

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ
ФЕДЕРАЦИИ
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
«Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС»

На правах рукописи

Лялин Никита Алексеевич

РАЗРАБОТКА МЕТОДА МИНИМИЗАЦИИ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ
ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО ПРИ ОСВОЕНИИ ЖИЛЬНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ СЛОЖНОГО МОРФОЛОГИЧЕСКОГО СТРОЕНИЯ

Специальность 2.8.3

«Горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика,
маркшейдерское дело и геометрия недр»

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель
кандидат технических наук, доцент,
Абрамян Г.О.

Москва – 2024

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
ГЛАВА 1. АНАЛИЗ МЕТОДОВ МИНИМИЗАЦИИ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПРИ ОСВОЕНИИ МАЛОМОЩНЫХ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	8
1.1 ПРОБЛЕМА ВЫСОКИХ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПРИ ОСВОЕНИИ МАЛОМОЩНЫХ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	8
1.2 ГЕНЕЗИС И КЛАССИФИКАЦИЯ ПО МОРФОЛОГИЧЕСКОМУ ТИПУ РУДНЫХ ТЕЛ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	11
1.3 ОБЗОР И АНАЛИЗ МЕТОДОВ ПО УПРАВЛЕНИЮ И МИНИМИЗАЦИИ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО	13
1.4 ПОСТАНОВКА ЗАДАЧ ИССЛЕДОВАНИЯ	23
ГЛАВА 2. ОПЕРЕДЕЛЕНИЕ МОРФОЛОГИИ РУДНЫХ ТЕЛ И РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ СЕТЕЙ СКВАЖИН СОПРОВОДИТЕЛЬНОЙ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ РАЗВЕДКИ.....	26
2.1 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ И МОРФОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ РУДНЫХ ТЕЛ	26
2.2 ВЛИЯНИЕ ОШИБКИ ГЕОМЕТРИЗАЦИИ РУДНЫХ ТЕЛ НА КОЛИЧЕСТВЕННО- КАЧЕСТВЕННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ	39
2.3 МЕТОД ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ В ПРЕДЕЛАХ ЭКСПЛУАТАЦИОННОГО БЛОКА И ВЫЕМОЧНЫХ КАМЕР.....	40
2.4 ГЕОФИЗИЧЕСКОЕ СОПРОВОЖДЕНИЕ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ В ПРЕДЕЛАХ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОГО ДОБЫЧНОГО ГОРИЗОНТА.....	43
2.5 ОЦЕНКА ДОСТОВЕРНОСТИ И ТОЧНОСТИ ДАННЫХ КАРОТАЖА	48
2.6 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЗОН КОНТАКТНОЙ НЕОПРЕДЕЛЕННОСТИ НА ГРАНИЦАХ РАЗДЕЛА «РУДА-ПОРОДА».....	50
2.7 МОДЕЛИРОВАНИЕ РУДНЫХ ТЕЛ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНИЦ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ БЛОКОВ	61
2.8 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ И ОКОНТУРИВАНИЕ МАЛОМОЩНЫХ ЖИЛЬНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ В ГРАНИЦАХ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ БЛОКОВ	65
ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ.....	76
ГЛАВА 3. ВЛИЯНИЕ МОРФОЛОГИИ МАЛОМОЩНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ НА ПАРАМЕТРЫ И ПОЛОЖЕНИЕ ВЫЕМОЧНОЙ КАМЕРЫ В МАССИВЕ И КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ИЗВЛЕКАЕМОГО ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО.....	77
3.1 АНАЛИЗ ПЛАНОВЫХ И ФАКТИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОТРАБОТКИ МАЛОМОЩНЫХ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	77
3.2 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ПОРОД НА ОСНОВАНИИ ЛАБОРАТОРНЫХ ИСПЫТАНИЙ	82
3.3 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ПОРОД В СОСТАВЕ ГОРНОГО МАССИВА	86

3.4	КОРРЕЛЯЦИЯ РЕЙТИНГОВЫХ И КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СЛАГАЮЩИХ МАССИВ ПОРОД	93
3.5	ОЦЕНКА НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД	98
3.6	РЕЗУЛЬТАТЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ НДС МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД.....	100
ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ		104
ГЛАВА 4. ФАКТИЧЕСКИЕ ПОТЕРИ И РАЗУБОЖИВАНИЕ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО, ОПРЕДЕЛЕННЫЕ В УСЛОВИЯХ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТООЖДЕНИЙ, ПРИ ОТРАБОТКЕ ВЫЕМОЧНЫХ КАМЕР, СПРОЕКТИРОВАННЫХ С УЧЕТОМ ПРЕДЛОЖЕННОГО МЕТОДА		105
4.1	ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЫЕМОЧНЫХ КАМЕР ПРИ ОТРАБОТКЕ МАЛОМОЩНЫХ ЖИЛЬНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ	105
4.2	ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ЗАБОЯ И МОЩНОСТИ СЛОЯ ПРИРЕЗАЕМЫХ ПОРОД В КОНТУР ЗАБОЯ	111
4.3	ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ПРИ РАЗЛИЧНЫХ КОНФИГУРАЦИЯХ ЗАБОЯ	115
4.4	РЕЗУЛЬТАТЫ ОТРАБОТКИ ВЫЕМОЧНЫХ КАМЕР В ГРАНИЦАХ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ БЛОКОВ	119
ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ		126
ЗАКЛЮЧЕНИЕ		127
СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ.....		129
ПРИЛОЖЕНИЕ А.....		139

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. На фоне постепенного истощения мировой минерально-сырьевой базы, выработки легкодоступных и богатых месторождений и вовлечения в отработку бедных и сложноструктурных месторождений, проблема полноты и качества извлекаемых запасов становится все более актуальной. При освоении подобных месторождений, минимизация уровня потерь и разубоживания руды становится одним из ключевых требований к процессу добычи полезных ископаемых.

В первую очередь это связано с вовлечением в отработку маломощных и низкорентабельных месторождений, где высокие значения разубоживания напрямую влияют на эффективность и стоимость обогащения 1 тонны руды, формируя значительную долю в себестоимости готовой продукции. Помимо экономического ущерба, высокое разубоживание негативно влияет на производительность выемочной единицы и наносит существенный ущерб окружающей среде, так как требуется выделение больших площадей под отвалы и хвостохранилища.

К наиболее распространенным месторождениям со схожей морфологией рудных тел относятся гипотермальные месторождения коренного золота, схожими проблемами обладают вольфрамовые, урановые, баритовые и золоторудные месторождения иного типа минерализации, сходных по категории сложности морфологии. Поэтому разработка метода минимизации потерь и разубоживания полезного ископаемого при освоении жильных месторождений сложного морфологического строения является актуальной научной задачей.

Объект исследования – потери и разубоживание полезного ископаемого в зависимости от свойств, форм и условий залегания рудных тел сложного морфологического строения.

Идея работы – использование результатов сопроводительной разведки на месторождениях со сложным морфологическим строением рудных тел, основанной на определении анизотропии, параметров зон неопределенности и моделировании рудного тела, для более точного определения морфологии рудного тела и определения рациональных параметров выемочных камер, позволяющих минимизировать потери и разубоживание полезного ископаемого.

Цель работы – разработка метода минимизации потерь и разубоживания на жильных месторождениях со сложным морфологическим строением.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Установлено, что для обеспечения достоверности разведки жильного рудного тела при организации сетей скважин сопроводительной разведки необходимо использовать дифференцированный подход, определяя отдельно размеры, форму и ориентацию ячеек сетей для основной части рудного тела и для зон контактной неопределенности на границе «руда-порода» на основе анализа ошибки геометризации и горного риска.

2. Разработаны формулы расчета абсолютных величин объемов потерь полезного ископаемого и разубоживающих пород в контуре выемочной камеры при отработке жильных месторождений сложного морфологического строения, учитывающие изменчивость контура контакта «руда-порода», геометрические параметры выемочной камеры, мощность рудного тела, величину прирезки породы на боках камеры и максимально допустимые горизонтальные напряжения, что позволяет установить диапазоны изменения величин потерь и разубоживания.

3. Определена связь характера и параметров зоны контактной неопределенности «руда-порода» с качественными и количественными показателями добываемой руды, учет которой при отработке сложноструктурного рудного тела с высокой анизотропией его морфологии

позволил снизить фактическую величину потерь и разубоживания на 1–2% и 5–10% соответственно.

Обоснованность и достоверность научных положений подтверждается:

- использованием комплекса общепризнанных методов исследования свойств, форм и условий залегания сложноструктурных рудных тел;
- применением современных горно-геологических информационных систем и систем компьютерной алгебры при расчетах рациональных параметров сетей сопроводительной разведки и значений потерь и разубоживания;
- удовлетворительной сходимостью расчетных и фактических показателей потерь и объемов руды в выемочном контуре.

Научная новизна исследования:

1. Предложен дифференцированный подход к определению параметров сети скважин сопроводительной разведки, позволяющий минимизировать значения потерь и разубоживания полезного ископаемого с учетом баланса между затратами на разведку и ущербом от ошибки геометризации;
2. Установлены параметры выемочной единицы, оказывающие наиболее существенное влияние на количественные и качественные показатели извлекаемого сырья, разработан метод, позволяющий минимизировать потери и разубоживание полезного ископаемого за счет уменьшения прирезки вмещающей породы в контур выемочной камеры;
3. Определены требования к параметрам сети скважин сопроводительной разведки, обеспечивающие максимальное схождение расчетных и фактических величин потерь и разубоживания полезного ископаемого.

Научная ценность исследования заключается в определении оптимального подхода к организации сетей скважин сопроводительной разведки, учитывающий форму, свойства (горно-геологические, физико-механические) и условия залегания рудных тел, позволяющий установить и

обосновать параметры выемочных камер и минимизировать потери и разубоживание полезного ископаемого при освоении сложноструктурных жильных месторождений.

Практическая значимость исследования состоит в разработке метода уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого на месторождениях со сложным морфологическим и геологическим строением, значительно увеличивающим достоверность расчетов технологических показателей при проектировании и оперативном планировании горных работ.

Апробация работы. Результаты диссертации докладывались на Международном научном симпозиуме «Неделя Горняка» в 2021-2024 годах и на десятой Международной конференции «Комбинированная геотехнология: переход к новому технологическому укладу» (МГТУ им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск, 2019 г.).

Реализация работы. Разработанный метод по минимизации потерь и разубоживания полезного ископаемого внедрен и успешно апробирован на предприятиях, разрабатывающих маломощные жильные месторождения сложного морфологического строения, что подтверждается соответствующей справкой.

Структура и объем диссертации. Диссертация состоит из введения, четырех глав, заключения, списка использованных источников из 102 наименований, изложена на 139 страницах текста и содержит 52 рисунка и 15 таблиц.

Результаты диссертационной работы опубликованы в 3 научных статьях в изданиях, рекомендованных ВАК Министерства образования и науки РФ.

Благодарности. Автор выражает благодарность кафедре «Геологии и маркшейдерского дела» Горного института НИТУ «МИСиС», научному руководителю доценту Г. О. Абрамяну и техническим специалистам ООО «Атомредметзолото», Kinross Gold Corporation и ООО «Таймыргормаш» за помощь и консультации при написании работы.

ГЛАВА 1. АНАЛИЗ МЕТОДОВ МИНИМИЗАЦИИ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПРИ ОСВОЕНИИ МАЛОМОЩНЫХ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1.1 Проблема высоких потерь и разубоживания при освоении маломощных сложноструктурных месторождений

При разработке маломощных и месторождений со сложной морфологией рудных тел, минимизация потерь и разубоживания руды становится одним из ключевых требований к технологии очистных работ [20].

Это обусловлено характерными особенностями большей части таких месторождений, а именно высоким содержанием, но, сравнительно с другими формами залегания полезных ископаемых, относительно малыми запасами, в связи с чем высокие показатели потерь оказывают большее влияние на рентабельность горных работ [27].

Не менее важным является снижение потерь качества (разубоживания полезного ископаемого). Разубоживание также влечет существенные экономические потери в процессе добычи и переработки полезных ископаемых, влияя как на извлекаемые объемы руды, так и на эффективность процесса переработки и обогащения полезных ископаемых. Следовательно, именно совокупность потерь и разубоживания оказывает значительное влияние на рентабельность горных работ за счет снижения количества и качества полезного ископаемого, извлекаемого из недр, и должно рассматриваться в качестве единой проблемы горной науки [19, 27].

При разработке маломощных жильных залежей, в особенности осложненных высокой изменчивостью мощности и положения рудных тел в пространстве, значительное влияние на производительность отдельных забоев и всего предприятия оказывают присущие таким залежам сложное геологическое строение месторождения; высокие показатели разубоживания и внеплановые потери; ошибочная классификация руды как вмещающих пород вследствие крайне малой мощности и наличия породных прослоек между рудоносными участками. Все эти проблемы связаны с изменчивостью

морфологии, мощности и содержания полезного компонента в жиле. На данный момент как в отечественной, так и в зарубежной практике, отсутствуют общепринятые отраслевые методы эффективной разработки таких месторождений, что в немалой степени является следствием описанных выше особенностей [5, 14, 15, 31].

Принимая во внимание существующую терминологию, под термином «разубоживание», в контексте данной работы, понимается количество (в процентном соотношении) примешиваемой в кондиционную рудную массу вмещающих пород, твердеющей закладки и бедных (некондиционных) руд. Разубоживание является одной из наиболее распространенных причин как убытков действующего предприятия по добыче и переработки рудных полезных ископаемых, так и нерентабельности введения в отработку сложноструктурных месторождений, следовательно, оно должно рассматриваться как один из критических вопросов при разработке таких месторождений [3, 17, 65, 95]. Влияние разубоживания при разработке маломощных месторождений можно представить в виде обобщенного примера, когда один метр излишней прирезки пустой породы в контур выемочной камеры представляет собой 25% разубоживание при разработке рудного тела мощностью четыре метра, тогда как при отработке рудного тела мощностью 20 метров за одну заходку, один метр прирезки вмещающей породы составляет всего 5% разубоживание. Таким образом становится очевидно, что важность разубоживания при разработке маломощных сложноструктурных месторождений особенно велика [47].

Под термином «потери» в данной работе понимается оставленная по тем или иным причинам в горном массиве кондиционная руда (потери при транспортировке и доставке в рамках данной работы не рассматриваются).

Помимо вышеперечисленного, применяются так же термины «незапланированные» и «сверхнормативные» потери и разубоживание, характеризующие потери и разубоживание сверх расчетных значений; «планируемые» потери и разубоживание полезного ископаемого,

характеризующие неизбежные при данной системе разработки и применяемом горно-шахтном оборудовании показатели. Обобщенная схема описываемых видов потерь и разубоживания приведена на рисунке 1.

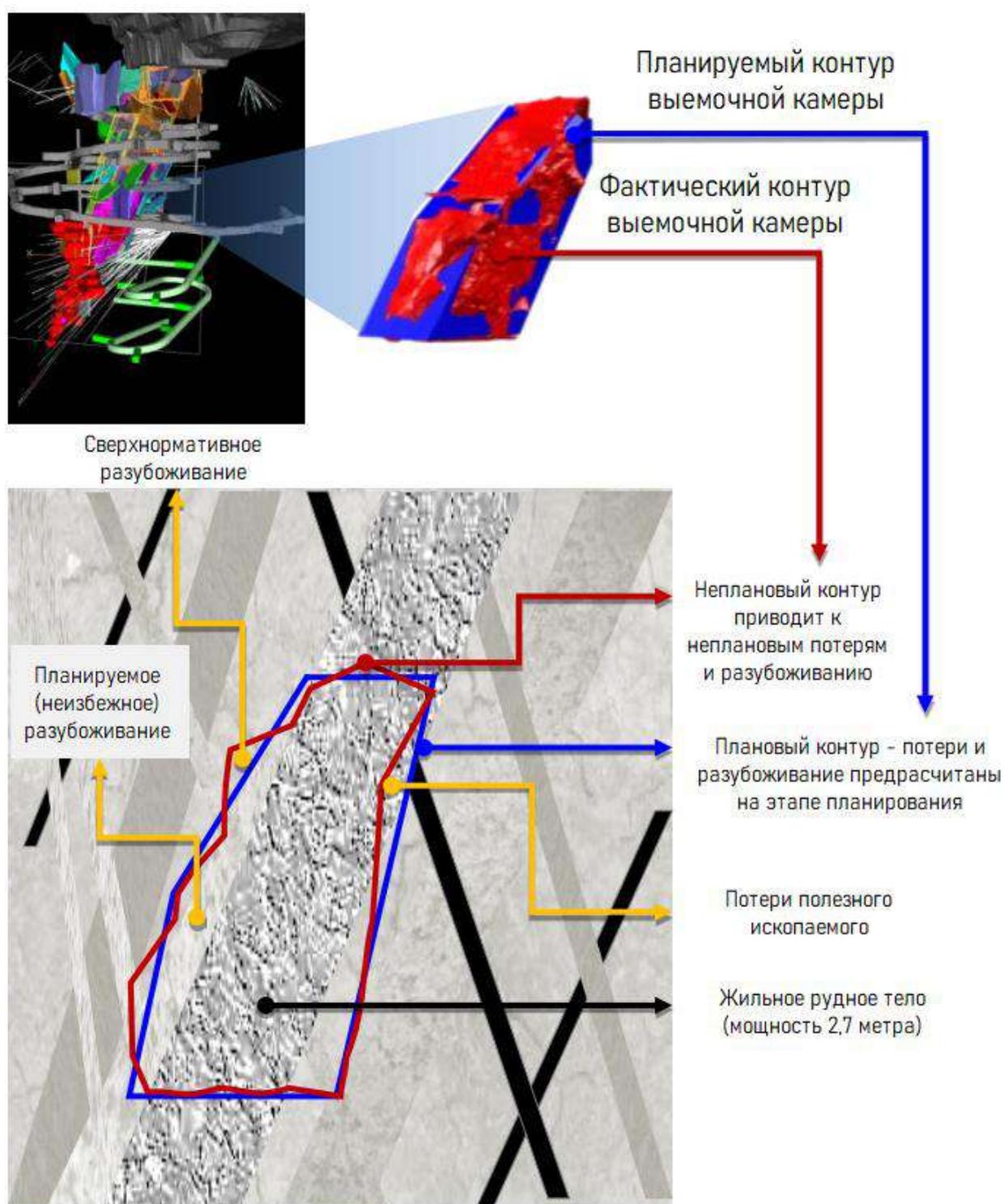


Рисунок 1 – Распределение потерь и разубоживания в контуре выемочной камеры

1.2 Генезис и классификация по морфологическому типу рудных тел сложноструктурных месторождений

Принято считать, что маломощные жильные рудные тела драгоценных металлов образуются в результате различных процессов, включая гидротермальную деятельность и метаморфизм. Минералы, слагающие жильные отложения, обычно отлагаются из гидротермальных жидкостей, которые мигрировали из глубины земной коры и формируют жильные рудные тела по мере того, как жидкости охлаждаются и взаимодействуют с окружающей средой. Для золоторудных и жильных месторождений обычно характерны эпитермальные и мезотермальные типы оруденения. Такие рудные тела образованы преимущественно горячими, богатыми минералами жидкостями, поднимающихся из глубоких слоев земной коры. Расположение некоторых вулканогенных эпитермальных месторождений Au-Ag представлено на рисунке 2 [31, 39].

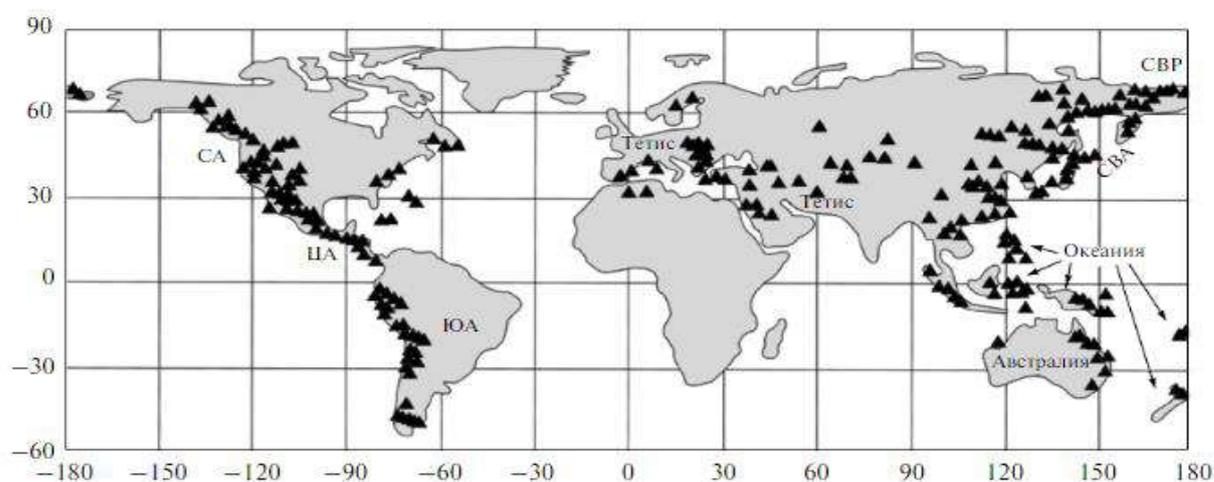


Рисунок 2 – Вулканогенные эпитермальные месторождения (иллюстрация Сидорова А. А. и др) [38]

В данной работе описываются маломощные сложноструктурные рудные месторождения, под которыми понимаются, согласно «Инструкции по применению классификации запасов к коренным месторождениям золота» описываются сложные с морфологической точки зрения месторождения, а именно [15].:

3-я группа — очень сложные по строению средние (протяженностью от сотен до тысячи метров) и крупные минерализованные и жильные зоны; залежи (первые сотни метров по простиранию и падению, мощностью 1—2 м); штокверки (площадью менее 1 км²); жилы мощностью от нескольких сантиметров до 3 м сложного строения [15]. Распределение оруденения весьма неравномерное, нередко прерывистое [15, 57].

4-ая группа — весьма сложные по строению мелкие по размерам (протяженностью первые десятки метров) единичные или сближенные жилы (мощностью до 0,4 м); линзы; небольшие (протяженностью до 100 метров) жилы, линзы, минерализованные или жильные зоны; залежи различной формы с резкой изменчивой мощностью или интенсивно нарушенным залеганием, с чрезвычайно сложным, прерывистым, гнездообразным распределением рудных скоплений и наличием рудных столбов [15].

Разработка сложноструктурных маломощных жильных рудных тел осложняется значительным процентом разубоживания и сверхнормативными потерями в процессе добычи. Многие отечественные и зарубежные ученые выдвигали свои определения разубоживания, как пример, Scoble M.J., Moss A., Ломоносов Г. Г. [28, 95] определял разубоживание как «загрязнение» руды нерудным материалом во время процесса добычи, J. G. Henning, и H. S. Mitri описывают термин разубоживание как любой отход вмещающего материала в пределах добычного блока в рудную массу, включая вмещающие породы, твердеющую закладку и прирезку породы по кровле и почве камеры [80].

Разработка метода минимизации потерь и разубоживания при освоении сложноструктурных месторождений, позволяющего дополнительно улучшить способность прогнозировать потери и разубоживание, значительно повысит эффективность работы предприятия (так как разубоживание и потери связаны с косвенными и прямыми издержками), снизит экономические риски, связанные со сверхнормативным разубоживанием и неплановыми потерями, а также позволит ввести в эксплуатацию ранее нерентабельные месторождения.

В связи с общей сложностью изучаемой проблемы, включающей как горнотехнические, горно-геологические и экономические факторы, в данной диссертации использованы эмпирические, численные, аналитические и теоретические подходы и методы, применяемые в зависимости от имеющихся данных.

В исследовании рассматривается концепция и важность управления внеплановым разубоживанием и сверхнормативными потерями на примерах предприятий, разрабатывающих сложноструктурные маломощные жильные месторождения подземным способом ведения горных работ.

Произведен обзор научной литературы и исследований за последние 30 лет, и факторов, оказывающих наибольшее влияние на потери и разубоживание. Повышенное внимание уделяется крутопадающим жильным рудным телам, так как они характерны для адуляр-кварц-сульфидных, вольфрамитовых и уран-молибденитовых жильных рудных тел.

1.3 Обзор и анализ методов по управлению и минимизации потерь и разубоживания полезного ископаемого

Проблемы управления и минимизации потерь и разубоживания полезного ископаемого, выявление закономерностей и совокупного влияния различных горно-геологических и горнотехнических факторов на эти показатели, а также получаемый при этом экономический эффект, изучается рядом ученых из России, Австралии, США, Канады и Европы. В частности, этой проблеме посвящены работы Г.Г. Ломоносова, а также известных ученых: Г.О. Абрамяна, М. И. Агошкова, Я. М. Адигамова, А. С. Астахова, Б. Н. Байкова, С. А. Батугина, В. Г. Боргера, В. А. Викентьева, Т. А. Гатова, Г. И. Герасименко, В. Н. Гусева, В. И. Гончарова, Н. В. Дронова, М. М. Константинова, А. В. Костина, Г. М. Малахова, А. Ф. Назарчика, Б. К. Оводенко, М. Д. Онищенко, В.Н. Попова, В. Пояркова, Е. П. Прокопьева, С. Я. Рачковского, В. П. Рыжова, В. В. Руденко, Г. В. Секисова, А. Симакова,

С. М. Ткача, А. М. Фрейдина, В. С. Шеховцева, В. О. Шеховцевой, М. А. Яковлева, и многих других.

Среди зарубежных исследователей значительный вклад в изучение проблемы внесли зарубежные ученые: M. Scoble, M. Monjezi, K. E. Mathews, S. Lek, G. Lu, W. Jung, H. Luo, J. G. Henning, J. Wang, L. M. Clark, R. Pakalnis, E. Hoek, P. B. Hills, H. Hefni, J. A. Vallejos, L. Diaz, A. Delentas, A. Benardos, P. Nomikos, D. Elmo, R. Tait, G. Tao, E. Engmann, D. Thornton, A. L. Yennamani, S. K. Baffoe, V. L. Bowden, W. Jung и другие.

Перечень наиболее распространенных методов по расчету, нормированию и минимизации потерь и разубоживания полезного ископаемого можно разделить на несколько групп в зависимости от применяемого подхода:

Аналитические методы включают в себя детальный анализ каждого горно-геологического и горнотехнического фактора и определение зависимостей количественно-качественных показателей извлекаемого сырья от различных факторов. Отличительной особенностью данной группы методов является их применение в тех областях горной науки, в которых присутствует большое количество характерных исходных данных для анализа.

Эмпирические методы получили признание благодаря вариативности применения и высокой достоверности полученных данных, так как в большей степени основаны на результаты проведенного эксперимента в характерных для каждого месторождения условиях [15, 51, 93].

Косвенные методы основаны на сравнении качественно-количественных показателей отработки месторождений схожих типов и применении апробированных в условиях данных месторождений методов минимизации потерь и разубоживания [15, 21, 51].

В целом анализ точности косвенных методов изложен в весьма обширном перечне работ как отечественных, так и зарубежных авторов. Для данной группы методов характерна сравнительно низкая достоверность (особенно по сравнению с эмпирическими и прямыми методами), кроме того,

получение достоверных результатов при применении этих методов на маломощных месторождениях со сложным морфологическим строением и непрогнозируемым распределением полезного компонента в руде, практически невозможно, что отмечает ряд авторов [1, 15, 22, 23, 101]. Дополнительным негативным фактором при применении косвенных методов является то, что при их применении возможно установить суммарную величину потерь и разубоживания, не выделяя участков и причин формирования разубоживания и потерь руды в процессе добычных работ, что не позволяет использовать данные методы при последовательном анализе процесса и источников потерь и разубоживания полезного ископаемого.

Исходя из этого, особое внимание было сосредоточено именно на эмпирической группе методов, применяемых при организации и расчетов параметров разведочных сетей, нормированию и минимизации потерь и разубоживания полезных ископаемых в России и за рубежом [15, 19, 101].

Графоаналитический метод определения потерь и разубоживания полезного ископаемого разработан М.И. Агошковым и В.П. Рыжовым в основном для расчета количественно-качественных показателей при высокопроизводительных системах разработки с магазинированием руды в очистном пространстве. Данный метод основан на анализе фактического количества и качества извлеченной руды в горной массе, выпускаемой из выемочной единицы. На основании этого создаются графики зависимости количественно-качественных показателей руды от объема добытой горной массы и определяется интервал, при котором величины потерь и разубоживания находятся в пределах нормативных значений [7].

Прямые методы. На данный момент прямые методы являются одними из самых надежных методов по получению достоверных результатов по определению участков и причин формирования потерь и разубоживания полезного ископаемого в процессе добычи [15, 34]. В основе методов лежит нормирование потерь для каждого из источника потерь вне зависимости от его происхождения (горно-геологические, технические или технологические)

[26]. Для этого периодически проводятся геолого-маркшейдерские работы по оконтуриванию рудных тел, установления истинной мощности и количества породных прослоев в их контурах, определяется фактическое положение очистного пространства по сравнению с плановыми значениями и т.д. Также определяется влияние буро-взрывных и закладочных работ на количественно-качественные показатели добываемого сырья. Несмотря на то, что значительным недостатком такого подхода является потребность в большом объеме работ обширного перечня специалистов, прямые методы позволяют наиболее достоверно установить причины и факторы формирования и превышения нормативов потерь и разубоживания, на основании чего возможно разработать наиболее эффективные и точечные методы минимизации потерь и разубоживания для конкретного месторождения или его участка [15].

Статический метод нормирования потерь. Данный метод основан на анализе данных отработки запасов на конкретном предприятии, сравнительно часто применяемый при наличии нескольких различных систем разработки. Суть метода состоит в консолидировании, анализе и систематизации результатов отработки рудных тел, при этом обязательным условием является отбраковка результатов отработки запасов с нарушением технологии выемки, что не всегда представляется возможным достоверно установить, особенно при длительном сроке работы предприятия и недостаточным контролем за ходом исполнения технологических операций при подготовке и выемке запасов [101].

Петрографический метод. Данный метод основан на наличии и четкого и однозначного визуального различия между полезным ископаемым и вмещающей породой, при наличии которого достигается высокая скорость и качество сортировки и выемки полезного компонента, что позволяет значительно снизить разубоживание при добыче. Как следствие, петрографический метод чаще всего применяется при добыче угля (особенно

при селективной выемке маломощных пластов), силвинитовых и иных ярко выраженных руд и общераспространенных полезных ископаемых.

Технико-экономический метод заключается в определении рационального уровня потерь и разубоживания полезного ископаемого на основании комплексной оценки технологических возможностей извлечения и экономической целесообразности отработки запасов путем анализа различных вариантов отработки запасов, понесенных затрат и потенциальной прибыли. Сравнительно часто применяется при определении целесообразности отработки сложноструктурных, бедных или удаленных от основного фронта горных работ запасов, а также при развитии фронта горных работ на нижележащие горизонты [25].

Экспериментальный метод основан на определении неизбежных потерь и разубоживания (например, при отработке маломощного рудного тела в выемочной камере с параметрами больше рудного тела). На основании определения неизбежных потерей и разубоживания, разрабатываются мероприятия по снижению фактических показателей до минимальных (то есть неизбежных).

В зарубежной практике также представлены комбинированные методы, сочетающие в себя несколько подходов вышеописанных эмпирических и косвенных методов, таких как нижеописанные:

В настоящее время наиболее распространенной и используемой в научной среде и горнодобывающей отрасли за рубежом является разработанная L. M. Clark концепция эквивалентного линейного вскрытия (ELOS), позволяющая количественно оценить разубоживание полезного ископаемого путем определения толщины слоя прирезки пород в очистное пространство [65].

Эта концепция строится на утверждении, что расчет разубоживания в процентах от запланированного тоннажа добытой руды или запланированной ширины выемочной камеры более подходит для экономического анализа и оценки эффективности ведения горных работ. L. M. Clark предложил

рассчитывать разубоживание не в процентном соотношении, а в кубических метрах пустой породы, вовлекаемую в контур выемки, на квадратный метр стенки выемочной камеры ($\text{м}^3/\text{м}^2$). Этот метод называется эквивалентным линейным вскрытием (ELOS), изображен на рисунке 3 и 4, и определен в формуле (1) [65].

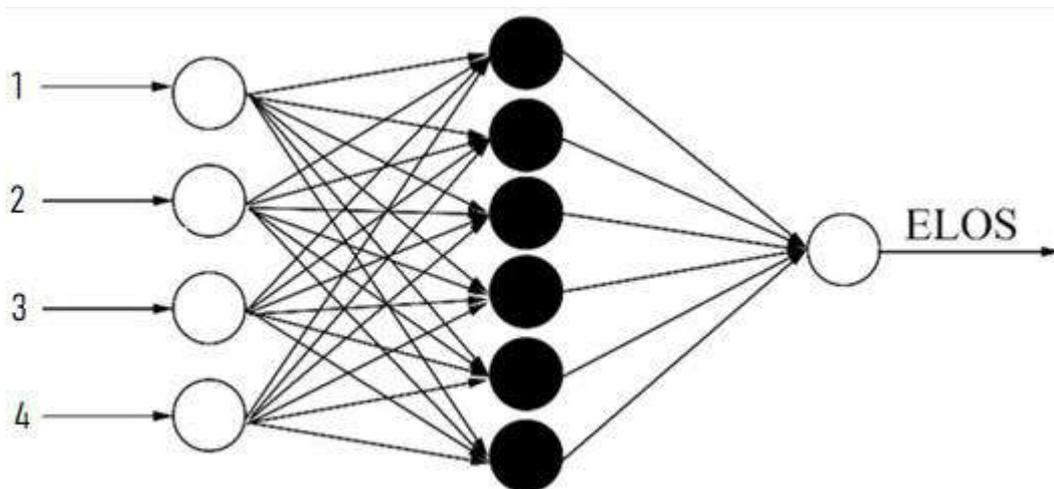


Рисунок 3 – Разработанная L. M. Clark концепция определения показателей потерь и разубоживания: 1 – фактор устойчивости горных пород; 2 – гидравлический радиус забоя; 3 – среднее отклонение буровзрывных скважин от проектного; 4 – фактор измельчения ВГМ [65]

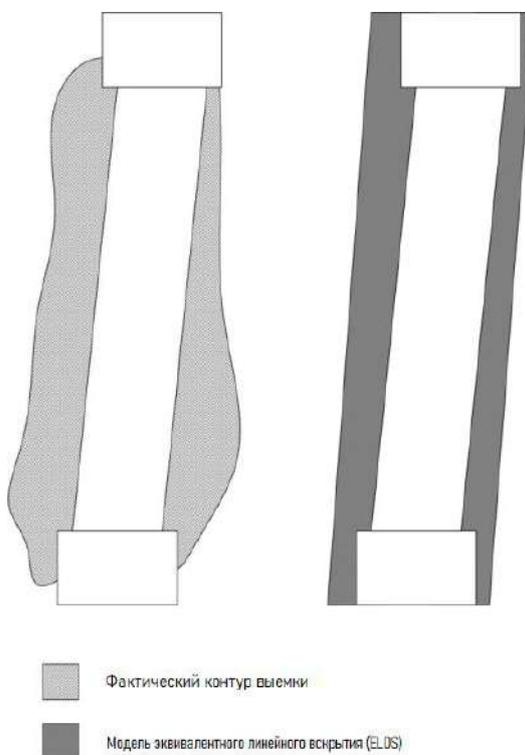


Рисунок 4 – Концепция метода ELOS (иллюстрация по модели ELOS L. M. Clark) [65]

$$ELOS = \frac{\text{Объем породы, вовлекаемой в контур выемки, м}^3}{\text{Высота камеры, м} * \text{Длина камеры, м}}. \quad (1)$$

Впоследствии Кларк ввел концепцию ELOS в метод графа устойчивости и предложил метод эмпирических графов ELOS. По мере проведения исследования, предлагались и испытывались множество способов улучшить предложенную Кларком методику и максимально расширить спектр ее применения. Краткая сводка по основным исследованиям и вкладу в методику Кларка приведена ниже [65, 88, 89, 102].

X. G., Liu вывел уравнение регрессии скорости извлечения руды в зависимости от скорости включения породы в выпускаемую массу при поэтажном обрушении на основе результатов математического моделирования эксперимента по выпуску руды из блока с помощью статистического анализа Matlab [88]. Z. Q. Luo предложен метод расчета разубоживания руды с использованием трехмерной лазерной системы обнаружения пустот и полостей в ненарушенном массиве [89]. R. Tait применил нейронные сети, чтобы доказать, что устойчивость горного массива, гидравлический радиус забоя и различные факторы взрывных работ тесно связаны с ELOS [98]. J. Wang сравнил измерения ELOS с оценками эмпирического графика и пришел к выводу, что разница в расчетных и фактических показателях отработки возникла из-за взрывных работ и других факторов, которые игнорируются при построении стандартного эмпирического графика [102]. Он также сравнил параметры, влияющие на эффект от взрывных работ, с предыдущими экспериментами и пришел к выводу, что отклонение положения скважин при бурении оказали основное влияние на некорректные значения расчетов.

Метод эмпирического анализа ELOS, разработанный L. M. Clark, удобен для расчета потерь и разубоживания руды, но, по мнению автора, имеет ряд недостатков:

1. При построении эмпирического графика ELOS учитываются только значения устойчивости вмещающих пород и гидравлический радиус забоя. При этом игнорируются другие факторы, влияющие на неплановое разубоживание руды, что вносит ошибки в результаты расчета;
2. Предложенный метод подходит для экономической оценки эффективности горных работ и прибыли с одного забоя, однако неудовлетворителен для объективного анализа всех параметров, влияющих на разубоживание, что в конечном итоге негативно влияет на его достоверность;
3. Использование метода сильно ограничено, если в пределах месторождения наблюдается сильная изменчивость устойчивости вмещающих пород;
4. При сложной морфологии рудного тела, особенно при выходе рудного тела за пределы контура выемочной единицы, применение метода демонстрирует низкую сходимость расчетных и фактических значений потерь и разубоживания.

