВ

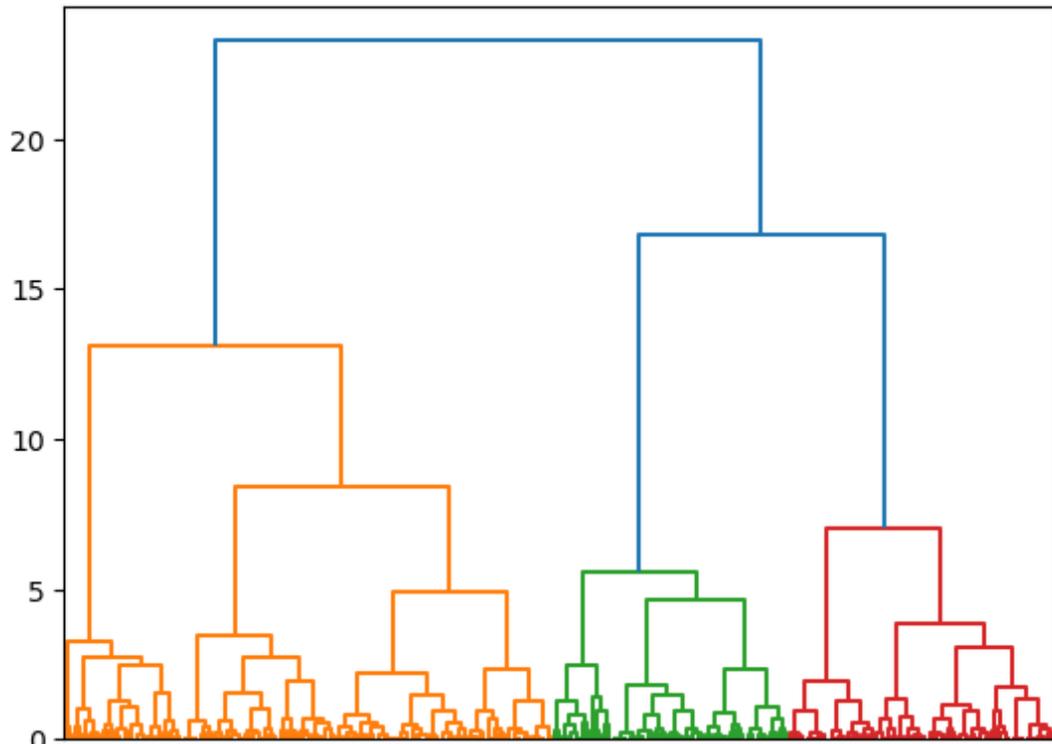


Рисунок Б.3 - Дендрограмма ГТ_101ВВ-ГТ_102ВВ-ГТ_108ВВ

Таблица Б.1 - Медианные значения кластеров ГТ_101ВВ-ГТ_102ВВ-ГТ_108ВВ

Номер системы трещин	DIP	DIP_DIR
0	26,5	251,5
1	54,6	100,5
2	20,8	94,5
3	54,2	249

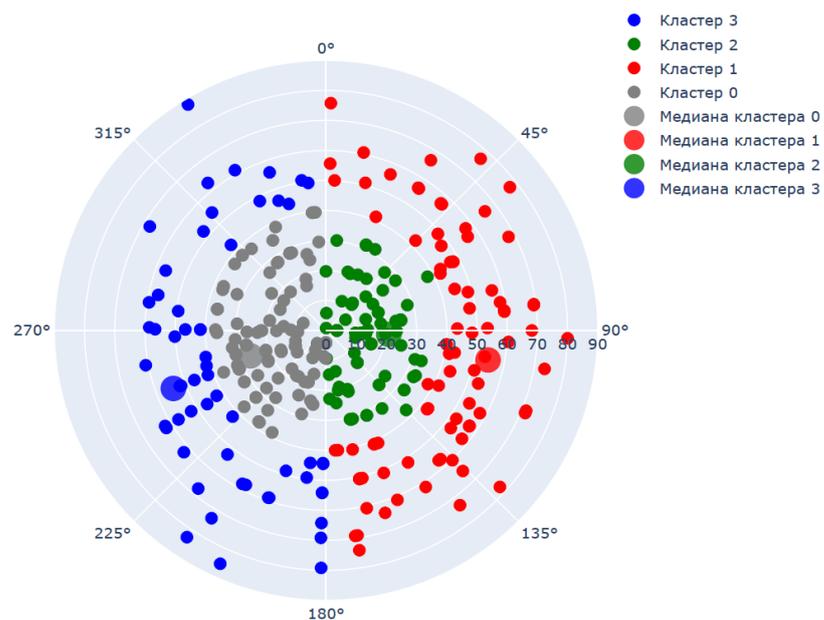


Рисунок Б.4 - Стереодиаграмма трещиноватости ГТ_101ВВ-ГТ_102ВВ-ГТ_108ВВ

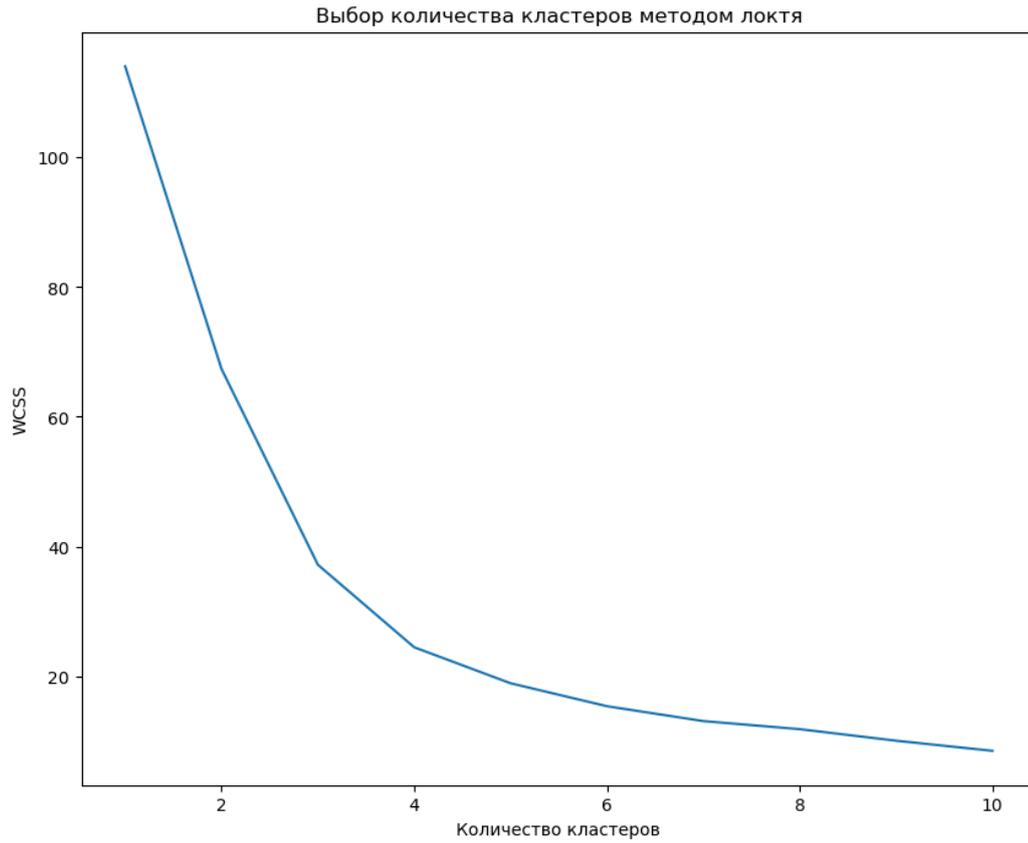


Рисунок Б.5 - График локтя GD_T-ГТ_103ВВ-ГТ_107ВВ-ГТ_106ВВ-ГТ_108ВВ-ГТ_102ВВ

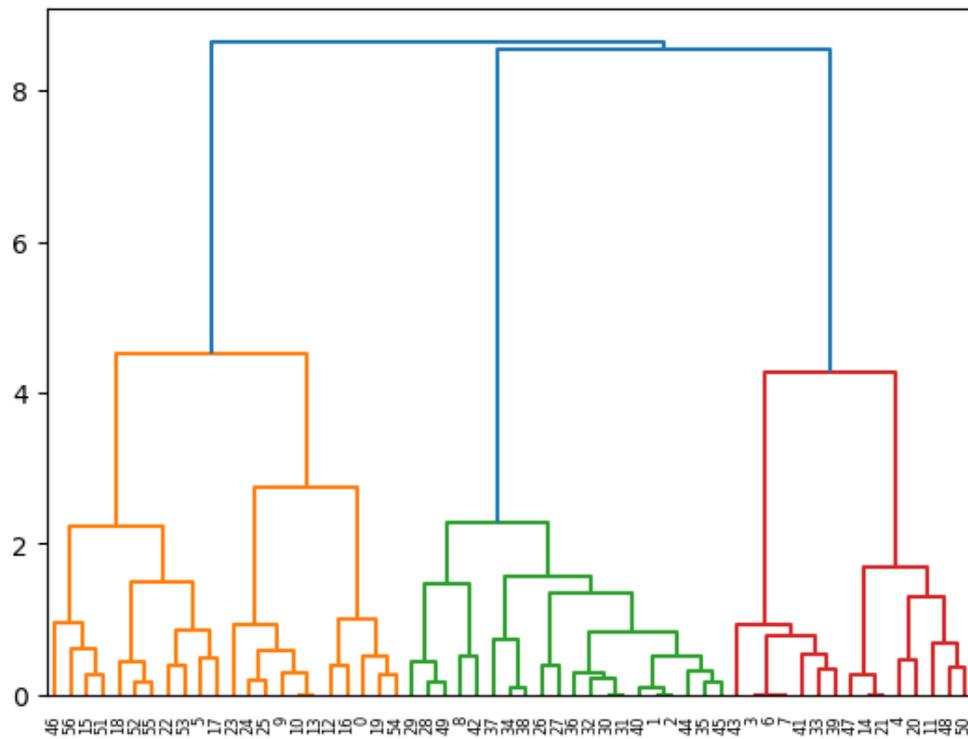


Рисунок Б.6 - Дендрограмма GD_T-ГТ_103ВВ-ГТ_107ВВ-ГТ_106ВВ-ГТ_108ВВ-ГТ_102ВВ

Таблица Б.2 - Медианные значения кластеров GD_T-ГТ_103ВВ-ГТ_107ВВ-ГТ_106ВВ-ГТ_108ВВ-ГТ_102ВВ

