

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

*На правах рукописи*

Тхориков Андрей Игоревич



ПРОГНОЗ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА  
ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ БОГАТЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

25.00.20 – Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика  
и горная теплофизика

Диссертация на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Научный руководитель  
доктор технических наук, профессор Трушко В.Л.

Санкт-Петербург – 2021 год

## ОГЛАВЛЕНИЕ

<b>ВВЕДЕНИЕ</b> .....	4
<b>ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ</b> .....	9
1.1 Геологические и гидрогеологические условия разработки железнорудных месторождений (на примере Яковлевского месторождения).....	9
1.2 Анализ технологий подземной разработки месторождений богатых железных руд .....	19
1.3 Анализ методов прогноза устойчивости и оценки НДС массива при подземной разработке массива богатых железных руд.....	29
1.5 Выводы по главе 1 .....	33
<b>ГЛАВА 2 НАТУРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ НДС МАССИВА И УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК</b> .....	34
2.1 Методика натуральных исследований.....	34
2.2 Исследование природного поля напряжений и его изменений при ведении горных работ .....	36
2.3 Определение физико-механических свойств породного, рудного и закладочного массива .....	42
2.4 Исследование изменения НДС и форм потери устойчивости горных выработок при ведении горных работ.....	60
2.5 Выводы по главе 2.....	72
<b>ГЛАВА 3 ОБОСНОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ И ЧИСЛЕННОЕ 4D МОДЕЛИРОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЯ НДС МАССИВА ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ</b> .....	74
3.1 Методика численного моделирования НДС массива.....	74
3.2 Выбор и обоснование геомеханической модели рудного и породного массива .....	80
3.3 Математическое моделирование и анализ результатов .....	86

3.4 Выводы по главе 3.....	89
<b>ГЛАВА 4 РАЗРАБОТКА РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО ПРОГНОЗУ НДС МАССИВА ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ И ОЦЕНКЕ УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....</b>	<b>90</b>
4.1 Методика прогноза НДС массива при отработке запасов богатых железных руд.....	90
4.2 Методика оценки устойчивости горных выработок в рудном и породном массиве .....	92
4.3 Рекомендации по повышению устойчивости горных выработок и безопасному ведению горных работ .....	94
4.4 Выводы по главе 4.....	96
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....</b>	<b>97</b>
<b>СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ .....</b>	<b>99</b>

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность темы исследования и степень ее разработанности.** Ежегодный объем добычи и производства товаров железных руд в мире составляет несколько миллиардов тонн в год и около 50 % поступает на мировой рынок. Ежегодный оборот ЖРС сырья составляет десятки миллиардов долларов США. Современные прогнозы предсказывают рост торговли железорудным сырьем в 1.5 раза. На данный момент Австралия и Бразилия контролируют 65% мирового рынка торговли ЖРС, однако у России существует возможность укрепить позиции на восточноевропейском рынке. В настоящий момент Россия добывает около 100 млн. т руды в год и планирует наращивать объемы. Для резкого наращивания объемов добычи необходимо обратить внимания на регионы, обладающие обширными запасами богатых железных руд, например на регион Курской магнитной аномалии. В данном регионе среди прочих выделяется Яковлевское месторождение с содержанием железа в руде до 69%. На данный момент извлекаемые запасы месторождения составляют 40 млрд. т. Разработка месторождения ведется подземным способом. Данное месторождение является уникальным по качеству добываемого сырья и по сложности гидрогеологических условий. Особую сложность составляет глубина разработки месторождения, которая доходит до 500-600 м. Поэтому для успешного освоения месторождения и обоснования безопасности ведения горных работ необходимо иметь прогноз изменения напряженно-деформированного состояния (НДС) массива с учетом развития горных работ и увеличением глубины разработки.

Исследованием напряженно-деформированного состояния массива железорудных месторождений занимаются российские ученые Протосеня А.Г., Трушко В.Л., Дашко Р. Э, Протодьяконов М. М. Протодьяконов М. М. младший, Котенков А. В., Карасев М. А., Румянцев А.Е., Харисов Т. Ф., Айнбиндер И. И., Овчаренко О. В., Пацкевич П. Г., Еременко В. А., Зотеев О. В. и зарубежные ученые Бартон Н., Хок Е., Браун, Мор, Бандис С., Лэнгфорд Дж., Мах Кр., Вайли Д. и др.. Однако не решена задача прогноза НДС массива

во времени при развитии горных работ с учетом наличия высоконапорных водоносных горизонтов в налегающей толще горных пород.

**Цель работы.** Обеспечение устойчивости горных выработок и безопасности ведения горных работ при разработке месторождений богатых железных руд под высоконапорными водоносными горизонтами на основе прогноза НДС рудного массива.

**Идея работы.** Прогноз изменения напряженно-деформированного состояния рудного массива реализуется на основе обоснованного натурными данными критерия прочности с учетом развития горных работ во времени при наличии высоконапорных водоносных горизонтов.

#### **Основные задачи работы:**

1. Выполнить анализ условий разработки месторождений богатых железных руд и методов прогноза НДС массива горных пород.
2. Выполнить оценку форм потери устойчивости горных выработок при ведении горных работ на месторождениях богатых железных руд.
3. Выявить закономерности изменения НДС рудного, породного и закладочного массивов по результатам натуральных исследований.
4. Обосновать геомеханическую модель и критерий прочности рудного массива.
5. Выполнить математическое моделирование и выявить закономерности изменения НДС массива с учетом развития горных работ во времени.
6. Разработать методику прогноза НДС массива во времени при наличии высоконапорных водоносных горизонтов.
7. Разработать рекомендации по прогнозу изменения НДС массива и повышению устойчивости горных выработок при развитии горных работ.

#### **Научная новизна работы:**

1. Разработана пространственная геомеханическая модель напряженно-деформированного состояния массива богатых железных руд для условий месторождений Курской магнитной аномалии.

2. Выявлены закономерности изменения НДС рудного массива во времени с учетом развития горных работ и влияния высоконапорных водоносных горизонтов.

#### **Теоретическая и практическая значимость работы:**

1. Разработаны рекомендации по изменению геометрических параметров выработок, повышающих их устойчивость, на основе прогноза изменения НДС массива горных при развитии горных работ во времени;

2. Разработана пространственная геомеханическая модель массива с применением сертифицированного программного комплекса Abaqus CAE для численного моделирования НДС массива богатых железных руд, показавшая хорошую сходимость результатов моделирования с данными, полученными в результате натурных исследований.

**Методология и методы исследования.** Работа выполнена с использованием комплексного метода исследований, включающего анализ опубликованных источников и результатов натурных исследований, численное моделирование геомеханических процессов и экспериментальную проверку разработанных рекомендаций.

В качестве основных инструментов исследования применен натуральный эксперимент и программно-аппаратный комплекс Simulia Abacus CAE, который позволяет решать сложные инженерные задачи.

#### **На защиту выносятся следующие положения:**

1. Напряженно-деформированное состояние рудного массива вокруг выработок следует описывать упруго-пластической моделью, учитывающей нелинейный характер деформирования рудного массива.

2. Расчет НДС рудного массива с наличием высоконапорных водоносных горизонтов следует вести с использованием критерия прочности Хоека-Брауна.

3. Повышение устойчивости горных выработок достигается изменением геометрических параметров горных выработок на основе прогноза НДС массива при развитии горных работ.

**Степень достоверности результатов исследования**, научных положений и рекомендаций обеспечивается представительным объемом данных натурных наблюдений, использованием современных методов численного моделирования геомеханических процессов и удовлетворительной сходимостью результатов натурных и численных исследований.

**Апробация результатов.** Результаты исследований и основные научные положения докладывались:

– На международной научно-практической конференции «Современные проблемы геомеханики при освоении месторождений полезных ископаемых и подземного пространства мегаполисов» в Горном Университете (ноябрь 2017 г.);

– На международной научно-практической конференции «Промышленная безопасность предприятий минерально-сырьевого комплекса в XXI веке» (25-26 октября 2018 г.)

– На всероссийской научной конференции «Современные образовательные технологии в подготовке специалистов для минерально-сырьевого комплекса» (март 2020 г.)

**Личный вклад автора** заключается в постановке целей и задач исследования; построении геомеханической модели и выполнении расчетов НДС рудного массива с учетом фактора времени; формулировке научных положений и анализе полученных результатов исследований; разработке практических рекомендаций по повышению устойчивости выработок при ведении горных работ.

**Публикации по работе.** Основные результаты исследования в достаточной степени освещены в 5 печатных работах, в том числе в 2 статьях – в изданиях из перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора наук (далее – Перечень ВАК), в 1 статье в изданиях, входящих в международную базу данных и систему цитирования (Scopus). Подана 1 заявка на получение патента.

**Структура работы.** Диссертация состоит из оглавления, введения, 4 глав с выводами по каждой из них, заключения, списка литературы, включающего 103 наименования. Диссертационная работ изложена на 110 страницах машинописного текста, содержит 57 рисунков и 17 таблиц.

## ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ

### 1.1 Геологические и гидрогеологические условия разработки железорудных месторождений (на примере Яковлевского месторождения)

По структуре строение месторождения разбивается на два этажа. Первый этаж – нижний, состоит из пород докембрия. Верхний этаж складывается осадочными породами мезозоя, палеозоя и кайнозоя. Общая мощность данных этажей составляет 440-580 м [2, 11].

Образования докембрия являются кристаллическими и в основном представлены плагиогранитами архея и метафорическими породами протерозоя. Данные породы являются кварцитами и сланцами. Работы на этом этаже ведутся на глубине вскрытия, равной примерно 460-530 м в зоне выветривания железистых кварцитов.

Рудное тело Яковлевского месторождения, в зоне ведения работ, представляет собой мощную сложносоставную полосообразную залежь. Строение залежи сложноблоковое, а ширина составляет 200-350 м с простираем на северо-запад. Падение крутое – 60-70°, с направлением падения на северо-восток.

У рудной залежи Яковлевского месторождения весьма сложное строение ввиду неравномерности распределения различных сортов руд по падению и простираем всего тела. В пределах шахтного поля ведется в первую очередь отработка следующих видов руд: рыхлые железослюдково-мартитовые и мартит-железослюдковые, железослюдково-мартитовые хлоритизированные, карбонатизированные руды, а также полурыхлые гидрогематит-мартитовые и гетит-гидрогематитовые [5, 30].

На участке горного отвода протяжённостью 1,9 км (профили III-400 и IV+1600) запасы богатых железных руд составляют по категориям В+С<sub>1</sub> 306400 тыс. тонн [22, 36].

По результатам бурения разведочных скважин с отбором кернa по сети 50×50 м, геологической документации и опробования пройденных горных

выработок оконтурены запасы, уточнена морфология, внутреннее строение рудного тела и содержание железа.

Яковлевское месторождение находится в Белгородском железорудном районе. Рассматриваемый участок ведения горных работ приурочен к Воронежской антеклизе, находящейся на южном склоне Курско-Воронежского кристаллического массива. Этот участок представляет собой крупный выступ докембрийских пород. Участок ограничен на северо-востоке Рязано-Саратовским прогибом, с противоположной стороны на северо-западе Днепровским прогибом. Основная сводовая часть поднятия рудного тела приходится на область на севере и северо-востоке от Белгородского района. Осевая линия всего месторождения простирается через Курск, Острогожск и старый Оскол. От старого Оскола и Острогожска осевая линия уходит по направлению к Павловску-на-Дону [29]. Строение рудного тела подробно представлено на рисунке 1.1

Антеклиза Яковлевского месторождения ассиметрична. Ассиметричность проявляется в том, что северные склоны являются пологими, в то время как южные склоны весьма крутые. Породы докембрия южного склона весьма быстро погружаются на большие глубины. Уступы в рельефе докембрийского фундамента, вероятно, возникли в процессе формирования Днепровско-Донецкой впадины. В процессе формирования впадины происходили широтные сбросы, что и послужило возникновению столь сложного рельефа.

### **Геологическое строение докембрийского консолидированного фундамента**

Докембрийский консолидированный фундамент представлен двумя основными видами пород архея и нижнего протерозоя – метафорическими и магматическими. На разрезе стратифицированной толщи представлены все основные серии пород месторождения (Рисунок 1.2)

Тектонические нарушения в докембрийском фундаменте района играют большую роль в формировании складчатой и постскладчатой (блоковой) структуры, размещении эндогенного оруденения, создания благоприятных структур для образования и последующего захоронения кор выветривания.

Тектонические нарушения наиболее отчетливо проявляются в "жестких" породах докембрийского фундамента, особенно в кварцитах, в меньшей мере - в сланцах.