Помимо метода эмпирического анализа ELOS, существуют менее распространенные методы по расчету разубоживания. R. Pakalnis выделил десять различных методов и методик расчета разубоживания во время своего обзора результатов работы 22 горнодобывающих предприятий в Австралии [93]. Однако, согласно M.J. Scoble и A. Moss [95], два наиболее распространенных метода, используемых для расчета разубоживания (P), основаны на тоннаже руды и определяются по следующим формулам (2) и (3):

$$P = \frac{\text{Добытая пустая порода, т}}{\text{Добытая руда, т}}, \quad (2)$$

$$P = \frac{\text{Добытая пустая порода, т}}{(\text{Добытая пустая порода, т} + \text{Добытая руда, т})}. \quad (3)$$

Следует отметить, что из этих двух формул, научным сообществом того времени (формула обобщена в 1994) более подробным считалась формула (2), как более чувствительная к вторичному разубоживанию. Вторичное разубоживание – это тот вид разубоживания, который образуется при осыпании стенок выемочных камер и вывалов породы в ее контур [10, 12]. Более подробно вторичное разубоживание, его влияние и метод минимизации рассмотрен в главе 3 настоящего исследования.

Преимущество формулы (2) несложно продемонстрировать, проведя простейший расчет: например, при соотношении вторичного разубоживания к руде 2:1, коэффициент разубоживания составит 66 % согласно уравнению (3), тогда как уравнение (1) дает коэффициент разубоживания 200 %, что более соответствует истине.

В случае разработки маломощных и невыдержанных по мощности жил и жилообразных рудных тел, где почти все сверхнормативное разубоживание образуется на висячем и лежащем боках выемочной камеры, а сама жила, согласно определению, является протяженным по простиранию рудным телом, Trevor S. N. предлагают следующую формула расчета [100].:

$$P = \frac{H_{вб} + H_{лб}}{M_n}, \quad (4)$$

где $H_{вб}$ – прирезка породы на висячем боку, м;

$H_{лб}$ – прирезка породы на лежащем боку, м;

M_n – запланированная ширина выемочной камеры, м.

По мнению автора, данная формула более подходит для расчета разубоживания при разработке маломощных жильных рудных тел, когда ширина камеры превышает ширину рудного тела, однако, формула нуждается в доработке на основании проведенных исследований.

Рассматривая отечественные исследования по вопросу нормирования потерь и разубоживания при разработке сложноструктурных жильных месторождений, наибольший практический интерес вызвал подход по

разработке слепых рудных залежей предложенный доктором технических наук В. С. Шеховцевым [56].

Суть метода состоит из дифференцированного определения каждого источника потерь и расчета их значений. Так, потери отбитой руды, в зависимости от мощности слоя формируемой предохранительной подушки на днище выемочной единицы ($h_{\text{п}}$, м), предлагается определять по формуле [56].:

$$h_{\text{п}} = \frac{K}{K + 1} * H_{\text{вп}}, \quad (5)$$

где K – коэффициент пропорциональности толщины предохранительной подушки высоте падения обрушающихся пород;

$H_{\text{вп}}$ – высота выработанного пространства, м.

Тоннаж отбитой руды, формирующий тело предохранительной рудной подушки, предлагается определять по формуле [56].:

$$Q_{\text{п}} = S_{\text{бл}} * h_{\text{п}} * \gamma_{\text{р.р.}}, \quad (6)$$

где $Q_{\text{п}}$ – масса отбитой руды в теле предохранительной подушки, т;

$S_{\text{бл}}$ – площадь выемочной камеры по почве, м²;

$\gamma_{\text{р.р.}}$ – плотность руды в разрыхленном состоянии, т/м³.

Кондиционная руда, слагающая тело предохранительной подушки и отходящая в потери, рассчитывается по формуле [56].:

$$P_{\text{п}} = Q_{\text{п}} * (1 - R_{\text{п}}), \quad (7)$$

где $P_{\text{п}}$ – потери руды в теле предохранительной подушки, т;

$R_{\text{п}}$ – разубоживание от наличия породных прослоек и вывалов участков породы с висячего бока, и бортов выемочной камеры в очистное пространство.

Потери неотбитой руды на границе зон контактной неопределенности и разубоживание от наличия межрудных прослоев пустой породы, а также излишней прирезки вмещающей породы в контур выемочной камеры предлагается определять графически (то есть, планиметрированием площадей, определения истинной мощности и объема руды), что не позволяет учитывать параметры буровзрывных работ, а также накладывает ограничение на скорость обработки и точность полученных результатов [56].

В рамках исследования также выведены формулы по определению потерь и разубоживания руды на границе зоны контакта «руда-порода» с учетом параметров буровзрывных работ [56]:

$$\Pi_K = \frac{\delta_{\Pi} + 0,5lg_W - 3d_C}{0,01m_P}, \quad (8)$$

$$R_K = \frac{(\delta_R + 0,5lg_W + 3d_C) * \gamma_{\Pi}}{0,01(m_P\gamma_P + \delta_R\gamma_{\Pi})}, \quad (9)$$

где δ_{Π} , δ_R – часть теряемой руды и прирезаемая часть породы в контур выемки;

γ_P и γ_{Π} – плотность руды и вмещающих пород в массиве соответственно, т/м³;

W – линия наименьшего сопротивления, м;

d_C – диаметр скважинного заряда ВВ, м;

m_P – мощность рудной залежи, м.

Разубоживание от наличия породных прослоек внутри рудного тела предлагается определять по формуле [56]:

$$R_{\Pi} = \frac{m_{\Pi} * \gamma_{\Pi}}{0,01(m_P\gamma_P + m_{\Pi}\gamma_{\Pi})}, \quad (10)$$

где R_{Π} – разубоживание, формирующееся за счет породных прослоек в контуре рудного тела, %;

m_{Π} – мощность прослоек породы, м.

В случае замещения рудной предохранительной подушки на породную, расчет потерь и разубоживания рекомендуется осуществлять по аналогии с выпуском руды под налегающими обрушенными породами в соответствии общепринятой методикой [56].

1.4 Постановка задач исследования

Проведенное исследование весьма обширно описывает процесс формирования потерь и разубоживания при большинстве процессов подземной разработке сложноструктурных и слепых залежей, однако в нем

отсутствуют некоторые важные на взгляд автора диссертации следующие уточнения:

- численное определение потерь и разубоживания в зависимости от характера зон контактной неопределенности;
- технико-экономическое обоснование рационального контура выемочной камеры;
- расчет вторичного разубоживания и его связь с геомеханическими свойствами массива;
- расчет рационального объема прирезки излишней вмещающей породы в контур выемочной единицы;
- результаты опытно-промышленных испытаний со сравнением плано-расчетных и фактических показателей по отработке выемочных единиц.

Тем не менее, рассмотренное исследование, на взгляд автора диссертации, качественно превосходит аналогичные работы зарубежных авторов и описывает значительное количество процессов формирования потерь и разубоживания в выемочных единицах при подземной выемке.

Результаты проведенного анализа показали, что на данный момент отсутствует общепризнанный и опробованный метод минимизации потерь и расчета разубоживания при разработке сложноструктурных жильных и жилообразных месторождений. В производственной среде также не наблюдается единого мнения по расчетам и снижению данных показателей.

Ввиду этого, разработка метода снижения потерь и разубоживания при разработке таких месторождений является не только актуальной научной задачей, но и производственной проблемой. Как следствие, основная гипотеза данной диссертации заключается в том, что существующие методы минимизации потерь и разубоживания полностью или частично неэффективны при применении к маломощным и сложноструктурным жильным месторождениям.

Таким образом, помимо анализа и оценки методов минимизации и контроля разубоживания, должны быть решены следующие задачи:

1. провести анализ и оценку существующих методов минимизации потерь и разубоживания;
2. определить рациональные параметры сетей скважин сопроводительной разведки при разработке маломощных жильных месторождений;
3. определить морфологию рудного тела и характер зон контактной неопределенности и оценить их влияние на качественные и количественные показатели извлекаемой руды;
4. провести расчет и обоснование рациональных параметров выемочных камер и забоя, при которых минимизирован процент вторичного разубоживания;
5. определить мощности прирезки вмещающих пород в контур выемочной камеры и забой, и ее влияние на качество рудной массы;
6. провести опробование разработанного метода уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого при экспериментальной отработке выемочных камер.

ГЛАВА 2. ОПЕРЕДЕЛЕНИЕ МОРФОЛОГИИ РУДНЫХ ТЕЛ И РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ СЕТЕЙ СКВАЖИН СОПРОВОДИТЕЛЬНОЙ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ РАЗВЕДКИ

2.1 Геологическая и морфологическая характеристика месторождения и определение основных параметров рудных тел

Первым этапом при разработке метода минимизации потерь и разубоживания полезного ископаемого является определение основных свойств и параметров залегания жильного рудного тела. Для этих целей требуется определить рациональные параметры и метод проведения геологоразведочных работ.

Анализируя данные отработки предыдущих 5 добычных горизонтов, можно получить представление об основных параметрах разрабатываемой системы жильных рудных тел. Были рассмотрены и описаны 671 керновая проба и данные 1142 шламовых опробований с ранее отработанных вышележащих горизонтов, отрабатывающих ту же систему жил и жилообразных рудных тел, что присутствует в пределах экспериментального участка. Мощность жил колебалась от 0,06 м до 5,4 м, в среднем 2,0 м с коэффициентом вариации 0,50 (рис. 5).

На основании изучения данных отработки вышележащих горизонтов, было сформулировано представление о морфологии жильных рудных тел, получены кондиции мощности и содержания для разрабатываемой системы жильных рудных тел.

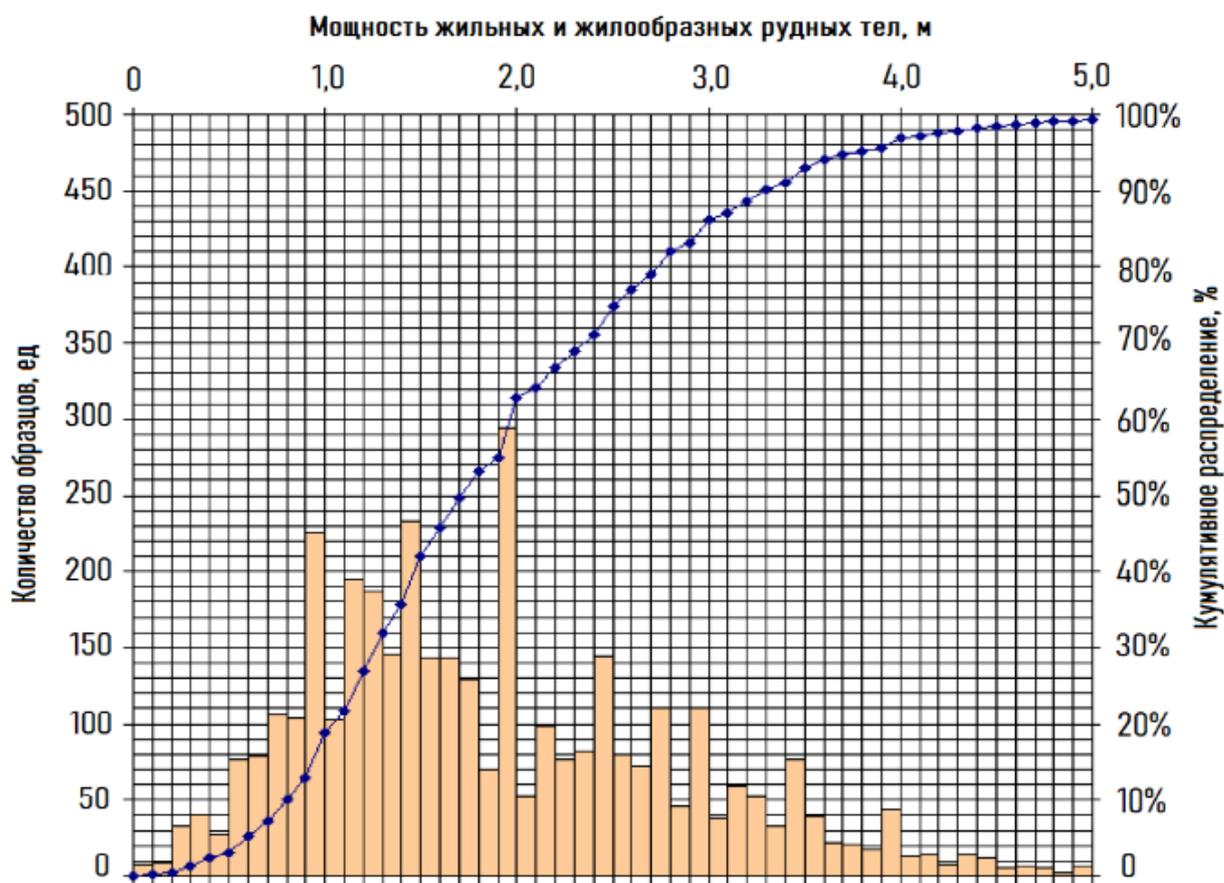


Рисунок 5 – Гистограмма распределения мощности рудных тел с кумулятивным накоплением

Система жильных рудных представляет из себя стержневую жилу истинной мощностью до 5,74 метров, от которой отделяются прожилки меньшей (до 0,06 м) мощностью, оруденение преимущественно приурочено к имеющимся системам крутопадающих и горизонтальных (секущих) трещин. Рудные тела крутопадающие, осложнены пережимами, прерываниями, выклиниванием, наличием слабопрогнозируемых участков забалансовых руд в пределах зон промышленного оруденения и непостоянным характером зон контактной неопределенности. Присутствует характерная для месторождения гнездоватость рудных тел с повышенным содержанием полезного компонента в руде. Пример представлен на рисунках 6-8.



Рисунок 6 – Характерное для месторождения строение рудного жильного рудного тела



Рисунок 7 – «Раздув» жильного рудного тела с резким его прерыванием и расщеплением жилы на множество прожилков с выклиниванием и распределением минерализации трещинам



Рисунок 8 – Участок с расщеплением жильного рудного тела

Существующая на предприятии методика осуществления геологоразведочных работ включает в себя проведение как разведочных выработок, так и скважин по падению и простиранию системы жильных рудных тел, но демонстрирует низкую сходимость рассчитанных объемов и параметров рудных тел, что приводит к фактической ошибке геометризации при моделировании рудного тела более 50%. На месторождении принята разведочная сеть с квадратными и прямоугольными ячейками с параметрами между линиями и скважинами 40x20 метров. Усредненные расчетные и фактические параметры моделируемых по результатам геологоразведки рудных тел представлены в табл. 1.

Таблица 1 – Параметры рудных тел, определенных по результатам геологоразведки

Рудное тело	Параметр	Min, м	Max, м	Среднее, м	Стандартное отклонение
РТ-4-13	Истинная мощность, м	0,12	5,74	2,08	0,3
	Прогнозируемая протяженность, м	77	916	-	-
РТ-4-13/2	Истинная мощность, м	0,17	2,89	1,83	0,3
	Прогнозируемая протяженность, м	193	1270	-	-

Определение методики проведения геологоразведочных работ, выбор рациональных и оптимальных с технико-экономической точки зрения параметров разведочных сетей на месторождениях 3-й и 4-й группах по сложности морфологического строения зависят главным образом от морфологического строения рудных тел, их размеров, мощности, выдержанности и условий залегания [15]. Разведка каждого месторождения складывается из двух одновременно протекающих процессов — изучения месторождения в целом и разведки отдельных рудных тел, предусмотренных для первоочередной отработки [15]. Хотя эти два процесса различны по содержанию и задачам, требуют разной детальности исследований и поэтому их особенности должны быть учтены в методике проведения разведочных работ [15]. В данной работе основное внимание уделяется разведке отдельных рудных тел.

При разведке маломощных жильных рудных тел с учетом перечисленных факторов решаются более узкие задачи, связанные с детальным изучением строения каждого рудного тела и определением его свойств и параметров [15]. Такую разведку принято называть «сопроводительной», так как она относится к геологическому сопровождению процесса разработки конкретного рудного тела. Подбор рациональных технико-экономических параметров для организации сетей скважин сопроводительной разведки, обеспечивающих наибольшую достоверность определения морфологии рудного тела с учетом горного риска, ложится в

основу метода минимизации потерь и разубоживания при освоении сложноструктурных месторождений.

Наиболее важным и сложным вопросом, особенно на стадии сопроводительной разведки, является подбор необходимой плотности разведочной сети для разведки отдельных рудных тел и определении их свойств и параметров [15]. В то же время большинство разведываемых жильных рудных тел характеризуется специфическими параметрами мощности, морфологии и осложненностью различными геологическими нарушениями и неоднородностью содержания полезного компонента в руде. Исходя из этого, параметры разведочной сети должны определяться из расчета возможности применения для каждого рудного тела со схожими характеристиками, не ограничиваясь конкретным участком месторождения или месторождением в целом.

Параметры изменчивости оруденения, установленные на первом этапе детальной и эксплуатационной разведках и принятые для проектирования технологических параметров отработки месторождения должны уточняться в процессе эксплуатации месторождения по мере продвижения фронта горных работ и изменения кондиций рудных тел для повышения полноты и качества отрабатываемых запасов [52]. Для достоверного изучения изменчивости оруденения требуется определить параметры и заложить сети разведочных скважин.

Определение параметров сети скважин сопроводительной разведки следует начинать с анализа способов организаций разведочных сетей. Существуют три основных способа определения параметров разведочной сети [13, 15, 22]:

1. Разрежение разведочной сети;
2. Сгущение разведочной сети;
3. Аналитический.

Аналитический способ не рассматривался ввиду возможности натурального определения рациональных параметров сети скважин сопроводительной

разведки на исследуемом месторождении и сравнительно меньшей достоверностью получаемых результатов по отношению к двум другим способам.

Способ разрежения разведочной сети является одним из наиболее распространенных при организации разведочных сетей, что неоднократно отмечено в научных источниках [11, 15]. Этот способ основан на сравнении результатов определения параметров рудных тел начиная от наиболее сгущенной сети до наиболее разреженной. По данным разведки рудных тел по каждой из конфигураций сетей оконтуривается рудное тело, определяются запасы, содержание, мощность и угол падения и т.д. Далее производится отработка рудного тела и расчетные показатели по каждой из конфигураций сетей сравниваются с фактическими показателями отработки. После проведения серии подобных экспериментов выделяется та конфигурация сети, параметры которой оказались наименее достаточными для требуемых показателей отработки [15]. Допустимыми значениями ошибки (несовпадения плановых и фактических показателей) для рациональной сети можно считать диапазон 15-30% в зависимости от кондиций и основного определяемого геологоразведочного параметра [17].

Однако, на сложноструктурных месторождениях этот способ не всегда дает надежный результат, так как параметры рудных тел, установленные по сетям изначально недостаточной плотности, при дальнейшем разрежении будут показывать худшие результаты при оконтуривании рудных тел. Кроме того, средняя мощность жильных рудных тел гипотермальных и схожих жильных месторождений зачастую меньше 10 метров, что ограничивает минимальное расстояние между скважинами в линиях средней мощностью рудного тела на участке ведения работ, а расстояние между рядами скважин зависит от выдержанности рудного тела. Также стоит отметить тенденцию жильных месторождений цветных и благородных металлов к уменьшению мощности рудных по мере углубки, тем самым делая применение метода

разрежения разведочной сети оправданным исключительно в специфических случаях и условиях ведения добычных работ.

Поэтому на маломощных жильных месторождениях наилучшие результаты демонстрирует второй способ, когда на характерном для месторождения участке или рудном теле производится последовательное сгущение существующей разведочной сети вплоть до минимальных параметров (5x5 м. и более плотной) по простиранию и падению рудных тел. После этого определяются параметры рудных тел при различной плотности сети, которые затем сравниваются с установленными параметрами тех же рудных тел, но при иной (большей или меньшей) плотности сети скважин сопроводительной разведки, а затем, с учетом технико-экономического обоснования выбранного варианта, предлагается рациональный вариант конфигурации разведочной сети для конкретного участка месторождения [15].

Исходя из вышеизложенного, для определения рациональных параметров сети скважин сопроводительной разведки был принят метод сгущения разведочной сети. Последовательное сгущение сети необходимо осуществлять от наибольшего шага самой разреженной сети (в конкретном случае это сеть с 40 x 20) до наиболее сгущенного 5 x 5 по А. Милютину и Л. И. Четверикову [15, 54]. (рис. 9).

При разведке сложноструктурных залежей рудных тел, важнейшими параметрами разведочной сети, оказывающими прямое влияние на качество получаемой геологической информации, являются ее ориентирование в пространстве горного массива, форма и размеры ее ячеек. От формы ячейки главным образом зависит получаемая геологоразведочная информация, а именно наблюдаемая анизотропия исследуемых геологоразведочных параметров [53, 54, 55].

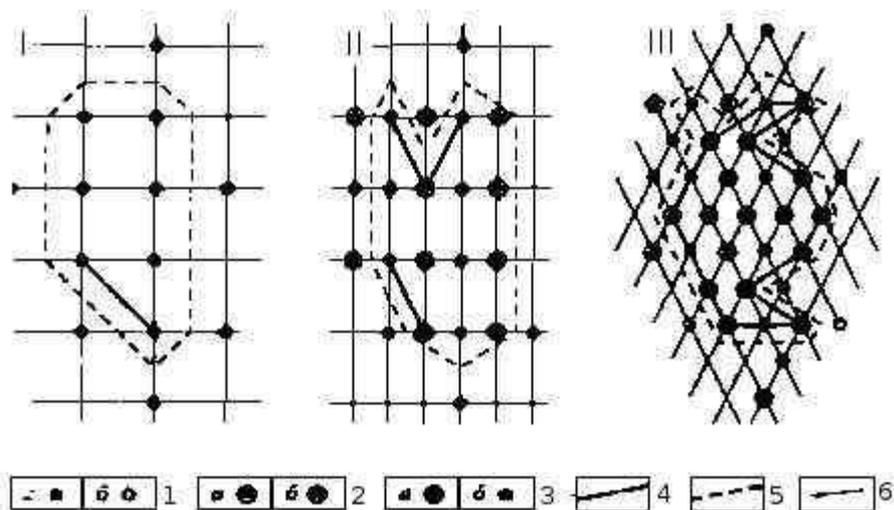


Рисунок 9 – Последовательное сгущение разведочной сети (по А. Мильютину):

I – изначальная (фактически принятая) прямоугольная разведочная сеть; II – прямоугольная сеть, полученная сгущением (сокращения в два раза расстояния между скважинами по линии вкрест простирания); III – ромбическая сеть, образовавшаяся в результате финального сгущения посредством проведения дополнительных скважин в центре ячеек прямоугольной сети II; 1–3 – разведочные скважины кернового бурения (1 – изначальной разведочной сети (а – рудные, б – безрудные); 2 – детальной разведки; 3 – сопроводительной разведки; 4, 5 – линии контуров рудного тела (4 – внутреннего контура, 5 – внешнего); 6 – линии геологоразведочной сети скважин [1, 15, 54].

При рассмотрении сети в плане выделяются два ортогональных направления – оси с наибольшим и наименьшим анизотропностью (изменчивостью) основного геологоразведочного параметра между двумя разведочными скважинами. Как следствие, показатель анизотропии разведочной сети $A_{сети}$ можно определить по формуле [1, 15, 54]:

$$A_{сети} = \frac{L_{max}}{L_{min}} \quad (11)$$

где L_{max} – наибольшее расстояние между устьями разведочных скважин, м;

L_{min} – наименьшее расстояние между устьями разведочных скважин, м.

В данном случае под термином «анизотропия разведочной сети» понимается непостоянство параметров сетей скважин сопроводительной и эксплуатационной разведок, заложенных в границах месторождения. Иными

словами, анизотропия разведочной сети 40x20 м, заложенная на одном участке месторождения, будет отличаться от анизотропии сети 5x5 м.

Ориентировка и соотношение сторон ячеек разведочной сети зависит от характера анизотропии ведущего геологоразведочного параметра в продольных плоскостях сложноструктурных жильных рудных тел, в данном случае за основными параметрами является морфологическое строение рудных тел и их мощность [1, 15].

При разведке полезных ископаемых, имеющих низкую анизотропию ведущего геологоразведочного параметрам (например, критерий выдержанности пласта при разведке угольных месторождений), используют квадратную сеть. Залежи, характеризующиеся высокой анизотропной изменчивостью ведущего геологоразведочного параметра (далее, анизотропные залежи), требуют применения прямоугольной или ромбической сети. При этом длинная сторона ячейки ориентируется вдоль направления наименьшей изменчивости, а соотношение размеров ячейки устанавливается пропорционально отношению показателей анизотропии данного параметра по двум осям с наибольшей и наименьшей изменчивостью ведущего геологоразведочного параметра, лежащим в продольной плоскости. Выбор геометрии ячейки разведочной сети зависит от того, какое свойство залежи или полезного ископаемого подлежит более надежной оценке [1].

Для надежной оценки объема и условий залегания полезных ископаемых используются характеристики изменчивости формы залежи, а для надежной оценки качества минерального сырья — характеристики изменчивости линейных запасов или содержаний [1, 9, 87].

В 1966 году Л. Четвериков разработал положение об изменчивости свойств рудных тел и ввел понятие «анизотропия». Согласно его определению, под анизотропией структуры строения геологического объекта понимается различие в скорости смены геологических элементов структуры по разным направлениям внутри геологического объекта [1,53, 55].

В последующем Л. Четвериков доказал, что размер и геометрия разведочной сети влияют на выявляемую изменчивость признака, в частности на изменчивость и достоверность определения ведущего геологоразведочного показателя по различным конфигурациям разведочных сетей [54].

Согласно этому исследованию, при использовании изотропной сети (например, квадратной) при разведке анизотропной залежи или рудного тела наблюдаемая анизотропия определяемых геологоразведочных параметров уменьшается по сравнению с их истинными, тем самым создавая видимость более простого морфологического строения рудного тела. Чем анизотропнее параметры объекта, тем сильнее влияние и значительнее искажение.

Обратный случай, в процессе развертывания анизотропной сети (например, ромбической) при разведке изотропного объекта возникает ложная (наблюдаемая) анизотропия изучаемых геологоразведочных параметров, тем самым создавая искаженное представление об объекте.

Исходя из изложенного делается вывод, что применение нерациональной конфигурации сетей скважин сопроводительной разведки при изучении анизотропного рудного тела зачастую приводит к ситуации, когда наблюдаемые параметры рудного тела значительно отличаются от истинных.

Наиболее существенные искажения происходят при несовпадении параметров анизотропной разведочной сети и рудного тела. Неравномерность разведочной сети обуславливает дополнительные искажения наблюдаемой изменчивости, имеющие свои специфические особенности в каждом конкретном случае [15]. Так, на рис. 10 приведен пример влияния ориентировки разведочной сети на наблюдаемую изменчивость содержания полезного компонента. Геологическое поле месторождения опробовано прямоугольной сетью с постоянным размером ячейки, но различно ориентированной относительно рудного тела. Отчетливо прослеживается, как близкая к истинной картина распределения содержаний, полученная сетью рациональной геометрии (рис. 10, А), резко искажается при изменении

ориентировки сети, наблюдаемая анизотропия в данном случае существенно превышает истинную анизотропию объекта (рис. 12, Б, В, Г) [1, 15].

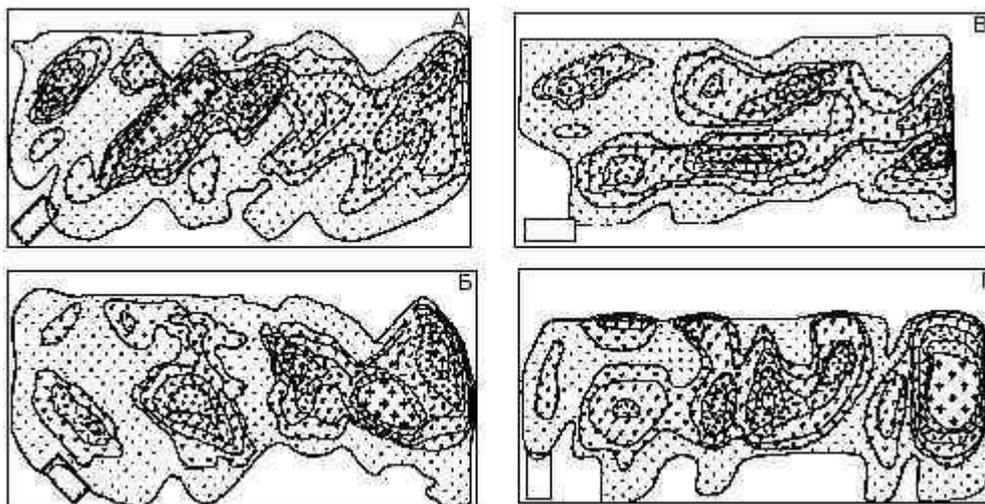


Рисунок 10 – Влияние анизотропии разведочной сети на наблюдаемую изменчивость содержаний меди в модели рудного тела. А, Б, В, Г — компьютерные модели, построенные по результатам опробования (по Л. И. Четверикову) [1, 54]

Суммируя вышеуказанное, можно резюмировать, что при разведке сложноструктурных жильных месторождений сеть скважин сопроводительной разведки должна соответствовать следующим требованиям:

1. Сеть должна быть анизотропной;
2. Рациональная форма ячейки сети – ромбическая, разреженная в направлении наиболее выдержанного геологоразведочного показателя и сгущенная в направлении наименее выдержанного.
3. Рациональное расстояние между скважинами и разведочными линиями должно определяться путем сгущения имеющейся сети с последующей отработкой экспериментального блока;
4. Параметры разведочной сети должны быть сбалансированы относительно как получаемой геологоразведочной информации, так и затратами на организацию этих сетей.

Для достижения необходимых результатов точности определения морфологии рудного тела, были проанализированы специфические условия описываемого месторождения. Осложняющим фактором является характерные для жильных месторождений особенности приконтактной зоны «руда-порода». Было установлено, что эти контакты носят извилистый характер, осложнены многочисленными апофизами в местах сочленения тектонических нарушений различной направленности; по падению и простиранию рудных тел наблюдается чередование участков повышенной мощности (рудных столбов) с пережимами мощностью $0,2 \div 1,0$ м; в плане рудные тела сближаются на расстояния 3-10 м, пересекаются и сочленяются друг с другом, смещаются тектоническими трещинами, образуя залежи сложного внутреннего строения и разнообразной формы [30, 32].

Учитывая вышеперечисленные пункты, на участке недр, выделенным в качестве экспериментального добычного участка первоочередной отработки нижележащего горизонта в рамках повышения производительности и вовлечения в технологических процесс рудных тел со сложным морфологическим строением и частым включением бедных руд, проведен комплекс мероприятий по сгущению и формированию анизотропной сети скважин сопроводительной разведки с целью определения параметров рудных тел в пределах участка. Основным методом ведения геологоразведочных работ является бурение скважин колонковыми буровыми установками с полным отбором керна и проведением геофизических исследований скважин. Исходя из выполненных экспериментов по сгущению разведочной сети и определению ее рациональных параметров, расстояние между разведочными линиями предписывается сократить с 40 до 15 м, а между веерами скважин по линиям – с 20 до 7-10 метров со сгущением до 5 метров на границах зон контактной неопределенности при отработке невыдержанных, гнездоватых, нарушенных и маломощных (до 1 м) жильных и жилообразных рудных тел.

2.2 Влияние ошибки геометризации рудных тел на количественно-качественные параметры ведения горных работ

При обосновании выбранных параметров сети скважин сопроводительной разведки, необходимо учитывать ошибку геометризации рудного тела, как меру достоверности расчетного определения его параметров.

Количественное описание связи параметров сети и корректности определения пространственного положения контуров рудного тела было описано в работе П. И. Кушнарера [24]. В зависимости от параметров сети скважин сопроводительной разведки, таких как расстояние между скважинами и разведочными линиями, а также формы ячейки сети, величина ошибки геометризации рудного тела может изменяться в пределах от 0 до 100% в относительном выражении.

Ошибка геометризации жильного рудного тела может быть использована для оценки достоверности оконтуривания рудного тела, а также определения условий его залегания. Для расчета значений ошибки геометризации применялся аналитический метод, предложенный П. И. Кушнаревым в своей работе и формулы (12, 13) для ее количественного определения [24]:

$$\delta_A = 100\% * \frac{A}{4L_{cp}}, \quad (12)$$

где A – шаг сети скважин сопроводительной разведки по падению рудного тела;

L_{cp} – средние размеры рудного тела по падению в пределах эксплуатационного блока и выемочной камеры.

$$\delta_{A,B} = 100\% * \left[\left(\frac{A}{4L_{cp}} \right)^2 + \left(\frac{B}{4H_{cp}} \right)^2 \right]^{0,5}, \quad (13)$$

где A, B – шаг сети скважин сопроводительной разведки по падению и простиранию рудного тела соответственно;

$L_{\text{ср}}, H_{\text{ср}}$ – средние размеры рудного тела по падению и простиранию в пределах эксплуатационного блока и выемочной камеры.

Как можно понять из данных формул, их применение значительно ограничивается на первоначальной стадии освоения месторождений, но в случае наличия данных эксплуатации, данный подход показал крайне высокую эффективность и достоверность расчетов.

В конкретном случае, ошибка геометризации рассчитывалась для каждого из вариантов определения параметров рудных тел по различным сетям скважин сопроводительной разведки. После определения параметров рудных тел в границах запроектированной выемочной камеры, была произведена ее отработка с контролируемым разбором и выборкой горной массы. Фактическая ошибка геометризации определялась через объемные показатели извлечения (ввиду значительной сложности фактического определения морфологии рудного тела в выемочной камере) как отношение между плановыми и фактическими объемами извлеченной руды.

2.3 Метод подсчета запасов в пределах эксплуатационного блока и выемочных камер

Подсчет запасов руды в границах участка экспериментальной отработки произведен методом эксплуатационных блоков. Графической основой подсчета служили структурные карты жильных и жилообразных рудных тел, которые являются проекций жил на горизонтальную плоскость и отстроены в масштабе 1:500 .

Подсчет запасов выполнен по 14 жильным и жилообразным участкам промышленного оруденения, включая отщепленные рудопроявления: К4/2, К4/1, К4/1спутник, ЮВ-3-12, ЮЮ-3-8, Ю-В-1-13., Ю-В-2-13., Ю-В-4-13., Ю-ВВ-4-13-1., Ю-ВВ-4-13-2, Ю-3-13спутник, Ю-3-7-13, Ю-33-3/1, Ю-33-3/2.

На подсчетные планы были вынесены разведочные линии, устья разведочных скважин и очистных выработок, точки пересечения выработок с рудными телами с указанием абсолютных отметок и координат пересечения. На

планах подсчета запасов показаны: разрывные нарушения; направление основных систем трещин; оси складок; линии расщепления и выклинивания рудных тел; дайки плагиогранитов, долеритов, базальтов; границы рудных зон с высоким содержанием полезного компонента.

На подсчетные планы выносились контуры подсчетных блоков с указанием их номеров, категории, среднего угла падения рудного тела в пределах блока и подсчетных параметров. У точек пересечения жильных рудных тел разведочными скважинами и выработками наравне с фактическими данными мощности по скважине вынесены данные о средневзвешенной в пределах эксплуатационного блока мощности жилы – суммарной по участкам расщепления и мощности каждого из жильных ответвлений (с учетом мощности породных прослоев), содержанием полезного компонента в руде.

Мощность и строение жильных рудных тел по каждому рудопересечению их разведочной скважиной отражены на структурных колонках, построенных в масштабе 1:100 (рисунок 11, 12). Около каждой структурной колонки указаны абсолютные отметки почвы и кровли рудного тела (принимая во внимание невыдержанность и морфологию рудных тел, данные значения являются показательными только в пределах конкретной скважины), мощности жил и породных прослоев. Кроме того, приведены сведения о проведенном каротаже, выходе керна и проведена параллелизация (сопоставление их положение в массиве относительно друг друга) рудных тел, там, где это представляется возможным.