Номер системы трещин	DIP	DIP_DIR
0	27,5	269
1	56,9	93
2	52,5	269
3	15,0	89

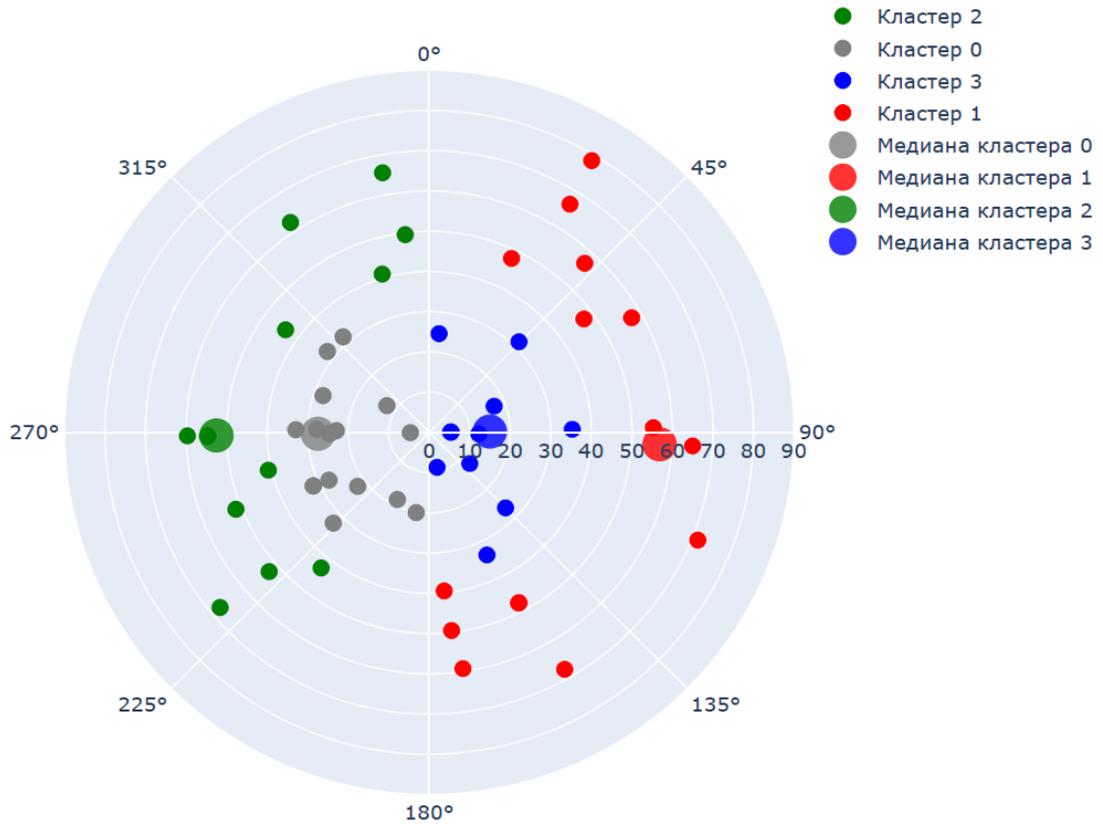


Рисунок Б.7 - Стереограмма трещиноватости GD_T-ГТ_103ВВ-ГТ_107ВВ-ГТ_106ВВ-ГТ_108ВВ-ГТ_102ВВ

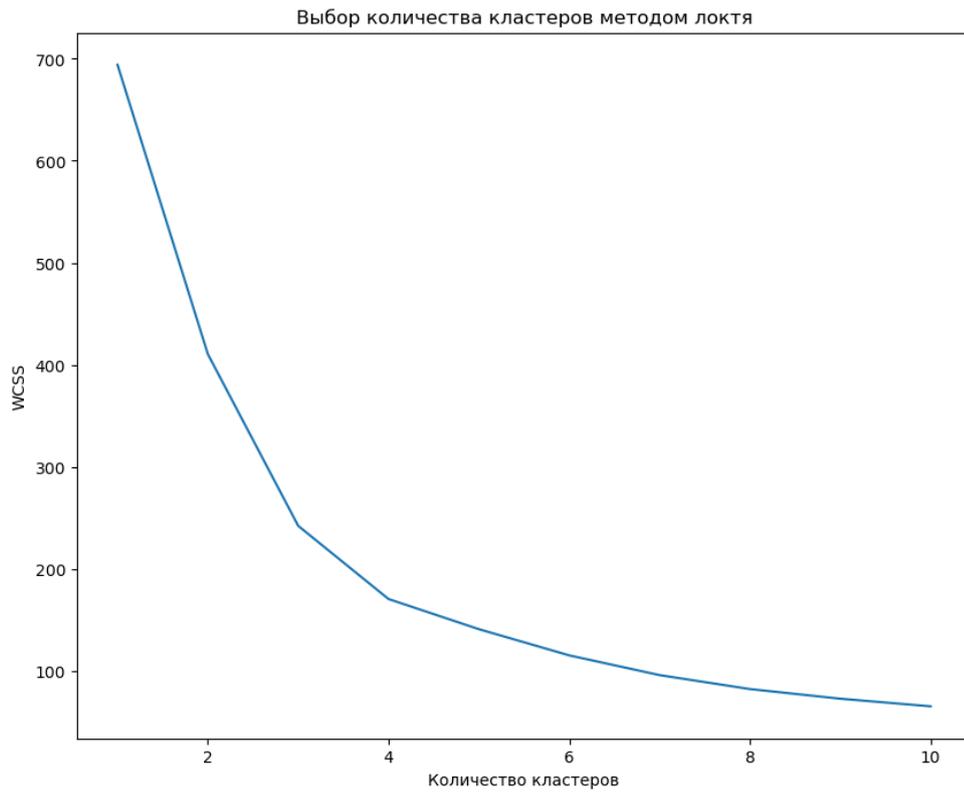


Рисунок Б.8 - График локтя GD_О-ГТ_106ВВ-ГТ_107ВВ-ГТ_102ВВ-ГТ_108ВВ

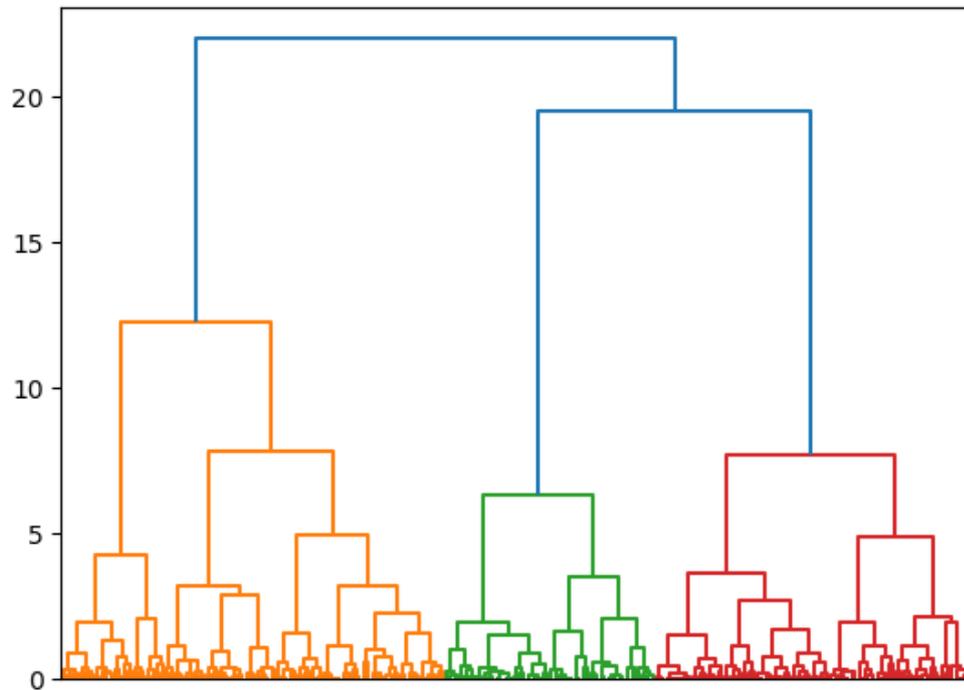


Рисунок Б.9 - Дендрограмма GD_О-ГТ_106ВВ-ГТ_107ВВ-ГТ_102ВВ-ГТ_108ВВ

Таблица Б.3 - Медианные значения кластеров GD_О-ГТ_106ВВ-ГТ_107ВВ-ГТ_102ВВ-ГТ_108ВВ