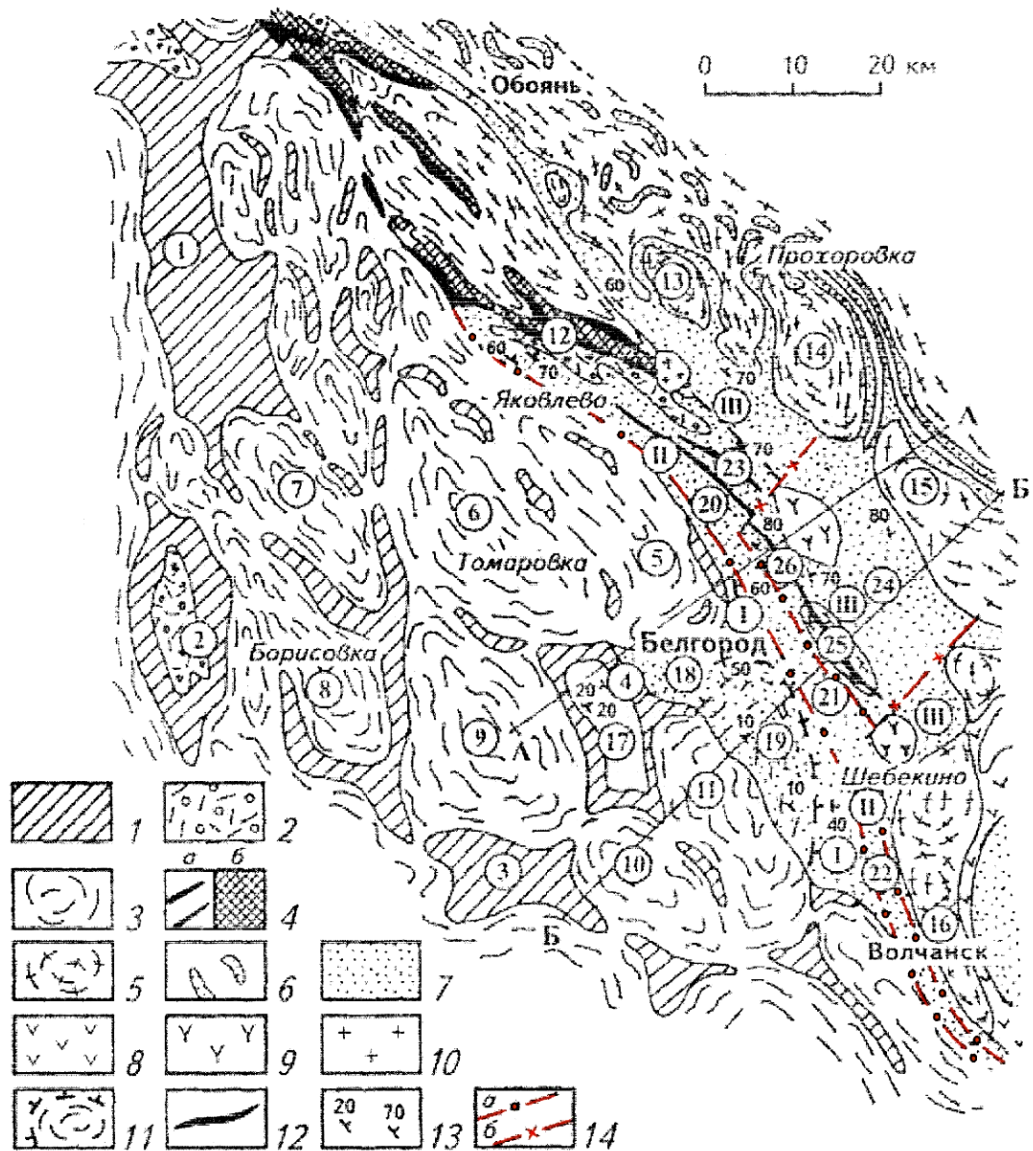


Рисунок 1.1 – Тектоническая схема докембрийской толщи Белгородского рудного района КМА [17]. Условные обозначения к рисунку 3. Вещественные комплексы: 1-3 - позднеархейской гранитно-зеленокаменной области: 1 - метабазиты, коматииты нижней части разреза Михайловской серии, 2 - металипаритодациты, метаандезиты, метатуффиты, сланцы верхней части разреза Михайловской серии, 3 - плагиогранитоиды яковлевского типа; 4 - зоны сочленения гранитно-зеленокаменной и гранулитогнейсовой областей: а - гипербазиты, б - метабазиты; 5-6 - архейского гранулитогнейсового блока, переработанного в раннем протерозое: 5 - интенсивно мигматизированные плагиогнейсы архея, двуполевошпатовые автохтонные раннепротерозойские граниты, нерасчлененные, 6 - метапесчаники, железистые кварциты, метапелиты курской серии в межкупольных синформах; 7-10 - раннепротерозойского рифтогенного грабенообразного прогиба: 7 - метаосадочные породы курской и оскольской

серий, нерасчлененные: железистые кварциты, метапесчаники, сланцы, мраморизованные доломиты, 8 - метабазиты, 9 - щелочные сиениты, габбро и пироксениты шебекинского типа, 10 - фторсодержащие субщелочные аллохтонные граниты беленихинского типа; 11 - контуры границ, погребенных под раннепротерозойскими осадочными образованиями позднеархейских гранито-гнейсовых куполов; 12 - оси антиклиналей в нижнепротерозойском комплексе; 13 - элементы залегания пород; 14 - крупные разломы: а - продольные (границы структурно-фациальных зон), б - поперечные (сдвиги) Структурные элементы (цифры в кружках): сипформы позднеархейских зеленокаменных поясов: 1 - Ракитянская, 2 - Никитская, 3 - Лопаньская, 4 - Олимпийская; позднеархейские гранито-гнейсовые купола и валы: 5 - Яковлевский, 6 - Томаровский, 7 - Трефиловский, 8 - Борисовский, 9 - Октябрьский, 10 - Никольский, 11 - Олыпанецкий; сегмент раннепротерозойского куполообразования: 12 - Береговская чешуйчатая моноклираль Курско-Корочанского архейского гранулитогнейсового блока, переработанного в раннем протерозое; раннепротерозойские гранитно-гнейсовые купола: 13 - Кочетовский, 14 - Гнездиловский, 15 - Заячий. 16 - Волчанский; Структурно-фациальные зоны Белгородского грабен-синклинория: I - Олимпийско-Разуменская (Западная): 17-18 - синклинали Репнянская (17), Западно-Белгородская (18); 19 -Разуменско-Белгородская моноклираль; II - Покровско-Шебекинская (Центральная): 20-22 - синклинали Яковлевская (20), Соловьевская (21), Таволжанская (22); 23 - Гостищевская антиклиналь; III - Ольховатско-Мелиховская (Восточная): 24 - Ольховатско-Мелиховская синклиналь; 25 - Мясоедовский раннепротерозойский гранито-гнейсовый купол; 26 - Дальнеигуменская антиклиналь.

Железистые кварциты являются основными представителями в составе железорудной свиты Яковлевского месторождения [43]. Также в пределах залежи присутствуют сланцы, которым отведена подчиненная роль в пределах железнорудной свиты залежи. Вскрытие богатых железных руд производится на глубине 460-630 м. На данной глубине отмечена зона химического выветривания железистых кварцитов вместе с железосодержащими сланцами. В пределах рассматриваемого участка рудное характеризуется, как было отмечено ранее, сложноблоковым строением, мощной полосообразной залежи с крутым 60-70° падением на северо-восток. Согласно геологической разведке генетически на месторождении выделяется два типа богатых железных руд. Коренные или остаточные коренные руды, относятся к первому типу, а второй тип – переотложенные (осадочные). Богатые железные руды (БЖР) месторождения

являются продуктами выветривания железистых кварцитов, представленных на месторождении. Переотложенные руды месторождения являются продуктами размыва, в результате попадания воды в рудную толщу и ее последующего осушения, и переотложения БЖР [24].

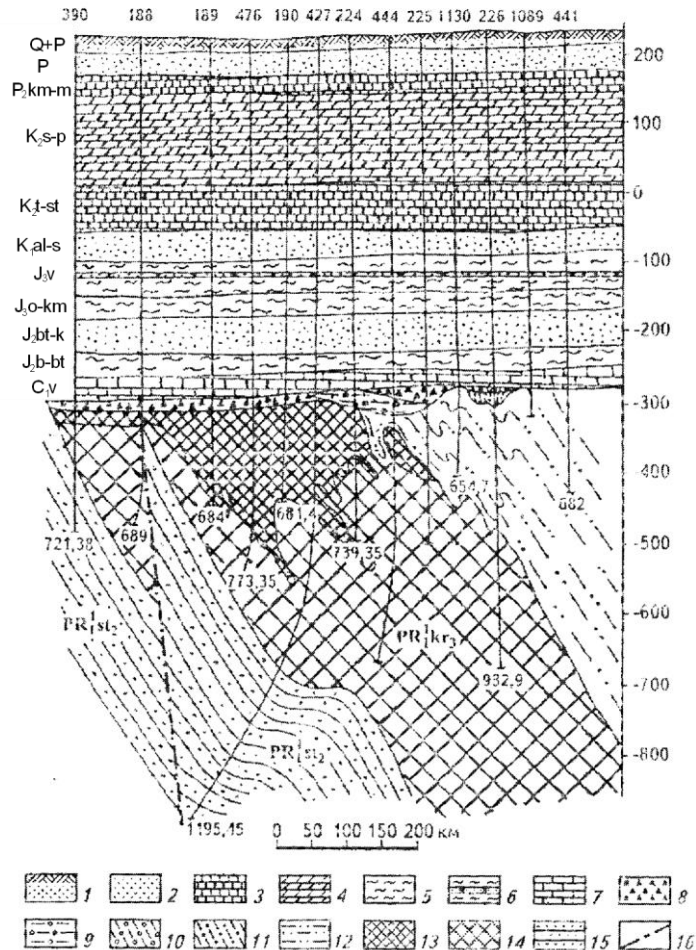


Рисунок 1.2 – Схематический геологический разрез Яковлевского месторождения [52], 1-9 - осадочные породы чехла: 1 - почвенно-растительный слой, суглинки, 2 - пески, 3 - мела, 4 - мергели, 5 - глины, 6 - глины с прослоями песчаника, 7 известняки, 8 - осадочная богатая железная руда, 9 - осадочная глинисто-шамозитовая порода; 10 – аллиты, 11 - бокситы; нижний протерозой: оскольская серия: 12 - яковлевская свита - сланцы, метаалевролиты, прослои конгломератов; 13 - мартитовые руды; курская серия: 14 - коробковская свита – железистые кварциты преимущественно железнослюдково-магнетитовые; 15 - стойленская свита - сланцы филлитовидные; 16 - линия разлома.

Переотложенные руды составляют всего 3-5% от общих запасов, в связи с этим имеют подчиненное значение, а экономическую ценность месторождения определяют коренные типы руд. Коренные типы руд представляют: рыхлые

железнослюдково-мартитовые и мартит-железнослюдковые, железнослюдково-мартитовые хлоритизированные, карбонатизированные руды, а также полурыхлые гидрогематит-мартитовые и гетит-гидрогематитовые.

### Геологическое строение осадочного чехла

Осадочная часть разреза охватывает интервал, представленный осадочными породами каменноугольного, юрского, мелового, палеогенового и четвертичного возраста. На изучаемой территории породы, слагающие осадочный чехол, характеризуются спокойным залеганием (Рисунок 1.3) [24].