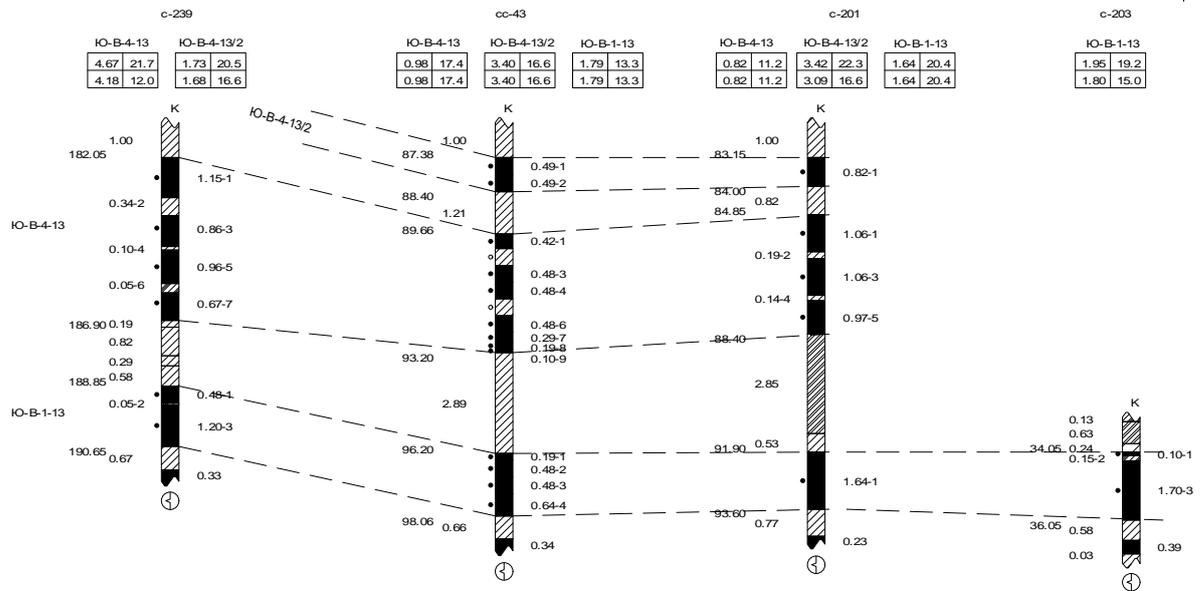


Рисунок 11 – Мощность рудных тел Ю-В-4-13, Ю-В-4-13/2, Ю-В-1-13 в зоне пересечения разведочными скважинами 6 разведочной линии

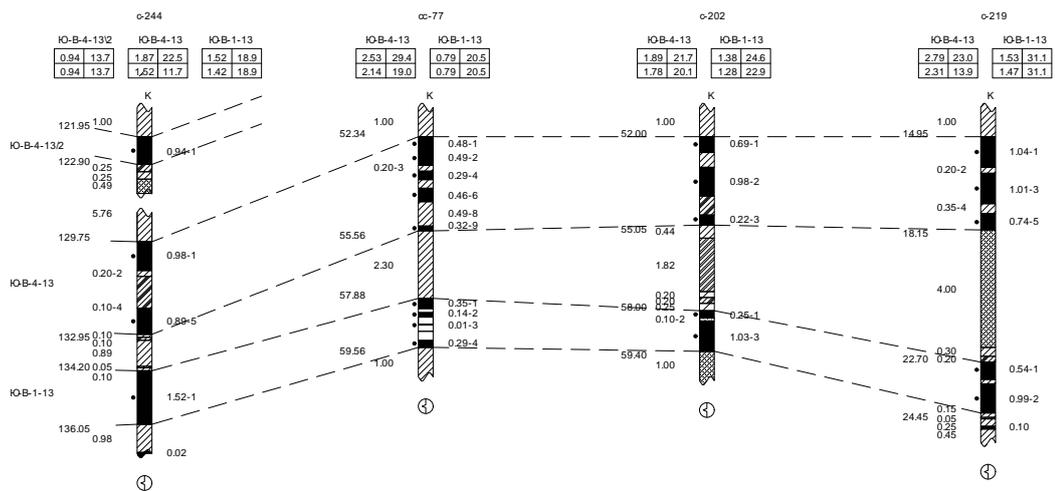


Рисунок 12 – Мощность рудных тел Ю-В-4-13, Ю-В-4-13/2, Ю-В-1-13 в зоне пересечения разведочными скважинами 5.5 разведочной линии

Качество буровых работ высокое, что в основном обусловлено строением массива и квалификацией бурового персонала: линейный выход керна составляет по рудным телам в среднем от 82 до 100%, средний по участку по всем рудным пересечениям в среднем 93%. Состояние керна коренных пород хорошее, в основном в виде столбиков. Раздробленность его наблюдается вблизи тектонических нарушений, выраженных в повышенной

трещиноватости и брекчировании, а также в верхних интервалах скважин в зонах гипергенеза и на участках зон дробления, сформированных секущими трещинами. Обработка данных керна бурения на данном этапе производится путем нанесения мощности рудоносных прослоев на двумерную плоскость без определения границ рудного тела (определяется усредненное по жиле морфологическое строение (рисунок 13).

Площадь рудных тел определялась по методу разрезов ввиду малого шага между веерами разведочных скважин.

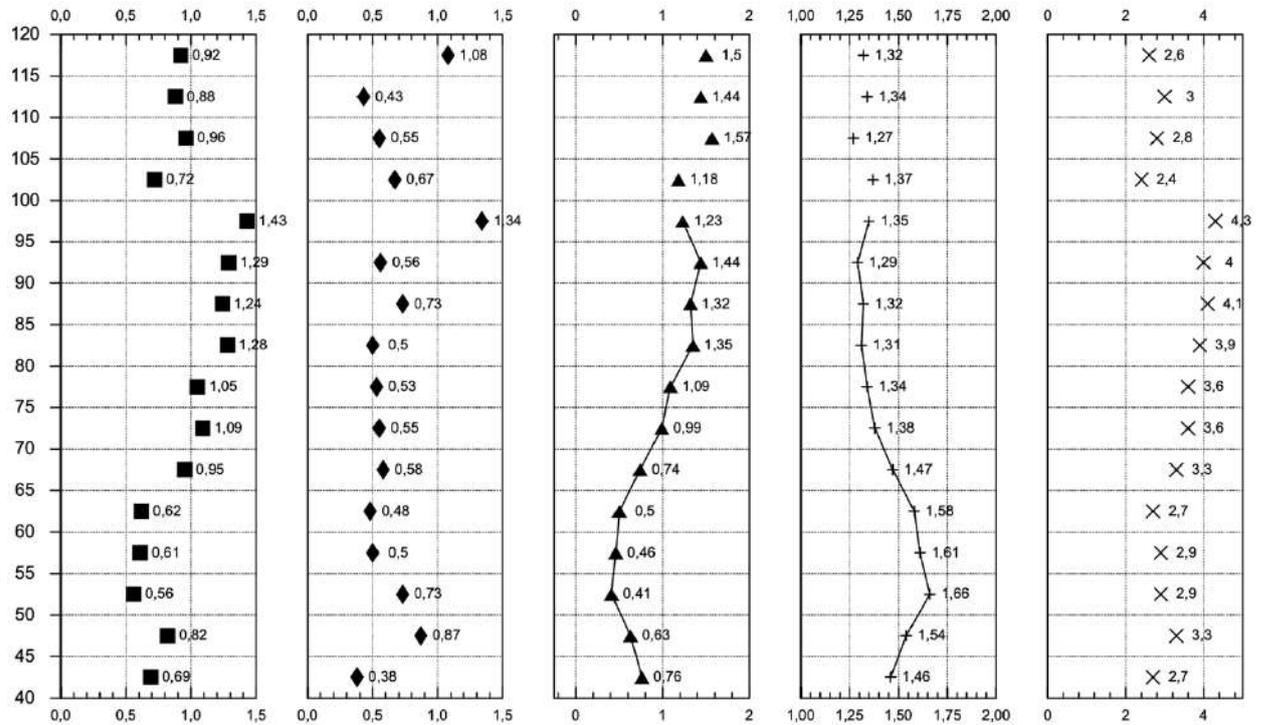


Рисунок 13 – Нанесение данных керна бурения на плоскость с целью определения средней мощности, содержания, положения в пространстве и направления жилы.

Указывается совокупная мощность рудных интервалов в керне

2.4 Геофизическое сопровождение геологоразведочных работ в пределах экспериментального добычного горизонта.

Геофизическими методами на участке первоочередной отработки из 583 пробуренных скважин прокаротировано 269 скважин (46%).

Для проведения геофизических исследований скважин использовалась совмещенная каротажная лаборатория, оборудованная каротажным подъемником с электроприводом. Регистрация всех методов производилась

цифровым регистратором «Вулкан». Использовались скважинные приборы: ИММН-42 (инклинометрия); ГГКМ-43 (ГК+ГГК); КМВ-48 (каротаж магнитной восприимчивости); цифровые скважинные приборы «АКИПС-Уголь»: модуль ГГКП (измерение эквивалентной плотности); модуль ГГКС (измерение эффективного атомного номера); модуль БК-3 (измерение кажущегося удельного сопротивления); модуль ГК (измерение интенсивности естественной радиоактивности пород); модуль КМ (измерение среднего диаметра скважин).

Комплекс ГИС соответствовал уровню развития аппаратуры и методических приемов на период проведения геологоразведочных работ и выполнялся согласно утвержденной методике [20].

В состав комплекса геофизических методов входило:

- однозначное выделение рудных тел, определение их мощности, строения и положения в породном массиве;
- литологическое расчленение разрезов скважин;
- выявление трещиноватых интервалов и тектонических нарушений;
- определение пространственного положения стволов разведочных скважин;
- определение гидрогеологических условий в пределах экспериментального горизонта.

Все разведочные скважины исследовались стандартным для рудных месторождений комплексом методов, включающим в себя пьезометод, электрокаротаж (КС), метод радиопросвечивания (там, где это возможно), радиоактивный каротаж (ГК, ГГК, ГГК-С), кавернометрию, инклинометрию. Основной комплекс выполнялся в поисковом масштабе глубин 1:200, детализационные исследования в пределах рудных жил в масштабе 1:50. Всего исследовано 2486 рудопересечений единичной мощностью от 0,05 м до 5,74 м.

При каротаже скважин использовались следующие методы:

- каротаж сопротивлений фокусированным зондом – КС (Аэ1.07Ао0.02Аэ1.17) и градиент зондом (А3М0,1N);

- гамма-каротаж (измерение естественной радиоактивности) – ГК;
- гамма-гамма-каротаж плотностной (измерение рассеянного жесткого гамма-излучения, размер зонда 0,25 – 0,35 м, источник цезий – 137) – ГГК-П;
- селективный гамма-гамма-каротаж (измерение рассеянного мягкого гамма-излучения, размер зонда 0,05 м, источник излучения Am-241) – ГГК-С;
- кавернометрия – КМ;
- инклинометрия – ИК.
- для определения положения интрузивных комплексов в разрезе скважин проводился каротаж магнитной восприимчивости – КМВ;
- для определения эквивалентной кажущейся плотности - модуль ГГКП;
- измерение азимутального распределения кажущегося электрического удельного сопротивления по стволу скважины и привязка данных к пространственным координатам
- пьезометод;
- метод радиопросвечивания

Дополнительно проводились работы для выяснения возможности для криогенных пород определять физико-механические и упруго-деформационные свойства по результатам волнового акустического каротажа.

Нужно отметить, что вышеизложенные опытные работы не дали ожидаемого результата, и в дальнейших исследованиях применялся стандартный комплекс ГИС, поэтому в работе отсутствует подробное описание и приведение этих результатов.

Запись каротажных диаграмм проводилась с шагом 2 см и скоростью подъема кабеля при регистрации диаграмм в междурядном интервале 20 м/час. В пределах зон значительного оруденения скорость для методов КС, ГК, ГГК снижалась до 10 м/час, регистрация диаграммы ГГКС выполнялась при скорости 10 м/ час.

Измерения зенитного угла и азимута скважин проводились через интервал 20 м инклинометрами МИР-36 и КИТ в 269 скважинах.

Обработка материалов инклинометрии сводилась к построению графиков горизонтальной проекции скважины. При углах наклона скважины менее 3° график не строился. Пример результатов определения параметров породного массива методами КС, ГК, ГГК и ГГКС.

Характерные точки границ рудных тел определялись следующими приемами:

- по графику ГГК ГГКС почва определяется по началу резкого подъема, а кровля - по началу резкого спада аномалий;
- по ГК почва и кровля определялись по точкам, делящим нижнюю и верхнюю ветви аномалии пополам.
- по диаграммам КС для фокусированного зонда – по точкам у основания аномалии, в которых начинается выполаживание графиков (отход от касательной, проведенной к самому крутому интервалу аномалии); для КС градиент-зонда границы угольного пласта определяются по 1/2 касательных, проведенных к ветвям аномальных пик.

Нужно отметить, что кривая КС сильно искажена влиянием солевого бурового раствора и малоинформативна по сравнению с другими методами. Оно выражено в изменении конфигурации кривой КС, кривая КС неестественно определяется, что особенно заметно на детализации (рис. 14).

По данным инклинометрии скважин строится плановое и фактическое положение скважины в массиве в системе полярных координат для оценки точности производства геологоразведочных работ и степени разведанности выемочной единицы (рис 15).

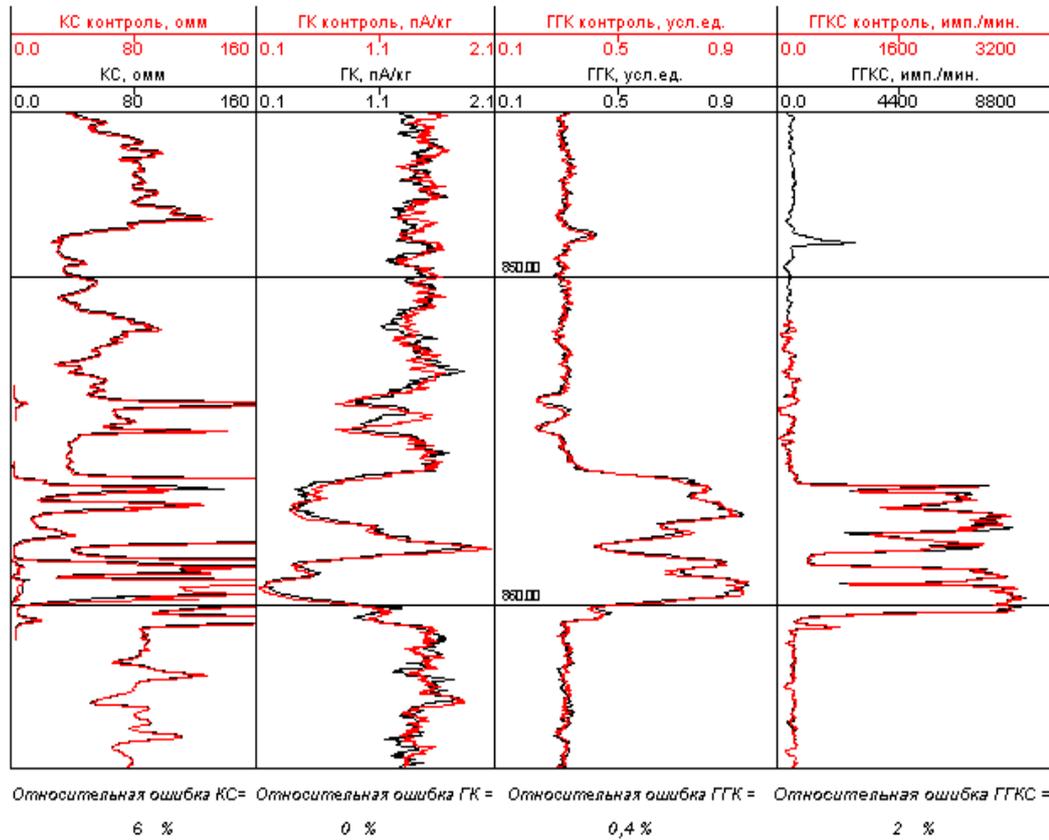


Рисунок 14 – Результаты работ комплексной геофизической лаборатории по определению расхождений параметров породного массива с контрольной записью (усредненными параметрами массива в пределах добычного горизонта)

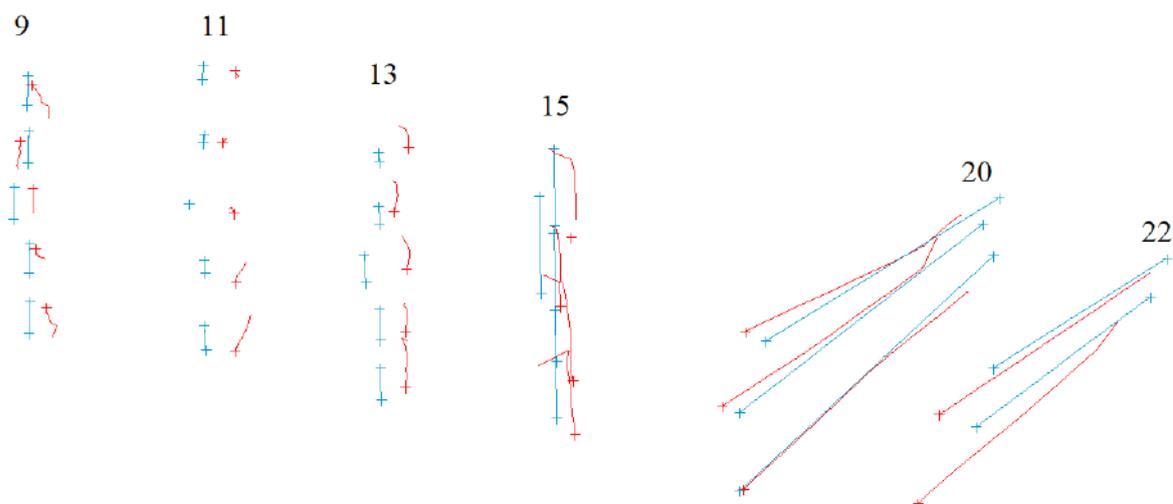


Рисунок 15 – Результаты инклинометрии скважин сопроводительной разведки. Синим выделено плановое положение скважин, красным – фактическое. Скважины по разведочной линии 20 и 22 проведены с вышележащего горизонта

Таблица 2 – Сопоставление данных каротажа с результатами бурения

№ п.п.	№ скв.	Данные бурения				Данные каротажа			Результаты сопоставления	
		Мощность по скважине, м		Кол-во просл-в	Выход керна, %	Мощность по скважине, м		Кол-во прослоев	По общей мощности (8-4)	По полезной мощности (9-5)
		общая	полезн.			общая	полезн.			
<i>1</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>	<i>8</i>	<i>9</i>	<i>10</i>	<i>11</i>	<i>12</i>
1	СС42	1.30	1.30	-	100	1.23	1.09	1	-0.07	-0.21
2	С232	0.85	0.85	-	98	0.85	0.75	1	0.00	-0.10
3	С232	1.39	1.19	2	100	1.30	1.10	2	-0.09	-0.09
4	С212	0.64	0.54	1	100	0.65	0.55	1	0.01	0.01
5	С225	0.85	0.70	1	100	0.85	0.70	1	0.00	0.00
6	СС78	1.15	0.95	1	98	1.11	0.96	1	-0.04	0.01
7	С228	3.18	2.56	4	100	3.20	2.55	5	0.02	-0.01
8	С230	5.00	5.25	11	99	4.96	5.07	11	-0.04	-0.18
9	С247	5.10	4.37	5	100	5.05	4.41	5	-0.05	0.05
10	С201	0.95	0.95	-	100	0.94	0.94	-	-0.01	-0.01
11	С245	1.05	0.95	1	96	0.99	0.90	1	-0.06	-0.05
12	СС76	5.17	5.25	1	95	5.67	5.30	2	0.00	-0.15
13	С222	4.43	4.28	2	100	4.45	4.30	2	0.02	0.02
14	С231	3.16	3.11	3	100	3.20	3.15	3	0.04	0.04
15	С244	4.14	3.99	1	100	4.20	4.05	2	0.06	0.06
16	СС67	0.80	0.80	-	100	0.85	0.85	-	0.05	0.05
17	СС75	1.80	1.80	2	100	1.93	1.93	2	0.13	0.13
18	С217	1.04	1.04	2	98	1.05	1.05	3	0.01	0.01
19	С219	1.30	1.30	-	100	1.14	1.04	1	-0.16	-0.16
20	С246	1.10	1.10	-	100	1.08	1.08	-	-0.02	-0.02
21	С247	0.95	0.95	-	98	0.94	0.94	-	-0.01	-0.01
22	СС76	1.37	1.37	1	100	1.36	1.36	1	-0.01	-0.01
23	С226	1.60	1.60	1	100	1.59	1.59	1	-0.01	-0.01
24	С219	1.80	1.80	1	98	1.78	1.78	2	-0.02	-0.02
25	С244	1.80	1.80	2	100	1.77	1.77	2	-0.03	-0.03
26	С249	2,90	2,85	4	97	2,85	2,80	6	-0,05	-0,05
27	С250	0,70	0,70	1	100	0,75	0,75	2	0,05	0,05
28	С251	2,00	2,00	-	95	2,05	2,05	-	0,05	0,05

При бурении пройдено 583 рудопересечений, каротажем зафиксировано 569 рудопересечений, что составляет 99%. При сопоставлении данных каротажа с данными по бурению по рудопересечениям с высоким выходом керна (более 90%) установлено, что расхождение по общей и полезной мощности не превышают 15%.

Достоверность данных каротажа при определении литологического состава вмещающих пород оценивалась путем сопоставления с геологическим описанием керна скважин по интервалам с 90% и более выходом керна. Для проверки, уточнения и подтверждения результатов каротажа в скважинах (при выходе керна свыше 95%) была сделана фотодокументация керна. На

фотографиях хорошо отслеживаются литологические разности, границы литотипов, мощность рудных тел. Таким образом, на оцениваемом участке полученный опорный материал служит для оценки достоверности и точности данных каротажа.

2.6 Определение параметров зон контактной неопределенности на границах раздела «руда-порода»

Одним из наиболее сложных участков при отработке полезных ископаемых являются приконтактные зоны, также называемыми зонами контактной неопределенности, которые подразделяются на геологические (контакты «руда-порода») и техногенные (контакты «рудный массив»-«закладка»). При отработке запасов в районе этих контактов неизбежно формируются потери и разубоживание полезных ископаемых, однако, их величины возможно контролировать, так как величины потерь и разубоживания на данных участках полностью зависят от изменчивости геологического контура рудного тела.

Особенности строения зон контактной неопределённости маломощных рудных тел сложного морфологического строения отражены в весьма ограниченном количестве исследований. Их последовательный анализ, проведенный Е. Нуржуминым, А. Курманкожаевым, показывает, что на сегодняшний день не существует обобщенной теоретической модели, описывающей методику и рациональное использование геолого-геометрических связей между различными параметрами зон контактной неопределенности [41, 42]. По мнению авторов, наиболее целесообразным для выполнения работ по расчету нормативных значений потерь и разубоживаний в приконтактной зоне является установление параметров зоны и характера геологических контактов в ней.

Зона контактной неопределенности представляет собой участок контакта рудного тела с вмещающими породами, ограниченный с одной стороны расчетными положениями границ очистного пространства,

образующихся при закладке выемочной камеры в массиве [16, 36, 101]. Принято выделять два граничных положения зоны контактной неопределенности – одно соответствующее максимальным потерям при минимальном разубоживании (без учета межрудных прослоев вмещающих пород, в данном случае рассматривается исключительно разубоживание в приконтактных зонах), а другое — наибольшему разубоживанию при отсутствии потерь [101]. Параметрами зоны неопределенности контакта являются ее ширина (t) и длина волны (L). Анализ маркшейдерских отчетов и опыта отработки вышележащих горизонтов выявил, что соотношение площадей руды и породы в зоне контактной неопределенности стремится к соотношению 1:1. Согласно исследованию С. А. Вохмина, такое соотношение соответствует преимущественно синусоидальным профилям контактов с долей включения пилообразных контактов [101]. Пример извилистого характера зоны контактной неопределенности представлен на рисунке 17, где желтый участок – руда, оставляемая за пределами выемочного контура, синий участок – пустая порода, включающаяся в контур выемочной камеры.

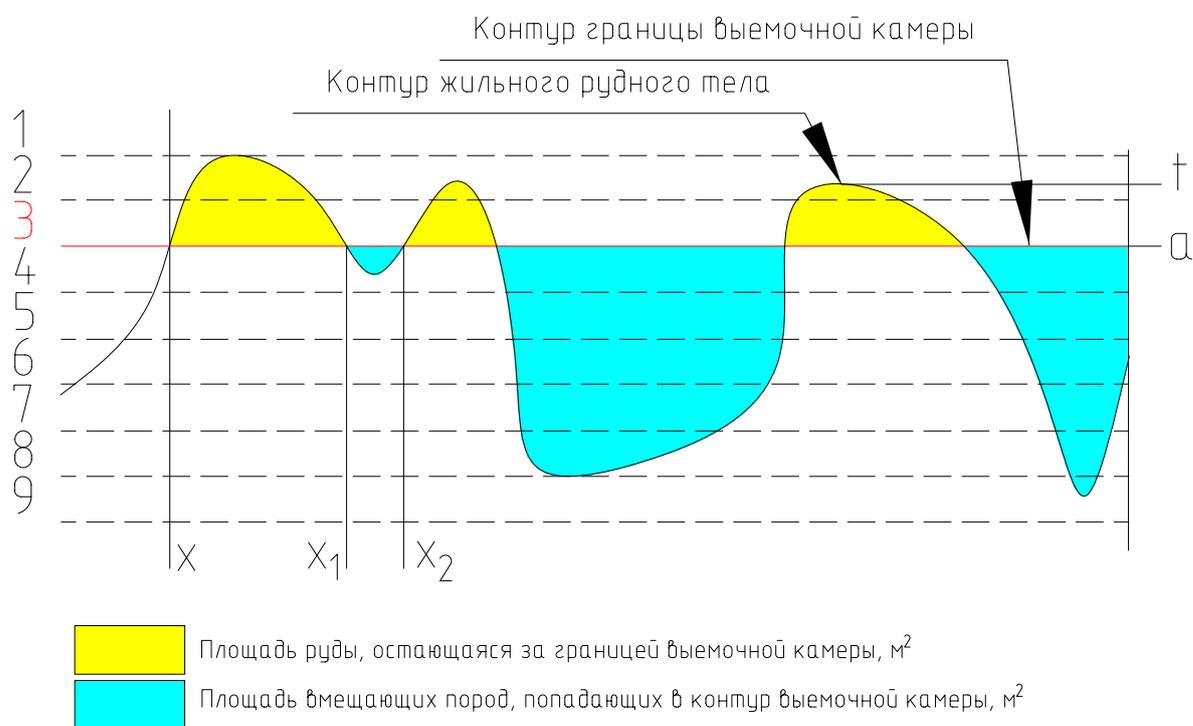


Рисунок 17 – Точки X, X₁, X₂ обозначают точки пересечения границы контакта с границей выемочной камеры, t – ширина зоны контактной неопределенности, a – положение контура выемочной камеры

Каждый профиль подобных контактов характеризуется отношением площади руды или породы на участке вклинивания руды в породу, определяемым численным значением индекса профиля контакта K_{cp} [71]:

$$K_{cp} = \frac{4}{L * t} \quad (14)$$

где L – протяженность «волны» контакта, м;

t – мощность рудного интервала в зоне контакта, м.

Значение $K_{cp} = 0 \div 0,5$ характеризуют пилообразный контакт, тогда как значение $0,75$ и выше характерно для синусоидального профиля контактов. Диапазон $K_{cp} = 0,51 \div 0,74$ характерен для неоднородного и переходного характера зоны контактной неопределенности без четкого выделения в отдельный фенотип.

Как видно из рисунка 17, потери и разубоживание в зоне контактной неопределенности формируются за счет несовпадения контура отработки с контуром геологических контактов «руда-порода». При этом каждому контуру отработки будет соответствовать собственная величина потерь и разубоживания в зависимости от $K_{потерь}$ и $K_{прирезки}$.

Расчет рационального положения контура выемочной сводится к определению такого контура выемки, при котором обеспечивается наибольшее извлечение при обоснованных показателях разубоживания, тем самым определяя экономическую эффективность отработки запасов в зоне контактной неопределенности, что называется горным риском. Рассчитанные по подходу С. А. Вохмина контуры положения выемочной камеры приведены на рисунке 18, каждому из них (1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9) соответствует определенная величина и соотношение потерь и разубоживания, на основании которой был определен горный риск и рассчитано эталонное соотношение, при котором экономическая эффективность отработки максимальна. На рисунке 18 указана длина «волны» контакта – L и ширина зоны контактной неопределенности – t .

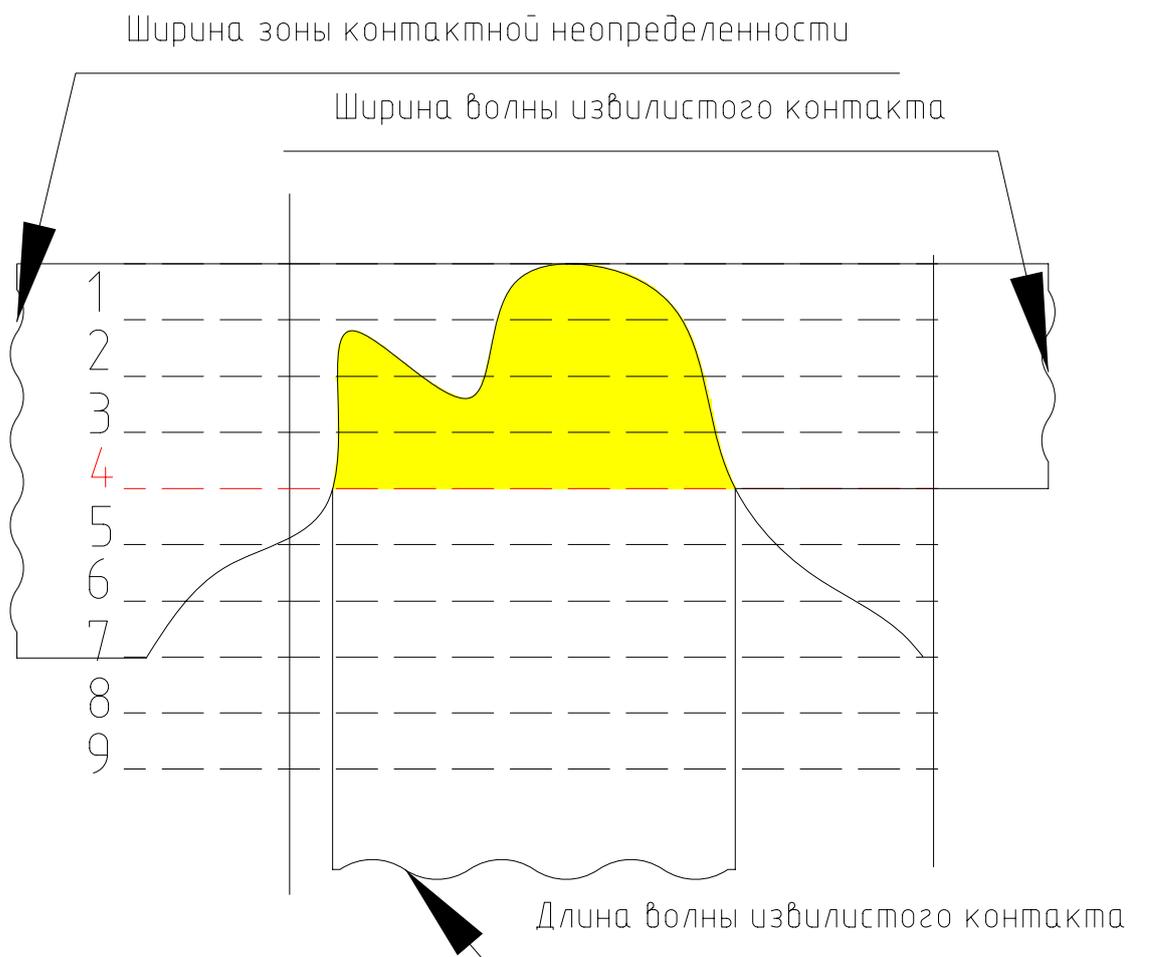


Рисунок 18 – Положение контура выемочной камеры в пределах зоны контактной. Красная штрих-пунктирная линия – расчетный контур выемочной камеры Черные штрих-пунктирные линии – вероятные контуры выемочной камеры

Уровни потерь и разубоживания, соответствующие каждому контуру, являются нормативными и в первую очередь показывают целесообразность отбойки запасов полезного ископаемого в зонах контактной неопределенности. Далее определим потенциальную прибыль, получаемую при отработке камеры с каждым из вариантов положения ее границ относительно зоны контактной неопределенности. Важно отметить, что отдельно рассчитывались только показатели ведения горных работ. Затраты на расходные материалы (долота, ВВ, строительные материалы и т.д.) и на переработку 1 тонны руды относились к условно постоянным затратам и являлись константой для каждого из расчетов.

Определение целесообразности отработки полезного ископаемого в пределах зоны контактной неопределенности производится на основании критерия экономической эффективности отработки, что рекомендовано в ряде работ и определяется следующим критерием [6,17].:

$$\text{Прибыль} = V_b * C_s * E_t - \frac{C_{so} * C_c}{C_q} \rightarrow \max, \quad (15)$$

где V_b – оценочная стоимость реализации полезных компонентов в 1 тонне добытой руды на горизонте ведения работ, руб./т;

C_s – коэффициент извлечения руды из недр с учетом технологических потерь;

E_t – коэффициент извлечения полезного компонента в концентрат при обогащении;

C_{so} – себестоимость добычи и подработки 1 тонны руды, руб./т;

K_z – коэффициент изменения качества (рекомендуется типовыми методическими указаниями).

Далее определяется коэффициент рационального (экономически выгодного) соотношения между потерями и разубоживанием:

$$\eta = \frac{Y_{\text{п}}}{Y_{\text{в}}}, \quad (16)$$

где $Y_{\text{п}}$ – экономический ущерб, обусловленный потерями 1 т погашаемых запасов руды (руб), определяемый по формуле:

$$Y_{\text{п}} = C_0 * C_k * I_0 + Z_{\text{в}} + Z_{\text{д}} - \Delta Z_{\text{тр}} - Z_{\text{п}}, \quad (17)$$

где $Y_{\text{в}}$ – экономический ущерб, обусловленный вовлечением в добычу и переработку 1 т разубоживающих пород (руб), определяемый по формуле:

$$Y_{\text{в}} = Z_{\text{д}} - Z_{\text{в}} + \Delta Z_{\text{тр}} + Z_{\text{п}} - C_0 * b * I_0, \quad (18)$$

где C_0 – цена 1 тонны металла;

C_k – содержание полезного компонента в руде на контакте с породой, %;

I_0 – коэффициент сквозного извлечения полезного компонента, дол. ед.;

$Z_{\text{в}}$ – себестоимость отработки 1 т вмещающих пород, руб, руб;

$Z_{\text{д}}$ – себестоимость добычи 1 т руды, руб;

$\Delta Z_{\text{тр}}$ – разница себестоимостей транспортировки 1 т руды на фабрику и 1 т вмещающих пород на отвал пустых пород, руб;

$Z_{\text{п}}$ – себестоимость переработки 1 т руды на фабрике, руб;

b – содержание полезного компонента в примешиваемой породе (разубоживающей массе), %.

В ходе работы предложена формула определения нормативных показателей потерь руды на основании экономического критерия целесообразности отработки запасов в приконтурных зонах (20):

$$V_{\text{руды}} = 0,01(1 - V_{\text{потерь}} * \gamma_{\text{руды}}) \sum_{i=1}^n C_{\text{к}} * V_b * E_t * C_s - (1 - V_{\text{разуб}} * \gamma_{\text{породы}})(C_{s0} + Z_{\text{тр}}), \quad (19)$$

где $V_{\text{потерь}}$ - объем теряемой руды, м³;

$\gamma_{\text{руды}}$ – объемный вес руды, т/м³;

$C_{\text{к}}$ – содержание полезного компонента в руде на контакте с породой, %;

E_t – коэффициент извлечения полезного компонента в концентрат при обогащении;

C_s – коэффициент извлечения руды из недр с учетом технологических потерь;

C_{s0} – себестоимость добычи и подработки 1 тонны руды, руб./т;

$Z_{\text{тр}}$ – себестоимость транспортировки руды, руб.

В целом определение рационального положения границы очистного пространства в пределах зоны контактной неопределенности можно представить в следующем виде (рис. 19).

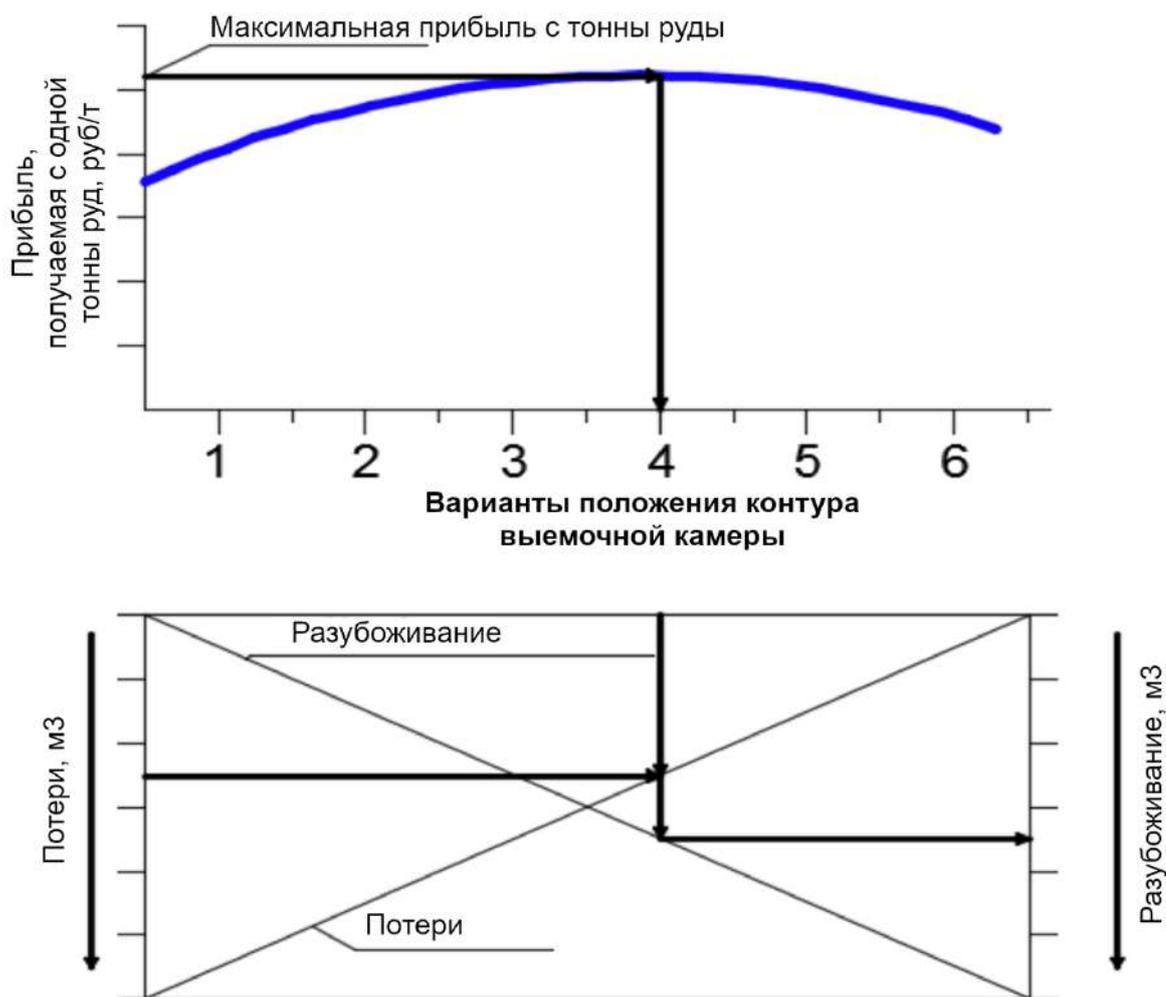


Рисунок 19 – Уровни потерь и разубоживания для экономически эффективного положения выемочной камеры (по С. А. Вохмину) [101]

Наибольшую сложность вызывает практическое определение рационального и устойчивого контура границ выемочной камеры, для чего необходимо определить площади потерь руды, оставляемой за контуром выемки и площадь участков прирезки вмещающих пород (рис. 17) в контур выемочной камеры в зависимости от его положения при каждом из рассматриваемом вариантах (рис. 19). Ввиду значительной сложности и фактической потребности отработки 9 различных камер по 9 рассчитанным положениям границ выемочной камеры относительно зоны контактной неопределенности, окончательный расчет площадей потерь и разубоживания рационально производить на таком контуре, который соответствует всем заданным критериям прибыльности и устойчивости.