Номер системы трещин	DIP	DIP_DIR
0	27,5	123
1	28,4	267
2	60,9	86,5
3	58,6	251

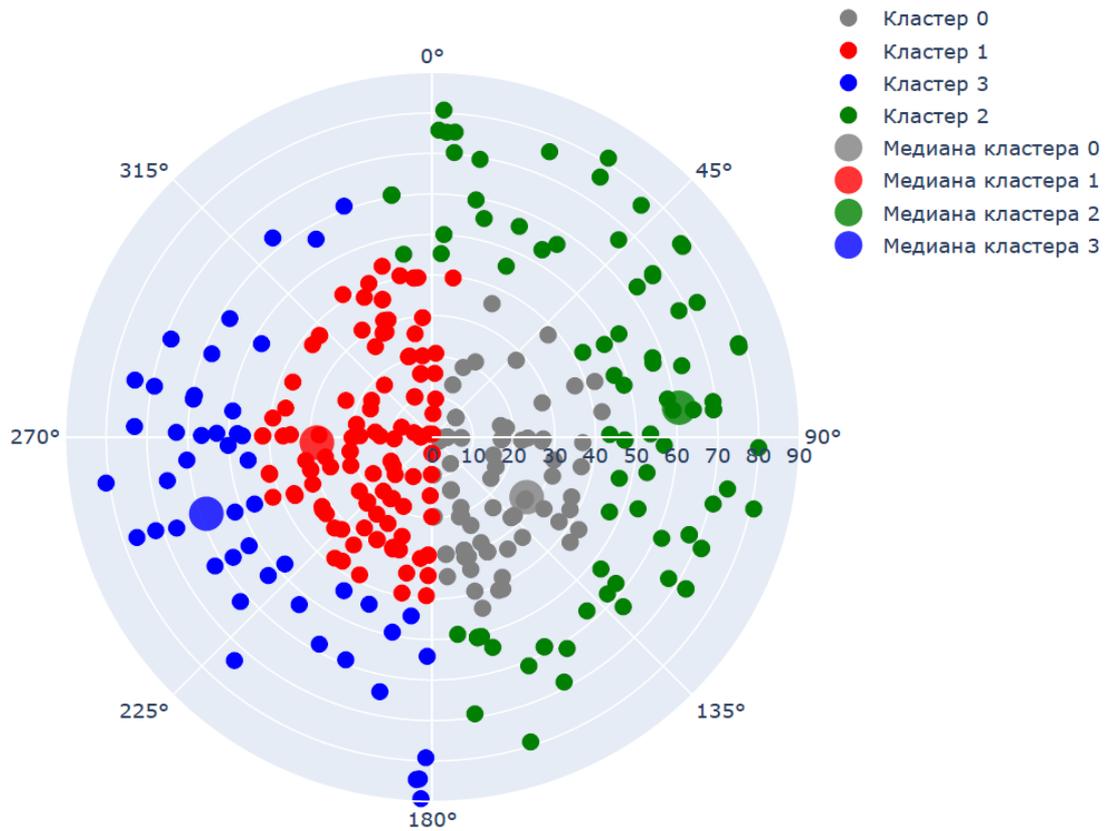


Рисунок Б.10 - Стереодиаграмма трещиноватости GD_О-ГТ_106ВВ-ГТ_107ВВ-ГТ_102ВВ-ГТ_108ВВ