Эрагеа	система	отдел	надюрс	юрс	ниже	Мощность	Характеристика пород	
								каменноугольный
МЕЗОЗОИСКАЯ	МЕЛОВАЯ	ВЕРХНИЙ				55	Пестроцветные и зеленовато-серые кварцевые и кварцево-гλυкозитовые тонко- и мелкозернистые глинистые пески, местами слабо сцементированными в песчаники.	
						70	Мел белый, трещиноватый.	
						40	Мергель от светлосерого до темносерого цвета, плотный, алевроиты, опоки и трепел	
						70	Мел белый с зеленоватым оттенком плотный в нижней части. (4-5м) опесчанен (сурка) и содержит желваки фосфорита. мергели от светло-серого до темного цвета	
						24	Пески кварцевые в верхней части тонко и мелкозернистые, в нижней - крупнозернистые и гравелистые.	
						14	Глины пестроцветные, в нижней части опесчаненные	
	ЮРСКАЯ	ВЕРХНИЙ					50	кварцевые песчаники от серого до темно-серого цвета на известковом цементе. Песчаники переслаиваются глинами и песками. Местами песчаники переходят в песчаный детритовый известняк.
							20	Глины серые, известковистые, плотные
							30	Глины с редкими маломощными прослоями известников, песков, песчаников и иногда бурых углей. Глины серые и зеленовато-серые, большей частью известковистые, песчаные. Пески и песчаники серые, мелкозернистые, глинистые, часто известковистые, образуют прослои мощностью до 0,5 м.
							25	Пески серые и темно-серые, разнозернистые, в различной степени глинистые, слюдистые. Глины темно-серые с порочесловым оттенком. Песчаники серые, слабоцементированные, мелко- и микрозернистые.
							27	Чередование глин и песков с маломощными прослоями алевроитов и песчаных углей. Глины темно-серые. Пески светло-серые, тонкозернистые, кварцевые. Алевроиты серые и темно-серые, глинистые.
							35	Глины от серого и темносерого до буровато-черного цвета, плотные, пески и слабые песчаники.
ПАЛЕОЗОИСКАЯ	КАМЕННОУГОЛЬНАЯ	НИЖНИЙ				60	Известняки от светло-серых до темно-серых, скрытокристаллические, плотные с прослоями углистых глин и битуминозных сланцев. За пределами рудоносных зон в нижней части толщи отмечаются прослои бурого угля.	
						10	Конгломераты и седиментационные брекчи	

Рисунок 1.3 – Сводная стратиграфическая колонка осадочной части разреза Яковлевского месторождения

### Гидрогеологические условия месторождения

Гидрогеологические условия месторождения характеризуются значительной сложностью. В составе вышележащей породной тощи выделяют семь водоносных горизонтов. Семь горизонтов разделены на две подгруппы. В первую подгруппу входят маастрихт-туронский, сеноман-альбский, апт-неокомский, волжский горизонты. Их объединение происходит за счет наличия гидравлической связи. Ко второй группе относятся келловей-батский, нижнекаменноугольный, руднокристаллический водоносный горизонт. Руднокристаллический горизонт представляет особый интерес для рассмотрения, так как данный горизонт, вместе с нижнекаменноугольным осушен, и на нем производятся работы. За руднокристаллическим горизонтом осуществляется постоянное наблюдение. Работы по выемке полезного ископаемого на данном горизонте ведутся в связи с тем, что он относится к докембрийским образованиям с высоким содержанием богатых железных руд [18, 19].

В водах первых трех горизонтов маастрихт-туронского, сеноман-альбского, апт-неокомского присутствует гидравлическая связь. Для данных трех горизонтов характерны воды с минерализацией до  $600 \text{ мг/дм}^3$ . Основным минералом в составе вод данных горизонтов является гидрокарбонат кальция. От остальных горизонтов они изолированы слоем глин. Мощность водоупора составляет 33-56 м и представлена глинами киммеридж-оксфордского возраста. Ниже водоупора из киммеридж-оксфордских глин идет келловей-батский водоносный горизонт. Воды келловей-батского горизонта богаты гидрокарбонатом натрия с минерализацией равной  $300 - 800 \text{ мг/дм}^3$ . Данный горизонт отделен от ниже идущего слоем глин. Водоупор келловей-батского горизонта обладает особыми свойствами, в связи с тем, что трещины в нем заполнены закарстованными известняками. Минерализация вод данного горизонта равна  $400-800 \text{ мг/дм}^3$ , с содержанием хлоридно-гидрокарбонатных натриевых солей. Также в составе воды присутствует сероводород и различные фториды с содержанием равным  $8-12 \text{ мг/дм}^3$ . В химический состав следующего водоносного горизонта – руднокристаллического, входят хлорид натрия, а также значительное

варьирование сухого остатка некоторых других солей. Руднокристаллический горизонт относится к коре выветривания докембрийских кристаллических образований, и находится в трещиноватой зоне. Глубина залегания данного горизонта равна 450-690 м. Этот горизонт единственный из всех обладает напором равным 450-560 м. Измерения напора производились над кровлей. До производства работ на руднике были произведены работы по осушению этого горизонта. Однако на данный момент все равно присутствует фильтрация подземных вод, которая определяется следующими параметрами БЖР – пористостью и трещиноватостью. Коэффициент фильтрации для пород этого горизонта варьируется в пределах от 0,04 до 0,28 м/сутки. Коэффициент фильтрации переотложенных побочных сланцев и кварцитов выветривания не превышает 0,01 м/сутки [4]. Нижнекаменноугольный и руднокристаллический водоносные горизонты гидравлически связаны и между ними отсутствуют выдержанные водоупоры. Сохранение высоких напоров в нижнекаменноугольном горизонте в условиях осушения руднокристаллического горизонта приводит к перетеканию маломинерализованных вод карбонового горизонта в рудное тело.

Работы по осушению Яковлевского месторождения ведутся с 20 века. Для осушения применялась комбинированная схема дренажа двух водоносных горизонтов – руднокристаллического и нижнекаменноугольного. Дренажное оборудование нижнекаменноугольного горизонта производилось по комбинированной схеме с применением двух схем дренажа. В водоносном горизонте были пройдены водопонижающие скважины, которые применялись для частичного снятия напора. Дренажные скважины бурились на глубину до 100 м. В качестве дополнительного способа осушения этого горизонта были проведены работы по проходке специальных дренажных горных выработок. В данных выработках выполнялись работы по устройству опережающих восстающих скважин. Руднокристаллический горизонт осушался только подземным способом, с применением аналогичных технологий. После проведения работ по осушению горизонтов был проведен анализ фильтрации пород и были сделаны выводы о их низкой проницаемости. Благодаря этим выводам удалось избежать сооружения

поверхностной системы водопонижения при строительстве и эксплуатации Яковлевского рудника. На данный момент на руднике все еще проводятся водопонижающие работы, однако они проводятся только для одного горизонта – руднокристаллического, на глубине 425 м. Работы по водопонижению ведутся уже с помощью горизонтальных и наклонных скважин. Данные скважины являются самоизливающимися.

Для наблюдения за режимом водоносных горизонтов на руднике были пройдены 9 гидронаблюдательных скважин. Данные скважины были пробурены с поверхности, и они охватывают собой 2 водоносных горизонта – нижнекаменноугольный и руднокристаллический [10]. Для руднокристаллического водоносного горизонта было пробурено 4 скважины, для нижнекаменноугольного 5 скважин. За период наблюдений были отмечены следующие факты:

- руднокристаллический водоносный горизонт выходит на стабилизацию режима и постоянную величину дренирования руднокристаллических образований. Вывод об этом был сделан на основании отсутствия значительного расширения депрессионной воронки и понижения за исследуемый период на величину равную 1,0 м;
- в нижнекаменноугольном наблюдается стабильная скорость падения пьезометрической поверхности. За исследуемый период, равный 9 месяцам наблюдений, понижение для данного горизонта составило 4,4 м.
- наблюдения за химическим составом дренирующих подземных вод с двух горизонтов отмечают отсутствие изменений;
- согласно последним исследованиям, объем среднего водопритока к осуществляемому шахтному отливу составляет около 503 м<sup>3</sup>/ч;

Запасы Яковлевского месторождения под защитным целиком отработаны слоевой системой разработки. Очистные работы производятся нисходящими слоями. После завершения очистных работ производится полная закладка выработанного пространства твердеющей смесью. Работы ведутся под защитой искусственной потолочины высотой 4,5 м. Мощность естественного

водозащитного целика над кровлей рабочего горизонта -370 м варьирует в пределах 53-65 м. Закладка выработанного пространства на горизонте -370 м привела к повышению пьезометрической поверхности в нижнекаменноугольном горизонте. Начиная с 2007 года за счет водопонижающей скважины 806, пройденной в зоне тектонического разлома, удалось обеспечить водопонижение практически на 50 метров [44].

### **Геологическая характеристика горного массива при проходке выработок**

Проходка горно-капитальных, горно-подготовительных, нарезных и очистных выработок осуществляется в пределах горного массива по следующим горным породам и рудам:

- кварцитам, трещиноватым, разбитым системой разноориентированных трещин, крепким ( $f=8-14$ ), северо-западного простирания с падением на северо-восток под углом  $50-70^\circ$ ;
- выветрелым плагиогранитам, крепким ( $f=6-10$ );
- выветрелым филлитовидным сланцам ( $f=6-12$ );
- руде железнослюдково-мартитового состава, полурыхлой и рыхлой с коэффициентом крепости  $f=0,5-1,0$ , с прослоями более крепкой руды  $f=8$ , разнополосчатой, участками брекчированной;
- руде гидрогематит-мартитового и гематит-гидрогематитового состава от рыхлой до полурыхлой с коэффициентом крепости  $f=2-4$  с прослоями более крепкой руды  $f=6-8$ ;
- межрудным сланцам, оруденелым, трещиноватым с коэффициентом крепости  $f=4-8$ .

Контакты руды с вмещающими породами неровные с многочисленными зализами и карманами. Плотность вмещающих пород  $2,7 \text{ т/м}^3$ , плотность руд –  $3,0-3,9 \text{ т/м}^3$  (средняя  $3,3 \text{ т/м}^3$ ) [102].

## 1.2 Анализ технологий подземной разработки месторождений богатых железных руд

### СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

В мире существуют различные системы разработки богатых железных руд. Применение той или иной системы зависит от многих факторов. Основными факторами выбора являются физико-механические свойства пород и руд, а также горно-геологические условия ведения горных работ на месторождении [15, 32].

На многих месторождениях богатых железных руд, с содержанием железа в руде около 33%, применяются системы разработки с открытым очистным пространством и полным обрушением пород. Обрушение производится как для руды, так и для вмещающих пород. При этом происходят значительные потери и разубоживание. Показатели систем разработки представлены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Показатели систем разработки

Показатели	Подэтажное обрушение (рудник им. Дзержинского)	Подэтажное обрушение с отбойкой на наклонную компенсационную камеру	Этажное принудительное обрушение	Этажно-камерная
Производительность труда одного рабочего, т/смену	42,5	45,4	64,2	46,0
Потери руды, %	14,0	18,8	9,3	14,6
Разубоживание, %	7,0	7,6	25,6	9,9

Основную сложность при отработке БЖР, с помощью представленных выше способов, составляет низкая прочность рудного и породного массива, следовательно невозможность поддержания больших горизонтальных камер с породными обнажениями. Также горно-геологические условия месторождения осложнены наличием водоносных горизонтов, прорывы воды из которых следует исключить при ведении работ.

В отечественной и зарубежной практике при освоении месторождений богатых железных руд в основном применяются два вида систем разработки с

закладкой выработанного пространства. Первая система представляет собой слоевую систему с закладкой выработанного пространства. Вторая система является камерной с последующей закладкой камер большого сечения [74].

Благодаря закладке выработанного пространства повышается коэффициент извлечения полезного ископаемого, в связи с тем, что производится отработка и целиков. Также это позволяет обеспечить селективность добычи руды и безопасность ведения работ, избежать обрушений и вывалов. Данный метод является наиболее безопасным и позволяет разрабатывать месторождения в сложных гидрогеологических условиях.

По технологии ведения горных работ данные системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства подразделяют на две группы – системы разработки сплошные, одностадийные и многостадийные [1]. В одностадийной системе формируется единый монолитный закладочный массив. В многостадийной системе формируются искусственные целики.

При ведении работ в несколько этапов производится разделение на несколько заходов (камер), которые отрабатываются в определенной последовательности – очереди. Самый простой вариант – двухстадийная отработка, однако для Яковлевского месторождения необходимо большее количество стадий, ввиду неустойчивости богатых железных руд.

Ведение очистных работ в две стадии, с барьерными целиками, показано на рисунке 1.4.

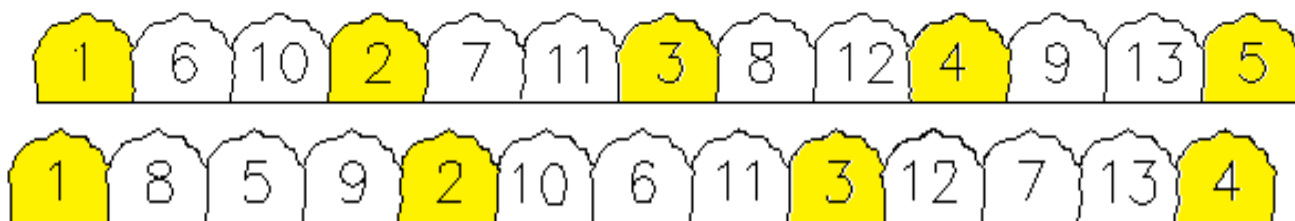


Рисунок 1.4 – Система разработки через целик

Очистные работы ведутся в следующей последовательности – вначале ведется отработка первой очереди. После этого производится закладка выработанного пространства твердеющей смесью на основе пустой породы. При

производстве работ первой очереди нагрузку от вышележащей рудной толщи воспринимают целики. После начала отработки выработок второй очереди происходит перераспределение нагрузок, и вместо породных целиков нагрузку начинают нести искусственные целики. Величина воспринимаемой искусственными целиками нагрузки прямо пропорциональна количеству отработанных заходов второй очереди. Величина заходов первой и второй очереди принимается одинаковой, так как это ведет к упрощению технологии и позволяет проще рассчитывать размер рудного целика для заходов второй очереди [21].