Следующая значительная сложность при нахождении устойчивого контура отрыва заключается в расчете площадей потерь руды и подсечки вмещающих пород на возможных контурах отработки запасов в зоне неопределенности контакта. Особенно это характерно для синусоидального профиля контакта. Поэтому окончательный расчет площадей потерь руды и подработки вмещающих пород желательно производить на рациональном контуре отработки без перебора. Для этого необходимо математически интерпретировать синусоидальную зону контактной неопределенности, чтобы в дальнейшем иметь возможность численно установить рациональных контур отработки.

Взяв за основу типизированный профиль синусоидального профиля контактов, запишем функцию идеального синусоидального контакта так:

$$f(x) = 0,5t + 0,5t * \sin\left(\frac{\pi * x}{L}\right), \quad (20)$$

где $f(x)$ может принимать значения от 0 до t , а период «колебания» жилы равняется $2L$;

t – ширина зоны контактной неопределенности.

Ширина зона контактной неопределенности может быть определена только путем проведения натуральных наблюдений на конкретном участке месторождения, обычно она определяется по формуле

$$t = 2n * d_{cp}, \quad (21)$$

где d_{cp} – средняя мощность зоны контактной неопределенности, а значение показателя достоверности n из опыта отработки принимается в диапазоне от 1 до 1,5.

Граничное положение контура выемки (a) относительно зоны контактной неопределенности представим следующим выражением:

$$f(x) = ax, 0 \leq a \leq 1. \quad (22)$$

Объединим выражения (20) и (22), а затем решим получившееся уравнение:

$$a(t) = 0,5t + 0,5t * \sin\left(\frac{\pi * x}{L}\right). \quad (23)$$

Определим точки пересечения контура выработки $y = a(t)$ и синусоиды $y = f(x)$ в интервале $[0; 3L]$:

$$\begin{aligned} P_0 &= \frac{L}{\pi} \arcsin(2a - 1), \\ P_1 &= L - x, \\ P_2 &= 2L + P_0. \end{aligned} \quad (24)$$

Учитывая, что площади теряемой руды и прирезаемой в контур выемки породы будут отличаться в зависимости от положения контура, получаем:

$$\cos\left(\frac{\pi * P_0}{L}\right) = 2\sqrt{a(1 - a)}. \quad (25)$$

Далее приведены преобразования позволяющие вывести следующее выражение для определения площадей $K_{потерь}$ и $K_{прирезки}$ при синусоидальном характере контактов «руда-порода» [101]:

$$\begin{aligned} K_{потерь} &= \int_{x_0}^{x_1} (f(x) - at) dx \\ &= \frac{tL}{2\pi} [(2a - 1)(2 \arcsin(2a - 1) - \pi) + 4\sqrt{a(1 - a)}], \end{aligned} \quad (26)$$

$$\begin{aligned} K_{прирезки} &= \int_{x_1}^{x_2} (at - f(x)) dx \\ &= \frac{tL}{2\pi} [(2a - 1)(2 \arcsin(2a + 1) - \pi) + 4\sqrt{a(1 - a)}]. \end{aligned} \quad (27)$$

В последующей работе С. А. Вохмина установлено, что отношение $K_{потерь}$ и $K_{прирезки}$ является квадратом с известной площадью μK^2 [101]:

$$\mu K^2 = \frac{K_{потерь}}{K_{прирезки}}. \quad (28)$$

Определение рационального положения контура выемочной камеры возможно производить на основании соотношения μK^2 с помощью решения уравнений (29) и (30), тем самым определив наиболее выгодное отношение геологической поверхности приконтактной зоны к технологической границе выемочной камеры. Так как уравнения не имеют аналитического решения через разложение на элементарные функции, их решение может представлять проблему при эмпирическом проведении опыта. Однако, имея исходные

данные, полученные в процессе исследований по темам предыдущих глав, возможно численно определить амплитуду кривой контакта (L) по данным с участка обнажения и ширину зоны контактной неопределенности (t) по данным сопроводительной разведки. Согласно рекомендациям [71], подобные вычисления целесообразно производить в системах компьютерной алгебры, поэтому расчет был произведен в Wolfram Mathematica. Результаты вычисления приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Значения μK при различных параметрах зоны контактной неопределенности

Параметр	Значение					
	1,0	0,75	0,5	0,33	0,25	0,13
μK	1,0	0,75	0,5	0,33	0,25	0,13
a	0,5	0,57	0,63	0,68	0,72	0,75
$K_{\text{потерь}}$	0,16 tL	0,13 tL	0,11 tL	0,09 tL	0,07 tL	0,06 tL
$K_{\text{прирезки}}$	0,16 tL	0,18 tL	0,22 tL	0,25 tL	0,31 tL	0,37 tL

По полученным формулам установлено, что минимально возможные параметры потерь при данных значениях параметров составляют 1,873 %, максимальные – 13,483 %. Разубоживания – 22,73 % и 51,94 % соответственно. Определение контура выемки производилось на основании критерия экономической целесообразности (19), по результатам вычисления было принято значение $\mu K = 0,33$.

Определив экономически эффективное соотношение площадей потерь и разубоживания, выведем формулы расчет численного значения потерь и разубоживания руды:

$$S_{\text{потерь}} = \frac{\left(\mu K * \frac{t}{2}\right) * (x_1 * L) + \frac{t}{4\pi} * \sin x_1 * \frac{2\pi}{L}}{t * L} * M_{\text{общ}}, \quad (29)$$

$$S_{\text{разуб}} = \frac{x_2 \left(\mu K * \frac{t}{2}\right) + \frac{t}{4\pi} * \sin x_2 * \frac{2\pi}{L}}{t * L} * M_{\text{общ}}, \quad (30)$$

где x_1, x_2 - точки пересечения кривой контакта с границей выработки (рисунок 17);

L – амплитуда контакта;

t – ширина зоны контактной неопределенности,

$M_{\text{общ}}$ – совокупная длина распространения участков потерь по проекциям камеры.

Объем теряемой руды и объем разубоживания в данном случае можно представить в следующем виде:

$$V_{\text{потерь}} = S_{\text{потерь}} * \mu K, \quad (31)$$

$$V_{\text{разуб}} = S_{\text{разуб}} * (1 - \mu K). \quad (32)$$

Предельный объем потерь и разубоживания можно представить в виде формул (32, 33):

$$V_{\text{потерь}} = S * d_{\text{ср}} \quad (33)$$

$$V_{\text{разуб}} = S_{\text{разуб}} * (Z_{\text{п}} * h_{\text{п}} + Z_{\text{к}} * h_{\text{к}} + Z_{\text{б}} * h_{\text{б}}) \quad (34)$$

где $Z_{\text{к}}$ – длина прихвата породы по кровле камеры, м;

$Z_{\text{п}}$ – длина прихвата породы по почве, м;

$Z_{\text{б}}$ – длина прихвата породы по бортам камеры, м;

$h_{\text{п}}$ – средняя мощность прирезаемой породы по почве камеры, м;

$h_{\text{к}}$ – средняя мощность прирезаемой породы по кровле камеры, м;

$h_{\text{б}}$ – средняя мощность прирезаемой породы по бортам камеры, м.

В зависимости от величины амплитуды колебания рудного контура жилы, часть объема руды, оставляемая за пределами прихвата, формирует неизбежные потери на контуре отбойки, отработка которых нецелесообразна из-за валообразно увеличивающегося вмещающих пород. При этом количество породы в контуре прихвата за вычетом количества руды в его контуре определяет, наряду с «внутренним» объемом породы, заключенным между геологическим контуром блока и синусоидальным контуром рудного тела, величину разубоживания на контуре отбойки.

2.7 Моделирование рудных тел и определение границ эксплуатационных блоков

Помимо визуализации отдельных рудных тел, не менее важным является и разбивка участка ведения работ на эксплуатационные блоки по результатам геологической разведки и геомеханического определения физико-механических свойств массива [31].

Последовательность действий при моделировании можно представить следующим образом:

1. Сбор и подготовка данных:

- Выполняется оцифровка данных бурения и описания кернов;
- Создается общая модель облака скважин в местной системе координат с нанесенными на нее породных и рудных интервалов (рис. 20)

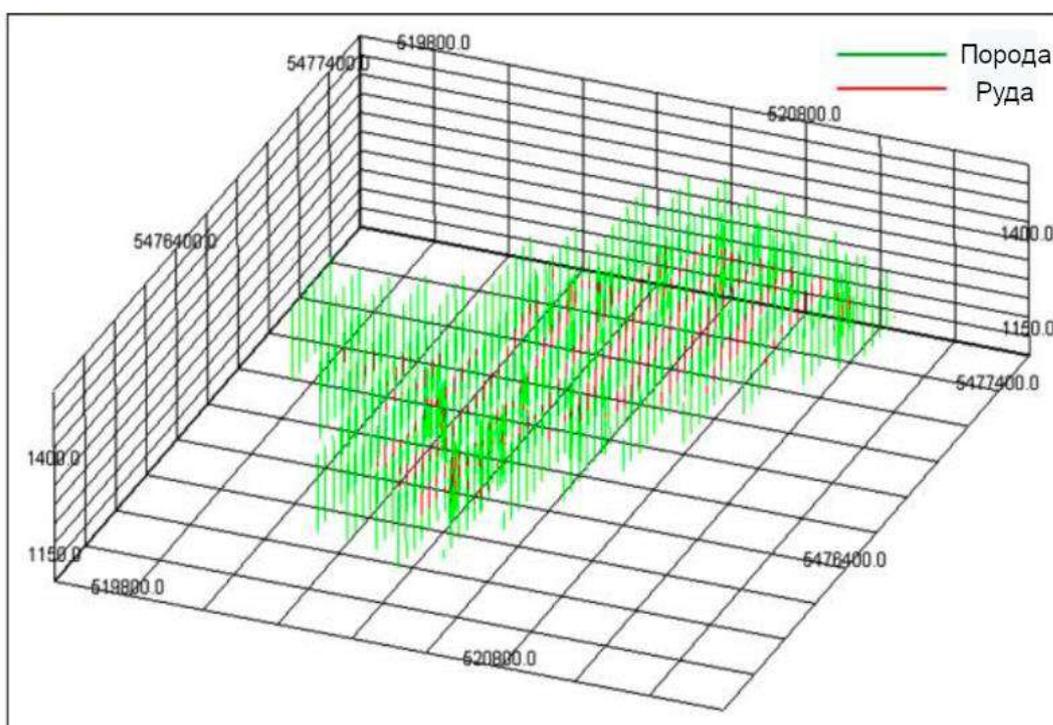


Рисунок 20 – Оцифрованные геологические скважины, общий вид

- Создаётся 3D файл с облаком точек, где каждому рудному интервалу присваивается начальная и конечная точка положения руды в его пределах. Если одна скважина пересекает несколько рудных тел, то в зависимости от мощности породной прослойки

- В БДС создается переменная ANGLE и ей присваиваются данные по падению рудного тела на каждом участке в опробованных образцах. Расчет угла падения производится по методу обратных расстояний на основании положения верхней граничной точки рудного интервала у оцениваемых скважин;
 - Визуализируется рудное тело в виде двухмерного изображения.
2. Подготовка к моделированию
- Создается каркасная модель рудных тел. В качестве граничных точек для построения каркаса берутся крайние положительные (то есть первый и последний рудный интервал в серии опробования) оцифрованные рудные интервалы;
 - Рассчитывается ориентация и угол падения смоделированной системы жил;
3. Объемное (3D) моделирование:
- Проводится моделирование рудного тела, используя полученные параметры мощности, угол падения (угол смещения относительно базовой 2D плоскости) (рис. 22):

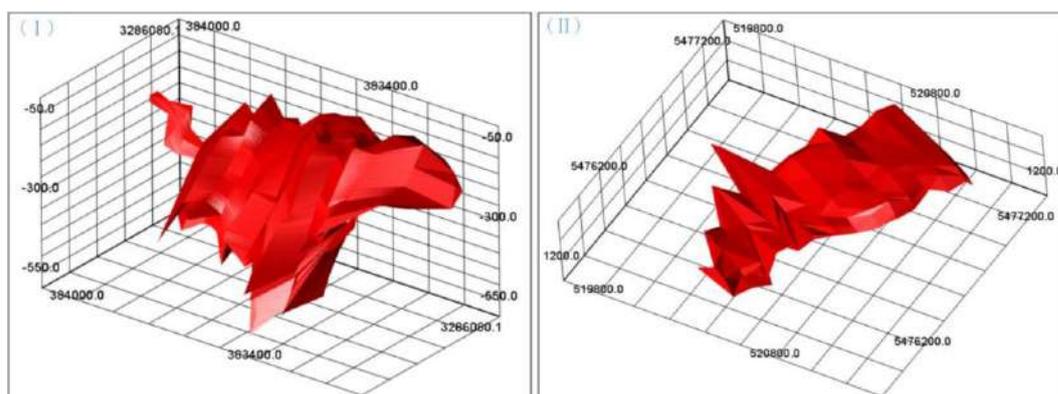


Рисунок 22 – Построенная модель системы жильных рудных тел на основании граничных точек положения руды в пределах скважин

- Наносятся значения содержания в каждом из моделируемых кубов, разделив поверхность рудного тела на кубы со стороной 5 м с помощью алгоритма Marching Cubes (рис. 26), Стороны кубов

могут быть принятыми любыми, в зависимости от параметров сети сопроводительной разведки, однако, следует учитывать, что увеличение стороны куба приводит к вовлечению большего объема вмещающих пород и руд с иной степенью минерализации и искажению результатов.

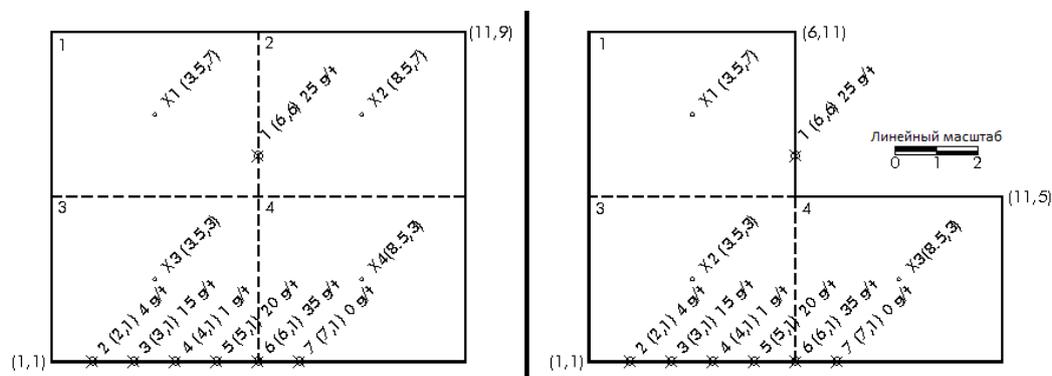


Рисунок 23 – Принцип работы алгоритма основан на усреднении содержания Au в скважинах, находящихся в пределах куба заданного размера и выведении обобщенного показателя ценности участка 5х5х5 метров [88]

Составив модель рудных тел, произведем разбивку и оконтуривание эксплуатационных блоков, усредняя качественные и количественные показатели таким образом, чтобы обеспечить равномерную и бесперебойную подачу коалиционной рудной массы на обогатительную фабрику. Результаты представим в таблице 4.

Таблица 4 – Результаты разбивки рудного тела по эксплуатационным блокам

БЛОК	РАСЧЕТНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ БЛОКОВ						
	Qp, т	Сверт, м ²	m ср, м	Кр, д. ед	α°	$\Sigma П, \%$	P, %
79	14300	2727	2,12	1,00	75	2,33	44,78
80	36600	6207	2,21	1,00	76	2,04	56,09
83	18900	4000	1,60	0,80	60	2,95	46,56
84	9800	2740	1,66	0,78	66	2,43	51,16
91	13200	5538	0,92	1,00	85	1,62	57,52
92	5200	1400	1,00	1,00	65	2,57	50,36
93	7300	2400	1,09	0,73	73	2,81	55,46
94	2100	760	1,91	1,00	88	2,52	44,10
95	31100	5800	1,17	1,00	58	1,84	60,58
96	19400	5200	1,46	0,83	74	2,96	51,73
97	45000	4140	2,59	1,00	77	3,04	25,81
98	18900	3500	1,81	0,83	65	2,40	42,45
99	7300	3200	1,02	1,00	82	2,06	48,71
100	12900	4400	1,56	0,80	81	2,09	51,69
105	41300	18060	0,46	1,00	85	1,91	92,37

В таблице 6 использованы следующие обозначения:

Q_p – промышленные запасы руды в границах блока, т;

S – площадь блока (вертикальная), m^2 ;

m_{cp} – средняя мощность рудного тела в блоке, м;

K_p – коэффициент рудоносности, д. ед.;

α – угол наклона рудного тела, °;

$\Sigma\Pi$ – общие потери руды, %;

P – разубоживание руды, %.

2.8 Определение параметров и оконтуривание маломощных жильных рудных тел в границах эксплуатационных блоков

Границами эксплуатационных блоков служили разведочные линии; обрезы нарушений и оси складок; граничные кондиционные изомощность и средневзвешенное содержание полезного компонента в руде; проведенные между точками пересечения осей выработок с почвой жил; линии расщепления и выклинивания рудных тел. Площади блоков определялась при помощи программы AutoCAD Civil 3D с помощью 3D моделирования (сплайны по 3D полилиниям) поверхности кровли и почвы рудных тел. При визуализации, на участках эксплуатационных блоков, где расстояние между геологическими скважинами составляло более 30 метров, для повышения точности определения границ рудных тел в пределах блоков, были смоделированы промежуточные точки моделирования – виртуальные скважины.

Промежуточные точки моделирования определялись с помощью метода обратных расстояний, так как радиус влияния скважин по причине сложности морфологического строения недостаточен для построения поверхности жил исключительно по данным геологических скважин. Средневзвешенное

значение переменных значений мощности рудного тела и содержания в выбранных точках рассчитывается по формуле [33]:

$$Z_0 = \frac{\sum_{i=1}^n w_{io} * Z_i}{\sum_{i=1}^n w_{io}}. \quad (35)$$

Веса точек задаются по следующей формуле [33]:

$$w_{io} = \frac{1}{(\sqrt{d_{i0}^2 + \delta^2})^\beta}, \quad (36)$$

где Z_0 – расчетное значение мощности жилы в точке,

Z_i – измеренное значение мощности жилы в ближайшей геологической скважине,

d_{i0} – расстояние между промежуточной скважиной (i -ой точкой измерения) и ближайшей геологической, где происходит оценка;

δ – параметр сглаживания;

β – степенной параметр.

Степенной параметр β указывает, насколько интенсивно уменьшается вес точек по мере увеличения расстояния от начальной точки (в данном случае геологической скважины). Согласно сложившейся практике и пособиям по ГГИС Micromine и Surpac, значения β принято указывать в интервале от 1 до 3, так как при значениях β свыше 3, на результаты интерполяции будут стремиться к результату, получаемому при применении метода ближайшего соседа, а при значениях менее 1 – значения всех точек выборки будут стремиться к равенству (то есть, будут стремиться к значению 1).

Тем не менее, очевидно, что промежуточные точки будут обладать значительно меньшими объемами данных – так, для них рассчитывались только мощность и положение рудного тела в границах скважины.

Обработав данные геологических скважин и произведя расчет положения и значений мощности в промежуточных точках, получаем представление о форме рудных тел в границах эксплуатационных блоков (рисунки 24, 25, 26, 27).

При оконтуривании рудных тел первым этапом служило определение наиболее выдержанной стороны (например, кровли или почвы рудного тела). Противоположная сторона рудного тела, менее выдержанная, изображается в виде пунктирной линии на схеме.

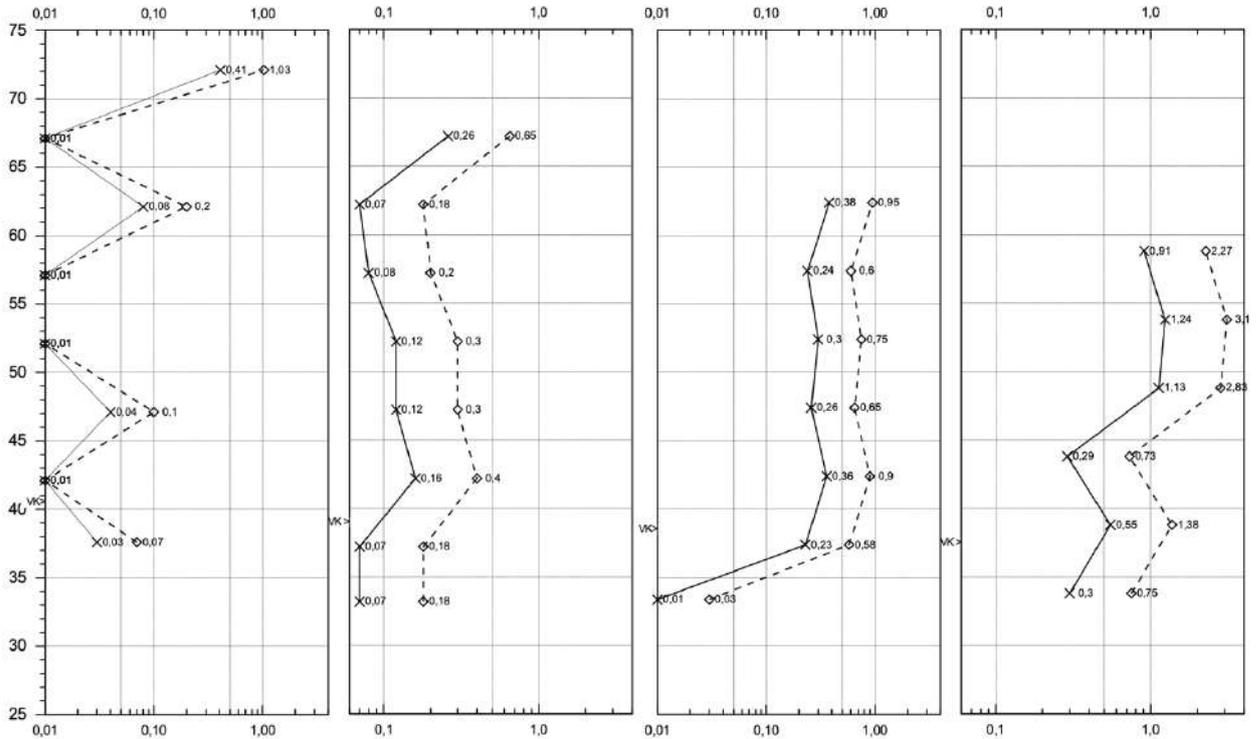


Рисунок 24 – строение жильного рудного тела на участке жилы Ю-В-4-13. Ввиду сильной изменчивости зоны контактной неопределенности кровля жилы изображена в виде пунктирной линии

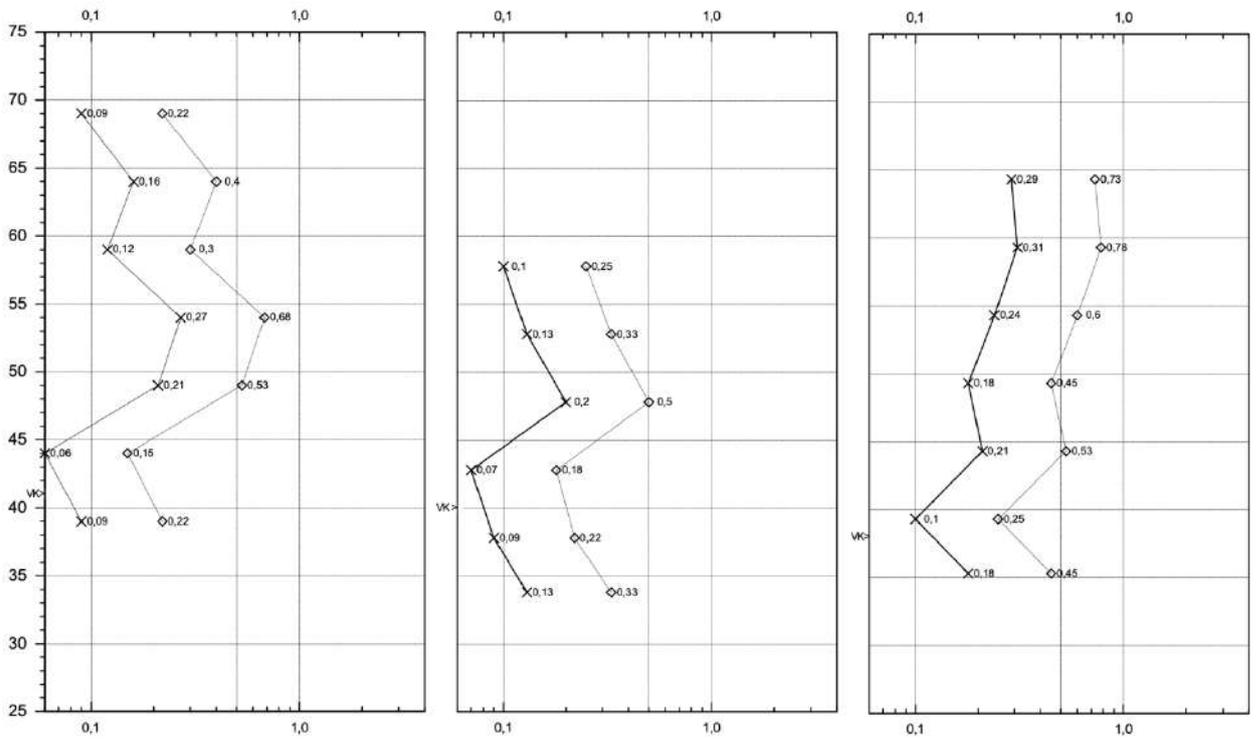


Рисунок 25 – строение жильного рудного тела на участке жилы Ю-В-4-13/2. Аналогично предыдущему рудному телу, высокая степень изменчивости зоны контактной неопределенности позволяет определить границы кровли с некоторой погрешностью

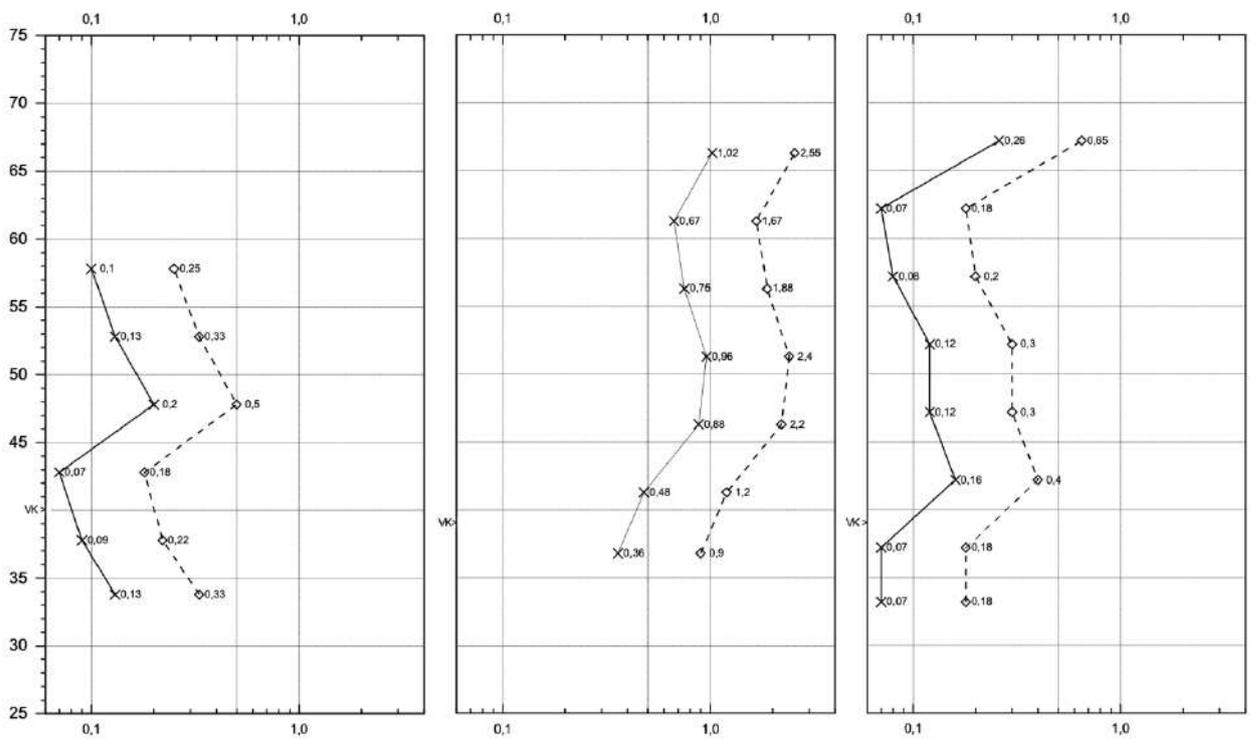


Рисунок 26 – строение жильного рудного тела на ином участке жилы Ю-В-4-13/2

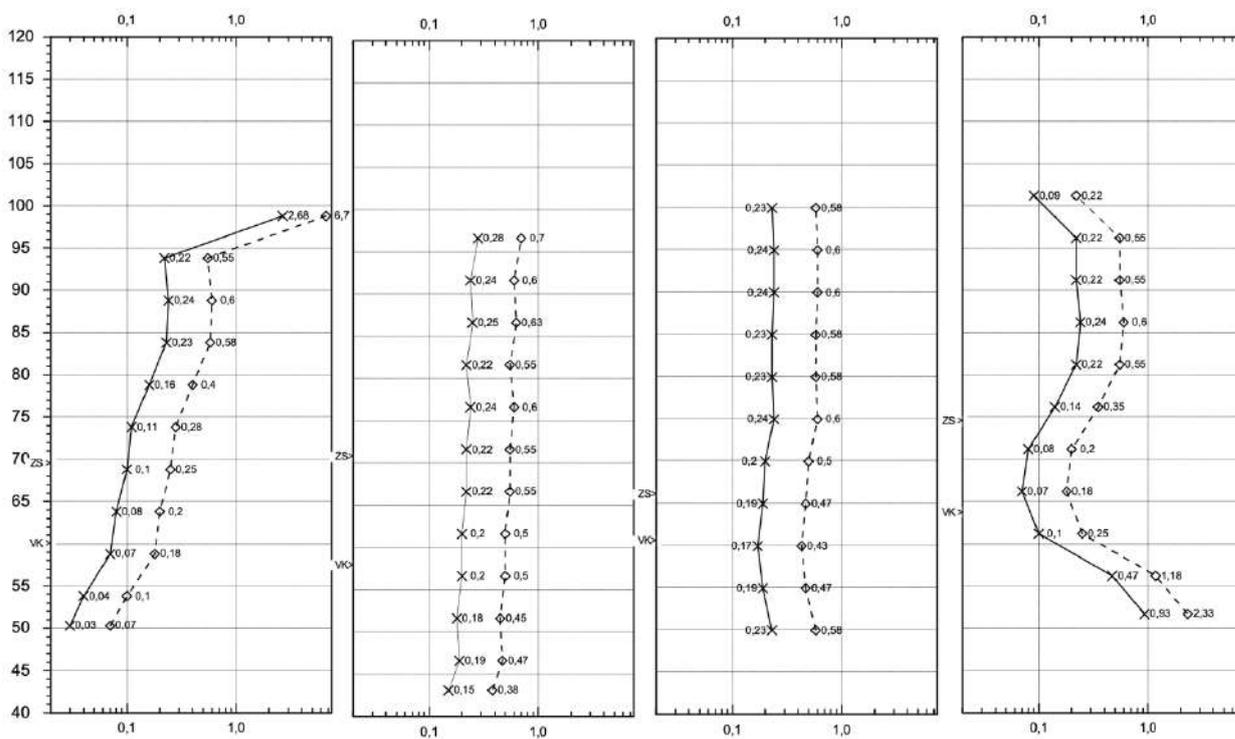


Рисунок 27 – строение жильного рудного тела на ином участке жилы Ю-В-4-13/2

Средневзвешенная мощность рудных тел в блоках определена как среднеарифметическое из значений мощности по выработкам и скважинам, оконтуривающим блок и входящим в него. Данные по рассчитанной мощности промежуточных скважин учитывались наравне с данными геологических.

При расчете средних мощностей по блоку производился тщательный анализ данных о мощности и строении рудных тел в границах добычного горизонта. Из расчета исключались значения мощности по рудопересечениям менее 0,05 м а также имеющим неполные мощности в зонах тектонических нарушений и в зонах дробления, сформированных секущими системами трещин. Аномально высокие значения содержания описывались отдельно по причине склонности образования самородков в рудной толще. Таким образом, из общего количества рудопересечений 583, в подсчет приняты 510 рудопересечений, а 73 исключены из подсчета по различным причинам.

Однако, важно отдельно отметить ситуации, при которых, по результатам натуральных измерений и расчетов, не удавалось получить необходимое количество данных для построения двухмерной модели рудной

жилы и достоверного определения ее морфологии, а также границ залегания в массиве (в том числе и по не коррелируемым показаниям мощности рудного тела в соседних скважинах по причине гнездоватости). В данном случае, ввиду невозможности достоверно установить границы рудного тела, моделирование рудного тела производилось по усредненным показателям, (рисунки 28, 29).

Так как такие случаи составляли порядка 30% от общего количества составления моделей, потребовалось внести уточнения в ранее предложенный вариант сгущения сети скважин сопроводительной разведки, так как плотность сети 15 x 10 недостаточна для определения четких границ рудного тела ввиду сложного строения зон контактной неопределенности. Исходя из этого, был предложен дифференцированный подход к организации сетей скважин сопроводительной разведки, заключающийся в переменном шаге бурения по оси (видимой центральной части) жилы по сетке 15 x 10 со сгущением на границах зон контактной неопределенности, тектонических нарушений и зон дробления до шага 7 - 5 x 5 м., что значительно повысило качество получаемой горно-геологической информации и позволило со сравнительно высокой (расчетная ошибка геометризации – 12,57%) долей установить характер зоны контактной неопределенности. Необходимая плотность разведочной сети достигнута путем бурения промежуточных скважин на существующих поисковых линиях и бурением дополнительных профилей разведочных скважин между поисковыми линиями.