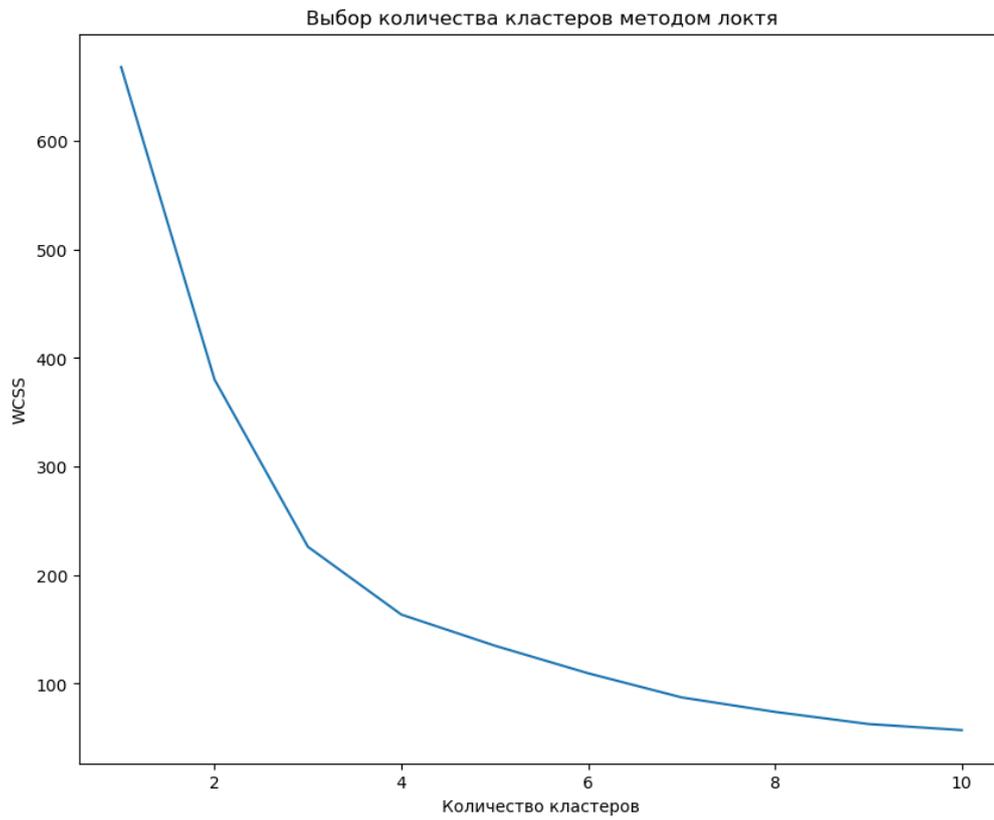


Рисунок Б.11 - График локтя ГТ_101ВН-ГТ_102ВН-ГТ_108ВН

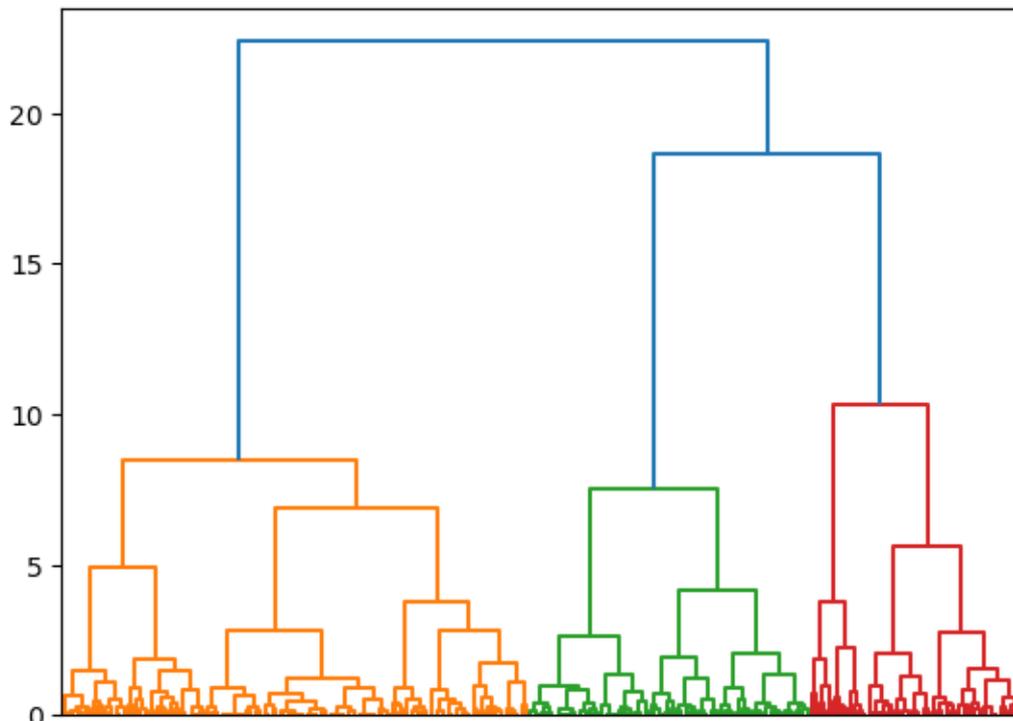


Рисунок Б.12 - Дендрограмма ГТ_101ВН-ГТ_102ВН-ГТ_108ВН

Таблица Б.3 - Медианные значения кластеров ГТ_101ВН-ГТ_102ВН-ГТ_108ВН

Номер системы трещин	DIP	DIP_DIR
0	16,2	303,7
1	22,8	134,5
2	67,1	52

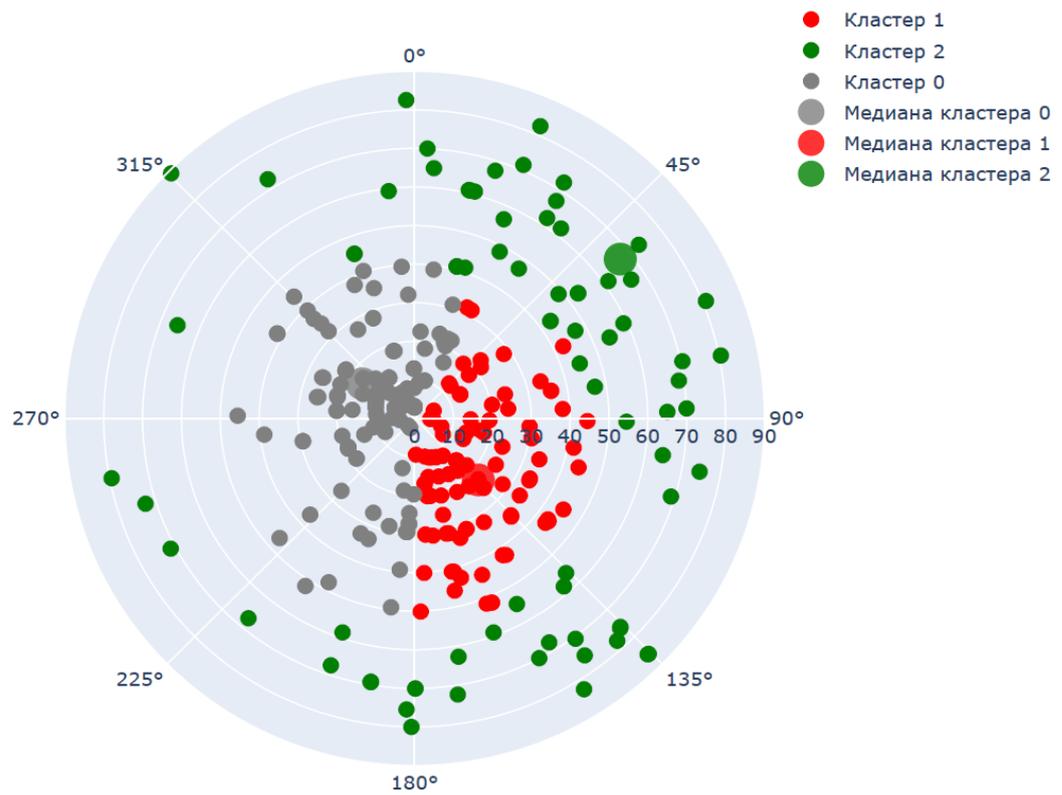


Рисунок Б.13 - Стереодиаграмма трещиноватости ГТ_101ВН-ГТ_102ВН-ГТ_108ВН

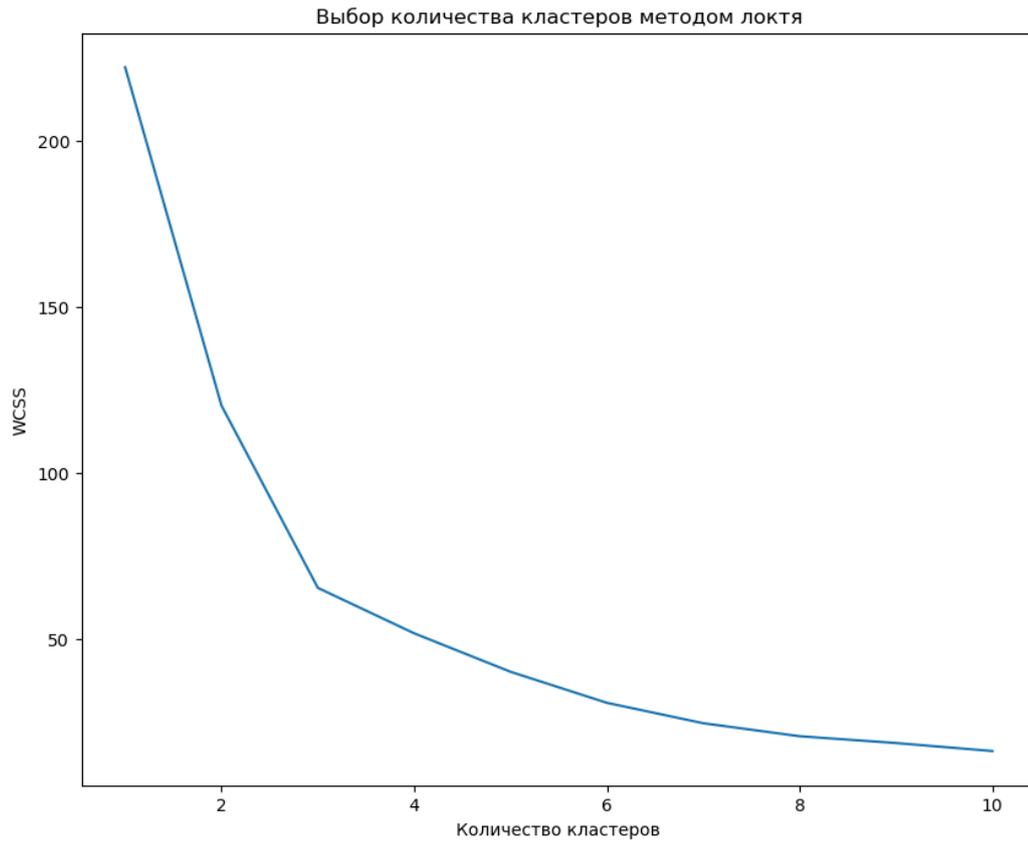


Рисунок Б.14 - График локтя GD_T-ГТ_103ВН-ГТ_107ВН-ГТ_102ВН

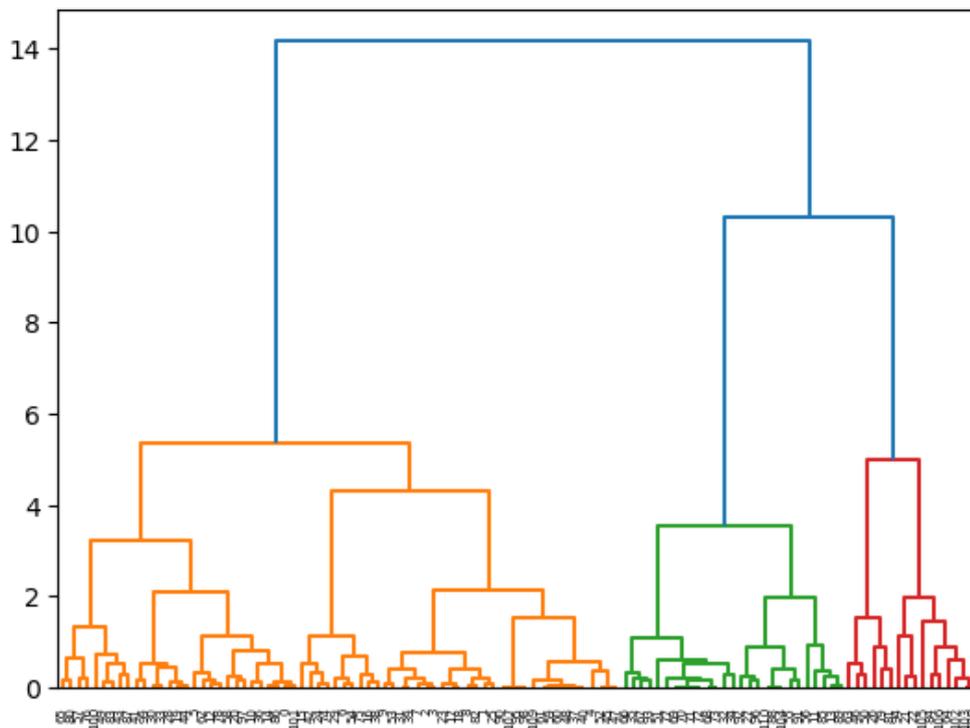


Рисунок Б.15 - Дендрограмма GD_T-ГТ_103ВН-ГТ_107ВН-ГТ_102ВН

Таблица Б.4 - Медианные значения кластеров GD_T-ГТ_103ВН-ГТ_107ВН-ГТ_102ВН

Номер системы трещин	DIP	DIP_DIR
0	16,9	111
1	25,4	271
2	61,4	37,5

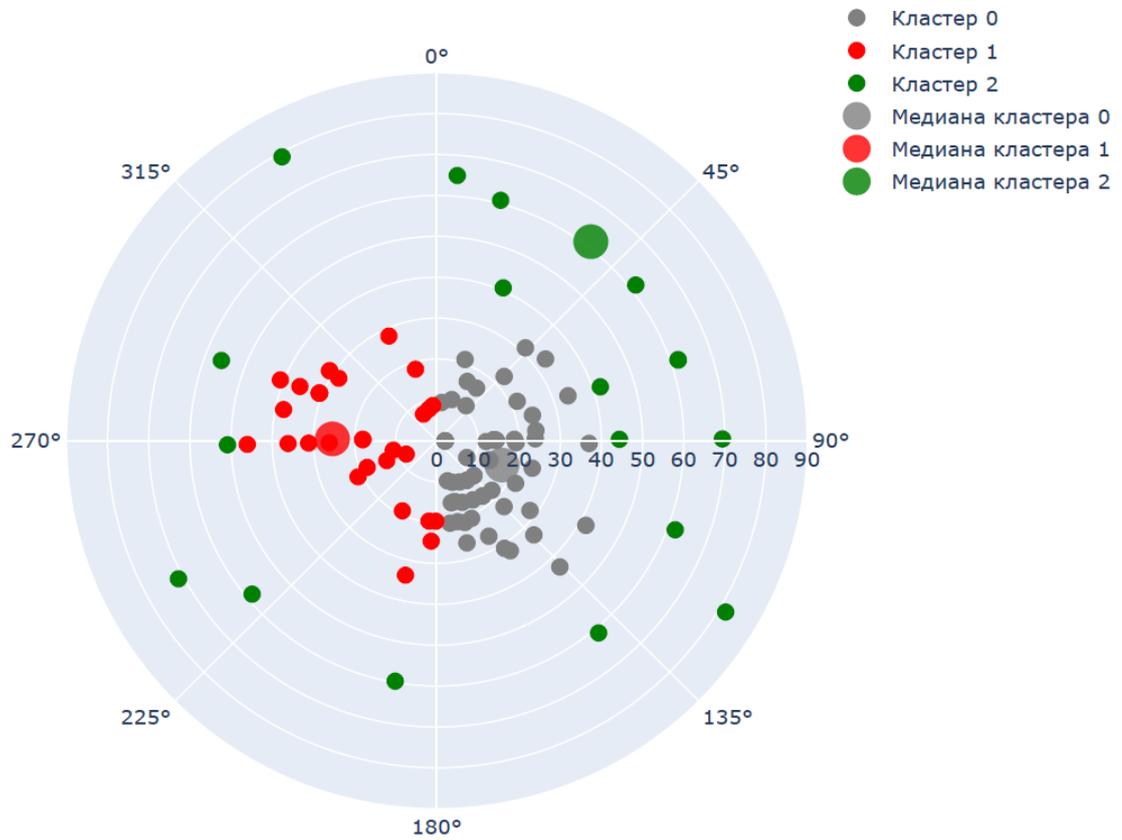


Рисунок Б.16 - Стереодиаграмма трещиноватости GD_T-ГТ_103ВН-ГТ_107ВН-ГТ_102ВН

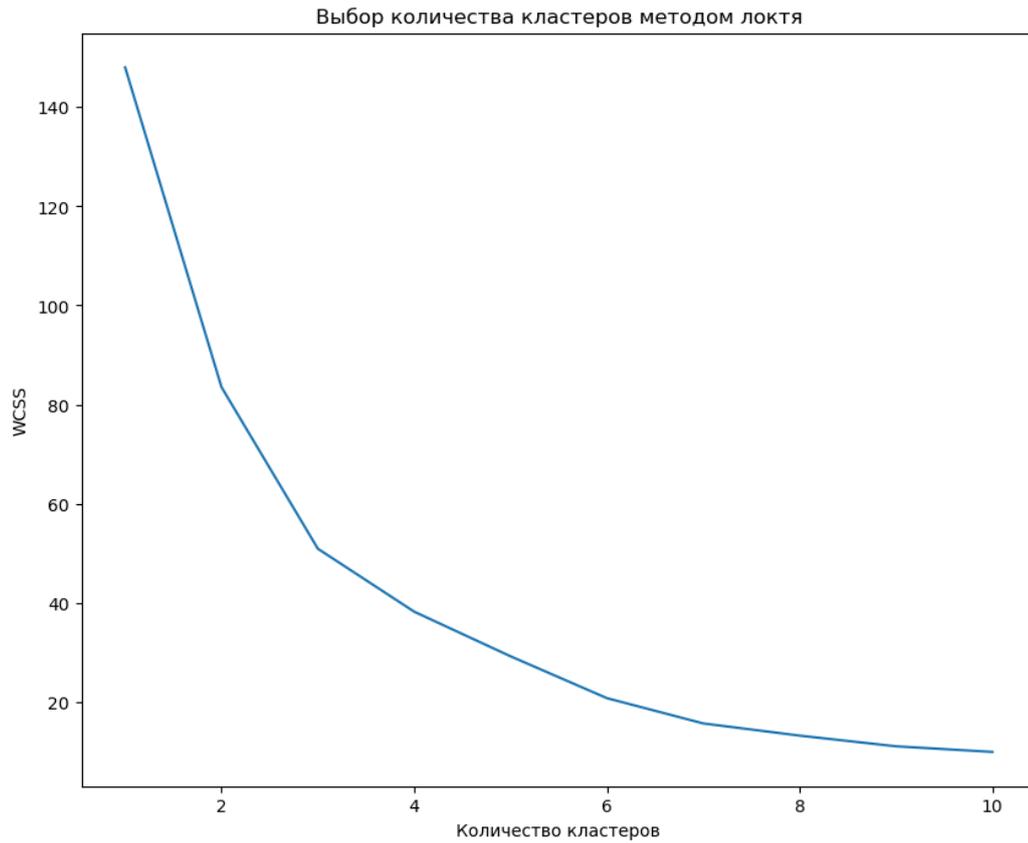


Рисунок Б.17 - График локтя GD_О-ГТ_103ВН-ГТ_102ВН-ГТ_104ВН

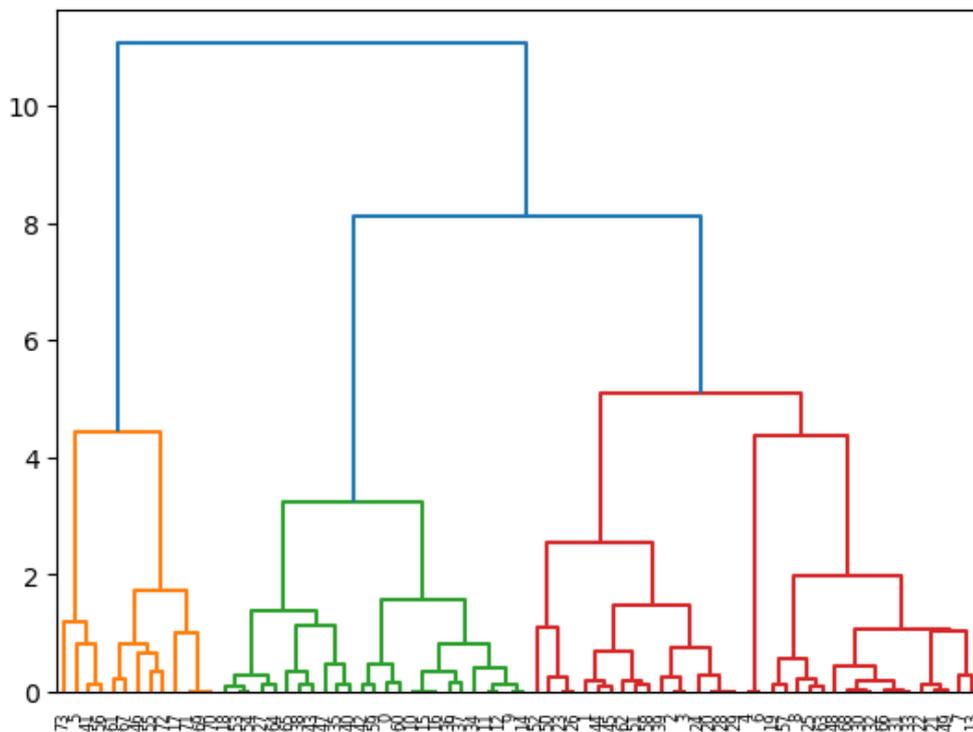


Рисунок Б.18 - Дендрограмма GD_О-ГТ_103ВН-ГТ_102ВН-ГТ_104ВН

Таблица Б.5 - Медианные значения кластеров GD_О-ГТ_103ВН-ГТ_102ВН-ГТ_104ВН

Номер системы трещин	DIP	DIP_DIR
0	45,3	204
1	33,8	155
2	38,0	30
3	14,1	55,2

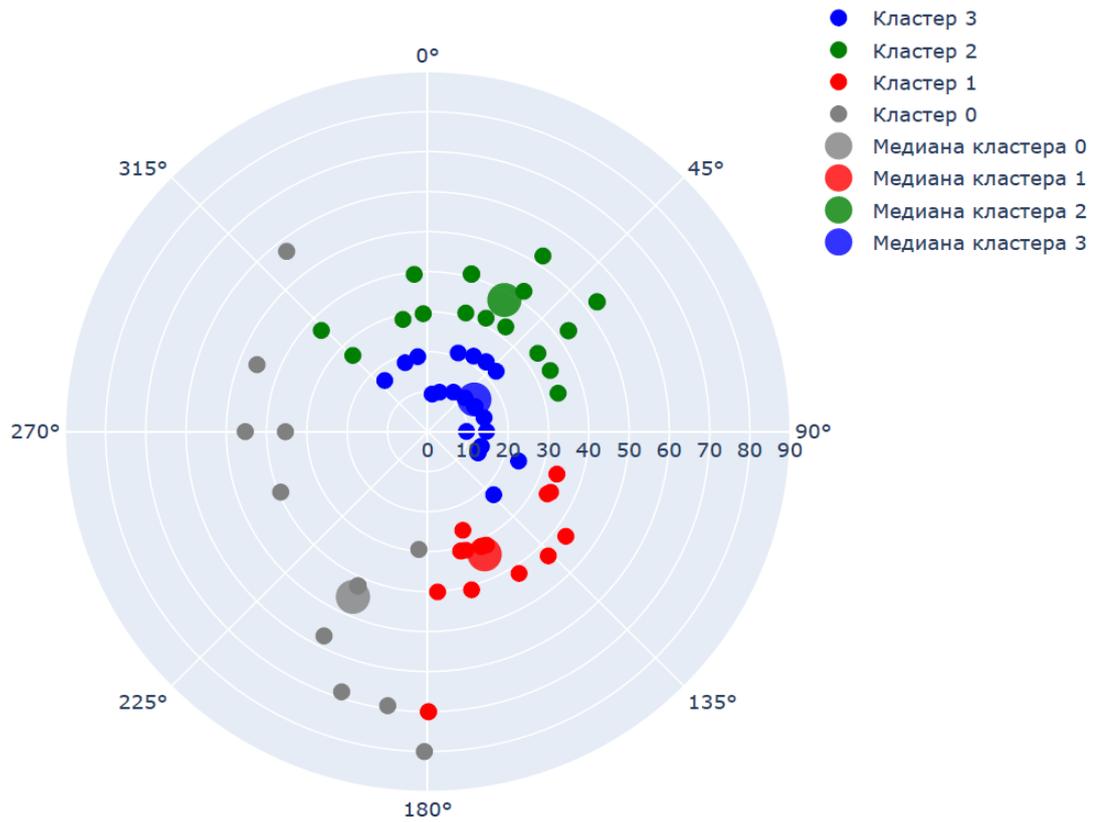


Рисунок Б.19 - Стереодиаграмма трещиноватости GD_О-ГТ_103ВН-ГТ_102ВН-ГТ_104ВН

ПРИЛОЖЕНИЕ В

Рекомендуемые параметры для структурных доменов в зоне влияния подработки

Рудник Октябрьский		Тип руд				Кровля камер				Борта камер				
Структурный домен 1		Вкрапленные руды												
Показатель устойчивости N		0,52				8,92								
HR по Форсайту устойчиво		2,72												
HR по Форсайту граница транзитной зоны		4,95												
HR устойчиво только с креплением		6,93												
HR Разубоживание менее 0,5 м (ELOS 0,5m)						5,30								
HR Разубоживание от 0,5 до 1 м (ELOS 1m)						7,47								
HR Разубоживание от 1 до 2 м (ELOS 2m)						10,91								
Обрушение (ELOS>2m)														
Ширина очистной камеры В, м		6	1,88	2,31	2,50	2,61	2,68	2,73	2,76	2,79	2,81	2,83	2,84	2,86
		8	2,22	2,86	3,16	3,33	3,45	3,53	3,59	3,64	3,67	3,70	3,73	3,75
		10	2,50	3,33	3,75	4,00	4,17	4,29	4,38	4,44	4,50	4,55	4,58	4,62
		12	2,73	3,75	4,29	4,62	4,84	5,00	5,12	5,22	5,29	5,36	5,41	5,45
		14	2,92	4,12	4,77	5,19	5,47	5,68	5,83	5,96	6,06	6,14	6,21	6,27