При ведении работ в несколько стадий появляется возможность комбинирования искусственных и рудных целиков в различных конфигурациях. При подобном способе ведения работ необходимо учитывать что деформационные характеристики комбинированного массива состоящего из руды и закладки превышают аналогичные характеристики искусственных целиков.

В отличие от многостадийной выемки, где напряжения воспринимают целики, при одностадийной выемке основную часть нагрузки на себя принимает призабойная часть выработки. На рисунке 1.5 представлены основные эпюры распределения напряжений при данном способе выемки [63, 64].

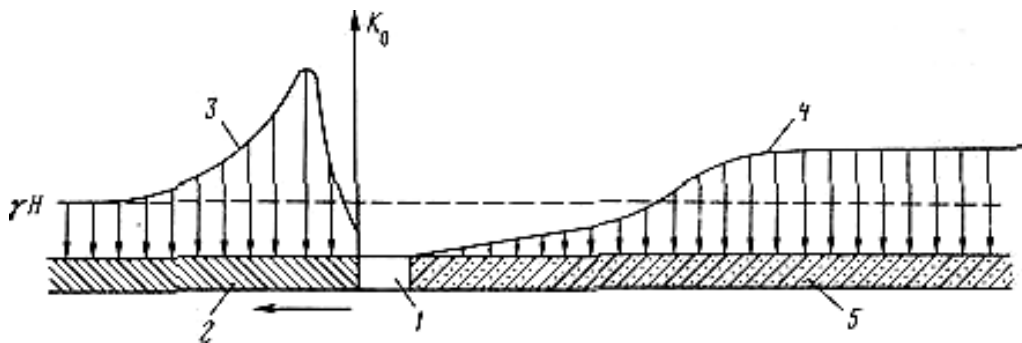


Рисунок 1.5 – Схема напряженного состояния рудного и искусственного массива при сплошной выемке. 1 – камера; 2 – руда; 3 и 4 – эпюры напряжений в рудном и закладочном массиве; 5 – закладка;  $K_0$  – коэффициент давления горных пород

Данный вид отработки месторождений богатых железных руд наиболее эффективен при ведении работ в слабых и неустойчивых породах, с большой горизонтальной мощностью залежи. Это позволяет обеспечить полное извлечение

полезного ископаемого, а следовательно рациональное ведение работ. Но при одностадийном способе присутствует ряд минусов, а именно необходимость осуществления дозакладочных работ. Дозакладочные работы серьезно влияют на величину оседания вышележащего искусственного массива, следовательно повышается вероятность прорыва воды из водоупора.

Слоевая система разработки является низко производительной, однако обладает достаточно высоким коэффициентом извлечения полезного ископаемого. Для того чтобы уйти от малой производительности возможно введение очистных заходок увеличенного размера, применяемых в слоевой системе разработки.

При попытке изменить условия в слоевой системе на Яковлевском месторождении возник ряд проблем. В первую очередь необходимо обеспечить устойчивость очистных выработок, так как при увеличении их геометрических размеров возможна потеря устойчивости стенок, из-за низкой прочности рыхлых руд. Следовательно, необходимо учесть оптимальные геометрические параметры очистных выработок [38, 75].

Следующим осложняющим фактором является сложность прогноза вывалообразования. Спектр факторов, влияющих на вывалообразование, настолько широк, что их точный учет при прогнозе невозможен. Единственный возможный вариант – это изменение способов крепления очистных выработок.

В отечественной практике разработке месторождений богатых железных руд распространена практика применения камерной системы разработки с полной закладкой выработанного пространства, после отработки этажа, на всю высоту ведения работ. К достоинствам данной системы можно отнести высокую концентрацию ведения горных работ, и совмещение доставки руды с буровыми работами в забое. Также данная система обеспечивает более безопасные условия труда [12].

Работы возможно вести с различной очередностью отработки камер. Возможно ведение работ через целик равным трем, двум или одному пролету очистной выработки, а также возможна сплошная отработка. При ведении работ

через одну камеру производится разбивка блока на несколько камер. После разбивки камеры шириной 25 м отрабатываются вкрест простирания на всю мощность рудного тела. Разработка вторичных камер невозможна до окончания полной отработки и закладки первичных камер и набора их прочности. Время на закладку не учитывается, так как оно не влияет на сдерживание ведения дальнейших очистных работ. Согласно расчетам набора прочности закладочного массива на Яковлевском руднике, работы у закладочного массива можно начинать не раньше, чем через 3 месяца после его сооружения, при этом по прошествии данного срока прочность закладочного массива будет варьироваться в пределах от 2,9 до 11,8 МПа. Данные параметры прочности позволяют обеспечивать его достаточную устойчивость при дальнейшей отработке камер второй очереди.

Определяющим фактором эффективности данной системы является размер камер, а размеры ограничены устойчивостью руд, в которых ведутся работы. Исходя из этого можно сделать вывод о том, что в сложных горно-геологических условиях данный метод разработки либо невозможен, либо предполагает слишком большие капитальные затраты, что делает его экономически невыгодным.

Современное развитие технологий привело к созданию комбинированных систем разработки, которые объединяют высокий коэффициент извлечения слоевых систем и высокую производительность камерных систем разработки. Подобное совмещение можно наблюдать при отработке неустойчивых богатых руд Южно-Белозерского месторождения, показанную на рисунке 1.6. На данном месторождении применяется система разработки с твердеющей закладкой.

В данной системе устойчивость стенок камеры была достигнута за счет изменения их геометрических характеристик. При проходке камер стенкам придается наклон, что в комбинации со смещением очистных выработок на половину их ширины, что позволило достигнуть устойчивого состояния.

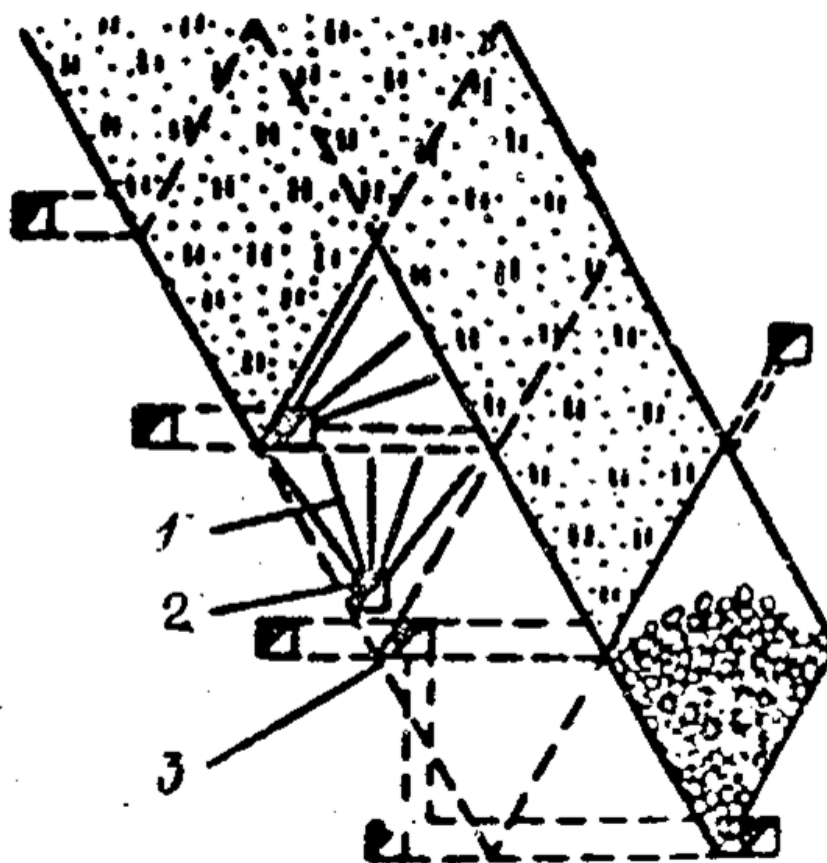


Рисунок 1.6 – Камерная система разработки с твердеющей закладкой для отработки неустойчивых руд Южно-Белозерского месторождения[53]

1 – взрывные скважины; 2 и 3 – буровая и буродоставочная выработки

При данном способе ведения работ также отсутствуют вертикальные обнажения рудного массива, также как и горизонтальные обнажения снизу. Свод верхней части камер формируется закладочным массивом, который требует меньшей прочности в сравнении с аналогичными камерами прямоугольного сечения.

Также на рисунках 1.7-1.8 приведен другой пример применения комбинированной технологии. Это система, разработанная учеными ОАО «Уралмеханобр», применяется для разработки запасов неустойчивых рудных тел с крутым падением тела рудной залежи [6, 55].

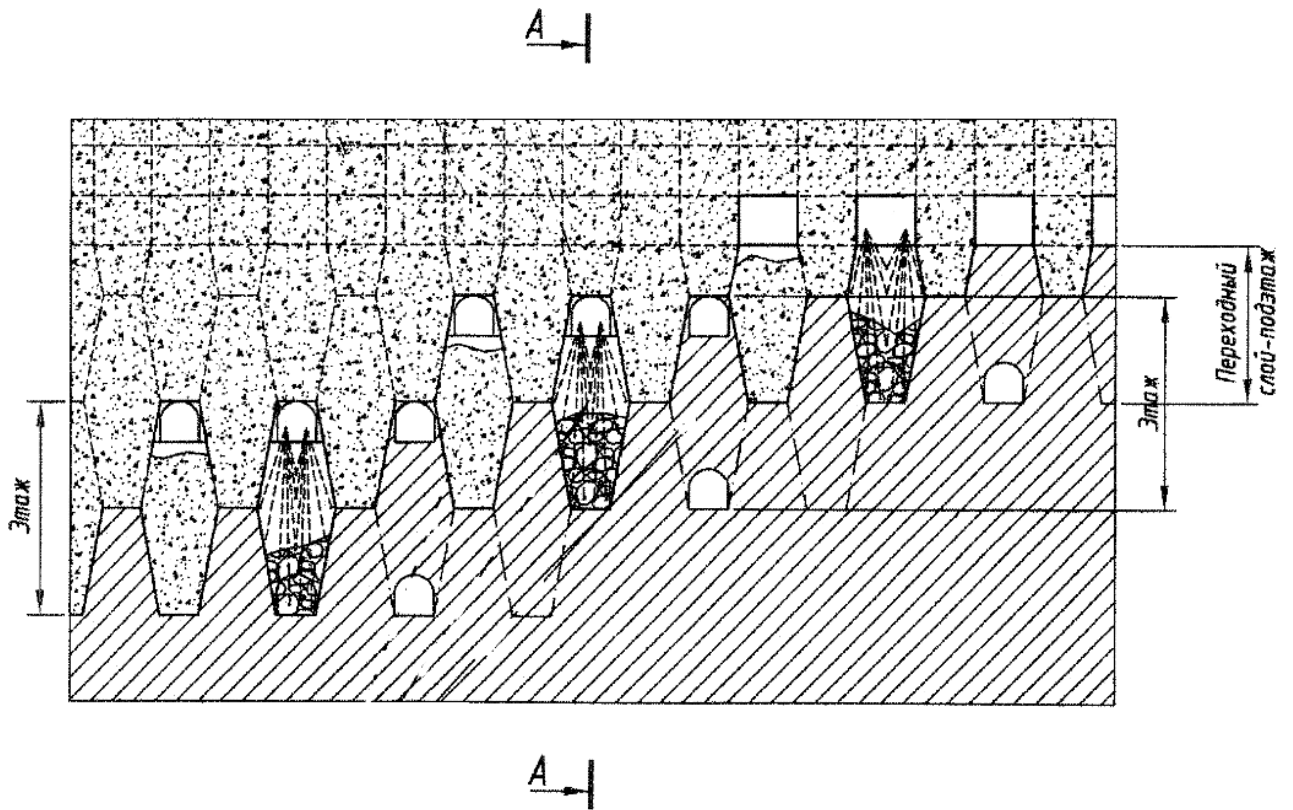


Рисунок 1.7 – Схема отработки слоев, заходок и камер, продольный разрез[48]