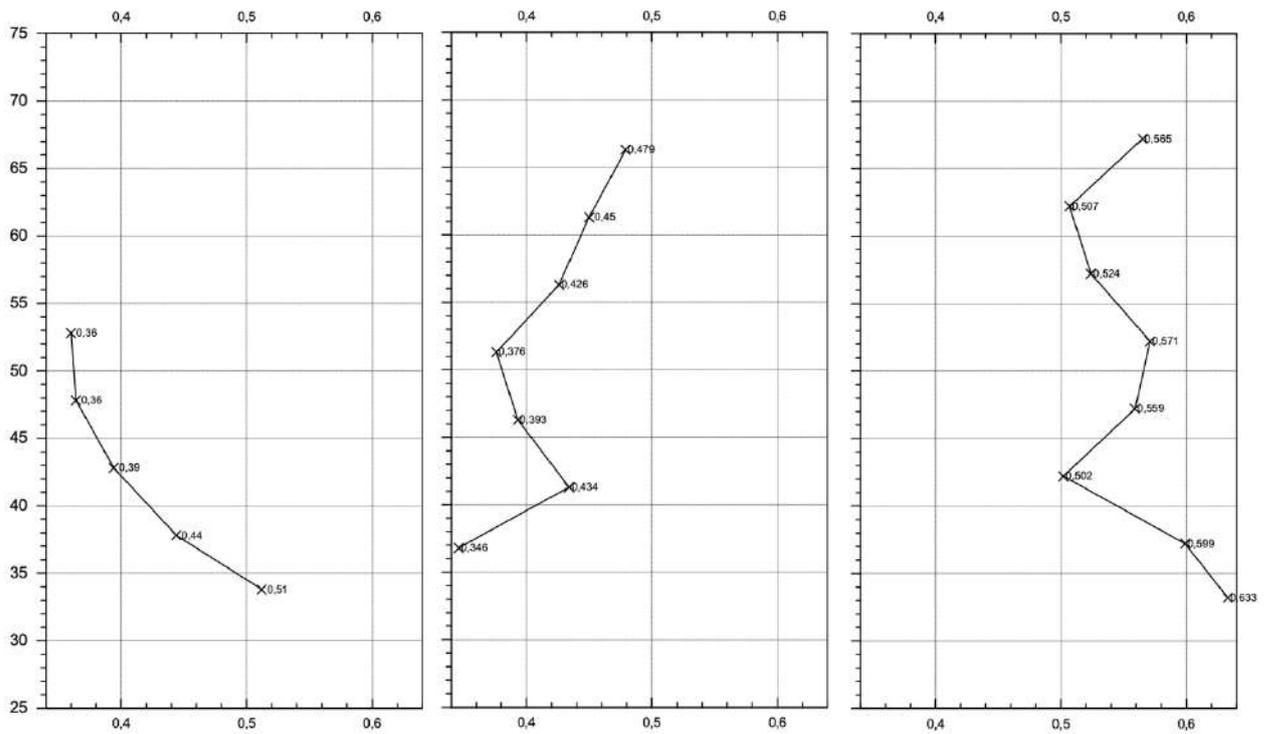


Рисунок 28 – предполагаемое строение жильного рудного тела на ином участке жилы Ю-В-1-13

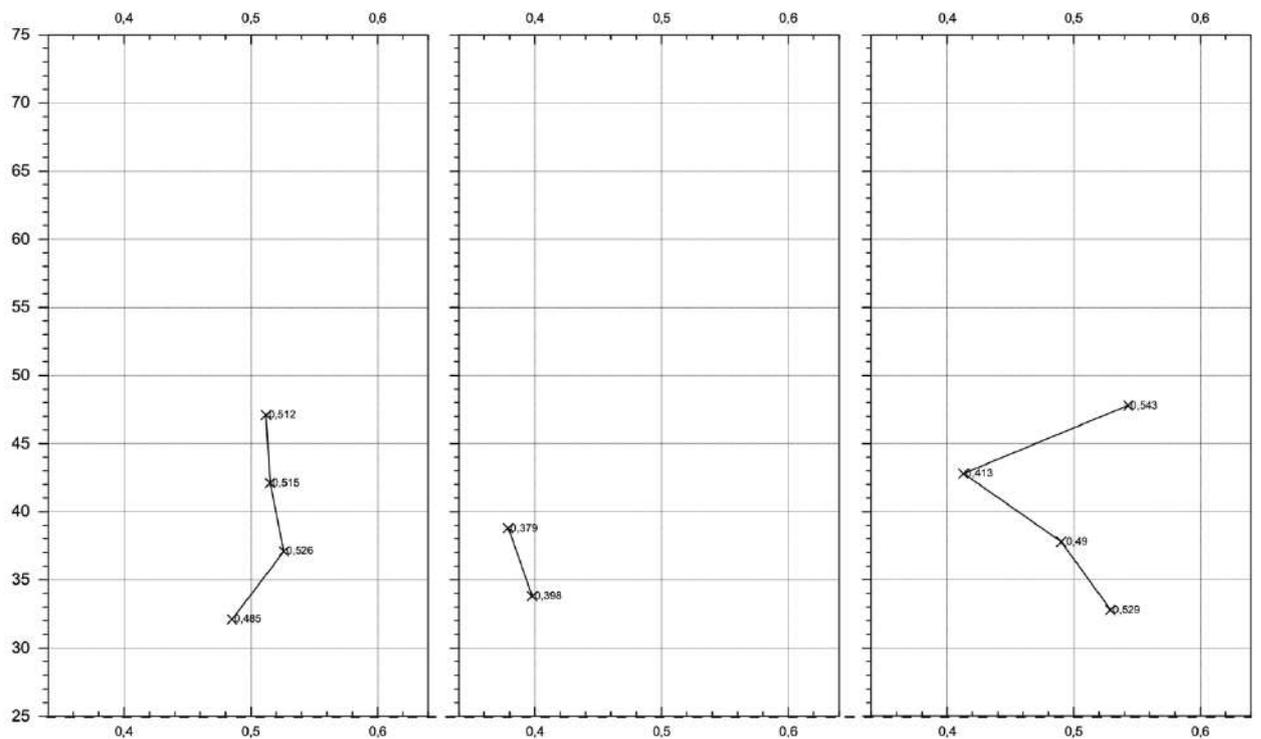


Рисунок 29 – предполагаемое строение жильного рудного тела на ином участке жилы Ю-33-3с с характерной гнездоватостью рудного тела.

Далее по изогипсам почвы жил палеточным методом определялся угол падения рудных тел в каждом подсчётом блоке.

Суть данного метода состоит в следующем:

В пространстве модели в AutoCAD 3D строится чертеж из параллельных линий, образующих квадратные ячейки с одинаковыми сторонами. Размер чертежа должен подбираться таким образом, что при наложении на рудное тело, чертеж палетки полностью покрывал его при любой ориентировки относительно жильного рудного тела. Следом чертеж палетки накладывается на чертеж рудного тела путем сопоставления центральных точек каждого чертежа. Ориентирование палетки должно соответствовать геометрической форме объекта. Далее рассчитывается угол падения рудного тела относительно плоскости (которой может являться висячий бок выемочной камеры или кровля эксплуатационного блока).

Для уточнения анизотропии морфологии рудных тел и содержания полезного компонента в руде, в границах выемочных камер, контроля полноты отработки запасов, получения исходных данных для проектного и оперативного планирования, снижения потерь и разубоживания, при отработке экспериментального добычного участка в 2022 году были приняты предложенные выше мероприятия по изменению подхода по организации процесса геологоразведочных работ.

В связи с отработкой основных запасов сплошных руд в центральных частях месторождений, что привело к увеличению доли маломощных рудных тел, и учитывая весьма сложные морфологические особенности строения обрабатываемых рудных тел, применяемые системы разработки, а также негативное влияние горного давления по мере отработки рудных тел в зонах секущей трещиноватости, предусматривается следующая трехэтапная методика проведения сопроводительных разведочных работ в границах экспериментального участка отработки.

Первый этап сопроводительного разведочного бурения проводится бурением вееров подземных скважин из горно-подготовительных и горно-капитальных выработок по сети 15 x 10 м. Результаты работ используются для выбора и обоснования параметров выемочных камер и эксплуатационных

блоков, подсчета эксплуатационных запасов, проектирования и расчетов ТЭП эксплуатационных блоков, расчетов перспективного и годового планирования горных работ.

Второй этап выполняется бурением горизонтальных шпуров и скважин глубиной до 15 - 40 м из эксплуатационно-разведочного штрека, пройденного на рабочем слое в границах блока по простиранию наиболее выдержанного рудного тела или его части по границам зоны контактной неопределенности по сети 7 - 5 x 5 м. Результаты работ используются при составлении технологических карт текущей добычи, обоснования и расчетов нормативов потерь и разубоживания на участке ведения работ, оперативного и текущего планирования очистных работ. По результатам сопроводительных разведочных работ второго этапа отмечается выявление значительного количества маломощных и малых по простиранию рудных тел, пропущенных при проведении детальной и первого этапа эксплуатационной разведок, которые в дальнейшем включаются в эксплуатацию.

Третий этап заключается в бурении коротких (до 2 м) контурных шпуров в борта очистных камер. Результаты работ отражают полноту выемки запасов и используются при подсчетах потерь и разубоживания, погашении и списании отработанных запасов.

Результаты определения параметров рудных тел, полученные при реализации запланированного объема геологоразведочных работ на экспериментальном добычном участке, приведены в таблице 5.

Оконтурив рудные тела, определим физико-механические свойства массива горных пород для расчета параметров выемочных камер, тем самым сведя вторичное разубоживание к минимальным значениям.

Таблица 5 – Определенные параметры рудных тел по предложенным параметрам сети сопроводительной разведки

Рудное тело	Среднее значение общей мощности жилы, м	Среднее значение суммарной мощности, м	Характеристика рудного тела по мощности	Строение			Характеристика выдержанности рудного тела	Преобладающий угол падения, град.	
				Степень сложности	Породные прослои				
					Кол-во	Мощность, м min-max преобл.			Литологический состав
К4/1	0.5	0.5	весьма тонкое	простое, реже сложное	-	-	Б	невыдержанное	65
К4/2	0.49	0.49	весьма тонкое	простое	-	-	Б	относительно выдержанное	65
К4/1с	0.45	0.45	весьма тонкое	простое, реже сложное	-	-	ПГ	невыдержанное	65
ЮВ-3-13	1.65	1.65	средней мощности	сложное	-	-	Б	невыдержанное	60
ЮЮ-3-8	0.88	0.69	тонкое	простое, реже сложное	0-4	0.07	ПГ, Б	невыдержанное	45-60
К2	3.12	1.42	средней мощности	простое, реже сложное	0-4	0.19	ПГ, Д	невыдержанное	20-85
К1	1.18	0.13	весьма тонкое	простое, реже сложное	0-3	0.1	Б	относительно выдержанное	60-70
Ю-В-4-13	4.61	2.58	мощное	сложное	3-7	<u>0.09-0.45</u> _0.16	Б, Д	невыдержанное	55-85
Ю-В-1-13	0.74	0.44	тонкое	простое	-	-	-	относительно выдержанное	58
Ю-В-2-13	3.46	3.13	мощное	сложное	3-6	0.02-0.65	Б	невыдержанное	18-75
Ю-ВВ-4-13-1	1.51	1.04	средней мощности	простое, реже сложное	0-3	<u>0.05-0.28</u> _0.16	ПГ	невыдержанное	10-65
К4/2	0.24	0.19	весьма тонкое	простое, реже сложное	0-2	0.1	Б	невыдержанное	7-55
Ю-ВВ-4-13-2	3.84	3.22	мощное	сложное	4-8	<u>0.04-0.67</u> _0.27	ПГ, Б	невыдержанное	8-55
Ю-3-13с	0.97	0.27	весьма тонкое	простое, реже сложное	0-3	0.1	ПГ, Д	относительно выдержанное	5-85
К5	1.48	0.24	весьма тонкое	простое, реже сложное	0-4	<u>0.07-0.14</u> _0.09	Д	невыдержанное	5-75

Продолжение Таблицы 5 - Определенные параметры рудных тел по предложенным параметрам сети сопроводительной разведки

Ю-В-1-13	3.7	1.85	Мощное	сложное	1-7	$\frac{0.05-1.02}{0.48}$	ПГ	невыдержанное	5-75
Ю-3-2-8	0.93	0.87	тонкое	простое, реже сложное	0-3	$\frac{0.05-0.82}{0.23}$	ПГ	относительно выдержанное	5-75
К4/1с	0.3	0.3	весьма тонкое	сложное	-	-	-	невыдержанное	50
К4/2	0.95	0.15	весьма тонкое	простое, реже сложное	0-2	$\frac{0.15-0.02}{0.35}$	Б	невыдержанное	3-50
К2	2.07	0.24	весьма тонкое	простое, реже сложное	0-2	$\frac{0.05-0.24}{0.21}$	ПГ	относительно выдержанное	5-60
Ю-ВВ-4-13-1	1.97	0.34	тонкое	простое, реже сложное	0-1	0.34	ПГ, Б	невыдержанное	5-60
Ю-ВВ-4-13-	3.7	0.16	весьма тонкое	сложное	0-6	$\frac{0.05-0.67}{0.18}$	ПГ	невыдержанное	5-55
Ю-ВВ-4-13-	2.9	0,19	весьма тонкое	сложное	0-5	$\frac{0.05-0.58}{0.13}$	Б	невыдержанное	5-60
Ю-3-2-8	2.21	1.16	весьма тонкое	простое, реже сложное	0-3	0.05	Д	относительно выдержанное	5-55
Ю-В-1-13	0.64	0.18	весьма тонкое	простое	-	-	-	невыдержанное	5-75
Ю-3-2-8	0.62	0.13	весьма тонкое	простое, реже сложное	0-4	0.18	ПГ, Д	относительно выдержанное	5-75
Ю-3-2-8	0.94	0.14	весьма тонкое	простое, реже сложное	0-2	0.04	ПГ	невыдержанное	5-80
К4/1с	0.35	0.35	тонкое	сложное	-	-	-	невыдержанное	25-35
К4/1	0.88	0.21	весьма тонкое	сложное	-	-	-	невыдержанное	28-40
К4/1с	0.27	0.17	весьма тонкое	сложное	-	-	-	невыдержанное	25
Ю-В-11/2	0.68	0.18	весьма тонкое	сложное	-	-	-	невыдержанное	25
Е1с	0.68	0.24	весьма тонкое	сложное	0-1	0.06	Б	невыдержанное	30-55
Ю-3-2-8	2.58	1.76	мощное	сложное	0-2	$\frac{0.08-0.15}{0.11}$	Д	невыдержанное	10-70
Ю-3-2-8	1.39	0.89	средней мощности	сложное	-	-	Б, П	невыдержанное	10-50

ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ

- На основании анализа ошибки геометризации рудного тела и рассчитанного горного риска для различных конфигураций разведочных сетей, определен рациональный подход по организациям сетей скважин сопроводительной разведки при разработке маломощных сложноструктурных жильных месторождений, позволяющий добиться достоверного определения характера и параметров зоны контактной неопределенности, **что подтверждает первое научное положение;**
- Доказана связь количественно-качественных показателей отработки выемочной камеры с характером зоны контактной неопределенности и положением границы выемочной камеры относительно нее. Определен рациональный коэффициент отношения площадей потерь и разубоживания, формирующихся на границе зоны контактной неопределенности в зависимости от положения контура выемочной камеры, **что доказывает третье научное положение;**

ГЛАВА 3. ВЛИЯНИЕ МОРФОЛОГИИ МАЛОМОЩНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ НА ПАРАМЕТРЫ И ПОЛОЖЕНИЕ ВЫЕМОЧНОЙ КАМЕРЫ В МАССИВЕ И КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ИЗВЛЕКАЕМОГО ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

3.1 Анализ плановых и фактических показателей отработки маломощных жильных месторождений

Разубоживание руды представляет собой включение пустой породы и бедных руд в кондиционный рудный поток, тем самым снижая содержание полезного ископаемого и снижая качество итогового сырья. К потерям относятся та руда, которая была оставлена в горном массиве вследствие не обнаружения или ошибочной классификации руды как породы.

Для маломощных жильных рудных тел характерными особенностями является сложное морфологическое строение, осложненность пережимами, выкливанием и раздувами, которые приводят к высоким показателям потерь и разубоживания. Очевидно, что показатели потерь и разубоживания также зависит от системы разработки, физико-механических свойств горных пород, прочностных свойств массива, структурных особенностей массива, мощности рудных тел, углах его падения и напряженно-деформированного состояния массива, а также горнотехнических факторов (таких как действие взрыва и метод крепления очистного пространства, которые не рассматриваются в рамках данной работы) [35, 64, 72, 91]. Проблема высокого разубоживания и сверхнормативных потерь является характерной для большинства предприятий, разрабатывающих такие месторождения (таблица б).

В качестве иллюстрации приведен фактический профиль выемочной камеры протяженностью 100 метров (протяженность по факту отработки – 79,41 метров). Как видно на рисунках 30 и 31, при усредненной мощности 1,73 метра по основному стволу жилы и установленной зоны распространения промышленного оруденения на границах зоны контактной неопределенности,

фактическая выемочная мощность составила в среднем 2,3 метра, тем самым формируя разубоживание порядка 69%.

Таблица 6 – Показатели разубоживания на предприятиях, разрабатывающих месторождения с маломощными рудными телами

Наименование рудника	Минерал	Средняя мощность рудного тела, м	Средние показатели разубоживания, %
Olympic Dam mine	Золото, медь, уран	1,63	61
Weipa mine	Бокситы	0,94	72
Golden Grove mine	Золото	1,72	59
Marvel Loch Gold Mine	Золото	2,41	47
Купол	Золото	1,39	68

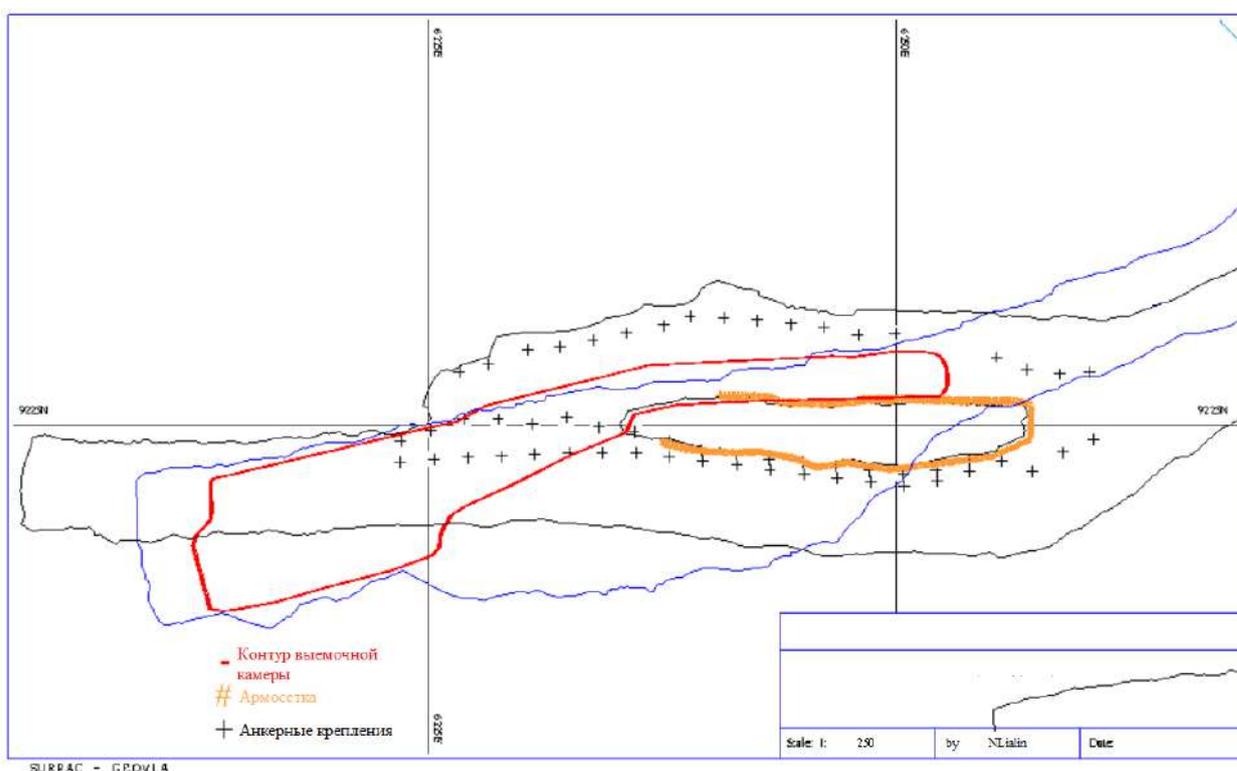


Рисунок 30 – Положение рудных тел относительно забоя в пределах выемочной камеры (в плане)

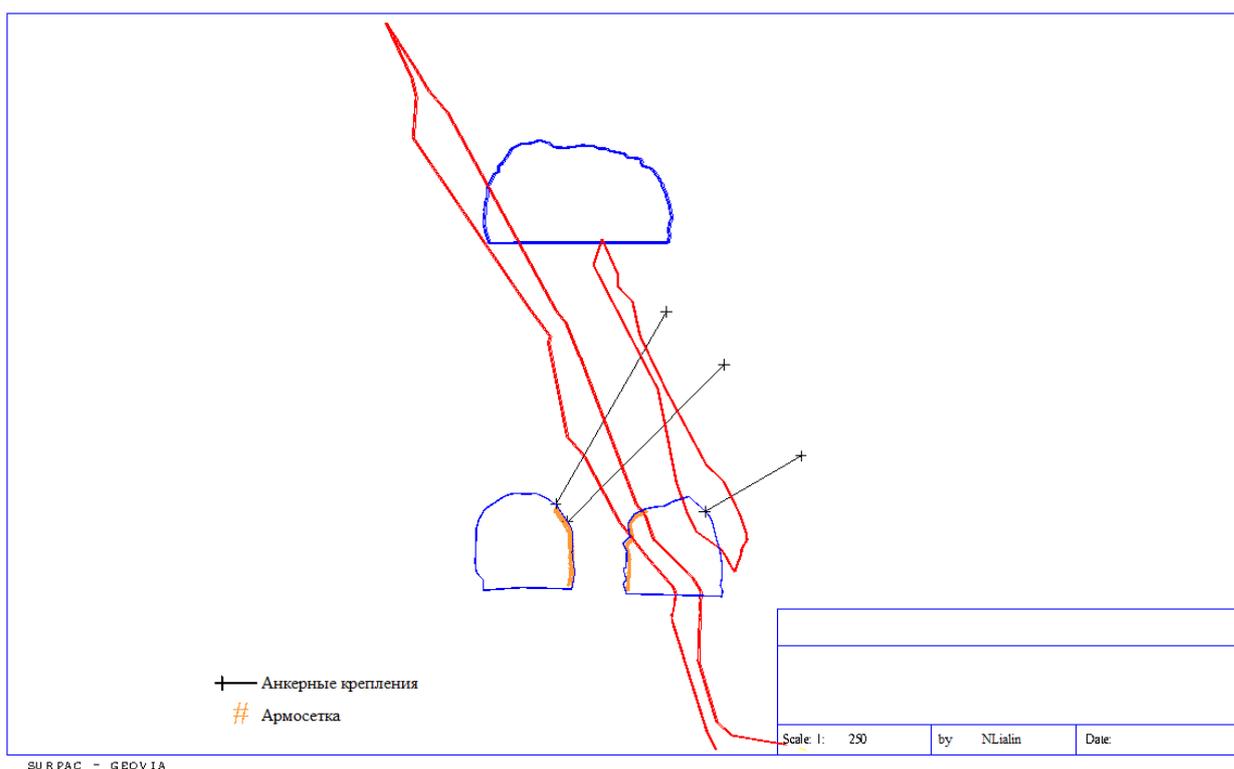


Рисунок 31 – Выемочная камера (в разрезе)

Для заверения факта превышения плановых потерь, по данным маркшейдерской съемки и расчетных показателей отработки выемочных камер, сформирована гистограмма (рис. 32), отражающая плановые и фактические показатели по ряду выемочных камер, расположенных на вышележащем +360 горизонте [43].

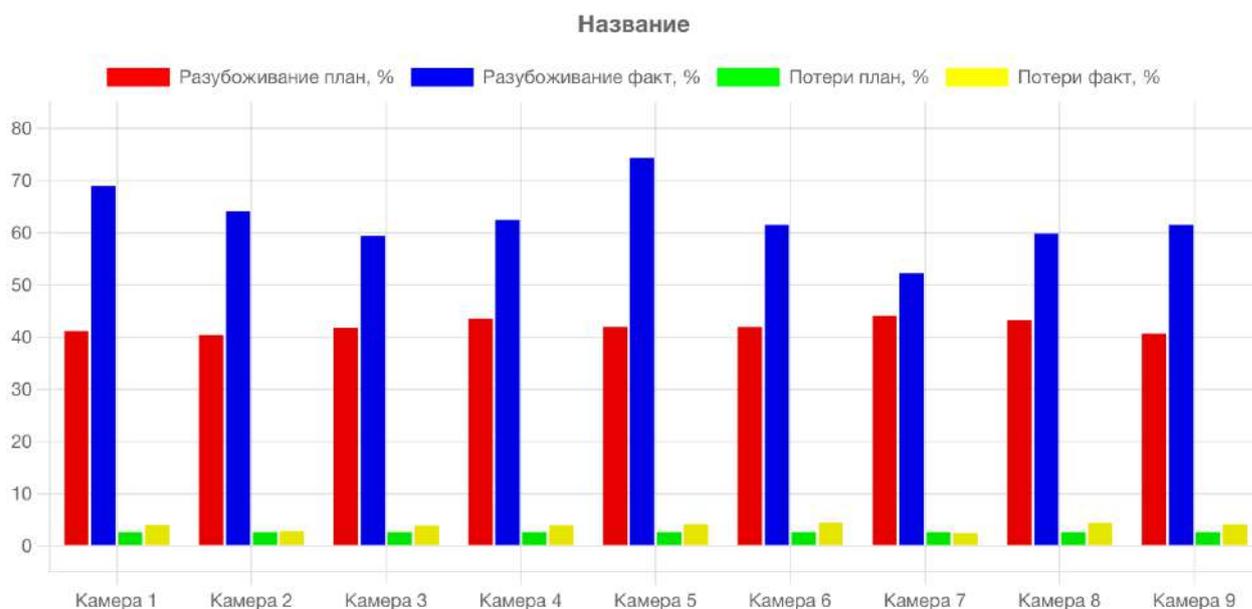


Рисунок 32 – Сравнительный график плановых и фактических показателей отработки выемочных камер

Из данного графика видно, что фактические показатели потерь и разубоживания практически всегда превышают плановые, что оказывает существенное влияние на производительность горных работ и качественные показатели рудной массы, поступающую на переработку.

Дополнительно проведенное визуальное обследование отработанных выемочных камер выявило значительные участки вывалов и отслаивания вмещающих пород всяческого бока и с бортов, тем самым формируя вторичное разубоживание. Площадь и мощность обнаруженных вывалов и отслаиваний не взаимосвязаны (коэффициент корреляции составил 0,35), а сами вывалы зависят от прочностных свойств массива и приурочены к зонам разломам и системам трещин (рисунок 33, 34). Характерной особенностью вывалов является их преимущественная локализация на кровле выемочных камер [59, 63].

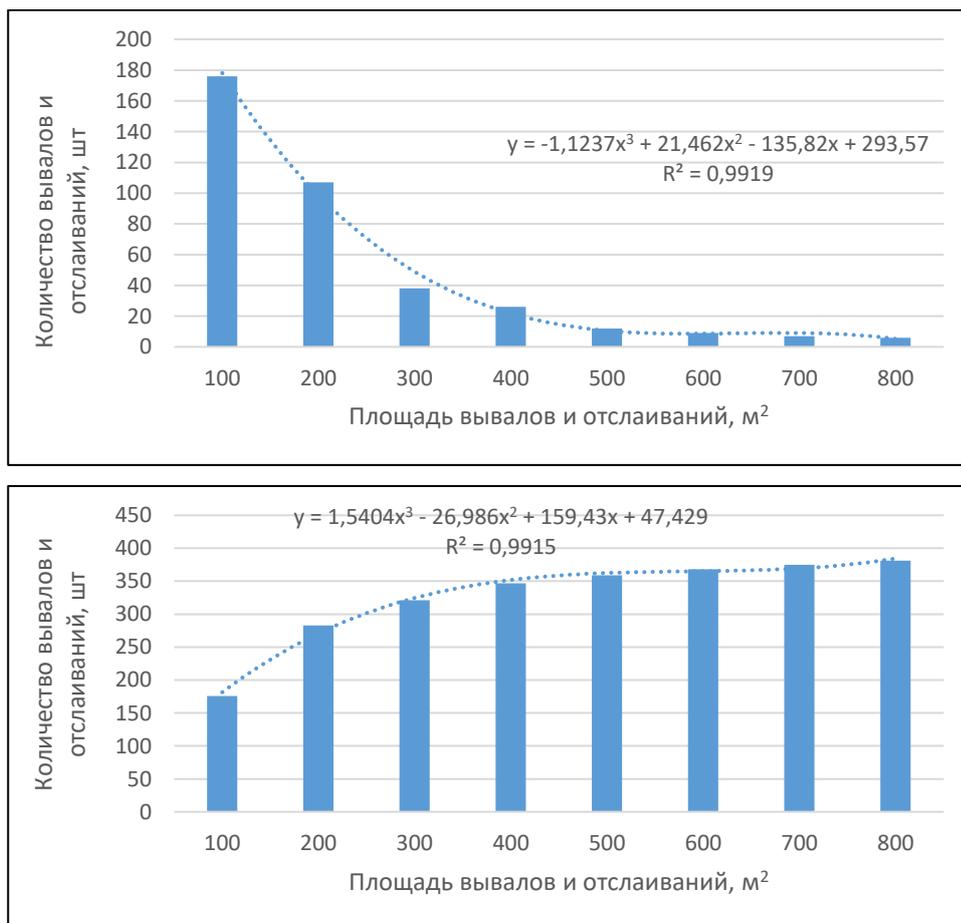


Рисунок 33 – Распределение количества вывалов и отслаиваний в зависимости от их площади (а); кумулятивная кривая (б)

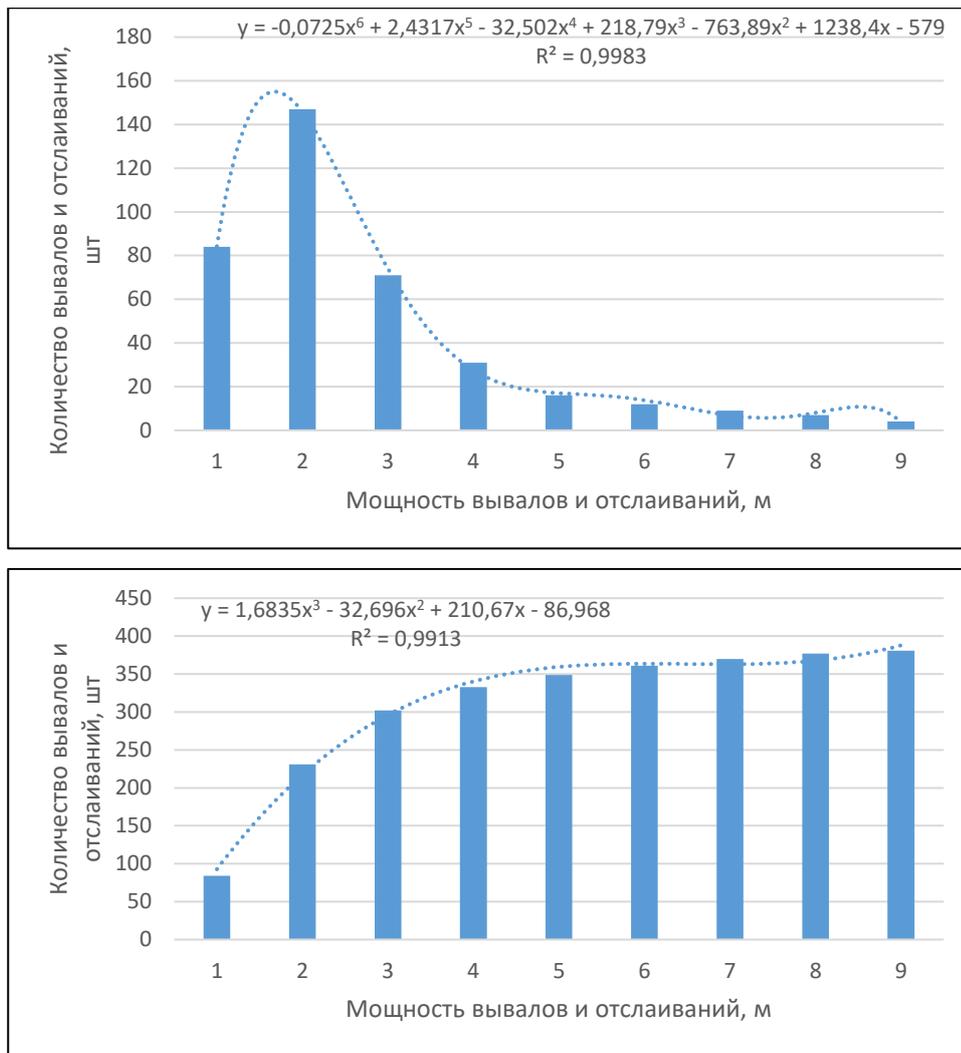


Рисунок 34 – Количество вывалов и отслаиваний в зависимости от их площади (а);
кумулятивная кривая (б)

Согласно проведенным натурным исследованиям и анализа предыдущих исследований ученых по данной проблеме, сформированы основные причины формирования потерь и разубоживания.

Согласно проведенного исследования, потери формируются из:

- Зон не отбитой руды на границах выемочной камеры и удаленных от границ камеры минерализованных участков;
- Не отбитой руды на участках зон контактной неопределенности при сложном характере контактов;
- Отбитой руды, оставляемой на почве выемочной камеры и участках выпуска, формирующую предохранительную подушку с целью

безопасного производства горных работ и защиты от горных ударов при высоком напряженно-деформированном состоянии (НДС) массива;

- Ошибочной классификации руды как вмещающей породы вследствие сложного морфологического строения рудного тела и недостатка геологоразведочной информации.

Аналогично потерям, разубоживание формируется за счет следующих факторов:

- Из-за участков с породными прослойками между рудных тел;
- Прирезки пустой породы на участках зон контактной неопределенности при сложном – «извилистом» (синусоидальном) – характере контактов «руда-порода»;

- Вывала и отслоения вмещающей породы в контур выемочной камеры преимущественно с кровли выработанного пространства;

- Формирование вывалов зависит преимущественно от состава слагающих горный массив пород, проявлением горного давления и природной трещиноватости массива [67].

Следует отметить, что предложенный подход по организации сетей сопроводительной разведки повысил достоверность определения морфологии и мощности рудных тел, количество и мощность выявляемых породных прослоек между ними, на основании чего вносятся корректировки в положение выемочной камеры в массиве и ее параметры.

3.2 Определение физико-механических свойств пород на основании лабораторных испытаний

Главным параметром при камерных системах разработки является ширина и высота выемочной камеры в массиве [2, 6]. Эти параметры в первую очередь зависят от физико-механических свойств массива и природной трещиноватости и напрямую влияют на проявление горного давления, устойчивость кровли и боковых стенок камеры, а также на рациональные и максимально достижимые параметры выемочных камер.

Определение физико-механических свойств массива всегда начинается с лабораторного исследования образцом породы с определением их свойств и пределов прочности на разрушение, сдвиг и т.д. Исследование образцов производилось на базе аккредитованной лаборатории по исследованию строительных и горных скальных пород в Красноярске, определялись следующие физико-механические свойства в соответствии с ГОСТ 24941-81, ГОСТ 12248-2010, ГОСТ Р 59958-2021:

- Предел прочности породы при одноосном сжатии (UCS);
- Предел прочности породы при одноосном растяжении (UTS);
- Предел прочности породы при трехосном сжатии (ТХТ);
- Предел прочности породы на сдвиг
- Модуль продольной упругости (Модуль Юнга);
- Коэффициент Пуассона;
- Марка исследуемых пород по морозостойкости.

После определения всех вышеуказанных свойств составлялись паспорта прочности горных пород.

В соответствии с отечественными и международными стандартами, перед передачей образцов пород они герметизировались и вакуумировались для предотвращения их окисления, размокания и иного негативного воздействия внешней среды и факторов. Подготовка образцов горных пород для проведения испытаний осуществлялась в соответствии с ГОСТ 21153.3-85. Плотность определялась в соответствии с ГОСТ 5180-84. Подготовка образцов для определения физико-механических свойств породы осуществлялась на оборудовании:

1. Камнерезный станок Dr. Schulze BS 1000;
2. Ленточный шлифовальный станок мокрого типа Chennai Metco Bainline Twin Wet;

Определение предела прочности пород при одноосном сжатии проводилось в соответствии с ГОСТ 28985-91 на гидравлической испытательной машине ПГС-Г.

При определении прочностных свойств массива были проведены испытания на:

Предел прочности при одноосном сжатии образца при естественной влажности:

$$\sigma_{max} = \frac{N}{A}, \quad (37)$$

где N – прилагаемая к образцу сила сжатия, Н;

A – площадь поверхности воздействия на образец, мм².

Относительная продольная деформация образца:

$$\varepsilon_{LD} = \frac{\Delta L}{L_0} * 100, \quad (38)$$

где ΔL – абсолютное удлинение образца, мм;

L_0 – начальная длина образца, мм.

Относительная поперечная деформация образца:

$$\varepsilon_{TD} = \frac{\Delta h}{h_0} * 100, \quad (39)$$

где Δh – абсолютная поперечная деформация, мм;

h_0 – начальная диаметр измеряемого образца, мм.

Модуль продольной упругости и коэффициент Пуассона определялись согласно ГОСТ 28985-91.

Определение предела прочности при одноосном растяжении производилось посредством разрушения образцов с помощью стальных обойм лабораторной установки с измерением разрушающей силы в момент разрушения образца. Выбор данного метода в противовес широко распространенному бразильскому методу, являющемуся косвенным, в первую очередь основан на высокую достоверность прямых методов измерения [61, 62, 63].

$$\sigma_p^{np} = \frac{P}{S} * 10, \quad (40)$$

где P – разрушающая сила, кН;

S – площадь поперечного сечения испытанного образца, см².

Обработка результатов испытаний партии образцов также включает в себя определение средневзвешенного предела прочности по партии (т.к. все образцы были взяты с участка первоочередной отработки экспериментального участка, целесообразно установить предел прочности массива на участке поблочно) (41), а также среднеквадратическую ошибку измерений Δ (42) и коэффициент вариации V (43).

$$\bar{\sigma}_p^{np} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \sigma_{pi}^{np}, \quad (41)$$

где n – количество испытаний образцов, шт.;

$$\Delta = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (\sigma_p^{np} - \sigma_{pi}^{np})^2}, \quad (42)$$

$$V = -\frac{\Delta}{\bar{\sigma}_p^{np}} * 100\%. \quad (43)$$

Значения коэффициента Пуассона и модуля упругости, полученные при лабораторных испытаниях, отображены на рис. 35.

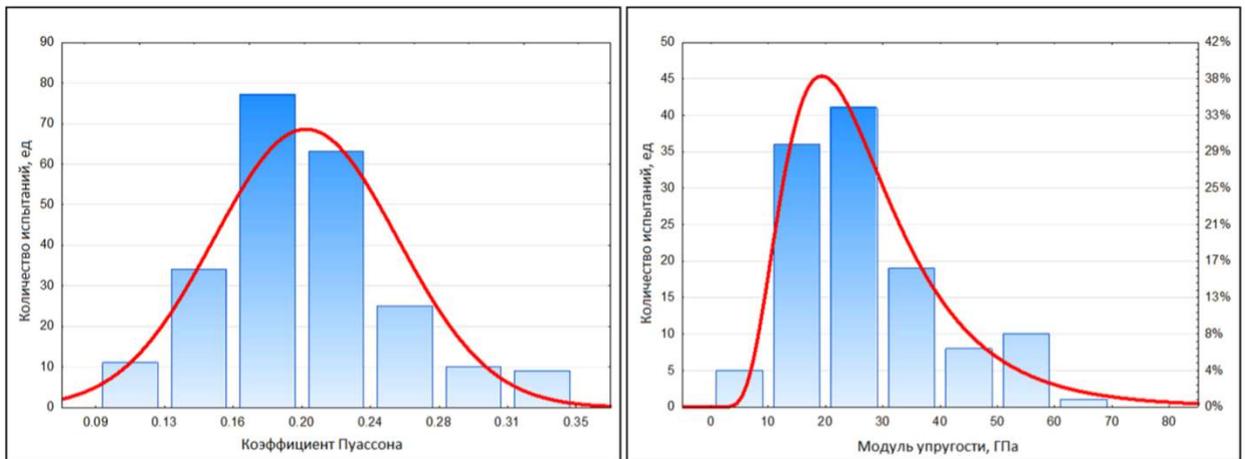


Рисунок 35 – Результаты определения коэффициента Пуассона и м модуля упругости породных проб

3.3 Определение физико-механических свойств пород в составе горного массива

Так как прочностные свойства пород в массиве будут значительно отличаться от результатов лабораторных испытаний ввиду давления толщ вышележащих пород и влияния очистных работ, для определения прочностных свойств массива принято применять критерий прочности Хука-Брауна [37, 71, 72, 74, 75, 78]:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \bar{\sigma}_p^{np} \left(\frac{m_b + \sigma_3'}{\bar{\sigma}_p^{np}} + S \right)^a, \quad (44)$$

где σ_1' – максимальное главное нормальное напряжение, МПа;

σ_3' – минимальное главное нормальное напряжение, МПа;

$\bar{\sigma}_p^{np}$ – средневзвешенная прочность пород на одноосное сжатие, МПа;

m_b , s и a – обобщенные эмпирические постоянные.

$$m_b = m_i \exp \left(GSI - \frac{100}{28} - 14D \right), \quad (45)$$

$$s = \exp \left(GSI - \frac{100}{9} - 3D \right), \quad (46)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}} \right), \quad (47)$$

где GSI – Geological Strength Index – индекс геологической прочности, критерий, позволяющий численно выразить устойчивость и прочность массива в зависимости от слагающих пород и геологических нарушений [73, 77, 79].;

D – критерий нарушенности массива вследствие влияния взрывных пород (для ненарушенного массива $D=0$);

m_i – константа ненарушенного массива.