		16	3,08	4,44	5,22	5,71	6,06	6,32	6,51	6,67	6,79	6,90	6,98	7,06
		Длина очистной камеры L, м												
		10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120	
Высота очистной камеры Н, м		3	1,15	1,30	1,36	1,40	1,42	1,43	1,44	1,45	1,45	1,46	1,46	1,46
		7	2,06	2,59	2,84	2,98	3,07	3,13	3,18	3,22	3,25	3,27	3,29	3,31
		10	2,50	3,33	3,75	4,00	4,17	4,29	4,38	4,44	4,50	4,55	4,58	4,62
		12	2,73	3,75	4,29	4,62	4,84	5,00	5,12	5,22	5,29	5,36	5,41	5,45
		13	2,83	3,94	4,53	4,91	5,16	5,34	5,48	5,59	5,68	5,75	5,81	5,86
		14	2,92	4,12	4,77	5,19	5,47	5,68	5,83	5,96	6,06	6,14	6,21	6,27
		16	3,08	4,44	5,22	5,71	6,06	6,32	6,51	6,67	6,79	6,90	6,98	7,06
		18	3,21	4,74	5,63	6,21	6,62	6,92	7,16	7,35	7,50	7,63	7,73	7,83
		20	3,33	5,00	6,00	6,67	7,14	7,50	7,78	8,00	8,18	8,33	8,46	8,57
		24	3,53	5,45	6,67	7,50	8,11	8,57	8,94	9,23	9,47	9,68	9,85	10,00
		25	3,57	5,56	6,82	7,69	8,33	8,82	9,21	9,52	9,78	10,00	10,19	10,34
		26	3,61	5,65	6,96	7,88	8,55	9,07	9,48	9,81	10,09	10,32	10,51	10,68
		27	3,65	5,74	7,11	8,06	8,77	9,31	9,74	10,09	10,38	10,63	10,84	11,02
		28	3,68	5,83	7,24	8,24	8,97	9,55	10,00	10,37	10,68	10,94	11,16	11,35
		29	3,72	5,92	7,37	8,41	9,18	9,78	10,25	10,64	10,97	11,24	11,47	11,68
		30	3,75	6,00	7,50	8,57	9,38	10,00	10,50	10,91	11,25	11,54	11,79	12,00
		35	3,89	6,36	8,08	9,33	10,29	11,05	11,67	12,17	12,60	12,96	13,28	13,55
36	3,91	6,43	8,18	9,47	10,47	11,25	11,89	12,41	12,86	13,24	13,56	13,85		
40	4,00	6,67	8,57	10,00	11,11	12,00	12,73	13,33	13,85	14,29	14,67	15,00		
45	4,09	6,92	9,00	10,59	11,84	12,86	13,70	14,40	15,00	15,52	15,97	16,36		
50	4,17	7,14	9,38	11,11	12,50	13,64	14,58	15,38	16,07	16,67	17,19	17,65		
55	4,23	7,33	9,71	11,58	13,10	14,35	15,40	16,30	17,07	17,74	18,33	18,86		
60	4,29	7,50	10,00	12,00	13,64	15,00	16,15	17,14	18,00	18,75	19,41	20,00		

Рисунок В.1 - Допустимые параметры для 1 структурного домена в зоне подработки

Рудник Октябрьский	Тип руд	Кровля камер		Борта камер													
Структурный домен 2	Вкрапленные руды	Кровля камер		Борта камер													
Показатель устойчивости N		0,59		10,09													
HR по Форсайту устойчиво		2,74															
HR по Форсайту граница транзитной зоны		4,97															
HR устойчиво только с креплением		7,08															
HR Разубоживание менее 0,5 м (ELOS 0,5m)				5,71													
HR Разубоживание от 0,5 до 1 м (ELOS 1m)				8,05													