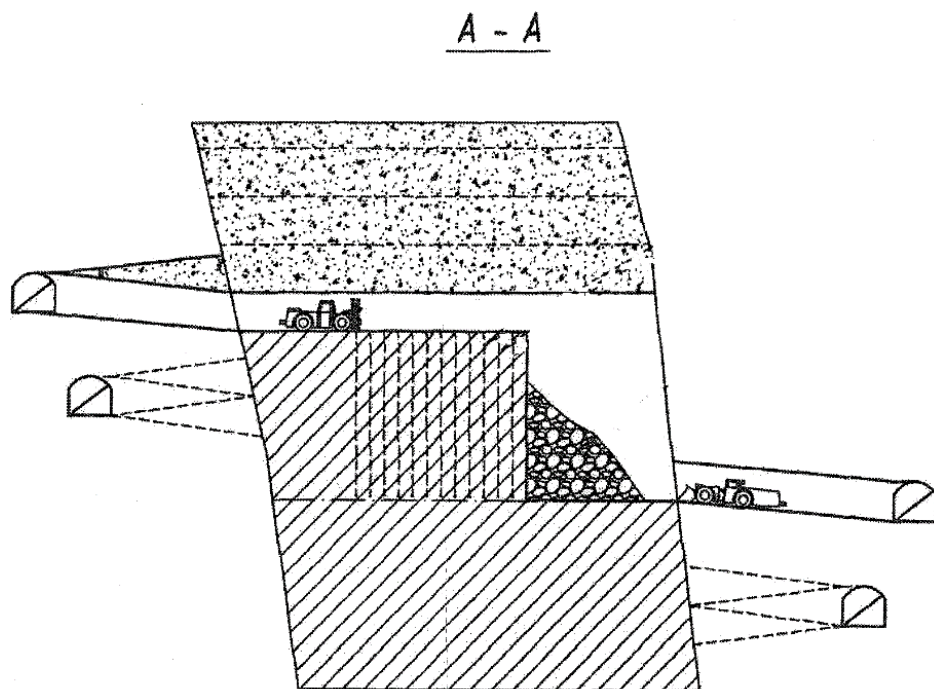


Рисунок 1.8 – Горизонтальный разрез по линии А-А [48]

Данный способ, предложенный учеными «Уралмеханобр», позволил повысить безопасность ведения горных работ в неустойчивых богатых железных рудах при переходе с одной системы разработки на другую (от слоевой к

камерной) за счет формирования буферного слоя. В качестве переходного слоя создается подэтаж. В качестве меры повышения устойчивости горных выработок применяется ведение очистных работ с помощью камер, обладающих трапецевидной формой. Применение подобных камер приводит к повышению безопасности ведения горных работ [49, 51].

Благодаря наклону стенок камер в  $75^\circ$  повышается их устойчивость и, следовательно, уменьшается вероятность вывалов в процессе ведения работ. Подобные методы ведения работ применяются, например, на руднике «Айхал», где происходит отработка низкопрочных кимберлитовых руд с помощью камер высотой 5-6 м. Наклон боков камер, для угла внутреннего трения добываемых там пород, позволил повысить устойчивость обнажений в 1,5 раза, а местами почти в 2 раза [7].

Результаты исследований А.В. Котенкова, М.С. Танкова и Ю.А. Дика [28] показывают, что давление от веса вышележащих пород на себя воспринимают рудные целики. При это несущая часть целика отражена на рисунке 1.9 и обозначена зеленым цветом.

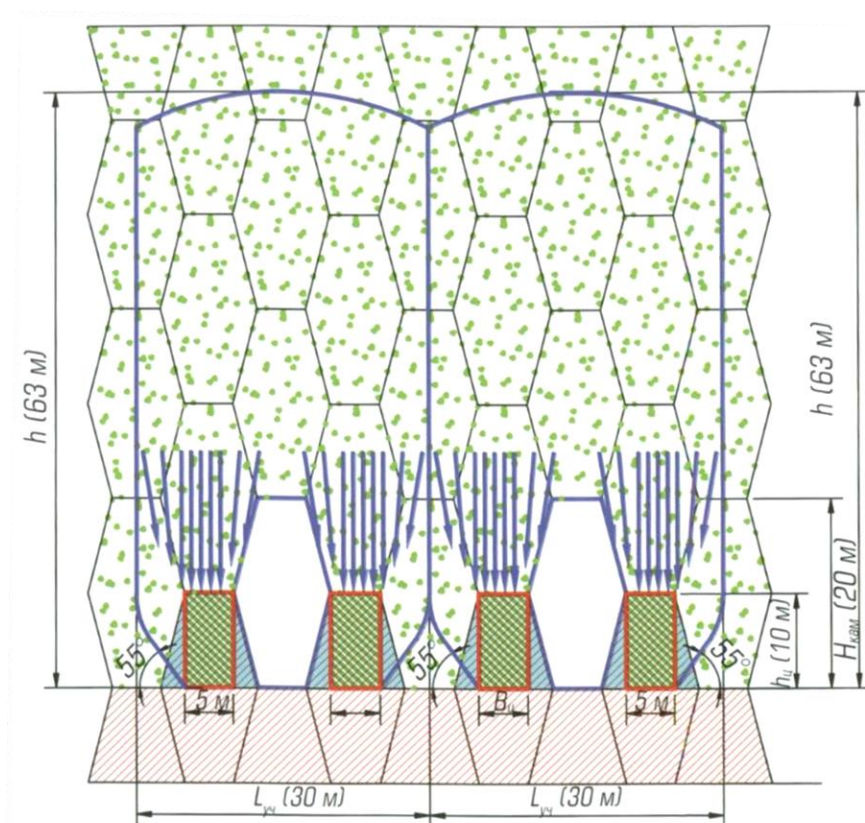


Рисунок 1.9 – Схема формирования сводов давления [20]

При этом наклонная часть целика, обозначенная синим цветом, не воспринимает нагрузку от вышележащей рудной толщи. Устойчивость данной части целика зависит только от прочностных свойств вышележащей рудной толщи, и не зависит от НДС массива.

На рисунке 1.10 представлен способ отработки месторождений разработанный Айнбиндером И.И. для богатых железных руд. В верхней части закладочного массива устойчивость крутонаклонных и вертикальных породных обнажений обеспечивается за счет формирования специальной замковой конструкции. Замковая конструкция в сводной части исключает сдвиговые и срезающие деформации и образует арочную конструкцию. Данная конструкция работает на сжатие и нагружается за счет вышележащего массива, подобно горизонтальному обнажению. При данном методе производства работ формируется свод естественного равновесия в верхней части камеры.

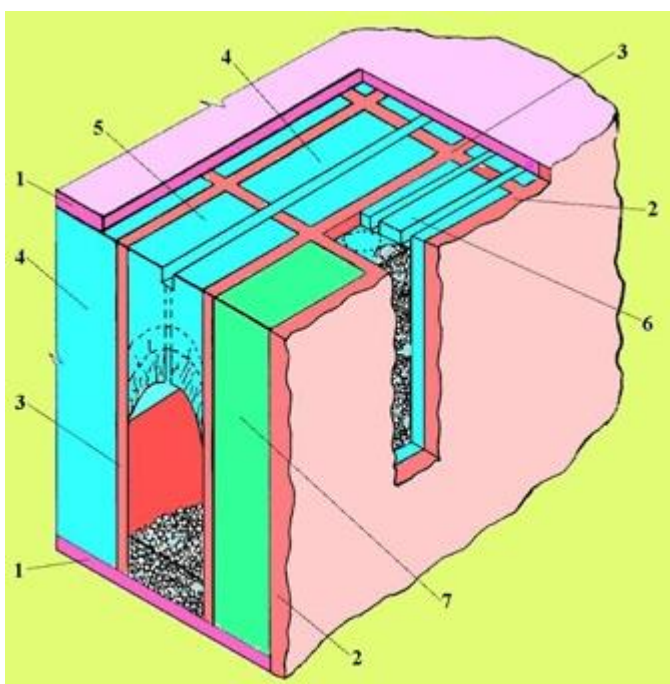


Рисунок 1.10 – Принципиальная схема каркасной технологии [3]

1. Искусственный горизонтальный ограждающий массив;
2. Искусственный вертикальный ограждающий массив;
3. Искусственный разделительный ограждающий массив;
4. Подготовленный очистной блок;
5. Блок отработываемые взрывогравитационной геотехнологией;
6. Блок отработываемые геотехнологией ;
7. Отработанный блок

Современные методы подземной разработки месторождений богатых железных руд значительно уступают по эффективности и безопасности открытым разработкам, однако повышенный интерес к месторождениям богатых железных руд, работы на которых ведутся на глубинах, не позволяющих применять открытые системы разработки, повышают интерес к данным месторождениям, и заставляет технологии развиваться в этом направлении. Сложные гидрогеологические и горногеологические условия заставляют ученых придумывать новые и комбинировать старые технологии для отработки подобных месторождений, однако на сегодняшний день все еще существует необходимость применения систем с твердеющей закладкой для обеспечения безопасности ведения очистных работ.

Отработка заходов «0» слоя в зависимости от мощности рудного тела и существующего положения горных работ может производиться:

- вкрест простирания от лежачего бока к висячему боку длинными заходками (возможен подвариант обратного направления забоя);
- по простиранию рудного тела;
- от слоевых штреков к висячему и лежачему бокам залежи.

Выемку рабочих слоев очистного блока разрешается проводить под предварительно созданным закладочным массивом без крепления кровли.

При параллельном расположении очистных заходов, оси заходов нижележащего слоя необходимо смещать на 0,5 ширины заходки относительно осей вышерасположенных заходов.

Порядок очистных работ на рабочем слое рекомендуется секционный. В каждой секции из 3-4-х заходов вначале проводится первичная заходка, а к ней «вприсечку» - остальные. Допускается проходка и через одну заходку (например, при нарезных работах). Но работы в этом случае могут начинаться после достижения закладкой прочности не менее 1 МПа. Срок бортового вскрытия определяется паспортом проходки выработки на основании выбранных марок закладочной смеси при заполнении заходки смежной отработанной и результатов испытаний контрольных кубов-образцов.

С целью выравнивания почвы слоя допускается увеличение высоты очистной заходки на отдельных участках до 5 м.

При одновременном ведении очистных работ на двух смежных слоях очистного блока минимально-допустимое, неснижаемое, расстояние между границей закладочного массива в вышележащем слое и ближайшей очистной заходкой, проводимой в нижележащем слое должно быть не менее 9,8 м [62].

### **1.3 Анализ методов прогноза устойчивости и оценки НДС массива при подземной разработке массива богатых железных руд.**

Для описания рудного массива рассмотрена упругопластическая модель, показывающая высокую сходимость с результатами натуральных исследований НДС массива [23, 25].

Для оценки предельного состояния массива выполнен анализ применяемых критериев прочности:

*Критерий прочности Кулона-Мора* [101]

Данный критерий представлен в виде (Формула 1.1):

$$\tau = (\sigma - u)tg\varphi + c \quad (1.1)$$

где  $\tau$  - прочность на сдвиг;

$u$  – поровое давление;

$\sigma$  – эффективные нормальные напряжения;

$\varphi$  – эффективный угол внутреннего трения;

$c$  – сцепление.

Критерий Кулона-Мора наиболее часто используется в геотехнических расчетах для оценки потери устойчивости пород вокруг выработок в скальном и полускальном массиве. Однако критерий не отражает нелинейный характер деформирования массива горных пород, поэтому ограниченно используется с очень серьезными допущениями.

Основным недостатком данного критерия является его линейность. Согласно критерию прочности Кулона-Мора получается бесконечное увеличение

прочности при увеличении нормального напряжения, что не соответствует действительности.

#### *Критерий прочности М.М. Протодьяконова-младшего [34]*

Данный критерий дает комплексную характеристику горной породы, на основании которой строится ее паспорт.

Критерий М. М. Протодьяконова младшего представлен в виде следующей зависимости (Формула 1.2):

$$\tau_{nt} = \tau_{max} \left[ \frac{(\sigma_p + \sigma_n)^2}{(\sigma_p + \sigma_n)^2 + a^2} \right]^{3/8} \quad (1.2)$$

где  $\tau_{nt}$  – касательное напряжение;

$\tau_{max}$  и  $a$ — характеристики материала, задающие асимптоту и крутизну огибающей графика;

$\sigma_p$  — показатель прочности породы при одноосном растяжении;

$\sigma_n$ — нормальное напряжение.

Критерий учитывает обратное напряженное состояние массива соответствующее обобщенному растяжению ( $\sigma_3 = \sigma_2 < \sigma_1$ ), когда коэффициент Лодэ  $\mu \sigma = -1$ .