Первоначальная диаграмма индекса геологической прочности (GSI) была разработана на основе предположения, что наблюдения и описание скального массива будут производиться непрерывно участковыми геологами, находящимися непосредственно в зоне ведения работ. Со временем, по мере

роста важности снижения потерь и разубоживания, и доказательстве однозначного влияния GSI на эти показатели, были предложены более современные методы, позволяющие на этапе планирования горных работ определить GSI массива на конкретном участке рудника или шахты, оперируя данными кернового бурения ближайших скважин. Одним из таких методов является расчет GSI на основании формулы, разработанной Hoek E., Carter T. G., Diederichs M. S. в 2013 году [73].:

$$GSI = \frac{52 \frac{J_r}{J_a}}{\left(1 + \frac{J_r}{J_a}\right)} + \frac{RQD}{2}, \quad (48)$$

где RQD – Rock Quality Designation – индекс качества породы, разработанный Deeg D. U. в 1963 году и получивший широкое распространение в научной среде [66]. RQD определяется отношением совокупной длины цельных участков керна более 10 см каждый, ограниченных естественными трещинами, к общей длине керна [66]:

$$RQD = \frac{\sum_1^i L_{\geq 100 \text{ mm}}}{L_{\text{керна}}} * 100\%. \quad (49)$$

По индексу RQD можно разделить породы на 5 основных групп: $RQD < 25\%$ – крайне непрочная порода (крайне низкое качество, крайне низкий выход ненарушенного керна); $RQD = 25 - 50\%$ – непрочная порода (низкое качество, низкий выход керна); $RQD = 51 - 75\%$ – средняя по прочности порода (среднее качество, средний выход керна); $RQD = 76 - 90\%$ – прочная порода (высокое качество, высокий выход керна); $RQD = 91 - 100\%$ – крайне прочная порода (крайне высокое качество, керна выходит практически без нарушений) [66].

J_r – параметр структуры поверхности трещин в массиве (гладкая, шероховатая и т.д.) и определяется по табл. 7. Структура поверхности трещин определяется на этапе описания керна.

В конкретном случае, преобладающим заполнителем является кварц, прочный минерал, повышающий сцепление стенок трещины и

препятствующий ее эрозивному расширению. Структура поверхности трещин вне зон дробления и тектонических нарушений – преимущественно гладкая.

Зоны разломов и дробления имеют 1533 задокументированных интервала общей длиной 4361 метр, что составляет почти 18% от длин всех задокументированных скважин. Интервалы имеют длины от 40 см до 3,4 метров. Породы, слагающие массив в таких зонах, имеют очень низкие параметры RQD и рейтинговые показатели, например, GSI=37. Пример керна из зоны разломов приведен на рис. 36.



Рисунок 36 – Образцы керна пород в зоне дробления

Таблица 7 – Структура поверхности трещин керна [90, 96]

J_r	Вид трещины			
	Плоская	Ступенчатая	Ветвистая	Прерывистая
Зеркальная	0,5	1	1,5	2
Гладкая	1	1,5	2	3
Шероховатая	1,5	2	3	4
Выкрашивающаяся	1	1	1	1,5

J_a – параметр сцепления стенок трещины. Этот параметр определяет состав заполнителя трещин и сцепление ее стенок за счет силы трения и определяется по алгоритму, представленному на рис. 37.

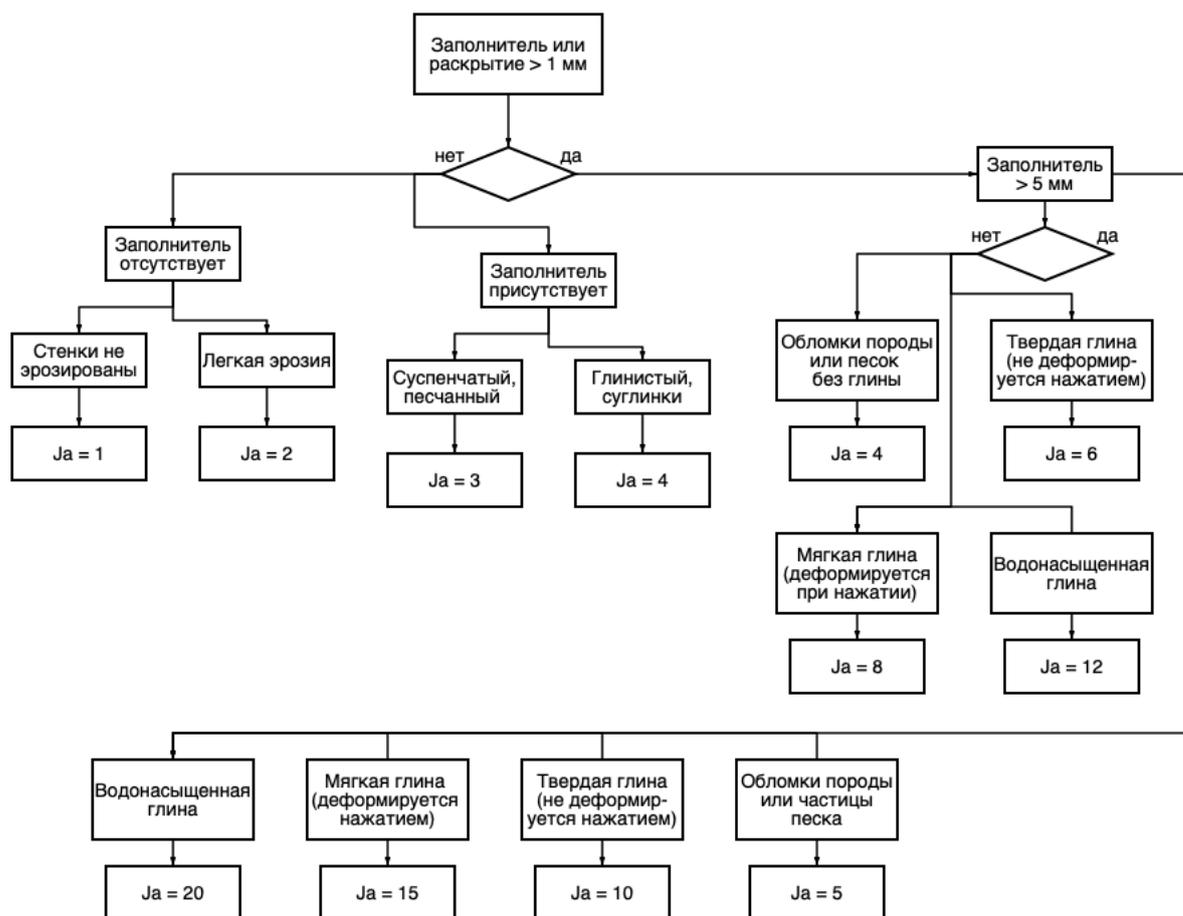


Рисунок 37 – Блок-схема для определения параметра J_a

Параметр J_w характеризует обводненность массива и рассчитывается исходя из фактически установленного водопритока в выработки. Т.к. на исследуемом участке практически отсутствуют водопритоки, параметр J_w принимается равным 1 (сухая или практически сухая выработка).

Следует отметить, что параметр GSI характеризует только нарушенность массива без учета прочности свойств пород. Прочность пород учитывается в критерии разрушения при определении прочностных свойств массива. Так как основной причиной снижения прочностных свойств массива в конкретном случае является наличие развитых систем трещиноватости и разломов, целесообразно определить показатель частоты трещин на метр – FF, разработанный S. D. Priest & J. A. Hudson в 1976 г [92].

Если рассматривать корреляцию между показателем качества пород RQD и FF, следует отметить, что ярко выраженная корреляция наблюдается

при высоких значениях RQD ($> 80\%$) в четырех проанализированных скважинах, при этом корреляция становится менее очевидной при увеличении степени трещиноватости. Данная корреляция показывает, что в целом при увеличении значения FF показатель RQD должен снижаться. Так, если $FF = 40$ трещин/м, практически невозможно получить значение RQD, равное 100% . Приведенные выше выводы основаны на эмпирических наблюдениях по результатам кернового бурения и указывают на то, что зависимость между показателями RQD и FF для конкретного случая выражается по формуле:

$$RQD = 100 * e^{-0,1*FF} * (0,1 * FF + 1). \quad (50)$$

Если принять, что показатель RQD для заданного значения FF варьируется в пределах от 60% до 130% теоретической величины, тогда можно выделить два предела достоверности, которые следует использовать для определения и оценки показателя RQD в зависимости от развитости трещин FF (экспериментально доказано, что можно предложить и иные значения пределов, допустим 80% и 120% , выявленная закономерность не меняется). Значения, отклоняющиеся от области достоверности более чем на 10% , следует рассматривать как сомнительные и подвергать повторной проверке. Нижний предел (_lower) достоверности рассчитывается по формуле (51), верхний (_upper) – по формуле (52):

$$RQD = 60 * e^{-0,1*FF} * (0,1 * FF + 1), \quad (51)$$

$$RQD = 130 * e^{-0,1*FF} * (0,1 * FF + 1). \quad (52)$$

Пример построения графиков в программе Veusz представлены ниже на рисунках 37, 38.

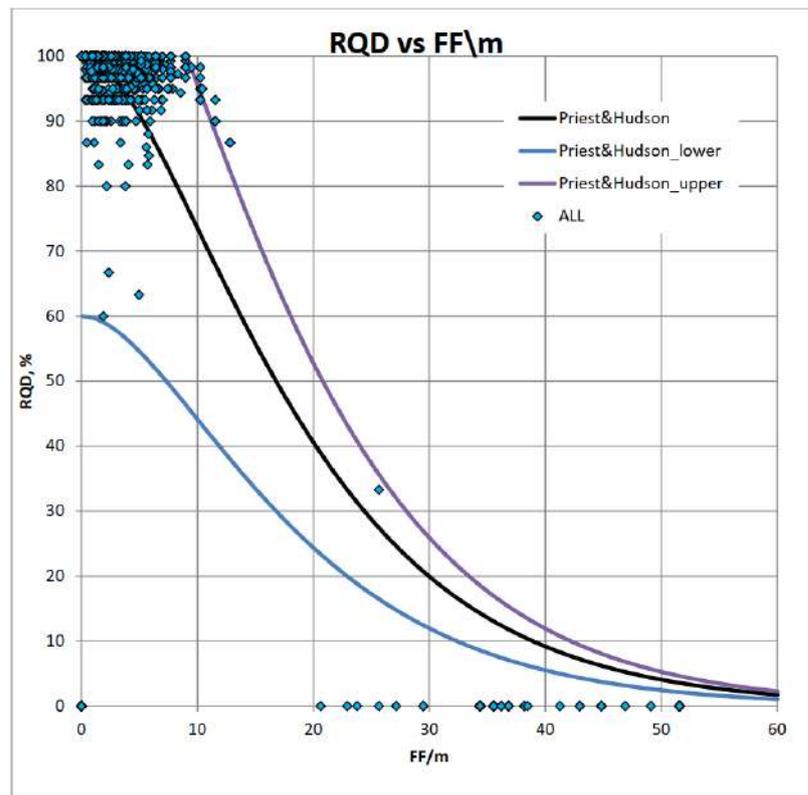


Рисунок 37 – Определение пределов достоверности значений RQD в зависимости от FF –
нарушенный массив

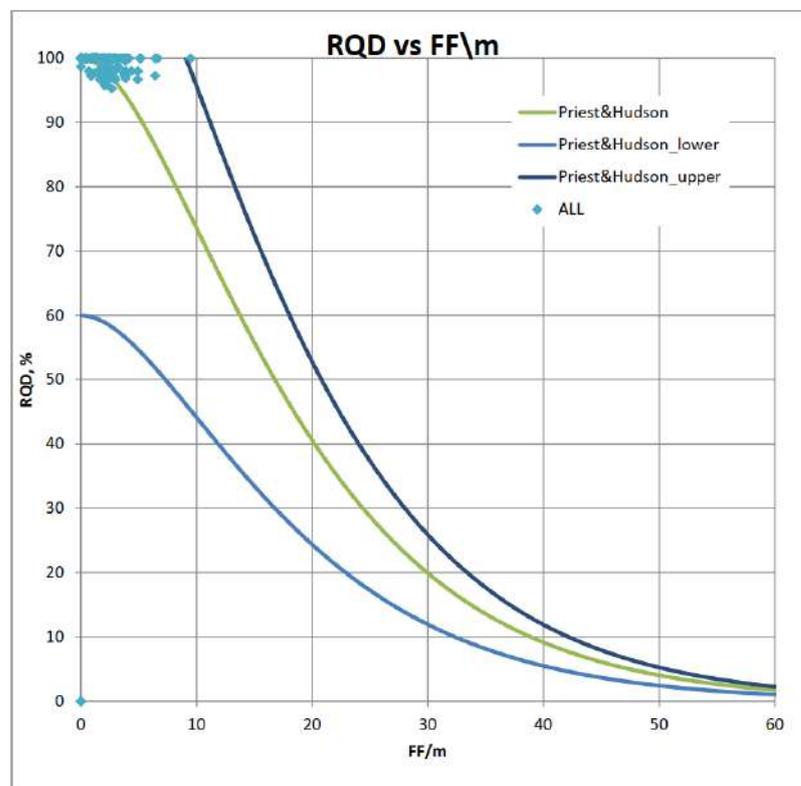


Рисунок 38 – Определение пределов достоверности значений RQD в зависимости от FF –
ненарушенный массив

Определение ориентации систем трещин в массиве производилось на базе кинематического анализа в ПО RocData 5.0. (RocScience) (рисунок 39) [60, 68]. Совокупно было достоверно определено наличие трех систем трещин с признаками развития четвертой. Две преобладающие системы крутопадающих трещин образуют зону дробления, распространяющуюся по падению свиты маломощных жильных рудных тел на северо-западном направлении. Третья система трещин обособлено локализована на западе, тем не менее, ее пересечения с двумя северо-западными системами формируют зону разломов с высокими показателями нарушенности массива ($RQD < 25\%$, $GSI < 37$) с образованием клиновидных деформаций.

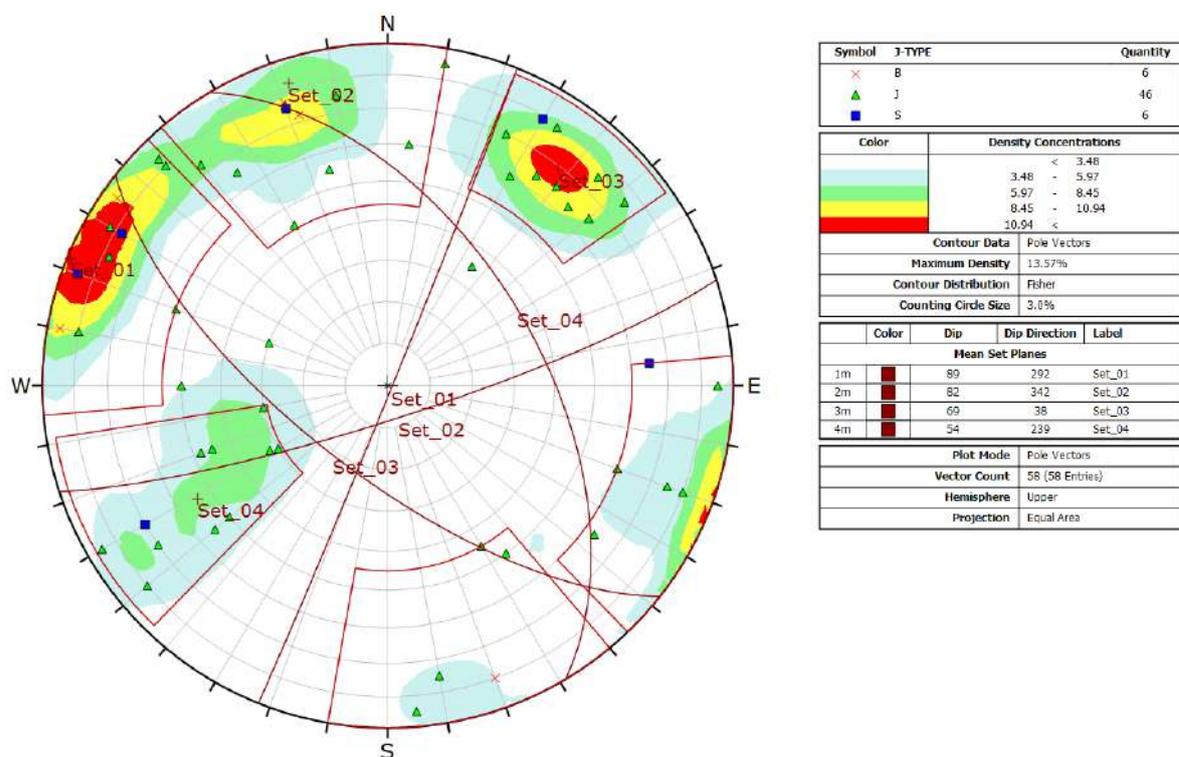


Рисунок 39– Проекция и параметры трещин, построенные по данным кинематического анализа в RocData 5.0. (RocScience)

Согласно проведенному анализу, количество систем трещин равно 3 (слабовыраженная четвертая систему не принимается в расчет ввиду ее локализации в зоне влияния двух главных систем трещин и общей слабой

выраженности). Определение критерия J_n производится на основании табличных значений, приведенных в таблице 8.

Таблица 8 – Определение показателя систем трещин J_n [90]

Параметры систем трещин	Значение J_n
Ненарушенный коренной массив	0,5
Редкие, несистемные трещины	1
Единичная система трещин в границах участка	2
Единичная система + редкие, несистемные трещины	3
Две системы трещин в границах участка	4
Две системы + редкие, несистемные трещины	6
Три системы трещин в границах участках	9
Три системы + редкие, несистемные трещины	12
Четыре и более систем трещин	15
Сильно нарушенный, раздробленный массив	20

3.4 Корреляция рейтинговых и качественных показателей слагающих массив горных пород

После расчета рейтинговых показателей был проведен анализ совокупности полученных результатов, составление различных графиков, диаграмм, гистограмм и зависимостей, а также выделение различных групп со схожими геомеханическими характеристиками. Также были построены гистограммы распределения всех показателей по группам пород (рисунок 40, 41, 42). Все рейтинговые показатели имеют закон распределения близкий к нормальному, кроме рейтинга GSI, который распределяется по логнормальному закону. Также установлено, что параметры RQD и FF имеют экспоненциальный закон распределения.

По результатам исследований массива установлено, что прочность пород в массиве снижается, по отношению к результатам лабораторных испытаний, на 64~73% для монолитных базальтов вне зон дробления; на 71~83% для долеритов и диоритов; на 90% для плагиогранитов. Прочность пород в границах зон дробления, сформированных секущими крутопадающими трещинами и дизъюнктивными нарушениями, уменьшается в среднем на 95% относительно результатов лабораторных испытаний.

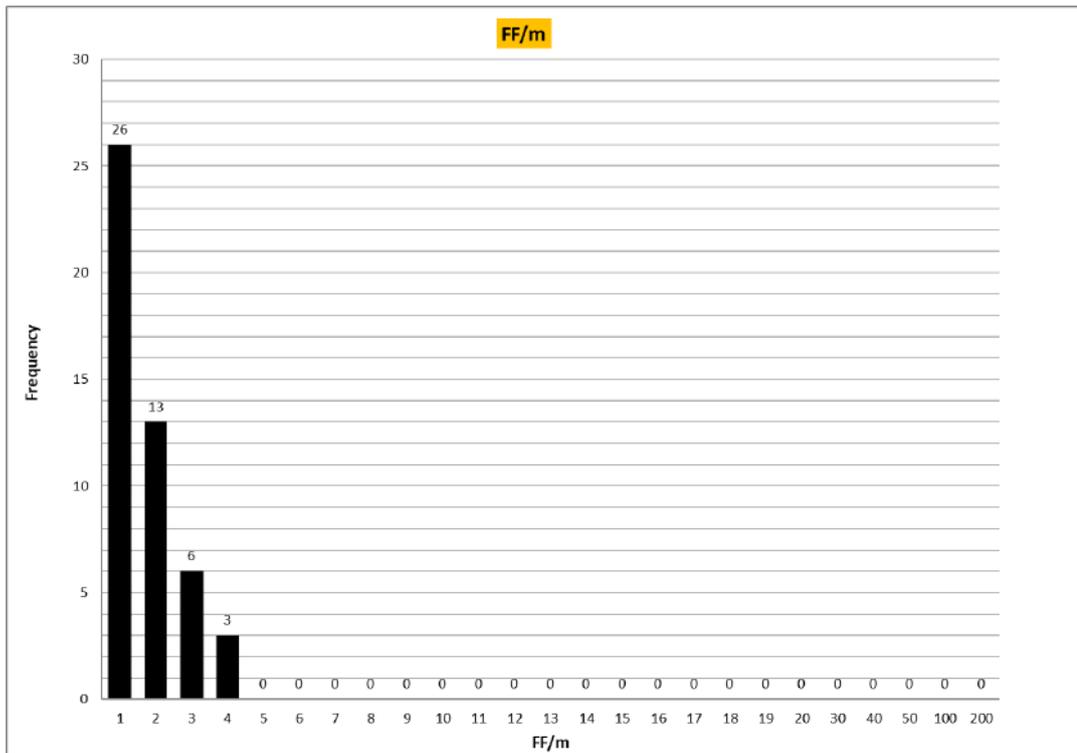


Рисунок 40 – гистограмма распределения параметра FF (количество трещин на метр) по домену (породам) типа Базальт. Среднее количество трещин на метр составляет порядка $FF=1.1$ тр/м

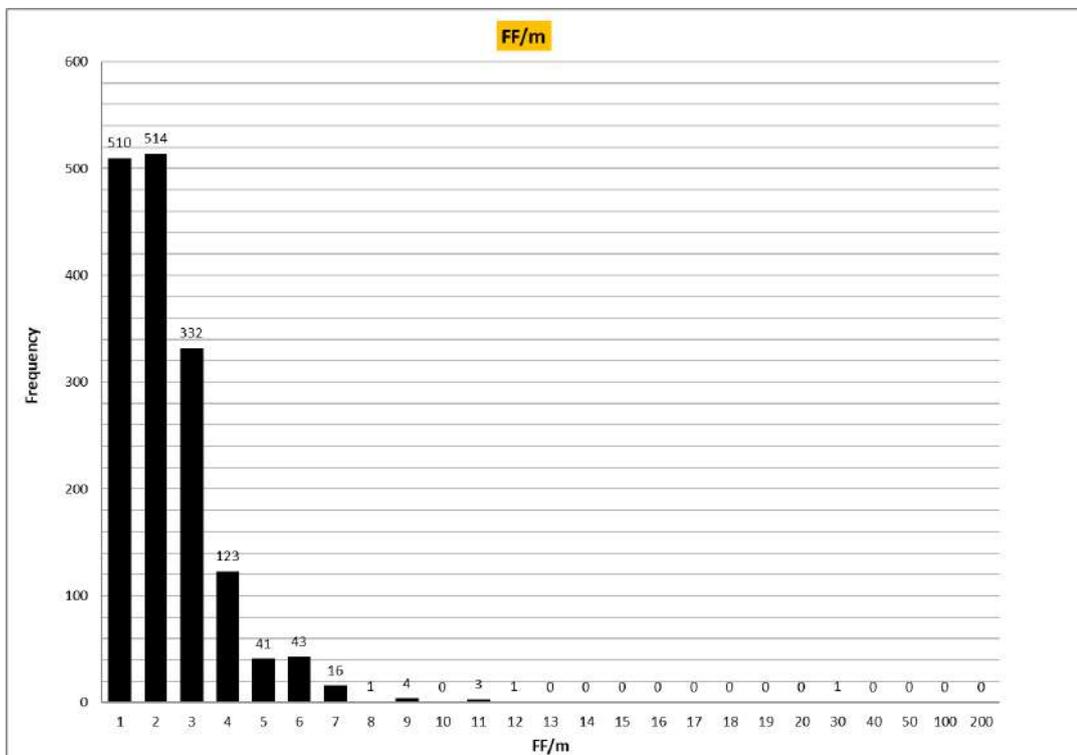


Рисунок 41 – гистограмма распределения параметра FF (количество трещин на метр) по домену (породам) типа Плаггиогранит. Среднее количество трещин на метр составляет порядка $FF=1.8$ тр/м

Прочность массива в границах эксплуатационных блоков участка первоочередной отработки экспериментального горизонта с учетом установленных нарушений, лежит в диапазоне от 15~34% от прочности образцов.

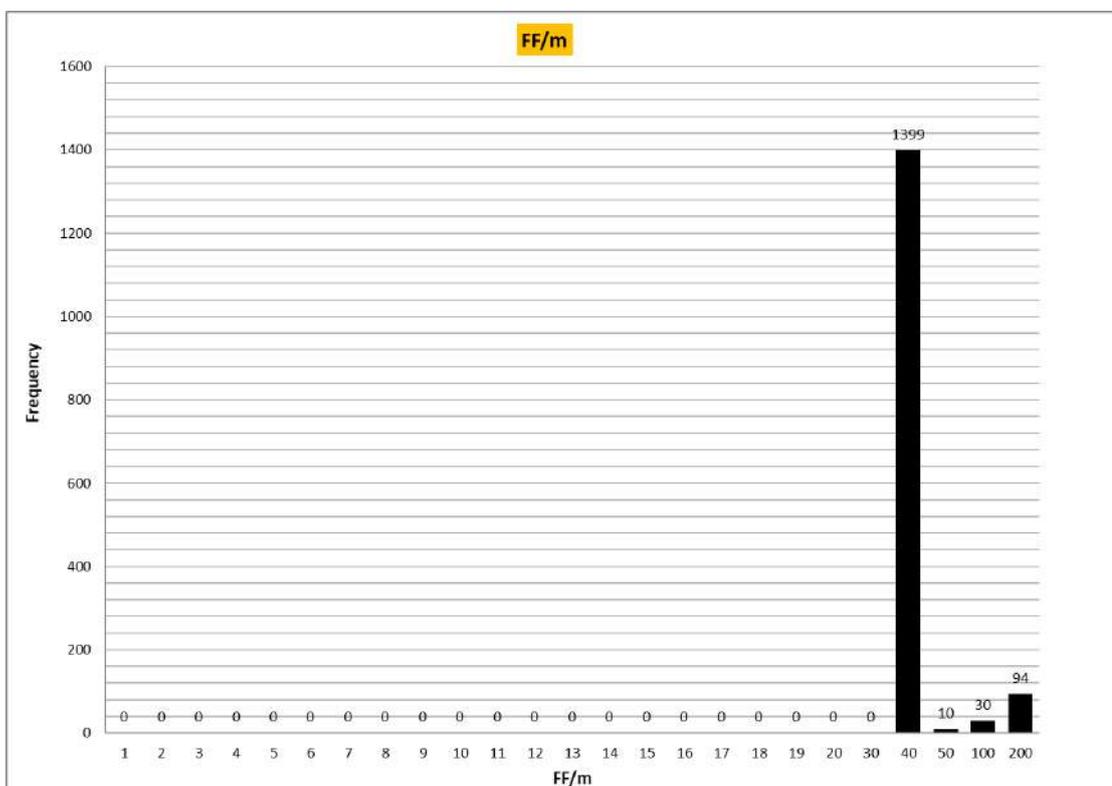


Рисунок 42 – гистограмма распределения параметра FF (количество трещин на метр) в зонах дробления и разломов

Прочность участков сцепления границ трещиноватости составляет в среднем 0,41 МПа для базальтов с кварцевым заполнителем; 0,32 МПа для долеритов и диоритов; 0,14 МПа для плагиигранитов.

По завершению всех расчетов, рейтинговые показатели были сведены в базу данных и проанализированы. Согласно анализу, коэффициент корреляции между различными показателями RMR (Rock Mass Rating, учитывающий RQD и FF) и GSI лежит в диапазоне от 0,49 до 0,86. Таким образом, можно сделать вывод, что соотношения рейтинговых показателей имеют распределения близкие к линейным, что говорит о единообразии собранных данных [83, 86]. Фрагмент таблицы представлен в таблице 9.

Таблица 9 - Определение качественных характеристик слагающих горный массив пород

№ скв	RMRL90 (RQD+Js)	RMRL90(RQD+Js) - Качество	RMRL J01	RMR - Качество	GSI с учетом RMR	GSI из RMR - Качество	RMRL90 (FF)	RMR(FF) - Качество	GSI_AV	GSI_AV-Качество
1	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
10-7-1	88	Крайне прочная	100	Крайне прочная	87	Крайне прочная	88	Крайне прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	82	Крайне прочная/Прочная	68	Прочная	67	Прочная	78	Средняя по прочности	87	Крайне прочная
10-7-1	88	Крайне прочная	100	Крайне прочная	87	Крайне прочная	88	Крайне прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	59	Средняя по прочности	57	Средняя по прочности	62	Прочная/Средняя по прочности	50	Средняя по прочности	81	Крайне прочная
10-7-1	88	Крайне прочная	100	Крайне прочная	87	Крайне прочная	88	Крайне прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	58	Средняя по прочности	54	Средняя по прочности	62	Прочная/Средняя по прочности	46	Средняя по прочности	79	Прочная
10-7-1	88	Крайне прочная	100	Крайне прочная	87	Крайне прочная	88	Крайне прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	88	Крайне прочная	100	Крайне прочная	87	Крайне прочная	88	Крайне прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	60	Средняя по прочности	55	Средняя по прочности	70	Прочная	52	Средняя по прочности	80	Прочная
10-7-1	88	Крайне прочная	100	Крайне прочная	87	Крайне прочная	88	Крайне прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	88	Крайне прочная	100	Крайне прочная	87	Крайне прочная	88	Крайне прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	88	Крайне прочная	100	Крайне прочная	87	Крайне прочная	88	Крайне прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	88	Крайне прочная	100	Крайне прочная	87	Крайне прочная	88	Крайне прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	63	Прочная/Средняя по прочности	57	Средняя по прочности	73	Прочная/Средняя по прочности	55	Средняя по прочности	88	Крайне прочная

Продолжение Таблицы 9 - Определение качественных характеристик слагающих горный массив пород

10-7-1	59	Средняя по прочности	67	Прочная	68	Прочная	51	Средняя по прочности	86	Крайне прочная
10-7-1	88	Крайне прочная	100	Крайне прочная	87	Крайне прочная	88	Крайне прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	88	Крайне прочная	100	Крайне прочная	87	Крайне прочная	88	Крайне прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	88	Крайне прочная	100	Крайне прочная	87	Крайне прочная	88	Крайне прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	88	Крайне прочная	100	Крайне прочная	87	Крайне прочная	88	Крайне прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	88	Крайне прочная	100	Крайне прочная	87	Крайне прочная	88	Крайне прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	60	Прочная/Средняя по прочности	65	Прочная/Средняя по прочности	62	Прочная/Средняя по прочности	49	Средняя по прочности	88	Крайне прочная
10-7-1	88	Крайне прочная	100	Крайне прочная	87	Крайне прочная	88	Крайне прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	84	Крайне прочная	68	Прочная	67	Прочная	82	Крайне прочная/ Прочная	85	Крайне прочная
10-7-1	88	Крайне прочная	100	Крайне прочная	87	Крайне прочная	88	Крайне прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	84	Крайне прочная/Прочная	66	Прочная	67	Прочная	82	Крайне прочная/ Прочная	85	Крайне прочная
10-7-1	85	Крайне прочная/Прочная	100	Крайне прочная	84	Крайне прочная	85	Крайне прочная/ Прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	85	Крайне прочная/Прочная	100	Крайне прочная	84	Крайне прочная	85	Крайне прочная/ Прочная	95	Крайне прочная
10-7-1	59	Средняя по прочности	63	Прочная/Средняя по прочности	70	Прочная	51	Средняя по прочности	88	Крайне прочная

3.5 Оценка напряженно-деформированного состояния массива горных пород

Ведение горных работ в подземных условиях обязывает производить периодический контроль напряженно-деформированного состояния (НДС) горного массива для предупреждения горных ударов, обеспечения безопасности ведения горных работ, прогнозирования устойчивости горных выработок и состояния междукамерных целиков. В мировой и отечественной практике известны и применяются группы натуральных и аналитических методов, позволяющих провести геомеханическое освидетельствование состояния горного массива. Принимая во внимание практику, наиболее точными и информативными обосновано считаются натурные измерения, следовательно, для получения достоверной информации необходимо проанализировать существующие методы и выбрать подходящий для конкретных условий.

Ввиду широкой освещенности данной проблемы в научных кругах, ряд ученых в своих исследованиях приводили различные методы и способы управления горным давлением при ведении горных работ в подземных условиях. В данных работах приведен широкий перечень методов, предложены и описаны подходы и методики расчетов НДС [69, 70, 81].

Одной из методик для определения НДС массива является применением пассивного сейсмического мониторинга и геометрии гидроразрыва пласта, что, согласно исследованиям Новиковой Е.В., Тримонова М.А., Турунтаева С.Б., Зенченко Е.В., Зенченко П.Е. и значительного количества других авторов, является эффективным и высокоинформативным методом определения НДС горного массива. Различный перечень методов по реализации гидроразрыва пласта освещен в ряде исследований [69, 70, 81]. Авторы, аналогично предыдущим работам, выделяют точность измерения действующих напряжений в массиве.

Принимая во внимания преимущества и недостатки описанных методов, а также фактических опыт натурного определения НДС массива на различных рудниках, для реализации принят метод гидравлического разрыва массива.

Исследуемый массив горных пород преимущественно сложен верхнемеловыми-палеогеновыми базальтами и андезитами с включениями плагиогранитов, рассеченных адуляр-кварцевыми ветвящимися жилами сложного морфологического строения, жильными телами и жилообразными зонами.

В рамках исследования в четыре этапа была пробурена скважина гидроразрыва (37,3м; 16,2м; 15,7м и 39,1м; совокупная протяженность скважины составила 108,3м), бурение производилось долотом диаметром 89 мм. Глубина ведения горных работ на экспериментальном горизонте составляет 420 м (принятое вертикальное расстояние между горизонтами – 60 метров). Буровые работы по испытанию массива гидроразрывом проводились с вышележащего горизонта +360.

Классический метод гидравлического разрыва пласта основан на исследовании Kirsch E.G. в целях определения механизма распределения напряжений вокруг круглого отверстия в однородном, изотропном, упругом массиве, подвергаемого воздействию высоких сжимающих напряжений [45, 84]. При определении усилия гидроразрыва на разрушение (то есть момента, при котором в массиве начинают формироваться трещины), принято применять формулу Hubbert M., Willis D.G. для определения критического давления P_c в момент начала разрушения [44, 81]:

$$P_c = 3 * Sh - SH + T - PP, \quad (53)$$

где Sh – минимальное действующее горизонтальное напряжение в массиве;
 SH – максимальное действующее горизонтальное напряжение в массиве;
 T – лабораторно установленная прочность пород на растяжение;
 PP – поровое давление в массиве;

Данный подход предполагает, что усилие раскрытия трещин в массиве является формирует главное напряжение в породном массиве в том случае,

если массив однороден, изотропен и не нарушен дизъюнктивными напряжениями, а индуцированная трещина ориентирована перпендикулярно минимальному горизонтальному главному напряжению Sh и равна запорному давлению, препятствующему схлопыванию стенок тещины $Sh = Psi$.

При натурном проведении испытаний по гидроразрыву массива испытуемый интервал составил 0,7 метров. Для нагнетания жидкости использовался насос с рабочим давлением 24 МПа, в качестве разрывающей жидкости использовался буровой раствор.

3.6 Результаты определения НДС массива при испытании гидравлическим разрывом

Результатами определения НДС массива при гидравлическом разрыве является перечень измерений:

- Pc – давление формирования (раскрытия) трещин в ненарушенном коренном горном массиве;
- Pr – давление повторного раскрытия трещин, присутствующих в массиве изначально и сомкнувшихся под давлением вышележащих пород;
- Psi – запорное давление;
- определении ориентации сформированных и раскрытых трещин в массиве.

Определение давления формирования (раскрытия) трещин Pc , давления повторного раскрытия Pr и запорного давления Psi осуществляется следующим образом:

Pc принимается максимальное давление, наблюдаемое при проведении гидравлического разрыва массива. Графически определение можно представить в виде графика зависимости давления P от времени t . Трещина формируется, когда величина главного действующего напряжения в массиве в полярном направлении превосходит предел участка массива на одноосное сжатие.