HR Разубоживание от 1 до 2 м (ELOS 2m)				11,36													
Обрушение (ELOS > 2m)																	
Ширина очистной камеры В, м	6	1,88	2,31	2,50	2,61	2,68	2,73	2,76	2,79	2,81	2,83	2,84	2,86				
	8	2,22	2,86	3,16	3,33	3,45	3,53	3,59	3,64	3,67	3,70	3,73	3,75				
	10	2,50	3,33	3,75	4,00	4,17	4,29	4,38	4,44	4,50	4,55	4,58	4,62				
	12	2,73	3,75	4,29	4,62	4,84	5,00	5,12	5,22	5,29	5,36	5,41	5,45				
	14	2,92	4,12	4,77	5,19	5,47	5,68	5,83	5,96	6,06	6,14	6,21	6,27				
	16	3,08	4,44	5,22	5,71	6,06	6,32	6,51	6,67	6,79	6,90	6,98	7,06				
		Длина очистной камеры l, м															
		10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120				
Высота очистной камеры Н, м	3	1,15	1,30	1,36	1,40	1,42	1,43	1,44	1,45	1,45	1,46	1,46	1,46				
	7	2,06	2,59	2,84	2,98	3,07	3,13	3,18	3,22	3,25	3,27	3,29	3,31				
	10	2,50	3,33	3,75	4,00	4,17	4,29	4,38	4,44	4,50	4,55	4,58	4,62				
	12	2,73	3,75	4,29	4,62	4,84	5,00	5,12	5,22	5,29	5,36	5,41	5,45				
	13	2,83	3,94	4,53	4,91	5,16	5,34	5,48	5,59	5,68	5,75	5,81	5,86				
	14	2,92	4,12	4,77	5,19	5,47	5,68	5,83	5,96	6,06	6,14	6,21	6,27				
	16	3,08	4,44	5,22	5,71	6,06	6,32	6,51	6,67	6,79	6,90	6,98	7,06				
	18	3,21	4,74	5,63	6,21	6,62	6,92	7,16	7,35	7,50	7,63	7,73	7,83				
	20	3,33	5,00	6,00	6,67	7,14	7,50	7,78	8,00	8,18	8,33	8,46	8,57				
	24	3,53	5,45	6,67	7,50	8,11	8,57	8,94	9,23	9,47	9,68	9,85	10,00				
	25	3,57	5,56	6,82	7,69	8,33	8,82	9,21	9,52	9,78	10,00	10,19	10,34				
	26	3,61	5,65	6,96	7,88	8,55	9,07	9,48	9,81	10,09	10,32	10,51	10,68				
	27	3,65	5,74	7,11	8,06	8,77	9,31	9,74	10,09	10,38	10,63	10,84	11,02				
	28	3,68	5,83	7,24	8,24	8,97	9,55	10,00	10,37	10,68	10,94	11,16	11,35				
	29	3,72	5,92	7,37	8,41	9,18	9,78	10,25	10,64	10,97	11,24	11,47	11,68				
	30	3,75	6,00	7,50	8,57	9,38	10,00	10,50	10,91	11,25	11,54	11,79	12,00				
	35	3,89	6,36	8,08	9,33	10,29	11,05	11,67	12,17	12,60	12,96	13,28	13,55				
	36	3,91	6,43	8,18	9,47	10,47	11,25	11,89	12,41	12,86	13,24	13,56	13,85				
40	4,00	6,67	8,57	10,00	11,11	12,00	12,73	13,33	13,85	14,29	14,67	15,00					
45	4,09	6,92	9,00	10,59	11,84	12,86	13,70	14,40	15,00	15,52	15,97	16,36					
50	4,17	7,14	9,38	11,11	12,50	13,64	14,58	15,38	16,07	16,67	17,19	17,65					
55	4,23	7,33	9,71	11,58	13,10	14,35	15,40	16,30	17,07	17,74	18,33	18,86					
60	4,29	7,50	10,00	12,00	13,64	15,00	16,15	17,14	18,00	18,75	19,41	20,00					