Данный критерий получил широкое применение для исследования скальных пород и не подошел для изучения массива горных пород Яковлевского месторождения.

#### *Критерий Бартона-Бандиса*

В условиях постоянной и статической нагрузки существует несколько совместных конститутивных моделей, описывающих взаимосвязь между напряжением сдвига и смещением сдвига. Согласно прямому тесту на сдвиг, Бартон и Бандис предложили конститутивные модели сдвига относительно взаимосвязи между напряжением сдвига и сдвигом до достижения максимальной прочности образца.

Бартон представил эмпирический нелинейный критерий максимальной прочности на сдвиг; по этому критерию шероховатость стыка была принята для изучения поведения стыка между породами при сдвиге. В его более поздних

исследованиях, он рекомендовал использовать мобилизованную шероховатость в критерии прочности на сдвиг и значение JRC постепенно уменьшалась, чтобы учесть ухудшение шероховатости во время процесса сдвига.

Критерий сопротивления сдвигу по Бартону- Бандису для массива пород имеет следующую зависимость [80] (Формула 1.3):

$$\tau = \sigma_n \operatorname{tg} \left[ \varphi_b JRC \log_{10} \left( \frac{JCS}{\sigma_n} \right) \right] \quad (1.3)$$

где  $\tau$  – касательное напряжение;

$\sigma_n$  – нормальная сила, действующая на поверхность стыка породы;

$\varphi_b$  – базовый угол внутреннего трения поверхности скольжения;

JRC – коэффициент шероховатости поверхности скольжения;

JCS – сопротивление поверхности стыка сжатию.

Значение JRC<sub>m</sub> постепенно уменьшается, чтобы учесть ухудшение шероховатости во время испытаний образца. Бартон представил, что отношение JRC<sub>m</sub> / JRC<sub>p</sub> является функцией отношения сдвига пикового смещения до пикового смещения сдвига,  $ds / ds_p$ , что означает, что JRC<sub>m</sub> может быть выражено как функция текущего смещения сдвига  $ds$ . JRC<sub>p</sub> - пиковое значение шероховатости стыка до неровности.

Критерий прочности Бартон-Бандиса является нелинейным и в основном применяется для моделирования сдвиговой прочности пород по трещинам.

По возможности параметры прочности для данного критерия должны определяться в ходе экспериментальных измерений, в связи с чем его использование в исследовании было затруднительным, из-за отсутствия необходимых натуральных данных.

*Критерий прочности Хоека-Брауна [87, 90]*

Нелинейные диапазоны прочности на сдвиг для неповрежденных горных пород и для (неплоских) скальных пород - реальность, но традиционная интерпретация испытаний на сдвиг и численное моделирование в механике горных пород долгое время игнорировали это. В конечном итоге был принят нелинейный критерий Хоека-Брауна (НВ) для неповрежденной породы, и многие

также использовали критерий прочности на нелинейный сдвиг для скальных пород, используя параметры шероховатости стенок и прочности стенок Бартона и Чаби (1977) JRC (коэффициент шероховатости шва) и JCS (прочность шва на сжатие). Нелинейность также является правилом для максимальной прочности пород на сдвиг. Поэтому в некоторой степени примечательно, почему так много людей все еще привязаны к формату линейной огибающей силы по критерию прочности Кулона-Мора  $c + n \tan \varphi$ .

Для анализа результатов был выбран критерий Хоека-Брауна. Данный критерий прочности, как и критерий Бартона-Бандиса, является нелинейным, а также показывает высокую сходимость с данными натурных наблюдений [23]. Паспорт прочности, при использовании данного критерия, строится на основании обобщения эмпирических данных, собранных Хоеком и Брауном на различных горных предприятиях, за несколько десятков лет их работы.

Условие Хоека-Брауна описывает разрушение массива породы следующим образом (Формула 1.4):

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + S \right)^a \quad (1.4);$$

где  $\sigma_1$  - большее главное напряжение во время обрушения породы;  
 $\sigma_3$  - меньшее главное напряжение во время обрушения породы;

$\sigma_{ci}$  - прочность при одноосном сжатии неразрушенных массивов породы;

$m_b, S$  - нелинейные параметры, зависящие от свойств породы;

$a$  - параметр трещиноватости породы.

Параметры для формулы определяются на основании графиков, составленных Хоеком и Брауном для различных горных пород и условий ведения работ в них [27].

Использование данного критерия прочности горных пород дает высокую сходимость с результатами натурных наблюдений, полученных на руднике. Критерий прочности Хоека-Брауна позволяет учесть нелинейный характер

поведения рудного массива горных пород Яковлевского месторождения, что послужило ключевым фактором его выбора для применения при анализе результатов моделирования.

### **1.5 Выводы по главе 1**

Для успешного освоения месторождений богатых железных руд и обоснования безопасности ведения горных работ необходимо иметь прогноз изменения напряженно-деформированного состояния рудного массива с учетом развития горных работ во времени и увеличения глубины разработки.

**Цель исследований.** Обеспечение устойчивости горных выработок и безопасности ведения горных работ при разработке месторождений богатых железных руд под высоконапорными водоносными горизонтами на основе прогноза НДС рудного массива.

#### **Основные задачи исследований:**

1. Выполнить анализ условий разработки месторождений богатых железных руд и методов прогноза НДС массива горных пород.
2. Выполнить оценку форм потери устойчивости горных выработок при ведении горных работ на месторождениях богатых железных руд.
3. Выявить закономерности изменения НДС рудного, породного и складчатого массивов по результатам натурных исследований.
4. Обосновать геомеханическую модель и критерий прочности рудного массива.
5. Выполнить математическое моделирование и выявить закономерности изменения НДС массива с учетом развития горных работ во времени.
6. Разработать методику прогноза НДС массива во времени при наличии высоконапорных водоносных горизонтов.
7. Разработать рекомендации по прогнозу изменения НДС массива и повышению устойчивости горных выработок при развитии горных работ.

## ГЛАВА 2 НАТУРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ НДС МАССИВА И УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

### 2.1 Методика натуральных исследований

При эксплуатации Яковлевского месторождения богатых железных руд возникает ряд сложностей, при этом ключевой проблемой можно назвать необходимость предотвращения прорыва воды в зону ведения очистных работ, которое может произойти из неосушенного карбонового водоносного горизонта. Учитывая вышеназванную сложность эксплуатации, для минимизации рисков проектом предложены следующие охранные меры: во-первых, при ведении очистных работ в качестве предохранительной конструкции оставляется рудная потолочина величиной 65 м. Данная потолочина выполняет предохранительные функции и оставляется под водоносным горизонтом. Во-вторых, выполнение горных работ, предусматривающее полную закладку выработанного пространства твердеющими смесями.

Также необходим контроль над сдвижением налегающей толщи пород. Данный вид контроля подразумевает обязательный контроль за величинами оседаний, наблюдаемых по верхней границе отработанного пространства, на отметке - 370 м, на которой проводится отработка первого слоя руды.

Для наблюдения за оседанием массива горных пород на Яковлевском руднике использованы глубинные реперные станции.

Наблюдательные станции служат для контроля за состоянием рудной потолочкины, которая находится между горизонтом 370 м и руднокристаллической толщей (последним водоносным горизонтом, после которого начинается граница ведения работ). Данная рудная толща полностью покрывает очистные блоки.

Прочность закладочного материала в очистных заходках в шахтных условиях определялась путем использования ультразвукового метода неразрушающего контроля прочности. Все испытания проводятся по методике, описанной в ГОСТ 17624-87 «Бетоны. Ультразвуковой метод определения прочности»). Ультразвуковой контроль основан на связи между прочностью

материала и скорость прохождения ультразвуковых волн через него. Для реализации данного метода экспериментально устанавливаются несколько градуировочных зависимостей. Первая зависимость - зависимость скорости прохождения ультразвуковой волны от прочности закладочного массива. Вторая зависимость характеризует время распространения ультразвука в зависимости от прочности закладочного массива. После проведения испытаний выбор зависимости производится на основании способа прозвучивания [97].

Для установления градуировочной зависимости было выполнено механическое испытание образцов после ультразвуковых измерений. Число измерений времени распространения ультразвука в каждом измерительном цикле при осуществлении прозвучивания было равно 5. Для проведения испытаний применялся прибор «Пульсар -1». Этот прибор применяется для проведения широкого спектра ультразвуковых измерений, и его характеристики представлены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 - Технические характеристики прибора «Пульсар –1»

Диапазон измерения времени, мкс	10 – 9999
Диапазон измерения скорости, м/с	1000 – 9999
Дискретность измерения времени, мкс	0,1
Предел допускаемой абсолютной погрешности измерения времени, не более, мкс, где $t$ – время распространения ультразвука, мкс	$\pm (0,01t + 0,1)$
Фиксированная база измерений при поверхностном прозвучивании, мм	120 $\pm$ 2%
Диапазон задания базы измерений, мм	20 – 9999
Рабочая частота колебаний, кГц	60 – 100
Напряжение возбуждения, В: Стандартное – возможно увеличение	450 до 600

Все процедуры по отбору проб закладочного массива, подготовке образцов и методика проведения испытаний по механическому определению прочностных характеристик закладочного материала осуществлялась в соответствии с установленными нормами (ГОСТ 28570-90 «Бетоны. Методы определения прочности по образцам, отобраным из конструкций») [9].

Для исследований было подготовлено 65 образцов цилиндрической формы, для чего в шахтных условиях из очистной заходки 5-04-П блока № 5 было пробурено 5 скважин с отбором керна.

Для получения результатов испытания производились в следующей последовательности:

- 1) образец помещается между двумя плитами прессы ИП-500;
- 2) после размещения осуществлялось центрирование образцов на плите прессы;
- 3) затем производилось непосредственное испытание на прессе – нагружение со средней скоростью примерно равной  $2,0 \pm 0,5$  МПа/с).

## **2.2 Исследование природного поля напряжений и его изменений при ведении горных работ**

При изучении напряженно-деформированного состояния пород Яковлевского месторождения вокруг выработок. Ограниченная пластичность пород приводит к тому, что вокруг выработок развиваются процессы упруго-пластического деформирования пород, при этом также образуются зоны неупругих деформаций [47]. За счет данной особенности решение подобной задачи относится к разряду решения сложной математической задачи, которая значительно усложняется при необходимости учета ряда взаимосвязанных факторов (например необходимости учитывать напряженное состояние пород вокруг нескольких взаимовлияющих выработок).

На первом этапе обосновывается использование упруго-пластической модели. Обоснование базируется на том, насколько точно совпадают зоны предельных деформаций вокруг выработок для модели и для результатов натуральных исследований. При этом также учитывается зависимость взаимного расположения этих зон.

Применение модели вмещающих выработок предусматривает замену рудного массива на нелинейно-деформируемую среду [76]. Мартит-железно-слюдковые руды в модели приняты со следующими прочностными и

деформационными характеристиками: модуль деформации  $E=0,5 \times 10^4$  МПа, коэффициент Пуассона  $\nu=0,25$ , сцепление, равное 3,6 Мпа, и угол внутреннего трения –  $25^\circ$ . Данные значения были выбраны на основе усредненных значений, характерных для железослюдково-мартитовой руды (ЖСМ). Также характеристики используемого в модели закладочного материала: модуль деформации  $E=2,1 \times 10^4$  МПа, коэффициент Пуассона  $\nu=0,25$ .

Для того чтобы задать в модели естественное напряженно-деформированное состояние массива была принята величина вертикальных напряжений равная  $\sigma_z = 8$  МПа. Данное значение, выбранное на основании определенных экспериментально средних значений вертикальных напряжений, прикладывается к верхней грани конечно-элементной модели. Также в модель вводились следующие граничные условия – боковые грани модели свободно перемещаются по вертикальной оси а нижняя грань жестко заделана. Все эти условия отражены на рисунке 2.1.

Расчетная схема (Рисунок 2.1) представляет собой массив с четко заданными размерами. Размеры массива были приняты из условия исключения влияния горных работ на внешние грани модели, и они равны 100 м в ширину и 50 м в высоту. В данном массиве проходятся 13 параллельных выработок. Высота данных сводчатых выработок равна 3,5 м, а ширина 4,9 м. Нивелирование влияния граничных условия на результат моделирования выполнялось исходя из условия расстояния от кровли и боков выработки до граней модели равным  $6B$ , где  $B$  – ширина выработки. Сетка конечных элементов модели выполнялась из треугольных узловых элементов. Для получения более точных результатов производилось сгущение сетки конечных элементов в области пройденных выработок до 0,25 м. Дискретный размер элементов в остальной части модели составляет около 2,5 м (увеличение размеров элементов происходит постепенно). Сетка конечных элементов для 3 этапа ведения работ отражена на рисунке 2.2.