P_r определяется исходя из исследований жесткости массива во время проведения гидроразрыва в испытательном интервале. Данное давление измеряется автоматически с помощью датчиков, расположенных на запирающих колоннах установки, на основании давления формирования трещин.

Определение запорного давления P_{si} осуществляется следующим образом:

- По данным датчиков давления и напора формируется таблица давления напора бурового раствора (P) в испытательном интервале в зависимости от силы напора, а также момент, при котором подача бурового раствора прекращается и давление напора становится равным 0. Таким образом, анализируя полученные значения и наблюдая промежутки выравнивания и скачкообразного повышения давления на определенных интервалах
- На основании разности между давлением напора бурового раствора (P) и асимптотическим давлением (P_a) от времени нагнетания (t) определяется нижняя граница запора трещин, подразумевая, что часть графика функции с линейным ростом характеризует состояние массива, при котором трещины находятся в закупоренном состоянии либо по причинам раннего открытия, либо по нехватке давления в данный момент времени для их раскрытия.

При бурении скважин MG_360_HYDR_1...MG_360_HYDR_4 с нижней отметки разведочного промежуточного горизонта было проведено 4 натуральных опыта по определению НДС массива и давления гидроразрыва на глубинах производства горных работ от 337,27 ($\pm 0,7$) м до 468,3 ($\pm 0,7$) м ниже дневной поверхности измерений. Полученные значения НДС массива на указанных глубинах, P_{si} , P_c , P_r , результирующая прочность массива на разрыв ($P_c - P_r$) приведены в таблице 10.

Таблица 10 – Результаты определения НДС массива методом гидроразрыва

Глубина гидроразрыва, м	Глубина ведения гидроразрыва, м	P_c , МПа	P_r , МПа	P_{si} , МПа	T
37,3	397,3	13,88	10,04-11,92	8,82	0,83
53,5	413,5	13,43	10,21-11,24	8,34-8,91	4,62
69,2	449,2	9,42	6,24-7,11	7,24	1,60
108,3	468,3	15,2	5,94-7,45	7,72	7,14

где T – прочность массива на растяжение по результатам гидравлических испытаний.

Цикл проведенных испытаний позволил определить давление, при котором начинается разрушение массива и формирование трещин (от 9,42 МПа до 16,2 МПа), хотя пороговое значение, полученное на глубине 509,2 метров, значительно ниже величины, полученной на глубине 457,3 метра, что связано с наличием зоны трещиноватости в интервале испытания гидроразрыва [44, 50]. Минимальное давление раскрытия трещины также зафиксировано на глубине 449,2 метра и лежит в диапазоне от 5,24 МПа до 7,11 МПа. Прочность массива на растяжение минимально на глубине 397,3 метра и составляет 0,83 МПа, что объясняется структурным составом массива и его нарушенность ведением буровзрывных и проходческих работ. Для дальнейших исследований сплошного массива были исключены результаты, полученные с глубин 397,3 м и 448,3 м, так как они характерны для изначально нарушенного массива и не могут быть использованы для описания монолитного массива, тем не менее они демонстрируют прочностные свойства трещиноватого массива и пригодные для его описания. Значения, полученные при проведении испытаний на глубинах 397,3 м и 449,2 м, демонстрируют, что образование трещин и разрушение массива начинается с давления 9,04 МПа. Полученные результаты подтверждают наличие выявленной в процессе эксплуатации крутопадающую систему секущих трещин и ее ориентировочное расположение вплоть до глубины 728,3 м.

Полученные данные позволяют провести расчет главных напряжений в массиве по методике Hubbert, M. K. and D. K. Willis [81].

Итоговые напряжения, действующие в горном массиве на экспериментальном добычном участке на горизонте +420 ($\pm 22,7$ м) определялись по данным скважины MG_360_HYDR_1 и MG_360_HYDR_2. Рассчитаны следующие значения вертикального напряжения $\sigma_z = 13,43 \pm 1,7$ МПа, минимальные горизонтальные напряжения $\sigma_{H_{min}} = 9,7 \pm 0,6$ МПа, максимальные горизонтальные напряжения $\sigma_{H_{max}} = 10,9 \pm 2,1$ МПа.

Полученных данных достаточно, чтобы произвести опытно-промышленную отработку трех выемочных камер на участке первоочередной отработки, чтобы на практике доказать эффективность предложенного метода по снижению потерь и разубоживания полезных ископаемых при разработке сложноструктурных месторождений.

ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ

- На основании изучения прочностных свойств скального массива, характера и локализации зон разломов и дробления, определены рейтинговые показатели слагающих массив пород, достоверно установлен НДС массива на глубине ведения работ, что позволяет установить рациональные параметры выемочных камер, позволяющих минимизировать вторичное разубоживание при отработке маломощных рудных тел;
- Составленная в процессе работы таблица позволяет, на основании данных по рейтинговым показателям породного массива, осуществлять оперативный выбор основных параметров выемочной камеры в зависимости от морфологии рудного тела.
- Достоверно установленная по результатам предложенного метода сопроводительной разведки морфология маломощного жильного рудного тела, с учетом определения прочностных свойств массива, позволила пересмотреть ширину выемочной в сторону уменьшения, тем самым снизив количество прирезаемой внутрь выемочной камеры породы и уменьшить число вывалов и отслаиваний породы с очистное пространство, что позволило снизить разубоживание на 5-10%, а также уменьшить потери на 1-2% за счет обнаружения ранее не выявленных участков промышленной минерализации и кондиционных рудных тел, не обнаруженных по результатам первого этапа эксплуатационной и детальной разведки, **что доказывает второе научное положение.**

ГЛАВА 4. ФАКТИЧЕСКИЕ ПОТЕРИ И РАЗУБОЖИВАНИЕ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО, ОПРЕДЕЛЕННЫЕ В УСЛОВИЯХ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТООЖДЕНИЙ, ПРИ ОТРАБОТКЕ ВЫЕМОЧНЫХ КАМЕР, СПРОЕКТИРОВАННЫХ С УЧЕТОМ ПРЕДЛОЖЕННОГО МЕТОДА

4.1 Определение рациональных параметров выемочных камер при отработке маломощных жильных рудных тел

Принятой на предприятии основной системой разработки при отработке маломощных является камерно-столбовая система разработки с магазинированием руды и закладкой выработанного пространства.

На основании результатов эксплуатационной и сопроводительной разведки экспериментальный горизонт был разделен на эксплуатационные блоки со следующими основными параметрами:

- Протяженность блока по простиранию стержневой жилы – 100 метров;
- Высота блока – 60 метров – на всю высоту этажа с разделением на подэтажи;
- Блок разделяется на выемочные камеры с фланговым порядком отработки рудного тела по восстанию;
- Производится отработка выемочных единиц эксплуатационного блока с закладкой выработанного пространства со среднемесячной производительностью 5000 м³/мес.

Исходя из вышеуказанных параметров ведения горных работ и применяемого оборудования, основная задача данной главы – определить рациональные параметры выемочных камер с целью повышения качественных и количественных показателей системы разработки и определения таких параметров выемочных камер, при которых происходит минимальное разрушение кровли и боков камеры.

Для этого консолидируем полученную по результатам работы над предыдущими информацией в таблице 11.

Таблица 11 – Геолого-геомеханические сведения о скальном массиве на участке первоочередной отработки экспериментального добычного горизонта

Наименование	Ед. изм.	Значение
Объемный вес породы (композитная проба)	т/м ³	2,88
Глубина ведения работ	м	420
Угол падения рудного тела	град	87
Геологический индекс прочности (GSI)		72
Индекс качества пород (RQD)	%	77
Показатель количества систем трещин J_n		9
Показатель обводненности массива J_w		1
Среднее расстояние между трещинами	м	0,4
Показатель структуры поверхности трещин J_r		1
Параметр сцепления стенок трещины J_a		4
Вертикальные напряжения в массиве	МПа	11,3
Минимальные горизонтальные напряжения	МПа	7,1
Максимальные горизонтальные напряжения	МПа	11,8

Вышеуказанные данные целесообразно применить для определения рациональных параметров выемочных камер на основании модифицированного метода К. Е. Mathews [90, 91, 99], при котором рассчитывается показатель устойчивости N , характеризующий способность горного массива оставаться в устойчивом состоянии при данном НДС, а также определить ориентацию очистного пространства на основании анализа систем трещин.

Показатель устойчивости N определяется по формуле:

$$N = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * A * B * C, \quad (54)$$

где J_n - показатель количества систем трещин;

J_r – параметр структуры поверхности трещин;

J_a – параметр сцепления стенок трещины;

A – параметр, выражающий отношение прочностных свойств пород к НДС массива;

B - характеризующий ориентацию системы трещин в массиве;

C – параметр, обозначающий угол падения рудного тела в границах выемочной камеры.

Коэффициент A определяется по графику, предложенному К. Е. Mathews в своей работе (рис. 43) [90]:

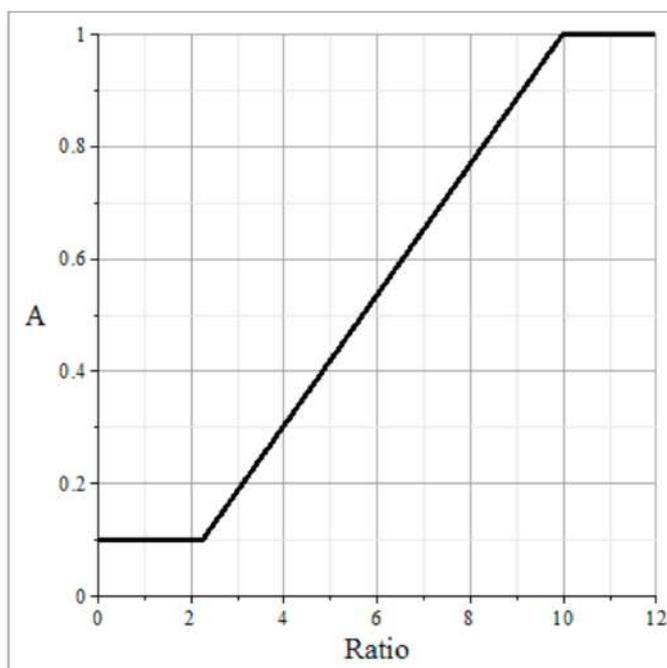


Рисунок 43 – Графическое определение параметра A (график К. Е. Mathews) [90]

Параметр $Ratio$ вычисляется по формуле:

$$Ratio = \frac{\bar{\sigma}_p^{np}}{\sigma_1'}, \quad (55)$$

где $\bar{\sigma}_p^{np}$ – средневзвешенная прочность пород на одноосное сжатие, МПа;

σ_1' – максимальное действующее напряжение в массиве, определенное по формуле (44), МПа.

Аналогично параметру A , параметр B определяется графически (рисунок 44). θ – угол пересечения плоскости обнажения рудного тела между углом падения главной системы трещин, зоны дробления или иного геологического нарушения, влияющего на прочностные свойства пород [17, 27]. При наличии в контуре отработки нескольких крупных нарушений, допускается для определения параметра принять их средневзвешенный угол падения. В случае, если нарушения располагаются относительно друг друга

практически перпендикулярно, параметр В определяется для каждого из нарушений по границам их разделения.

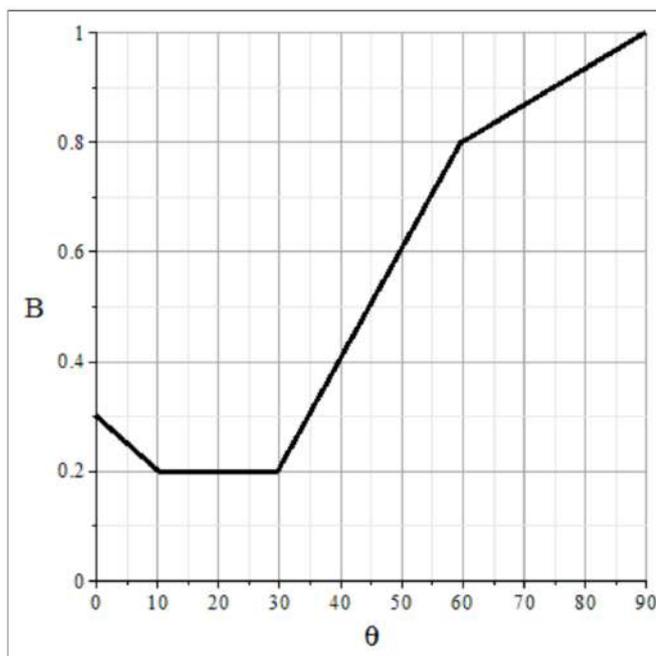


Рисунок 44 – Графическое определение параметра В (график К. Е. Mathews) [90]

Параметр С также определяется графически (рисунок 45) и рассчитывается по формуле:

$$C = 8 - 6 * \cos(a). \quad (56)$$

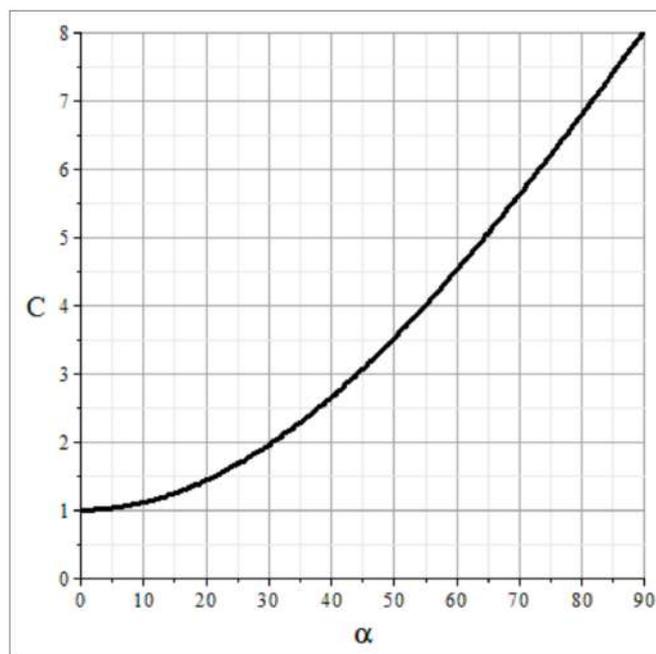


Рисунок 45 – Графическое определение параметра С (график К. Е. Mathews) [90]

Гидравлический радиус HR требуется для определения взаимосвязи площади обнажения рудного тела к периметру обнажения. Он рассчитывается по формуле (54):

$$HR = \frac{S_{\text{обнажения}}}{P_{\text{обнажения}}}, \text{ м} \quad (57)$$

Произведя вычисления, представим взаимосвязь между различными параметрами в виде графика устойчивости Мэтьюза (рис. 46) [90].

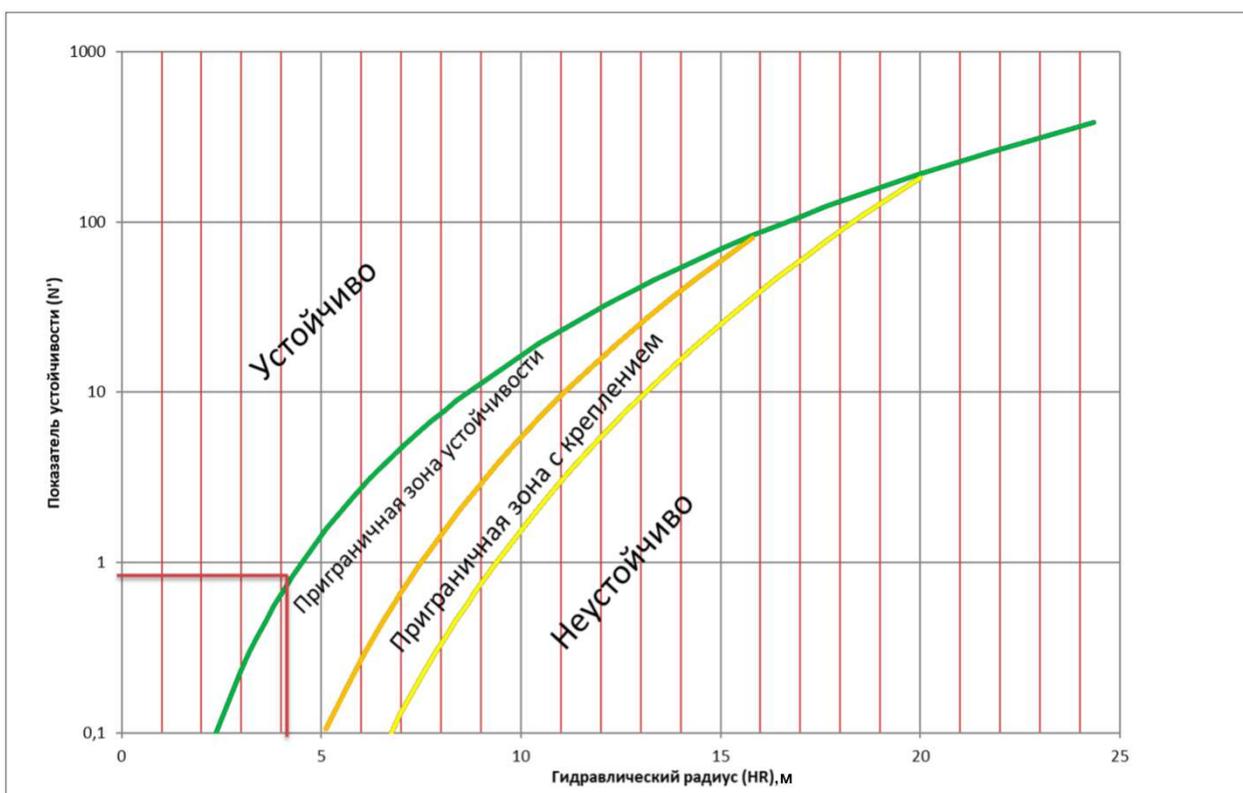


Рисунок 46 – График устойчивости Мэтьюза по заданным параметрам (по К. Е. Mathews) [90]

Далее рассчитаем гидравлический радиус для выемочной камеры и определим параметры, при которых достигается наибольшая устойчивость и наименьшее воздействие на массив в соответствии с графиком на рисунке 30. Результат расчета представлен ниже в таблице 12.

Таблица 12 – Расчет гидравлического радиуса для выемочной камеры (НР)

Параметры камеры	Длина (м)									
	10	15	20	25	30	35	40	45	50	55
12	2,72	3,33	3,75	4,05	4,29	4,47	4,61	4,74	4,84	4,93
24	3,53	4,62	5,45	6,12	6,67	7,12	7,50	7,83	8,11	8,35
36	3,91	5,29	6,43	7,38	8,18	8,87	9,47	10,00	10,47	10,88
48	4,14	5,71	7,06	8,22	9,23	10,12	10,91	11,61	12,24	12,82
60	4,29	6,00	7,50	8,82	10,00	11,05	12,00	12,86	13,64	14,35
72	4,39	6,21	7,83	9,28	10,59	11,78	12,86	13,85	14,75	15,59

	Массив стабилен без торкретирования и укрепления
	Требуется торкретирование набрызг-бетоном в зонах повышенной трещиноватости
	Требуется торкретирование, укрепление тросовыми анкерами и арматурной сетью [82]
	Вышеуказанные меры с дополнительным полимерным заполнением зон дробления
	Требуется капитальное укрепление. Отработке сопутствуют высокие П и Р

Так как к внеплановым источникам разубоживания преимущественно относятся факторы, связанные с нестабильностью стенок выемочной камеры, то разубоживание руды происходит везде, где малая прочность стенок выемочной камеры приводит к попаданию вмещающей породы в очистное пространство [30, 32]. В случае, если разработка жильного рудного тела ведется в зоне влияния геологических нарушений, присутствия дизъюнктивных нарушений массива, потери и разубоживание практически всегда будут выше расчетных [30,32]. На устойчивость стенок выемочной камеры также отрицательно влияет негативный эффект от взрывных работ, особенно с применением ВВ повышенной мощности [8]. Применяя предложенный метод по выбору рациональных параметров выемочных камер, с учетом прочностных свойств породного массива и локализованных по результатам сопроводительной разведки участкам геологических нарушений и морфологии жильного рудного тела, достигается снижение разубоживания, сформированного вышеуказанными факторами [30, 32].

4.2 Определение рациональных параметров забоя и мощности слоя прирезаемых пород в контур забоя

Следующим этапом, после определения параметров выемочных камер, при которых влияние вторичного разубоживание минимизировано, необходимо установить аналогичные параметры для добычных забоев камер [97]. Очевидно, что в первую очередь, параметры забоя зависят от применяемого горнотранспортного оборудования, его параметров. Следовательно, основной задачей данного раздела является выбор и обоснование наиболее эффективных параметров забоя при неизменном оборудовании.

Henning and Mitri [80] в 2007 исследовали факторы, вызывающие повышенное разрушение стенок очистного забоя разных типов, в том числе применяемых при выемке маломощных рудных тел. Среди изученных факторов были глубина ведения добычных работ, НДС прилежащего горного массива, а также геометрия и ориентация очистного забоя в пространстве. Принятая на предприятии система разработки подразумевает выемку руды из очистного забоя при последовательной отработке выемочных камеры заходками по 30 метров вдоль простирания рудного тела, а доступ к очистному забою обеспечивается через продольные штреки. Эта система разработки при применяемом ГТО (горнотранспортном оборудовании) подразумевает, что размеры очистного забоя должны быть достаточны для обеспечения необходимого пространства для работы буровых установок и ПДМ (погрузочно-доставочная машина). Однако, излишняя прирезка породы внутрь очистного пространства как забоя, так и выемочной камеры приводит к повышению разубоживания и снижению устойчивости стенок забоя. Иными словами, требуется найти такую величину прирезки, при которой будет выполняться производительная работ ГТО, забой останется в устойчивом положении и объемы прирезаемой породы будут минимальны.

В связи с этим, данный раздел направлен на составление и параметрическое исследование численной модели для изучения влияния величины прирезки вмещающих пород в границы очистного забоя на разрушение его стенок с использованием данных геомеханического моделирования устойчивости в среде ПО RocScience и Phase2. В исследовании сравниваются три варианта прирезок очистного забоя: фактическая прирезка 1,0 м; минимальная расчетная 0,4 м, полученная путем расчета размеров рабочих площадок для ГТО; и в качестве сравнительного анализа – с гипотетическим случаем отсутствия прирезки (рис. 47). Численное моделирование выполнялось с использованием упругопластических конечных элементов с использованием метода конечных элементов в составе программного комплекса Phase2. Появление повышенного разрушения стенок очистного забоя оценивается путем сравнения напряжений, вызванных добычей в стенках забоя, с прочностью на растяжение горного массива, определенных в предыдущем разделе. Данный раздел демонстрирует роль, которую играет излишняя прирезка породы внутрь забоя в повышенном разрушении стенок и, следовательно, в разубоживании руды и формированию неустойчивого состояния забоя.

Существует значительное количество исследований, доказывающих, что прирезка породы в контур очистного забоя является одним из факторов, способствующих его неустойчивости и формированию разубоживания преимущественно на висячем боке очистного забоя [44, 57, 87, 94, 96], при этом прирезка породы может быть выполнена со стороны висячего бока, лежачего бока или обоих боков одновременно. В ряде исследований, посвященных геомеханическому исследованию прочностных свойств горного массива, указывается, что прирезка породы снижает устойчивость забоя за счет разрушения скального массива и совокупного увеличения площади выработанного пространства, что увеличивает НДС массива в призабойной зоне. Обобщая натурные исследования данной проблемы, можно установить,

что усредненный уровень разубоживания, формирующийся исключительно за счет излишней прирезки породы, составляет порядка 5-7% [63].

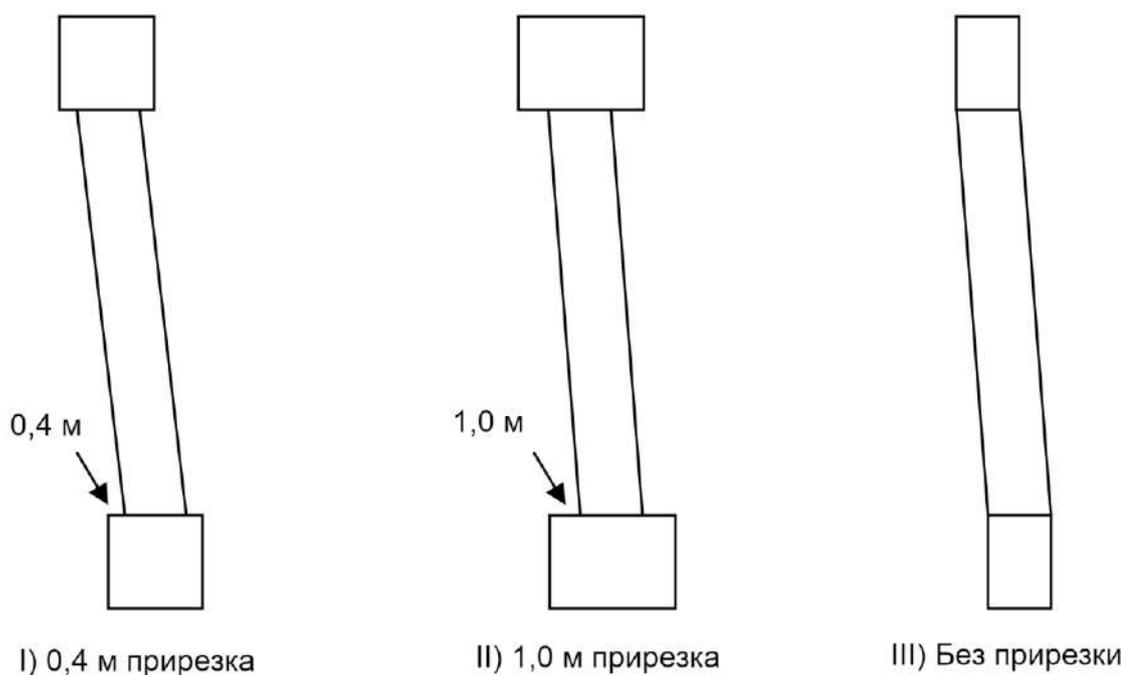


Рисунок 47 – Мощность прирезаемых пород в пространство очистного забоя

Для определения величины излишнего разубоживания, образовавшегося из-за вывалов и отслаиваний породы с висячего бока и бортов выемочной камеры внутрь забоя вследствие разрушения массива, аналогично предыдущего раздела, применялся график устойчивости Мэтьюза [96]. Из этого можно сделать вывод, что разрушение происходит тогда, когда значение числа устойчивости N меньше расчетного значения, при котором массив начинает разрушаться. Однако, так как этот и схожие эмпирические методы не учитывают влияние других критически важных горнотехнических параметров, требуется произвести расчет устойчивости и НДС массива в призабойной зоне с максимальным учетом всех факторов.

Исследование влияния прирезки породы внутрь очистного забоя проводилось на типовом двумерном разрезе жильного рудного тела, построенным с учетом определения зоны контактной неопределенности по

участку рудного тела Ю-В-4-13 на экспериментальном добычном участке на горизонте +420 м, где предполагается закладка трех очистных забоев по ходу падения рудного тела и отработка трех выемочных камер соответственно (рис. 48). На основании полученных данных о физико-механических свойствах массива и испытаний образцов керна, полученных с данного участка, было установлено, что лежащий бок рудного тела подвержен сильной трещиноватости, формирующей зону дробления и, следовательно, более подвержен повреждениям из-за взрывных работ и значительно снижает устойчивость стенок забоя и камеры на данном участке. Как показано на (рис. 48), лежащий бок был разделен на две части, которые обозначены как ближний и дальний по ходу отработки, в которых скальный массив имеет разные геомеханические свойства. Материал ближнего участка лежащего бока слабее и представляет собой сильно трещиноватую скальную, преимущественно базальтовую, породу, прилегающую непосредственно к границам планируемого очистного забоя. Однако, исходя из результатов лабораторных анализов, висячий бок предположительно состоит из ненарушенных коренных пород, о чем свидетельствует более высокие показатели предела прочности на сжатие и растяжение. Рудное тело на участке крутопадающее со средним углом падения 87° . Таким образом, смоделированный разрез можно условно разделить на четыре участка: дальний лежащий бок, ближний лежащий бок, руда и висячий бок. Мощность ближнего участка лежащего бока является переменной и была оценена путем анализа кернов сопроводительной геологоразведки, которая также показала наличие значительной зоны промышленного оруденения в массиве вмещающих пород ближнего и дальнего участков лежащего блока, средневзвешенно равную 1 метру по всей протяженности выемочных камер.

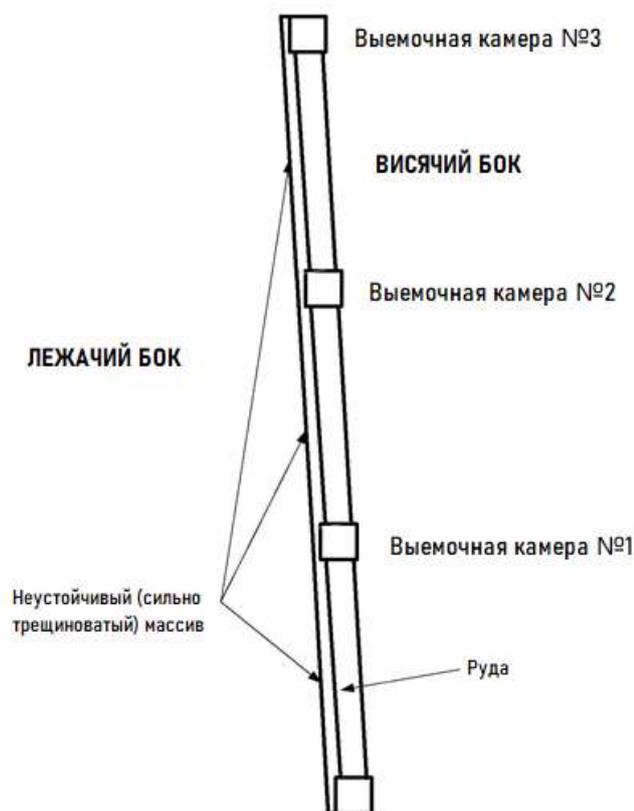


Рисунок 48 – Положение планируемых к обработке выемочных камер по ходу падения рудного тела

4.3 Определение напряженно-деформированного состояния массива при различных конфигурациях забоя

Применяемый при расчетах НДС массива в призабойном и прикамерном пространстве массива программный комплекс Phase2 – это специализированная программа для расчета напряжений и участков сдвига массива на основе двумерного моделирования по методу конечных элементов и с учетом упругих и пластических свойств скального массива. Программа может моделировать последовательность и совокупное количество выемки по нарастанию в зависимости от степени отработки камеры.

Так как цель данного раздела состоит в определении рациональных параметров забоя, в первую очередь было произведено моделирование выемочной камеры с одинаковыми параметрами, но разными вариантами забоя, а именно: выемка с предлагаемой мощностью прирезки породы в контур 0,4 м, выемка с прирезкой 1,0 м (что является стандартным проектным

решением) и гипотетическая выемка без прирезки породы. При анализе каждого из вариантов забоя моделирование поля напряжений производилось посредством сгущения плотности в зоне нарастания НДС (имеется в виду изменение параметра частоты моделирования поля напряжений, при увеличении которого дополнительно рассчитываются участки напряжения в зоне моделирования) до тех пор, пока не было выделено явно наблюдаемое существенное изменение НДС массива в призабойных участках.

Моделирование с учетом упруго-пластичных свойств массива было проведено на основе критерия Мора-Кулона, как наиболее эффективного при анализе упруго-пластичных свойств массива [58, 75, 85].

Так как разрушение стенок забоя и образование вывалов и отслаиваний участков породы с кровли выемочной камеры происходит в результате чрезмерного сжатия либо растяжения отдельных участков забоя за счет релаксации напряжений по мере продвижения очистного пространства и выемки руды, моделирование НДС массива в призабойной зоне целесообразно производить на основе прочностных свойств массива и расположением систем трещин в массиве [94]. Моделирование производилось в 7 этапов в ПО Phase2 для каждой из конфигураций забоя, и показано на рисунке 49, начиная с проходки четырех горизонтальных штреков и поэтапной отработки камер с последующей закладкой выработанного пространства по восходящей схеме.

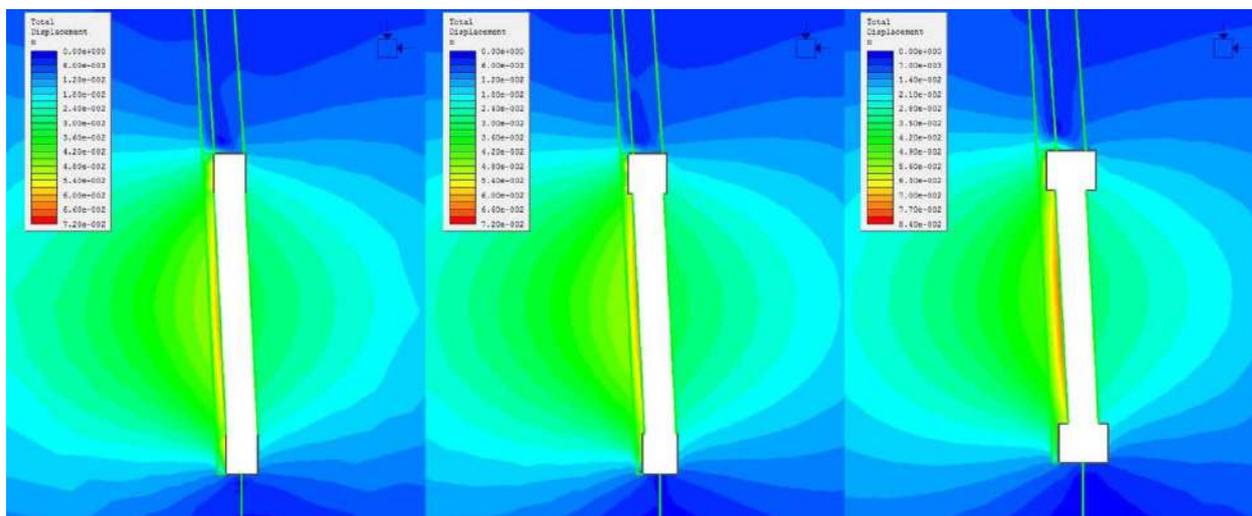


Рисунок 49 – Моделирование НДС массива в прикамерной и призабойной зонах для каждой из трех конфигураций забоя

Анализируя результаты моделирования отмечено, что предлагаемый вариант с прирезкой 0,4 метра является лучшим по влиянию на окружающий выемочную камеру и забой породной массив, значительно превосходя принятую конфигурацию с прирезкой 1 метр. Таким образом, можно сделать вывод, что мощность прирезки породы в пространства забоя оказывает значительное влияние и приводит к деформации его стенок.

Далее производится моделирование с целью определения направления поля действия напряжений для конфигурации забоя с прирезкой 0,4 м. Как можно видеть на рисунке 50, зоны низкого напряжения (включая растягивающие напряжения), отмеченные синим цветом, окружают стенки выемочной камеры и забоя со всех сторон.

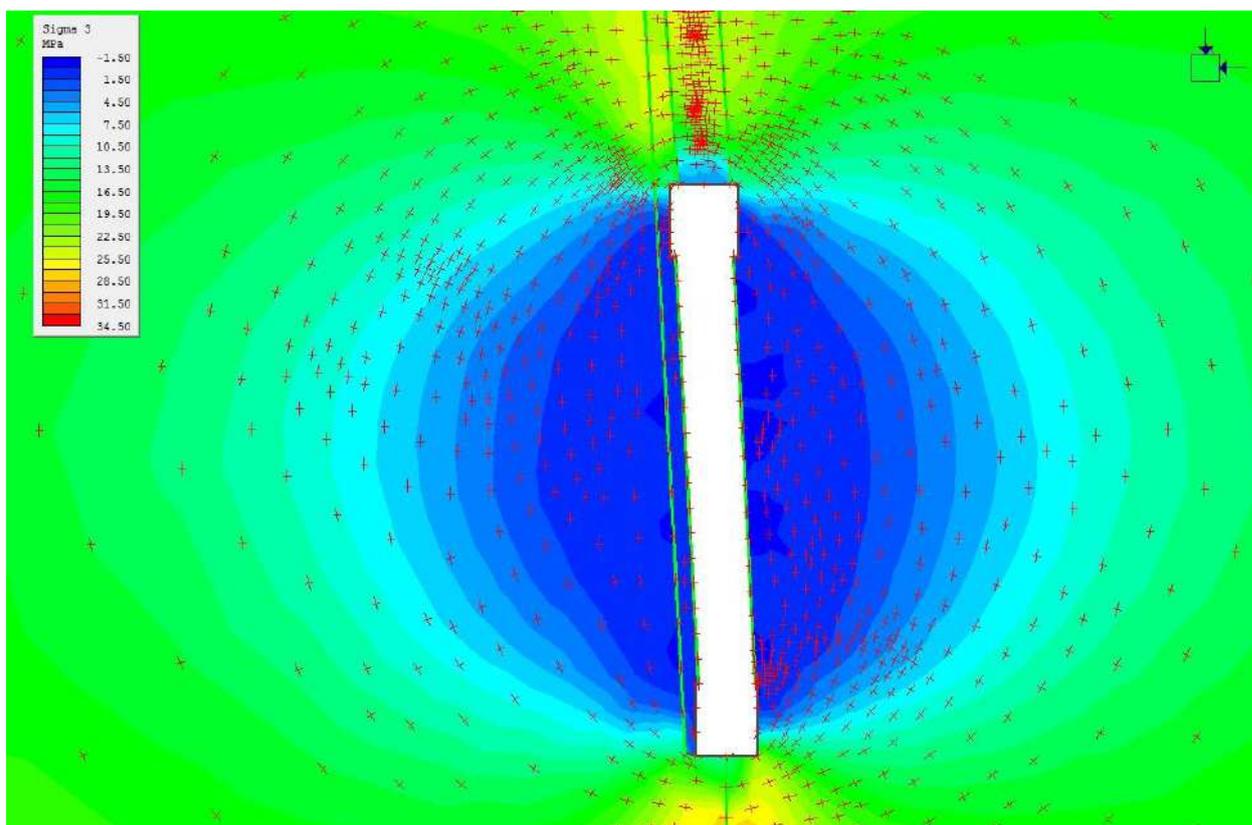


Рисунок 50 – Моделирование направления действия поля напряжений для забоя с прирезкой 0,4 метра

Следующим этапом является моделирование последовательно расположенных камер для определения влияния друг на друга и учетом физико-механических свойств массива (рисунок 51).