Рисунок В.2 - Допустимые параметры для 2 структурного домена в зоне подработки

Рудник Октябрьский	Тип руд	Кровля камер		Борта камер													
Структурный домен 3	Вкрапленные руды																
Показатель устойчивости N		0,64		10,83													
HR по Форсайту устойчиво		2,75															
HR по Форсайту граница транзитной зоны		4,98															
HR устойчиво только с креплением		7,18															
HR Разубоживание менее 0,5 м (ELOS 0,5m)				5,96													
HR Разубоживание от 0,5 до 1 м (ELOS 1m)				8,40													
HR Разубоживание от 1 до 2 м (ELOS 2m)				11,60													
Обрушение (ELOS > 2m)																	
Ширина очистной камеры В, м	6	1,88	2,31	2,50	2,61	2,68	2,73	2,76	2,79	2,81	2,83	2,84	2,86				
	8	2,22	2,86	3,16	3,33	3,45	3,53	3,59	3,64	3,67	3,70	3,73	3,75				
	10	2,50	3,33	3,75	4,00	4,17	4,29	4,38	4,44	4,50	4,55	4,58	4,62				
	12	2,73	3,75	4,29	4,62	4,84	5,00	5,12	5,22	5,29	5,36	5,41	5,45				
	14	2,92	4,12	4,77	5,19	5,47	5,68	5,83	5,96	6,06	6,14	6,21	6,27				
	16	3,08	4,44	5,22	5,71	6,06	6,32	6,51	6,67	6,79	6,90	6,98	7,06				
		Длина очистной камеры l, м															
		10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120				
Высота очистной камеры Н, м	3	1,15	1,30	1,36	1,40	1,42	1,43	1,44	1,45	1,45	1,46	1,46	1,46				
	7	2,06	2,59	2,84	2,98	3,07	3,13	3,18	3,22	3,25	3,27	3,29	3,31				
	10	2,50	3,33	3,75	4,00	4,17	4,29	4,38	4,44	4,50	4,55	4,58	4,62				
	12	2,73	3,75	4,29	4,62	4,84	5,00	5,12	5,22	5,29	5,36	5,41	5,45				
	13	2,83	3,94	4,53	4,91	5,16	5,34	5,48	5,59	5,68	5,75	5,81	5,86				
	14	2,92	4,12	4,77	5,19	5,47	5,68	5,83	5,96	6,06	6,14	6,21	6,27				
	16	3,08	4,44	5,22	5,71	6,06	6,32	6,51	6,67	6,79	6,90	6,98	7,06				
	18	3,21	4,74	5,63	6,21	6,62	6,92	7,16	7,35	7,50	7,63	7,73	7,83				
	20	3,33	5,00	6,00	6,67	7,14	7,50	7,78	8,00	8,18	8,33	8,46	8,57				
	24	3,53	5,45	6,67	7,50	8,11	8,57	8,94	9,23	9,47	9,68	9,85	10,00				
	25	3,57	5,56	6,82	7,69	8,33	8,82	9,21	9,52	9,78	10,00	10,19	10,34				
	26	3,61	5,65	6,96	7,88	8,55	9,07	9,48	9,81	10,09	10,32	10,51	10,68				
	27	3,65	5,74	7,11	8,06	8,77	9,31	9,74	10,09	10,38	10,63	10,84	11,02				
	28	3,68	5,83	7,24	8,24	8,97	9,55	10,00	10,37	10,68	10,94	11,16	11,35				
	29	3,72	5,92	7,37	8,41	9,18	9,78	10,25	10,64	10,97	11,24	11,47	11,68				
	30	3,75	6,00	7,50	8,57	9,38	10,00	10,50	10,91	11,25	11,54	11,79	12,00				
	35	3,89	6,36	8,08	9,33	10,29	11,05	11,67	12,17	12,60	12,96	13,28	13,55				
	36	3,91	6,43	8,18	9,47	10,47	11,25	11,89	12,41	12,86	13,24	13,56	13,85				
40	4,00	6,67	8,57	10,00	11,11	12,00	12,73	13,33	13,85	14,29	14,67	15,00					
45	4,09	6,92	9,00	10,59	11,84	12,86	13,70	14,40	15,00	15,52	15,97	16,36					
50	4,17	7,14	9,38	11,11	12,50	13,64	14,58	15,38	16,07	16,67	17,19	17,65					
55	4,23	7,33	9,71	11,58	13,10	14,35	15,40	16,30	17,07	17,74	18,33	18,86					
60	4,29	7,50	10,00	12,00	13,64	15,00	16,15	17,14	18,00	18,75	19,41	20,00					

Рисунок В.3 - Допустимые параметры для 3 структурного домена в зоне подработки

Рудник Октябрьский		Тип руд		Кровля камер	Борта камер												
Структурный домен 4		Вкрапленные руды															
Показатель устойчивости N				0,30	5,17												
HR по Форсайту устойчиво				2,65													
HR по Форсайту граница транзитной зоны				4,89													
HR устойчиво только с креплением				6,31													
HR Разубоживание менее 0,5 м (ELOS 0,5m)					3,90												
HR Разубоживание от 0,5 до 1 м (ELOS 1m)					5,37												
HR Разубоживание от 1 до 2 м (ELOS 2m)					8,62												
Обрушение (ELOS > 2m)																	
Ширина очистной камеры В, м	6	1,88	2,31	2,50	2,61	2,68	2,73	2,76	2,79	2,81	2,83	2,84	2,86				
	8	2,22	2,86	3,16	3,33	3,45	3,53	3,59	3,64	3,67	3,70	3,73	3,75				
	10	2,50	3,33	3,75	4,00	4,17	4,29	4,38	4,44	4,50	4,55	4,58	4,62				
	12	2,73	3,75	4,29	4,62	4,84	5,00	5,12	5,22	5,29	5,36	5,41	5,45				
	14	2,92	4,12	4,77	5,19	5,47	5,68	5,83	5,96	6,06	6,14	6,21	6,27				
	16	3,08	4,44	5,22	5,71	6,06	6,32	6,51	6,67	6,79	6,90	6,98	7,06				
		Длина очистной камеры L, м															
		10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120				
Высота очистной камеры H, м	3	1,15	1,30	1,36	1,40	1,42	1,43	1,44	1,45	1,45	1,46	1,46	1,46				
	7	2,06	2,59	2,84	2,98	3,07	3,13	3,18	3,22	3,25	3,27	3,29	3,31				
	10	2,50	3,33	3,75	4,00	4,17	4,29	4,38	4,44	4,50	4,55	4,58	4,62				
	12	2,73	3,75	4,29	4,62	4,84	5,00	5,12	5,22	5,29	5,36	5,41	5,45				
	13	2,83	3,94	4,53	4,91	5,16	5,34	5,48	5,59	5,68	5,75	5,81	5,86				
	14	2,92	4,12	4,77	5,19	5,47	5,68	5,83	5,96	6,06	6,14	6,21	6,27				
	16	3,08	4,44	5,22	5,71	6,06	6,32	6,51	6,67	6,79	6,90	6,98	7,06				
	18	3,21	4,74	5,63	6,21	6,62	6,92	7,16	7,35	7,50	7,63	7,73	7,83				
	20	3,33	5,00	6,00	6,67	7,14	7,50	7,78	8,00	8,18	8,33	8,46	8,57				
	24	3,53	5,45	6,67	7,50	8,11	8,57	8,94	9,23	9,47	9,68	9,85	10,00				
	25	3,57	5,56	6,82	7,69	8,33	8,82	9,21	9,52	9,78	10,00	10,19	10,34				
	26	3,61	5,65	6,96	7,88	8,55	9,07	9,48	9,81	10,09	10,32	10,51	10,68				
	27	3,65	5,74	7,11	8,06	8,77	9,31	9,74	10,09	10,38	10,63	10,84	11,02				
	28	3,68	5,83	7,24	8,24	8,97	9,55	10,00	10,37	10,68	10,94	11,16	11,35				
	29	3,72	5,92	7,37	8,41	9,18	9,78	10,25	10,64	10,97	11,24	11,47	11,68				
	30	3,75	6,00	7,50	8,57	9,38	10,00	10,50	10,91	11,25	11,54	11,79	12,00				
	35	3,89	6,36	8,08	9,33	10,29	11,05	11,67	12,17	12,60	12,96	13,28	13,55				
36	3,91	6,43	8,18	9,47	10,47	11,25	11,89	12,41	12,86	13,24	13,56	13,85					
40	4,00	6,67	8,57	10,00	11,11	12,00	12,73	13,33	13,85	14,29	14,67	15,00					
45	4,09	6,92	9,00	10,59	11,84	12,86	13,70	14,40	15,00	15,52	15,97	16,36					
50	4,17	7,14	9,38	11,11	12,50	13,64	14,58	15,38	16,07	16,67	17,19	17,65					
55	4,23	7,33	9,71	11,58	13,10	14,35	15,40	16,30	17,07	17,74	18,33	18,86					
60	4,29	7,50	10,00	12,00	13,64	15,00	16,15	17,14	18,00	18,75	19,41	20,00					