Проверка результатов моделирования осуществлялась путем сравнения вертикальных смещений в толще рудной потолочины в модели и в натуральных условиях [95, 97]. Моделирование осуществлялось для двух участков, в месте

расположения глубинных реперных станций №5 и №9. При моделировании учитывалось их реальное расположение в пространстве, физико-механические свойства массива, и расположение выработок. Глубинные репера, глубиной 9м, устанавливались и наблюдались маркшейдерской службой рудника. Наблюдения проводились в течении 14 месяцев и после этого были построены графики, отражающие реальную картину смещений рудной потолочины за данный период. График смещений показан на рисунке 2.4, и на нем видно, что за исследуемый период величина максимальных смещений варьируется от 27 мм до 88 мм. На рисунках 2.5 и 2.6 можно наблюдать поля вертикальных напряжений.

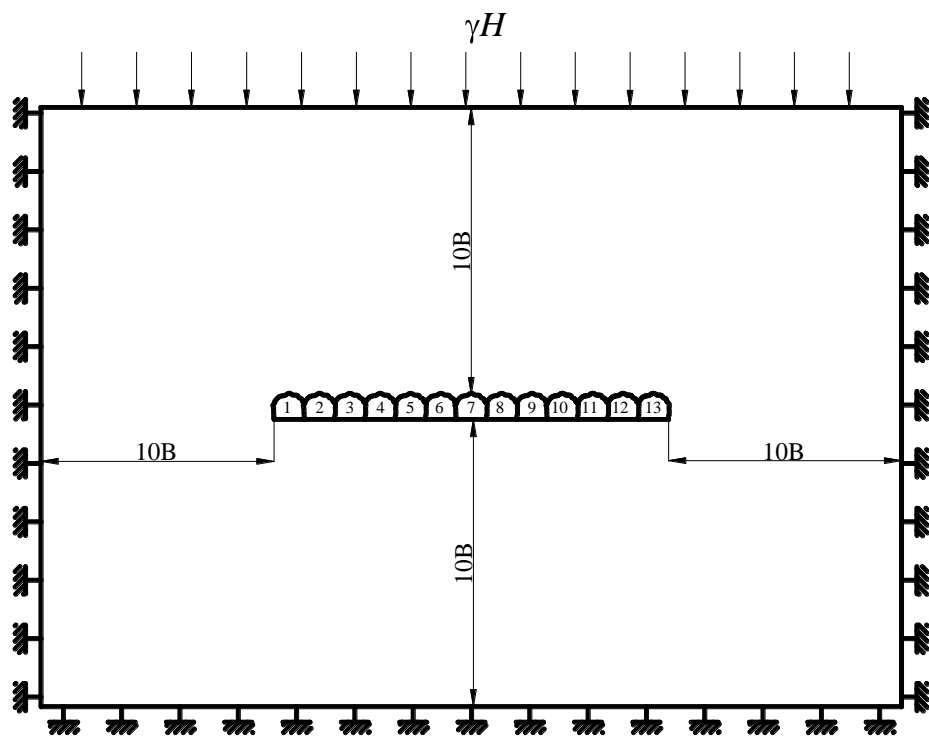


Рисунок 2.1 - Расчетная схема.

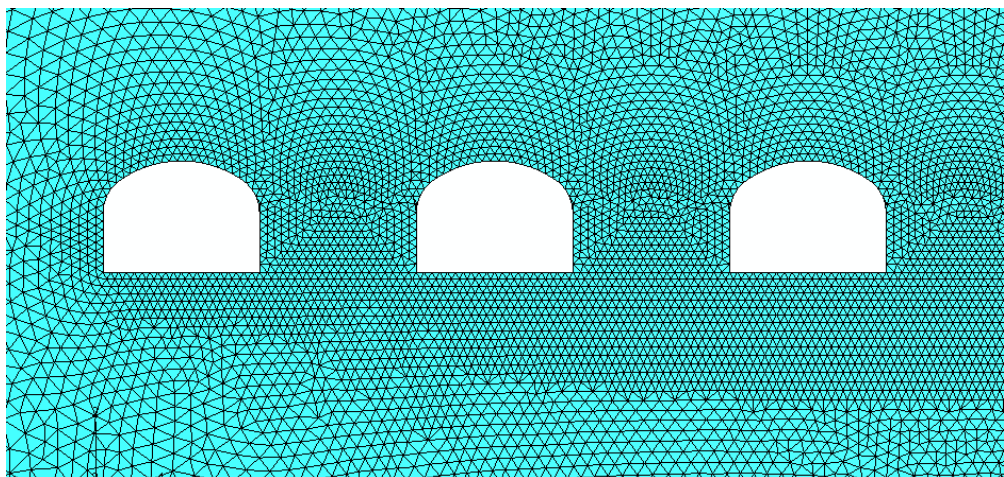


Рисунок 2.2 - Фрагмент сетки конечных элементов.

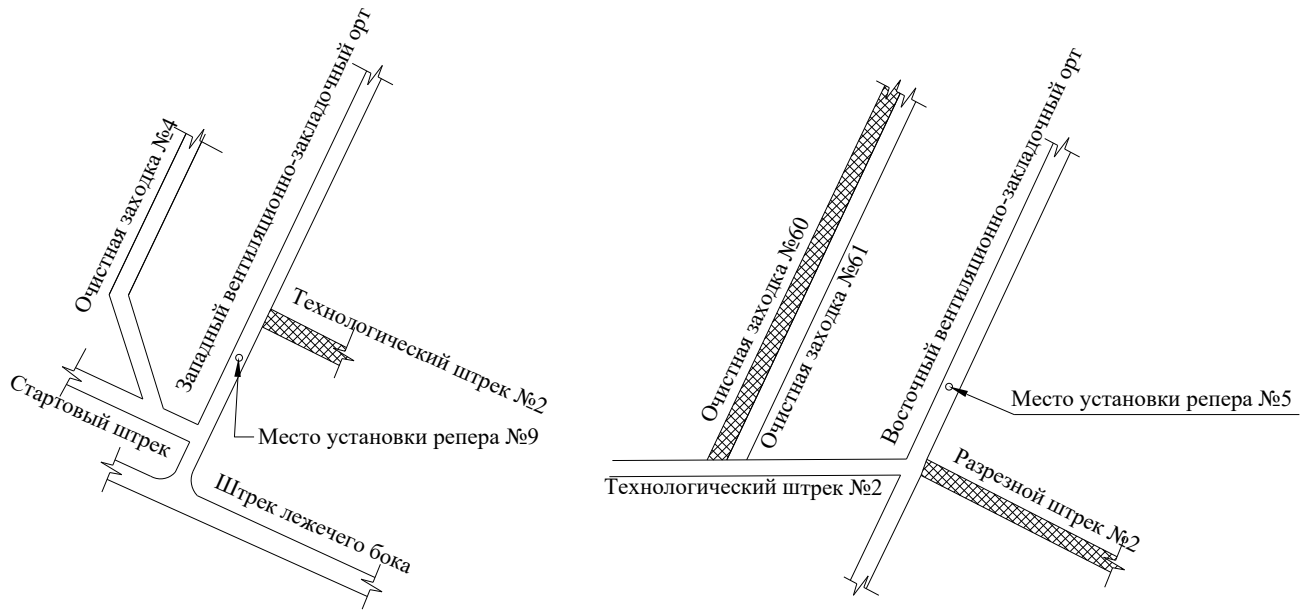


Рисунок 2.3 - Места расположения реперов

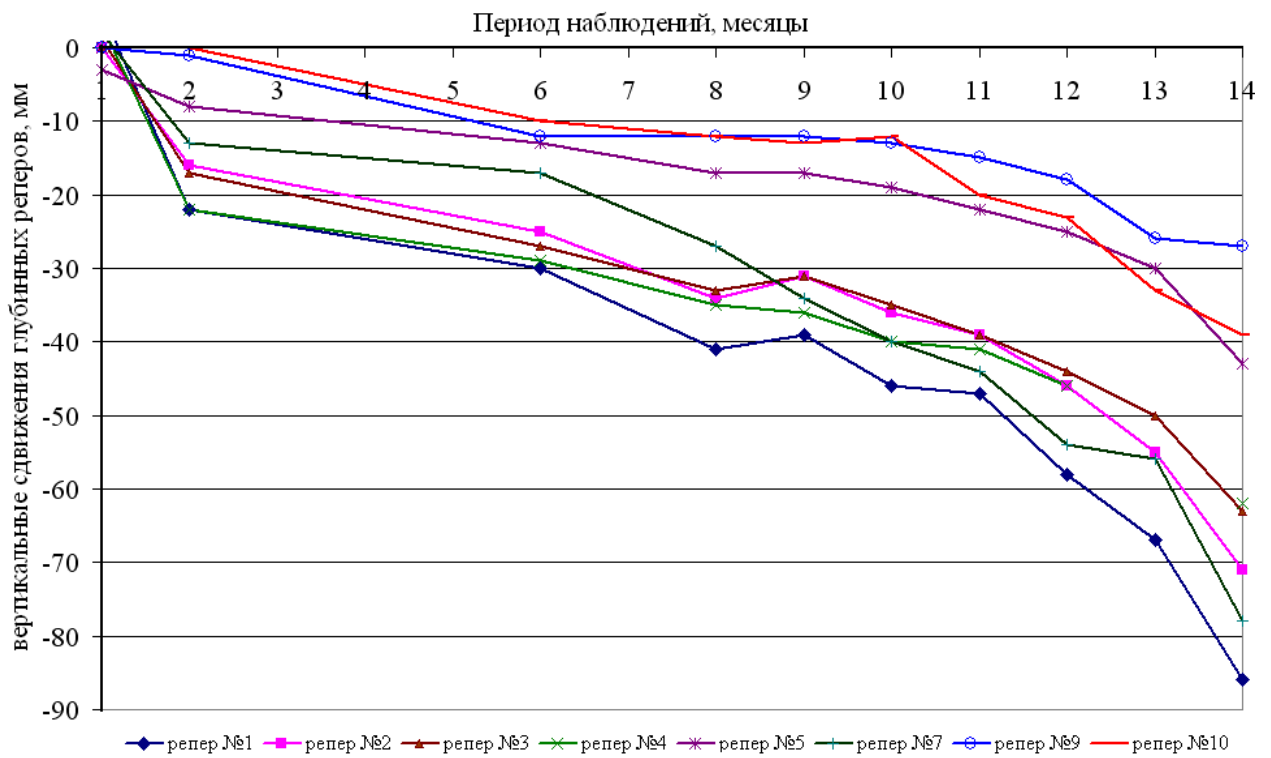


Рисунок 2.4 - Вертикальные сдвигения глубинных реперов в зависимости от продолжительности периода наблюдения