Как показало моделирование, лежащий бок камеры подвергается значительным нагрузкам и разрушению во всех трех различных конфигурациях забоя из-за развитой системы трещиноватости. Очевидно, что при отбойке руды от лежащего бока будут отходить значительные участки разубоживающих пород, тем самым формируя неизбежное вторичное разубоживание. Тем не менее, предлагаемая конфигурация забоя с прирезкой 0,4 метра показывает значительно лучший результат, чем изначальная конфигурация с прирезкой 1,0 метра, тем самым явно доказывая, что вторичное разубоживание, формируемое при отработке камеры с предлагаемой конфигурацией забоя, будет меньше, чем при изначальном варианте.

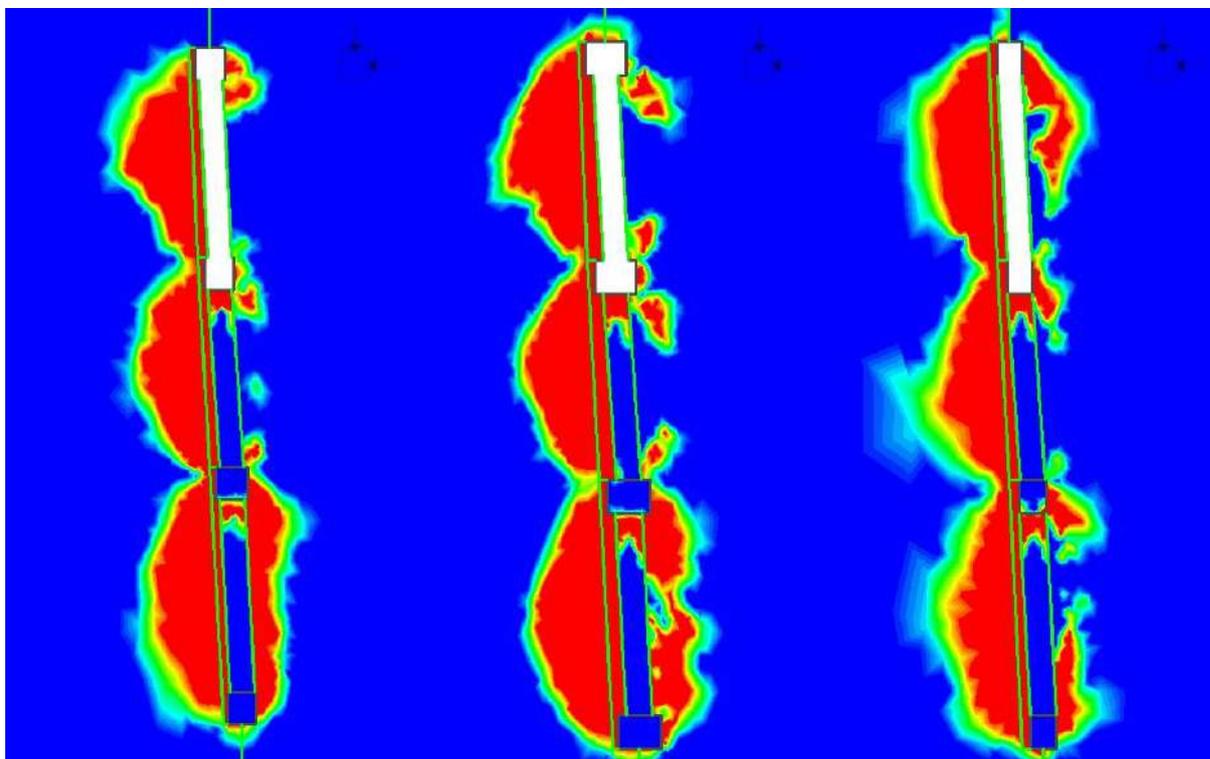


Рисунок 51 – Результаты моделирования последовательно расположенных выемочных камер с учетом порядка отработки

Исходя из этого, а также практической сложности и неэффективности ведения горных работ в забое без прирезки (то есть, по ширине равным ширине выемочной камеры), при заложении выемочных камер была принята конфигурация забоев с прирезкой 0,4 метра.

Анализируя результаты моделирования отработки второй камеры, можно сделать вывод, что устойчивость нарушенного лежачего бока в незначительной мере зависит от отработки вышележащей камеры. Это наблюдение основано на том, что размер и протяженности зоны дробления верхней выемочной камеры и ее забоя примерно равны протяженности следующей камеры с забоя во всех трех случаях моделирования.

4.4 Результаты отработки выемочных камер в границах эксплуатационных блоков

Принимая во внимание опыт предыдущих глав, последовательно определим морфологию рудного тела, физико-механические свойства массива с присвоением рейтинговой классификации, характер зоны контактной неопределенности, параметры выемочных камер и забоев.

По результатам сопроводительной геологоразведки доказано, что рудные тела, аналогично вышележащим горизонтам, имеют сложное морфологическое строение, мощность рудных тел в среднем небольшая, изменчивость их контуров по падению и простиранию приводят к повышенному разубоживанию руды в процессе добычных работ, границы между кондиционными и некондиционными рудами и фиксируются только на основании данных опробования [40]. Установлено, что геологические контакты носят извилистый (синусоидальный) характер, осложнены многочисленными апофизами в местах сочленения тектонических нарушений различной направленности. По падению и простиранию рудных тел наблюдается чередование участков повышенной мощности (рудных столбов) с пережимами мощностью менее 1,0 м. В плане рудные тела сближаются на расстояния 4–10 м, пересекаются и сочленяются друг с другом, смещаются

тектоническими трещинами, образуя залежи сложного внутреннего строения и разнообразной формы. Расчет основных параметров эксплуатационных блоков первоочередной отработки приведен в таблице 13. Расчетные параметры выемочных камер в границах эксплуатационных блоков приведены в таблице 14.

Таблица 13 – Расчетные параметры эксплуатационных блоков первоочередной отработки

БЛОК	РАСЧЕТНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ БЛОКОВ						
	Qp, т	Сверт, м ²	m ср, м	Кр, д. ед	α°	$\Sigma\P$, %	P, %
79	14300	2727	2,12	1,00	75	2,33	44,78
80	36600	6207	2,21	1,00	76	2,04	56,09

Таблица 14 – Расчетные параметры выемочных камер

КАМЕРА	РАСЧЕТНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ БЛОКОВ								
	Qк, т	Sk, м ²	m ср, м	Кр, д. ед	α°	Pmin	Pmax	Pmin	Pmax
Камера 1-79-C ₁	5831	728	2,54	1,00	64-75	1,74	2,76	31,6	67,8
Камера 1-79-C ₂	8134	1624	1,69	1,00	69-75	1,48	2,57	33,9	61,7
Камера 1-80-C ₃	11242	2253	2,17	1,00	76-79	1,51	2,09	28,7	74,6

В таблицах 12 и 13 используются следующие обозначения:

Qp – промышленные запасы руды в границах блока, т;

Qк – промышленные запасы руды в границах камеры, т;

Сверт – площадь блока (вертикальная), м²;

Sk – площадь выемочной камеры (вертикальная), м²;

m ср. – средняя мощность рудного тела, м;

Кр – коэффициент рудоносности, д. ед.;

α – угол наклона рудного тела, °;

$\Sigma\P$ – общие потери руды, %;

P – разубоживание руды, %.

Расчет плановых показателей проведен исходя из средних по камере значений мощности и угла наклона рудного тела, параметров зон контактной

неопределенности, качества добываемой руды и рассчитанных параметров выемочных камер. Минимальные параметры для определения ширины забоя и необходимой прирезки приняты исходя из габаритов задействованного бурового и погрузочного оборудования (буровая установка Boomer – 104 и погрузочно-доставочная машина Microscoop – 100E) при креплении НДО составляют: ширина 2,65 м (2,25 м + 0,4 м прирезки), высота 3,2 м [54].

Выемка рудных тел осуществляется послойной отбойкой, выпуск отбитого слоя руды - через торец буродоставочного штрека с помощью ПДМ [54].

В расчетах значений потерь использованы следующие показатели:

- толщина слоя руды, теряемая при отработке зоны контактной неопределенности – $S_{потерь}$ (расчетная для каждой камеры)
- толщина слоя руды, теряемая при отработке зоны контактной неопределенности – $S_{потерь}$ (расчетная для каждой камеры)
- толщина слоя руды, теряемая на последнем (нижнем) слое – 0,15 м.
- толщина слоя руды, на почве заходок, на неподработанных участках – 0,2 м
- коэффициент, учитывающий степень неподработанности 0,1 – 0,3 м.

В расчетах значений разубоживания использованы следующие показатели:

- на контактах «руда-порода» при отбойке – $S_{разуб}$ (расчетная для каждой камеры);
- от прирезки (прихвата) породы при отбойке – 0,2 м;
- от обрушения породы и твердеющей закладки при отбойке и выпуске руды – 0,15 м;
- от примешивания породы (частичного при селективной и полного при массовой отбойке) из внутри контурных включений – $V_{разуб}$ (объем) пустых пород, рассчитанная по данным сопроводительной разведки для каждой камеры.

В зависимости от характеристики зоны контактной неопределенности, соотношения средней мощности по протяженности выемочной камеры, угла падения и качества отбиваемой руды, разубоживание на границах зоны контактной неопределенности оценивалось в диапазоне 10–25%. Подобный разброс обусловлен невыдержанностью и частым изменением мощности рудного тела на всей протяженности выемочной камеры [9].

Потери руды на границах зоны контактной неопределенности оценивались в диапазоне 7–9% от общего количества породы в границах зоны контактной неопределенности (в соответствии с разделом 2.7), границы зоны контактной неопределенности рассчитывались по амплитуде колебания контакта «руда-порода».

Потери руды при транспортировке приняты в количестве 0,15% [9].

Количество разубоживающего материала от обрушения породы и твердеющей закладки определялось в количестве 1,5% от объема выработанного пространства слоя для камер для камер, лежащих в оранжевой зоне (в соответствии с подразделом 4.1) и 0,75% для камер из зеленой зоны.

Объем разубоживающей породы при выемке руды на участках тектонических нарушений принят в размере 5% от объема прихвата породы по одной из стенок выемочной камеры. Показатели отработки трех выемочных камер представлены в таблице 15.

В зависимости от величины амплитуды колебания рудного контура жилы, часть объема руды, оставляемая за пределами прихвата, формирует неизбежные потери на контуре отбойки, а количество породы в контуре извилистого геологического контакта за вычетом количества руды в его контуре определяет, наряду с внутренним объемом породы, заключенным между геологическим контуром блока и извилистым контуром рудного тела, величину разубоживания на контуре отбойки [10].

Потери руды на днищах промежуточных горизонтов формируются за счет пропитки и прихвата твердеющей закладкой слоя рудной массы

(толщиной до 0,3м) верхней части рудного навала. Остальная часть навала рудной массы при отработке запасов нижележащего горизонта становится составной частью рудного «магазина» и выдается из камеры в период проведения массового выпуска руды. В зависимости от угла наклона рудного тела незначительной объем руды может оставаться на почве ортов-заездов на неподроботанных камерой нижнего горизонта участках ортов-заездов [9].

Потери руды на последнем днище в нижней части блока зависят от степени полноты выпуска рудной массы из камеры. Расчеты потерь руды в навале проводились исходя из условия прекращения выпуска рудной массы при достижении зазора между поверхностью навала и кровлей сопряжения выпускного орта-заезда с камерой не более 1 м. Оставленная из этих условий не выпущенная руда формирует величину потерь на последнем днище. Общие потери руды на днище определялись в зависимости от площади сечения навала руды в створе с ортом-заездом с учетом поправочного коэффициента 1,2, учитывающего наличия «гребешков» в пространстве между выпускными «окнами» ортов-заездов [9].

В расчетах в качестве разубоживающей массы учитывался полный объем породы из внутриконтурных включений, соответствующий значению коэффициента рудоносности [9, 46].

Расчет (неопт) в таблице – расчет по классической схеме, утвержденной на предприятии. Расчет (опт) – расчет параметров ведения горных работ по предложенному в исследовании методу. Фактические показатели – установленный по результатам отработки камер факт. Фактические величины потерь и разубоживания в экспериментальных блоках рассчитывались с помощью трёхмерного лазерного сканирования и программного обеспечения MineSight, контроль результатов проводился маркшейдерско-геологическим учетом.

Таблица 15 – Показатели отработки выемочных камер

№ п/п	Наименование показателя	Ед. изм.	Камера 1-79– С ₁			Камера 1-79 – С ₂			Камера 1-80 – С ₃		
			Расчет (неопт)	Расчет (опт)	Факт	Расчет (неопт)	Расчет (опт)	Факт	Расчет (неопт)	Расчет (опт)	Факт
1	Диаметр разведочных скважин	мм									
	- пробуренных из блока		-	85	85	-	85	85	-	85	85
	- пробуренных с в. подэтажа		85	85	85	85	85	85	85	85	85
2	Пробурено погонных метров	п.м.									
	- из блока		-	200	186	-	184	189	-	192	194
	- с верхнего подэтажа		494	560	582	468	521	493	427	538	567
3	Параметры выемочной камеры	м									
	-длина		50	35	34,28	50	35	35,11	50	30	30
	-ширина		5	3	2,91	5	3	3,12	5	2,8	2,74
	-высота		60	60	60	60	60	60	60	60	60
4	Параметры забоя	м									
	-ширина		4	2,65	2,71	4	2,65	2,56	4	2,65	2,79
	-прирезка породы		1	0,4	0,4	1	0,4	0,4	1	0,4	0,4
5	Трудозатраты:	чел.см/м ³									
	- на разведочных работах		0,071	0,058	0,053	0,071	0,057	0,051	0,071	0,059	0,054
	- на очистных работах		0,082	0,089	0,094	0,082	0,092	0,088	0,082	0,089	0,087
	- на нарезных работах		0,137	0,137	0,108	0,137	0,137	0,111	0,137	0,137	0,121
6	Удельный вес нарезных работ	%	15	14,7	13,8	15	14,8	15,4	15	16,2	17,1
7	Производительность труда забойного рабочего на очистных работах	м ³ /чел. см.	11,6	11,6	11,2	11,6	11,6	10,9	11,6	11,6	11,8
8	Производительность труда забойного рабочего на нарезных работах	м ³ /чел. см.	7,3	7,3	7,1	7,3	7,3	7,1	7,3	7,3	7,2
9	Расчетная производительность блока с учетом нарезных работ	т/мес.	5200	5000	4926	5200	5000	4917	5200	5000	4893

Продолжение Таблицы 15 – Показатели отработки выемочных камер

№ п/п	Наименование показателя	Ед. изм.	Камера 1-79 – С ₁			Камера 1-79 – С ₂			Камера 1-80 – С ₃		
			Расчет (неопт)	Расчет (опт)	Факт	Расчет (неопт)	Расчет (опт)	Факт	Расчет (неопт)	Расчет (опт)	Факт
10	Потери	%									
	- максимально возможные		2,6	2,76	2,01	2,6	2,57	1,39	2,6	2,09	1,83
	- минимально возможные		-	1,74		-	1,48		-	1,51	
11	Разубоживание	%									
	- максимально возможное		48,2	67,79	54,41	48,2	61,72	49,11	57,2	74,61	62,79
	- минимально возможное		-	31,65		-	33,94		-	28,74	

ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ

- На основании определения прочностных свойств и НДС массива, были разработаны рациональные параметры выемочных камер, позволяющие минимизировать вторичное разубоживание за счет снижения вывалов вмещающей породы с кровли и боков выемочной камеры;
- Предложены минимально допустимые параметры забоя, обеспечивающие наименьшее НДС массива в призабойной и прикамерной зонах, тем самым повысив устойчивость очистного пространства;
- В ходе экспериментальной работки камер, успешно апробирован предлагаемый метод по минимизации потерь и разубоживания полезного ископаемого, показавший устойчивое снижение фактических показателей потерь и разубоживания, а также продемонстрировал лучшую сходимость расчетных (плановых) и фактических показателей отработки, что в значительной мере повышает эффективность ведения горных работ

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, представляющей собой законченную научно-квалификационную работу, на основании выполненных автором теоретических и экспериментальных исследований приведено решение актуальной научной задачи минимизации потерь и разубоживания при разработке жильных месторождений со сложным морфологическим строением, имеющей важное значение для повышения эффективности добычи рудных полезных ископаемых подземным способом.

Основные научные результаты, выводы и рекомендации, полученные лично автором:

1. Произведен обзор и анализ наиболее распространенных методов и методик снижения потерь и разубоживания при разработке сложноструктурных маломощных месторождений.
2. На основании дифференцированного подхода по организации сетей скважин сопроводительной геологоразведки и анализа ошибки геометризации определена рациональная конфигурация сети скважин сопроводительной разведки при разработке жильных месторождений со сложным морфологическим строением.
3. Установлено, что учет параметров зон контактной неопределенности при моделировании рудного тела с синусоидальными контактами «руда-порода» позволяет произвести наиболее точный расчет плановых показателей потерь и разубоживания в камере.
4. В зависимости от состава слагающих горный массив пород, их прочностных свойств и максимально допустимых горизонтальных и вертикальных напряжений установлены рациональные параметры выемочной камеры и забоя, что позволяет минимизировать или исключить эффект вторичного разубоживания.
5. Для верификации метода была проведена отработка экспериментального эксплуатационного блока. Сгущение сетей скважин сопроводительной разведки позволило обнаружить зоны

промышленной минерализации, с высокой долей достоверности установить морфологию и мощность рудного тела на всей протяженности эксплуатационного блока, тем самым позволив расположить выемочные камеры таким образом, при котором достигаются наилучшие качественно-количественные показатели и повышается безопасность ведения горных работ.

- б. Разработанный метод по минимизации потерь и разубоживания полезного ископаемого внедрен и успешно апробирован на предприятиях, разрабатывающих маломощные жильные месторождения сложного морфологического строения, что подтверждается соответствующей справкой.

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Авдонин В.В., Лыгина Т.И., Мельников М.Е., Ручкин Г.В., Шатагин Н.Н. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых. Фонд, Москва, 2007 г., 540 с., УДК: 553; 622.
2. Агошков М.И., А.Ф. Назарчик, М.Е. Мухин. Системы разработки жильных месторождений. М.: Госгортехиздат, 1958. 259 с.
3. Агошков М.И., Александров Е.Ф., Галченко П.И. и др. Опыт работы по усовершенствованной технологии разработки тонких жил. М.: Гипроцветмет, 1960. 32 с.
4. Агошков М.И., Бронников Д.М. К методике определения минимального промышленного содержания металла в руде // Тр. ИГД АН СССР. 1954. Т. 1. С. 47-51.
5. Агошков М.И., Мамсуров Л.А., Мухин М.Е., Назарчик А.Ф., Рафиенко Д.И. Системы разработки жильных месторождений. Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу, Москва, 1960 г., 376 стр.
6. Агошков М.И., Назарчик А.Ф. Исследование потерь при системе с отдельной выемкой // Горн. журнал. 1954. № 3. С. 16-21.
7. Агошков М.И., Никаноров В.И., Панфилов Е.И., Рыжов В.П., Синдаровская Н.Н., Шитарев В.Г. Техничко-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр Недр, Москва, 1974 г., 312 стр., УДК: 622.3.013.364.2.003.19
8. Адушкин В. В., Гарнов В. В., Спунгин В. Г. Движение структурных блоков массива горных пород при динамическом воздействии / Сб.: Взрывное дело. — М.: Недр, 1990. — № 90/47.
9. Альбов М.Н. Опробование месторождений полезных ископаемых. М.: Недр, 1975. 231 с.

10. Баклашов И.В. Деформирование и разрушение породных массивов. М.: Недра, 1988. –С. 271.
11. Батрак В.И., Иванов В.Н., Катарский М.Ю. Вопросы контроля разведочного опробования на рудных месторождениях//Тр. ЦНИГРИ, 1977. Вып. 130. с. 73—81.
12. Борщ-Компониец В. И. Механика горных пород, массивов и горное давление: учеб. пособ. // МГИ. – М.: МГИ, 1968. – 483 с.
13. Божинский А.П., Селезнев А.П. Роль буровых работ при разведке золоторудных месторождений//Тр. ЦНИГРИ, 1977. Вып. 130. с. 47—65.
14. Варгунина Н.П. Минеральные, генетические и геохимические особенности бананц на золото-серебряном месторождении//Докл. АН СССР, 1982. Т. 262. № 3. С. 671 — 674.
15. Воларович Г.П., В. Н. Иванов. Методика разведки золоторудных месторождений // ЦНИГРИ, Москва, 1991 г., 343 стр., УДК: 550.8
16. Волков Ю.В., Соколов И.В., Антипин Ю.Г. Исследование влияния увеличенных геометрических параметров камеры на эффективность ее отработки // Проблемы недропользования: материалы II Всероссийской молодёжной науч.-практ. конф. / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2008. – С 36-44.
17. Вохмин С. А., Требуш Ю. П., Ермолаев В. Л. Планирование показателей извлечения при подземной разработке месторождений полезных ископаемых — Красноярск: ГАЦМиЗ, 2002, 160 с.
18. Вохмин С.А. Методические основы нормирования показателей извлечения из недр при отработке рудных и нерудных месторождений подземным способом // Вестник МГТУ им. Г. И. Носова №2 – Магнитогорск, 2010, -С. 10–15.
19. Вохмин С.А., Требуш Ю.П., Курчин Г.С., Майоров Е.С. Нормирование показателей извлечения из недр при одновременной отработке запасов // Современные проблемы науки и образования. – 2012. – № 2. -С. 1-6.

20. Гатов Т.А. Экономическая оценка месторождений цветных металлов. М.: Недра, 1975. 262 с.
21. Глубинные поиски полиметаллических и золото-сульфидных руд на основе скважинных геофизических и геохимических методов (методическое руководство). Л.: Недра, 1968. 184 с.
22. Дворник Г.П. Оценка изменчивости содержания золота и серебра в рудах и их качества при разведке и разработке золоторудных месторождений // Изв. вузов. Горный журнал. 2011. № 3. С. 120–125.
23. Погребницкий Е.О., Парадсев С.В., Портов Г.С., и др. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых // М.: Недра, 1977, 405 с.
24. Кушнарев П.И. Научно-методические основы количественной оценки разведанности золоторудных месторождений // Диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук, 2022, -С. 192
25. Кожиев Х. Х., Ломоносов Г. Г. Рудничные системы управления качеством руд. — М., Горная Книга, 2008, 292 с.
26. Крамсков Н.П., Вохмин С.А., Требуш Ю.П., Курчин Г.С., Майоров Е.С. Методика нормирования потерь и разубоживания руды при подземной разработке кимберлитовой трубки «Айхал» // Горный журнал, № 12, 2013, С. 34-37.
27. Курчин, Георгий Сергеевич. Обоснование методологии управления показателями полноты и качества извлечения при подземной разработке алмазосодержащих руд // Г. С. Курчин. — Красноярск: СФУ, 2023, 377 с.
28. Ломоносов Г. Г. Горная квалиметрия. — М., Горная Книга, 2007., 201 с.
29. Ломоносов Г. Г. Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений. — М., Горная Книга, 2013., 517 с.
30. Лялин Н. А. Оценка потерь и разубоживания при разработке маломощных жильных залежей с применением систем с магазинированием руды // Маркшейдерский вестник. 2023. №1 (149). С. 33–39.

- 31.Лялин Н. А., Абрамян Г. О. Моделирование маломощных жильных рудных тел сложного морфологического строения с использованием последовательного гауссовского моделирования // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2024. № S5. С. 3–17.
- 32.Лялин Н. А., Беспалова Ю. А. Оценка потерь и разубоживания руды при комбинированной системе разработки подземным способом месторождений со сложным морфологическим строением. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2023. № S3-2. С.3-12;
- 33.Мальцев К. А., Мухарамова С. С. Построение моделей пространственных переменных (с применением пакета Surfer). Учебное пособие // Казань: Казанский университет, 2014, 103 с.
- 34.Нарсеев В.А., Левин Г.Б., Лось В.Л. Структура распределения содержания полезного компонента, уровни минерализации и рудные столбы // Проблемы образования рудных столбов. Новосибирск: Наука, 1969. С. 15—21.
- 35.Певзнер М. Е., Попов В. Н., Макаров А. Б. Механика массива горных пород. М.: Горная книга, 2011. - 421 с.
- 36.Петров Ю. И. Особенности геохимической зональности первичных ореолов жильных золоторудных месторождений//Оценка глубокозалегающих жильных золоторудных месторождений. М.: 1980. С. 39—50.
- 37.Сас, И. Е., Бершов А. В. Об особенностях модели поведения скального грунта Хоека - Брауна и задании ее исходных параметров // Инженерные изыскания. – 2015. – № 13. – С. 42-47.
- 38.Сидоров А. А. Об эпитегрмальном и мезотермальном оруденении Северо-Востока России // Доклады Академии Наук. 2004. №6. Том 395. С. 794-798.

39. Сидоров А. А., Волков А. В., Савва Н. Е. Вулканизм и эпиптермальные месторождения // Вулканоология и сейсмология. 2015. №6. С. 3-12.
40. Сиразутдинов А.М. Основные показатели промышленных кондиций на руды цветных металлов. Алма-Ата: Наука, 1973. 204 с.
41. Курманкожаев А. Системно-структурные основы обеспечения полноты извлечения полезных ископаемых: дис. д.т.н., спец. 05.15.01 - "Маркшейдерия" // М.: Изд-во Казах. политехн. ин-та, 1991. -С. 286.
42. Нуржумин К., Курманкожаев А. Способы оценки геолого-геометрических зависимостей между параметрами выемочных участков по месторождению // Труды университета. - 2010. - № 1. - С. 63-66
43. Справочник по маркшейдерскому делу. М.: Недра, 1973. 487 с.
44. Ставрогин, А.Н. Механика деформирования и разрушения горных пород / А.Н. Ставрогин, А.Г. Протосеня/ – М.: Недра, 1992. –224 с.
45. Ставрогин, А.Н. Прочность горных пород и устойчивость выработок на больших глубинах / А.Н. Ставрогин, А.Г. Протосеня/ – М.: Недра, 1985. –271 с.
46. Стефанович В. В. Применение коэффициента рудоносности. М.: Недра, 1972. 80 с.
47. Стефанович В. В. Системный подход в геолого-экономической оценке месторождений полезных ископаемых//Сов. геология, 1989, № 4. С. 3-9.
48. Стефанович В. В., Блинова Е. В. Методика геолого-экономической оценки золоторудных месторождений и рудопроявлений на стадии поисков. М.: ЦНИГРИ, 1981, -С. 15.
49. Техничко-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр / под общ. ред. М. И. Агошкова. — М. : Недра, 1974. — 312 с.
50. Фисенко, Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок – М., Недра, 1976., с. 271.

51. Флеров И.Б., Стефанович В.В. и др. Методическое руководство по определению прогнозных ресурсов золота и серебра. М.: ЦНИГРИ, 1982. 54 с.
52. Цыгалов, М.Н. Подземная разработка с высокой полнотой извлечения руд. - М.: Недра, 1985., с. 272.
53. Четвериков Л.И. Анизотропия строения тел полезных ископаемых // Научн. конференция ВГУ. Секция геол. доклады. –Воронеж, 1966. -С.4-6.
54. Четвериков Л.И. Оценка анизотропии наблюдаемой изменчивости параметров тел полезных ископаемых // Изв. вузов. Горный журнал. - 1972. -№4. -С.36-40.
55. Четвериков Л.И. Симметрия анизотропии структуры геологических тел // Симметрия в природе. -Л, 1971. -С.207-210.
56. Шеховцов В.С., Шеховцова В.О. Методика расчета проектных потерь и разубоживания руды при отработке слепых залежей // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2012. № 9. -С. 329–332.
57. Ясковский П. П. Оценка степени прерывистости рудных залежей//Разведка и охрана недр, 1979, № 3. С. 22—25.
58. Balmer, G. 1952. A general analytical solution for Mohr's envelope. Am. Soc. Test. Mat. 52, pp. 1260-1271.
59. Barton, N. Review of a new shear-strength criterion for rock joints / N. Barton // Engineering Geology. 1973. Vol. 7. No 4. – pp. 287-332.
60. Bawa H. E., Yendaw J.A., Kansake B.A., Bansah K. J. Rockmass characterization for open pit slope design using kinematic analysis / 51st U.S. Rock Mechanics/Geomechanics Symposium, San Francisco, California, USA. Conference Paper, 2017. pp. 25-28
61. Bieniawski Z.T. 1976. Rock mass classification in rock engineering. In Exploration for Rock Engineering, Proc. of the Symp., (ed. Z.T. Bieniawski) 1, pp. 97-106.

62. Brady B. H. G., Brown E. T. *Rock Mechanics for Underground Mining* – George Allen & Unwin, 1985.
63. Brady, B.H.G. *Rock mechanics for underground mining, third edition* // B.H.G. Brady, E.T. Brown. – Kluwer academic publishers, 2005., pp. 645.
64. Brown C., Thomas G. (2000) Experimental studies of ignition and transition to detonation induced by the reflection and diffraction of shock waves, *Shock Waves*, 10(1):23-32.
65. Clark, L. *Minimizing Dilution in Open Stope Mining with Focus on Stope Design and Narrow Vein Longhole Blasting*. Ph.D. Thesis, University of British Columbia, Vancouver, BC, Canada, 1998.
66. Deere D.U. *Geological Considerations* // *Journal of Rock Mechanics in Engineering Practice*. 1968. P. 1-20.
67. Diederichs, M.S., & Kaiser, P.K. (1999). Tensile strength and abutment relaxation as failure control mechanisms in underground excavations. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 36, 69–96.
68. Goodman, Richard E. *Block theory and its application to rock engineering* // Richard E. Goodman. – Prentice Hall, 1985., pp. 352.
69. Hagoort J., Weatherill B., Settari A. (1980). Modeling the Propagation of Waterflood-Induced Hydraulic Fractures // *Society of Petroleum Engineers Journal*. № 20, pp. 293–303.
70. Haimson B.C., Fairhurst C. (1969). In-Situ Stress Determination At Great Depth By Means Of Hydraulic Fracturing., pp. 559-585.
71. Hock E. and Brown E. T., The Hock-Brown failure criterion – a 1988 update. *Proc. 15th Can. Rock Mech. Symp.* University of Toronto, 1988, pp. 31-38.
72. Hoek E. Strength of rock and rock masses // *ISRM News Journal*. 1994. N 2(2). P. 4-16.
73. Hoek E., Carter T.G., Diederichs M.S. Quantification of the geological strength index chart / *Proceedings of the 47th US Rock Mechanics "Geomechanics Symposium"*. San Francisco, USA, 2013. P. 1-8.

74. Hoek E., Wood D., Shah S. A modified Hoek-Brown failure criterion for jointed rock masses // Eurock 1992: Proceedings of the International ISRM Symposium on Rock Characterization. - London, 1992. - P. 209-213.
75. Hoek, E. 1990. Estimating Mohr-Coulomb friction and cohesion values from the Hoek-Brown failure criterion. *Intl. J. Rock Mech. & Mining Sci. & Geomechanics Abstracts*. 12 (3), pp. 227-229.
76. Hoek, E. 1994. Strength of rock and rock masses, *ISRM News Journal*, 2 (2), pp. 4-16.
77. Hoek, E. Evolution of the Hoek-Brown criterion and the associated Geological Strength Index GSI., www.rocscience.com., 2012., pp. 52.
78. Hoek, E., Carranza-Torres, C.T., and Corkum, B. (2002), Hoek-Brown failure criterion – 2002 edition. *Proc. North American Rock Mechanics Society meeting in Toronto in July 2002.*, pp. 267-273.
79. Hoek, E., Marinos, P. and Benissi, M. 1998. Applicability of the Geological Strength Index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses. The case of the Athens Schist Formation. *Bull. Engg. Geol. Env.* 57(2), pp. 151-160.
80. Henning, J. G., and Mitri, H. S. Examination of hanging-wall stability in weak rock mass. *CIM Bulletin* 92(1032), 1999, pp. 40-44.
81. Hubbert M., Willis D.G. (1957). *Mechanics of Hydraulic Fracturing*. *Transactions of the AIME*; 75:239–57. pp. 153-168.
82. Hutchison D. J., Diederichs M. S. *Cablebolting in Underground Mines*. BiTech Publishers Ltd, 1996.
83. Jaeger J.C., Cook N.G.W. (1969). *Fundamentals of rock mechanics*., pp. 73
84. Kirsch E.G. (1898). *Die Theorie der Elastizität und die Bedürfnisse der Festigkeitslehre*, *Zeitschrift des Verlines Deutscher Ingenieure // Zeitschrift des Vereines deutscher Ingenieure*. Vol. 42. pp. 797–807.
85. Labuz, J.F., Zang, A. Mohr–Coulomb Failure Criterion. *Rock Mech Rock Eng* 45, 2012, pp. 975–979.

86. Laubscher D. H. A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design, *J. S Afr. Inst. Min. Metall*, 1990, 90(10): 257–273.
87. Li, Bo. Anisotropic shear behavior of closely jointed rock masses // Li Bo, Yujing Jiang, Tateru Mizokami, Kouji Ikusada, Yasuhiro Mitani // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2014. Volume 71. P. 258-271.
88. Liu, X.G.; Zhang, G.L.; Liu, X.B. Analysis of ore loss and dilution in pillarless sublevel caving. *Met. Mine* 2006, № 1, pp. 53–60.
89. Luo, Z.Q.; Zhang, B.; Liu, X.M. Calculation method for mining loss and ore dilution based on CMS precision survey. *Met. Mine* 2007, № 10, pp. 84–88.
90. Mathews K. E., Hoek E., Wyllie D. C. and Stewart S. B. V. Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1,000 meters in hard rock. Golder Associates Report to Canada Centre for Mining and Energy Technology (CANMET), Department of Energy and Resources, Ottawa, Canada, 1980., pp 3-17.
91. Mawdesley C. Predicting cave initiation and propagation in block caving mines. PhD thesis, University of Queensland, Brisbane, 2002., pp. 258.
92. Priest, S. D., & Hudson, J. A. (1981). Estimation of Discontinuity Spacing and Trace Length Using Scanline Surveys. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 18, 183-197.
93. Pakalnis R., Vongpaisal S. Empirical Design Methods - UBC Geomechanics. In *Proceedings of the 100th CIM Annual General Meeting*, Montreal., 1988, pp. 3-7.
94. Potvin Y., Hudyma M.R. and Miller H. D. S. Design guidelines for open stope support. *CIM Bull*, 1989, 82(926): 53–62.
95. Scoble, M.J. & Moss, A. (1994). Dilution in underground bulk mining: Implications for production management, mineral resource evaluation, II. *Geol. Soc. Sp. Publ.*, № 79, pp 95–108.
96. Stewart S. B. V and Forsyth W. W. The Mathews' method for open stope design. *CIM Bull*, 1995, 88(992): 45–53.

97. Stephenson, RM & Sandy, MP 2013, 'Optimising stope design and ground support – a case study', in Y Potvin & B Brady (eds), Ground Support 2013: Proceedings of the Seventh International Symposium on Ground Support in Mining and Underground Construction, Australian Centre for Geomechanics, Perth, pp. 387-400.
98. Tait, L. An Investigation into Using Artificial Neural Networks for Empirical Design in the Mining Industry. Ph.D. Thesis, University of British Columbia, Vancouver, BC, Canada, 1998., pp. 211.
99. Trueman R., Mikula P., Mawdesley C. and Harries N. Experience in Australia with the application of the Mathews' method for open stope design. CIM Bull, 2000, № 93 (1036): pp. 162–167.
100. Trevor S.M., Dilution control at Hudson Bay mining & smelting, Flin Flon operations. In Proceedings of the 93rd CIM annual general meeting, Vancouver, British Columbia, 1991, pp. 481-494.
101. Vokhmin S.A., Kytmanov A.A., Kurchin G.S., Trebush Y.P., Kirsanov A.K. Calculation of loss volumes and dilution of mineral deposits in near-contact zones // ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences, №12, 2017 pp 5447 – 5556.
102. Wang, J. Influence of Stress, Undercutting, Blasting and Time on Open Stope Stability and Dilution. Ph.D. Thesis, University of Saskatchewan, Saskatoon, SK, Canada, 2004., pp. 273.



Общество с ограниченной ответственностью

«ГЕО-ПРОЕКТ»

Юридический адрес: 119049, Г. Москва, Вн.тер.г. муниципальный округ Якиманка, ул. Крымский Вал, д.3, стр.2, помещ. 56/1ч.
ОГРН: 1097746090771, ИНН: 7707698209 Телефон: (495) 660-17-75, E-mail: mirpoffice@mirpoo.ru

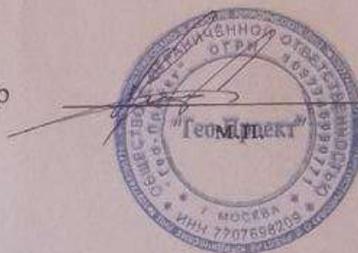
СПРАВКА

о внедрении результатов диссертационного исследования Н.А. Лялина

В рамках научно-исследовательских и производственных работ компанией ООО «Гео-Проект» были внедрены и успешно апробированы результаты диссертационного исследования Н.А. Лялина на тему «Разработка метода минимизации потерь и разубоживания полезного ископаемого при освоении жильных месторождений сложного морфологического строения».

Разработанный метод позволил снизить потери и разубоживание полезного ископаемого при разработке маломощных жильных месторождений сложного морфологического строения, что использовалось на горнопромышленных предприятиях, разрабатывающих золоторудные месторождения.

Генеральный директор



А.С. Шуклин