Рисунок В.4 - Допустимые параметры для 4 структурного домена в зоне подработки

Рудник Октябрьский		Тип руд		Кровля камер	Борта камер												
Структурный домен 5		Вкрапленные руды															
Показатель устойчивости N				0,30	5,03												
HR по Форсайту устойчиво				2,65													
HR по Форсайту граница транзитной зоны				4,89													
HR устойчиво только с креплением				6,31													
HR Разубоживание менее 0,5 м (ELOS 0,5m)					3,85												
HR Разубоживание от 0,5 до 1 м (ELOS 1m)					5,28												
HR Разубоживание от 1 до 2 м (ELOS 2m)					8,50												
Обрушение (ELOS > 2m)																	
Ширина очистной камеры В, м		6	1,88	2,31	2,50	2,61	2,68	2,73	2,76	2,79	2,81	2,83	2,84	2,86			
		8	2,22	2,86	3,16	3,33	3,45	3,53	3,59	3,64	3,67	3,70	3,73	3,75			
		10	2,50	3,33	3,75	4,00	4,17	4,29	4,38	4,44	4,50	4,55	4,58	4,62			
		12	2,73	3,75	4,29	4,62	4,84	5,00	5,12	5,22	5,29	5,36	5,41	5,45			
		14	2,92	4,12	4,77	5,19	5,47	5,68	5,83	5,96	6,06	6,14	6,21	6,27			
		16	3,08	4,44	5,22	5,71	6,06	6,32	6,51	6,67	6,79	6,90	6,98	7,06			
		Длина очистной камеры l, м															
		10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120				
Высота очистной камеры Н, м		3	1,15	1,30	1,36	1,40	1,42	1,43	1,44	1,45	1,45	1,46	1,46	1,46			
		7	2,06	2,59	2,84	2,98	3,07	3,13	3,18	3,22	3,25	3,27	3,29	3,31			
		10	2,50	3,33	3,75	4,00	4,17	4,29	4,38	4,44	4,50	4,55	4,58	4,62			
		12	2,73	3,75	4,29	4,62	4,84	5,00	5,12	5,22	5,29	5,36	5,41	5,45			
		13	2,83	3,94	4,53	4,91	5,16	5,34	5,48	5,59	5,68	5,75	5,81	5,86			
		14	2,92	4,12	4,77	5,19	5,47	5,68	5,83	5,96	6,06	6,14	6,21	6,27			
		16	3,08	4,44	5,22	5,71	6,06	6,32	6,51	6,67	6,79	6,90	6,98	7,06			
		18	3,21	4,74	5,63	6,21	6,62	6,92	7,16	7,35	7,50	7,63	7,73	7,83			
		20	3,33	5,00	6,00	6,67	7,14	7,50	7,78	8,00	8,18	8,33	8,46	8,57			
		24	3,53	5,45	6,67	7,50	8,11	8,57	8,94	9,23	9,47	9,68	9,85	10,00			
		25	3,57	5,56	6,82	7,69	8,33	8,82	9,21	9,52	9,78	10,00	10,19	10,34			
		26	3,61	5,65	6,96	7,88	8,55	9,07	9,48	9,81	10,09	10,32	10,51	10,68			
		27	3,65	5,74	7,11	8,06	8,77	9,31	9,74	10,09	10,38	10,63	10,84	11,02			
		28	3,68	5,83	7,24	8,24	8,97	9,55	10,00	10,37	10,68	10,94	11,16	11,35			
		29	3,72	5,92	7,37	8,41	9,18	9,78	10,25	10,64	10,97	11,24	11,47	11,68			
		30	3,75	6,00	7,50	8,57	9,38	10,00	10,50	10,91	11,25	11,54	11,79	12,00			
35	3,89	6,36	8,08	9,33	10,29	11,05	11,67	12,17	12,60	12,96	13,28	13,55					
36	3,91	6,43	8,18	9,47	10,47	11,25	11,89	12,41	12,86	13,24	13,56	13,85					
40	4,00	6,67	8,57	10,00	11,11	12,00	12,73	13,33	13,85	14,29	14,67	15,00					
45	4,09	6,92	9,00	10,59	11,84	12,86	13,70	14,40	15,00	15,52	15,97	16,36					
50	4,17	7,14	9,38	11,11	12,50	13,64	14,58	15,38	16,07	16,67	17,19	17,65					
55	4,23	7,33	9,71	11,58	13,10	14,35	15,40	16,30	17,07	17,74	18,33	18,86					
60	4,29	7,50	10,00	12,00	13,64	15,00	16,15	17,14	18,00	18,75	19,41	20,00					

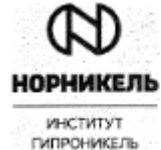
Рисунок В.5 - Допустимые параметры для 5 структурного домена в зоне подработки

Рудник Октябрьский	Тип руд	Кровля камер		Борта камер													
Структурный домен 6	Вкрапленные руды	Кровля камер		Борта камер													
Показатель устойчивости N		0,80		13,57													
HR по Форсайту устойчиво		2,80															
HR по Форсайту граница транзитной зоны		5,03															
HR устойчиво только с креплением		7,46															
HR Разубоживание менее 0,5 м (ELOS 0,5m)				6,87													
HR Разубоживание от 0,5 до 1 м (ELOS 1m)				9,59													
HR Разубоживание от 1 до 2 м (ELOS 2m)				12,38													
Обрушение (ELOS > 2m)																	
Ширина очистной камеры В, м	6	1,88	2,31	2,50	2,61	2,68	2,73	2,76	2,79	2,81	2,83	2,84	2,86				
	8	2,22	2,86	3,16	3,33	3,45	3,53	3,59	3,64	3,67	3,70	3,73	3,75				
	10	2,50	3,33	3,75	4,00	4,17	4,29	4,38	4,44	4,50	4,55	4,58	4,62				
	12	2,73	3,75	4,29	4,62	4,84	5,00	5,12	5,22	5,29	5,36	5,41	5,45				
	14	2,92	4,12	4,77	5,19	5,47	5,68	5,83	5,96	6,06	6,14	6,21	6,27				
	16	3,08	4,44	5,22	5,71	6,06	6,32	6,51	6,67	6,79	6,90	6,98	7,06				
		Длина очистной камеры l, м															
		10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120				
Высота очистной камеры Н, м	3	1,15	1,30	1,36	1,40	1,42	1,43	1,44	1,45	1,45	1,46	1,46	1,46				
	7	2,06	2,59	2,84	2,98	3,07	3,13	3,18	3,22	3,25	3,27	3,29	3,31				
	10	2,50	3,33	3,75	4,00	4,17	4,29	4,38	4,44	4,50	4,55	4,58	4,62				
	12	2,73	3,75	4,29	4,62	4,84	5,00	5,12	5,22	5,29	5,36	5,41	5,45				
	13	2,83	3,94	4,53	4,91	5,16	5,34	5,48	5,59	5,68	5,75	5,81	5,86				
	14	2,92	4,12	4,77	5,19	5,47	5,68	5,83	5,96	6,06	6,14	6,21	6,27				
	16	3,08	4,44	5,22	5,71	6,06	6,32	6,51	6,67	6,79	6,90	6,98	7,06				
	18	3,21	4,74	5,63	6,21	6,62	6,92	7,16	7,35	7,50	7,63	7,73	7,83				
	20	3,33	5,00	6,00	6,67	7,14	7,50	7,78	8,00	8,18	8,33	8,46	8,57				
	24	3,53	5,45	6,67	7,50	8,11	8,57	8,94	9,23	9,47	9,68	9,85	10,00				
	25	3,57	5,56	6,82	7,69	8,33	8,82	9,21	9,52	9,78	10,00	10,19	10,34				
	26	3,61	5,65	6,96	7,88	8,55	9,07	9,48	9,81	10,09	10,32	10,51	10,68				
	27	3,65	5,74	7,11	8,06	8,77	9,31	9,74	10,09	10,38	10,63	10,84	11,02				
	28	3,68	5,83	7,24	8,24	8,97	9,55	10,00	10,37	10,68	10,94	11,16	11,35				
	29	3,72	5,92	7,37	8,41	9,18	9,78	10,25	10,64	10,97	11,24	11,47	11,68				
	30	3,75	6,00	7,50	8,57	9,38	10,00	10,50	10,91	11,25	11,54	11,79	12,00				
	35	3,89	6,36	8,08	9,33	10,29	11,05	11,67	12,17	12,60	12,96	13,28	13,55				
	36	3,91	6,43	8,18	9,47	10,47	11,25	11,89	12,41	12,86	13,24	13,56	13,85				
40	4,00	6,67	8,57	10,00	11,11	12,00	12,73	13,33	13,85	14,29	14,67	15,00					
45	4,09	6,92	9,00	10,59	11,84	12,86	13,70	14,40	15,00	15,52	15,97	16,36					
50	4,17	7,14	9,38	11,11	12,50	13,64	14,58	15,38	16,07	16,67	17,19	17,65					
55	4,23	7,33	9,71	11,58	13,10	14,35	15,40	16,30	17,07	17,74	18,33	18,86					
60	4,29	7,50	10,00	12,00	13,64	15,00	16,15	17,14	18,00	18,75	19,41	20,00					

Рисунок В.6 - Допустимые параметры для 6 структурного домена в зоне подработки

ПРИЛОЖЕНИЕ Г

Акт о внедрении в научно-исследовательскую деятельность ООО «Институт Гипроникель» результатов диссертации



УТВЕРЖДАЮ

Заместитель директора
Департамента по исследованиям и
разработкам, к.т.н.

А.В. Трофимов

« 13 » 12 2024 г.

АКТ

*о внедрении результатов кандидатской диссертации
Колганова Артема Владимировича по научной специальности
2.8.8 Геотехнология, горные машины*

Комиссия в составе:

Председатель комиссии: - Румянцев Александр Евгеньевич - заведующий
Лаборатории геотехники, к.т.н.

Члены комиссии:

Федосеев Антон Владимирович – ведущий научный сотрудник Лаборатории
геотехники, к.т.н.;

Киркин Александр Павлович – старший научный сотрудник Лаборатории
геотехники, к.т.н.;

Баженова Александра Владимировна – старший научный сотрудник Горной
лаборатории, к.т.н.;

составили настоящий акт о том, что результаты кандидатской диссертации
Колганова А. В. на тему «Разработка способов уменьшения разубоживания руды при
отработке мощных пологопадающих медно-никелевых месторождений с
вкрапленными рудами», представленной на соискание ученой степени кандидата
наук, использованы «ООО Институт Гипроникель» в рамках разработки
технологического регламента на отработку богатых, «медистых» и вкрапленных руд
на западном фланге рудника «Октябрьский» в виде результатов исследований
величины распространения зоны повышенной трещиноватости по данным
микросейсмического мониторинга на руднике «Октябрьский».

Использование указанных результатов позволяют:

- обосновать технологические параметры ведения очистных работ,
обеспечивающих сохранность предохранительных целиков;
- увеличить точность прогнозирования распространения зоны, повышенной
трещиноватости с учетом специфики горно-геологических условий рудника
«Октябрьский».

Председатель комиссии

Заведующий
лабораторией геотехники, к.т.н.



А.Е. Румянцев

Члены комиссии:

Ведущий научный сотрудник, к.т.н.
Старший научный сотрудник, к.т.н.
Старший научный сотрудник, к.т.н.



А.В. Федосеев

А.П. Киркин

А.В. Баженова

ПРИЛОЖЕНИЕ Д

Свидетельство о государственной регистрации программы ЭВМ

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2023660467

**Программа для оценки устойчивости конструктивных
элементов системы разработки**

Правообладатель: *федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Санкт-Петербургский горный университет» (RU)*

Авторы: *Зубов Владимир Павлович (RU), Колганов Артем
Владимирович (RU)*

Заявка № 2023619532

Дата поступления 16 мая 2023 г.

Дата государственной регистрации

в Реестре программ для ЭВМ 22 мая 2023 г.



*Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности*

Ю.С. Зубов