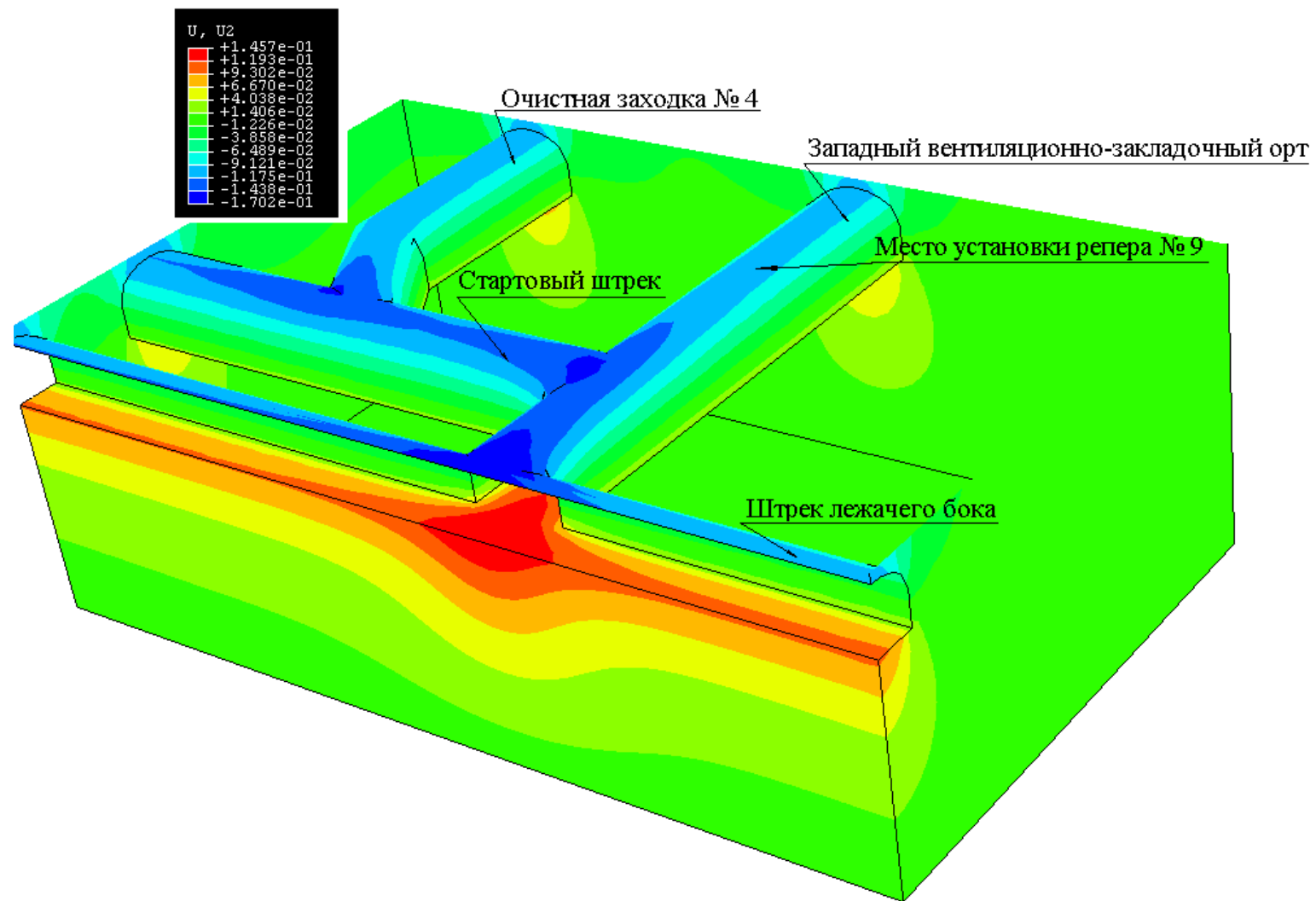


Рисунок 2.5 - Поля вертикальных смещений в кровле выработок в месте установки глубинного репера № 9

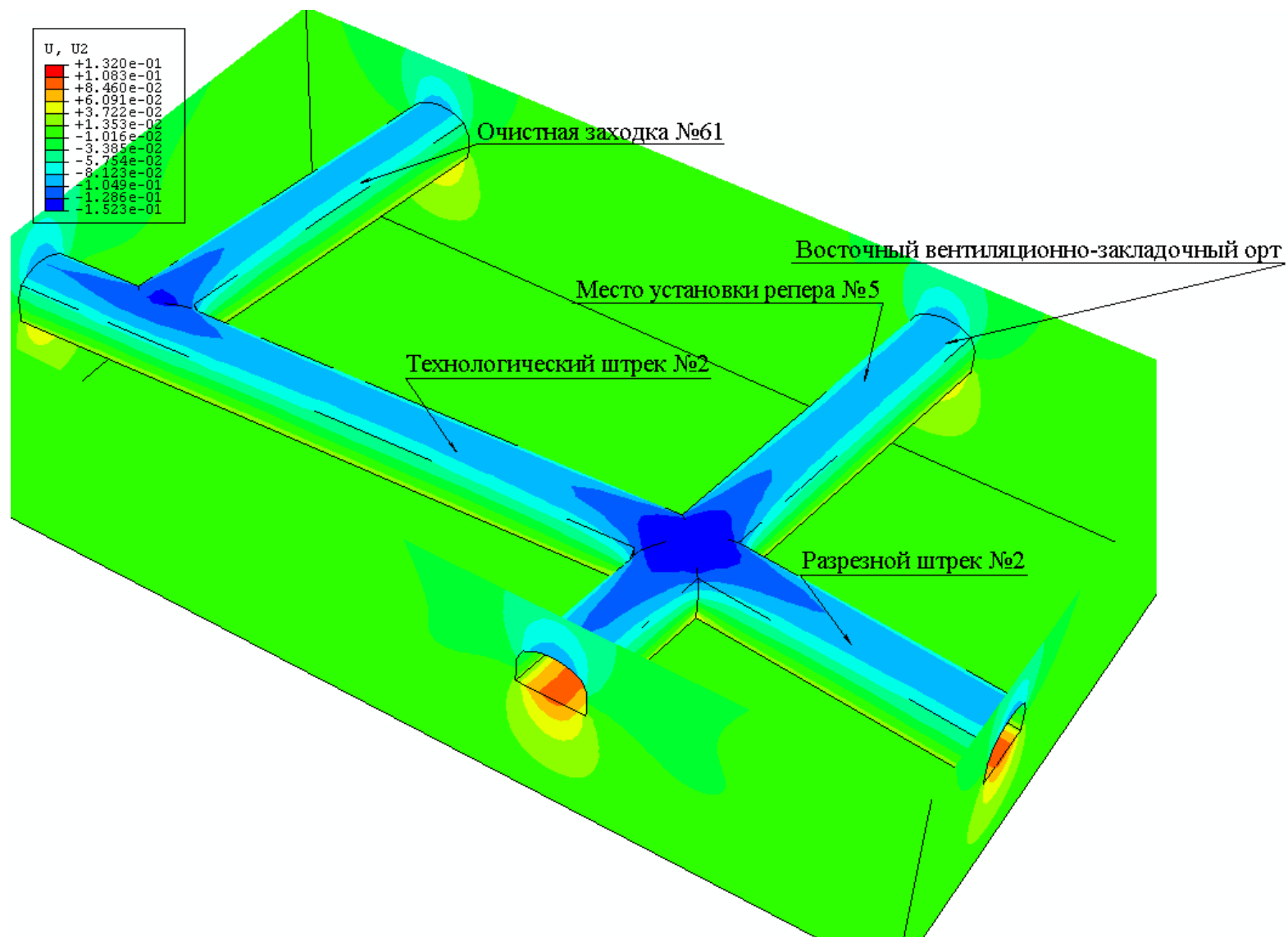


Рисунок 2.6 - Поля вертикальных смещений в кровле выработок в месте установки глубинного репера № 5

Поля вертикальных напряжений показаны как для кровли выработок, так и для точек установки глубинных реперов, так как по ним осуществлялась калибровка модели [93, 46]. В результате моделирования были получены величины смещений и проведено их сравнение с результатами натурных исследований. Все данные отражены в таблице 2.2.

Таблица 2.2 - Сравнение смещений, полученных маркшейдерской службой и результатов моделирования

№ репера	Результат смещений рудной потолочины по данным маркшейдерской службы, мм	Результат смещений рудной потолочины по данным математического моделирования, мм	
		Среднее значение	Диапазон изменения
5	-43	- 46	- 34 - 58
9	-27	- 45	- 38 - 64

На основе данных таблицы можно отметить, что результаты моделирования и натурных измерений имеют один порядок, хотя есть и небольшие расхождения. Неполное совпадение результатов объясняется тем, что в модели не удаётся в полном объеме учесть всю неоднородность массива выработки (в натурных условиях массив содержит прослойки, трещины и тектонические нарушения). Вместе с тем, хорошая сходимость натурных данных с результатами проведенного моделирования дает возможность принять в расчетах упруго-пластическую модель деформирования рудного массива при ведении горных работ.

### **2.3 Определение физико-механических свойств породного, рудного и закладочного массива**

Вопросом определения физико-механических свойств руд и пород Яковлевского месторождения, в различное время, занимались такие ведущие университеты и институты, как ВИОГЕМ, ВНИМИ, Горный университет, а также геологическая служба Яковлевского рудника [25].

В таблицах 2.3 и 2.4 отражены основные результаты проведенных лабораторных исследований. Исследования проводились для различных типов

руд, а также пород вышележащей рудной толщи, присутствующих на Яковлевском месторождении.

Горным университетом и ВНИМИ проведена также оценка склонности руд и пород к горным ударам. Исследования проводились в условиях одноосного и объемного напряженных состояний. По установленному характеру деформирования, разрушения образцов и значению коэффициента удароопасности руды Яковлевского месторождения были охарактеризованы как несклонные к хрупкому разрушению и проявлению динамических явлений [40].

Таким образом, можно заключить о том, что физико-механические показатели руд и пород рудно-кристаллического комплекса исследованы в достаточном объеме. Однако, не в полном объеме изучены свойства осадочных пород верхней части разреза месторождения. В связи с этим, для дальнейшего математического моделирования планируется использовать усредненные прочностные и деформационные показатели данных пород.

Таблица 2.3 - Усредненные прочностные и деформационные свойства пород [23, 67, 58]

Наименование пород и руд	Удельный вес 10 кН/м <sup>3</sup>	Удельное сцепление, МПа	Временное сопротивление сжатию, МПа	Временное сопротивление растяжению, МПа	Модуль упругости 10 <sup>4</sup> МПа	Коэф. Пуассона
Руда хлорит-димонит-мартитовая, плотная	3,77	9,22	29,77	5,99	2,07	0,27
Руда гидрогематит - мартитовая, тонкозернистая крепкая	4,70	4,78	20,63	4,00	2,6	0,21
Руда мартит-железно-слюдковая, рыхлая	4,38	2,8	1,10	0,27	1,3	-
Руда мартит-железно-слюдковая, хлоритизированная	4,70	1,66	6,37	1,31	3,2	0,2
Руда мартит-железно-слюдковая, карбонатизированная, плотная	4,68	5,32	18,66	3,48	3,52	0,27

Продолжение таблицы 2.3

Наименование пород и руд	Удельный вес 10 кН/м <sup>3</sup>	Удельное сцепление, МПа	Временное сопротивление сжатию, МПа	Временное сопротивление растяжению, МПа	Модуль упругости 10 <sup>4</sup> МПа	Коеф. Пуассона
Сланцы хлорит-серицитовые, железистые	3,72	9,17	37,27	8,71	2,90	0,22
Железистые кварциты мартит-железнослюдковые	3,92	17,35	76,44	15,57	11,3	0,23
Граниты	-	22	41	25	9,2	0,18
Граниты выветрелые	-	8,8	40,5	10,5	6,8	0,2
Филиты, алевролиты	-	5,3	38,	7,9	7,8	0,22

Таблица 2.4 - Показатели прочности и деформационных свойств наиболее распространённых богатых железных руд Яковлевского месторождения [45, 67, 58]

Наименование пород и руд	Удельный вес 10 кН/м <sup>3</sup>	Предел прочности на сжатие, МПа	Предел прочности на растяжение, МПа	Удельное сцепление, МПа	Модуль упругости 10 <sup>4</sup> МПа	Коеф. Пуассона
Руда мартитовая, низкой прочности, рыхлая	3,65	1,02	0,3	0,5	1,52	0,27
Руда мартитовая, хлоритизированная, ср. плотности	3,37	5,7	1,3	1,5	1,86	0,26
Руда мартитовая, карбонатизированная, плотная	3,41	20,1	4,9	5,3	2,67	0,24
Руда железнослюдково-мартитовая, низкой прочности, рыхлая	3,41	1,2	0,3	0,4	1,86	0,26
Руда железнослюдково-мартитовая, хлоритизированная, ср. плотности	3,48	5,1	1,3	1,4	1,92	0,26
Руда железнослюдково-мартитовая, карбонатизированная, плотная	3,58	16,7	4,0	4,3	2,23	0,24

Продолжение таблицы 2.4

Наименование пород и руд	Удельный вес 10 кН/м <sup>3</sup>	Предел прочности на сжатие, МПа	Предел прочности на растяжение, МПа	Удельное сцепление, МПа	Модуль упругости 10 <sup>4</sup> МПа	Коэф. Пуассона
Руда гидрогематит-мартитовая, глиноподобная, низкой прочности, рыхлая	3,28	2,1	0,6	0,6	1,74	0,29
Руда гидрогематит-мартитовая, глиноподобная, хлоритизированная, ср. плотности	3,34	6,9	1,9	1,8	1,92	0,25
Руда гидрогематит-мартитовая, глиноподобная, карбонатизированная, плотная	3,46	19,4	4,6	5,8	2,42	0,24

Таблица 2.5 - Показатели прочности и деформационных свойств богатых железных руд Яковлевского месторождения в естественном и водонасыщенном состоянии [67, 58]

Тип БЖР	Временное сопротивление сжатию, МПа		Параметры сопротивления сдвигу				Модуль общей деформации	
			Вкрест слоистости		По слоистости		Вкрест слоистости	По слоистости
	Вкрест слоистости	По слоистости	Сцепление, МПа	Угол внутр. трения, град	Сцепление, МПа	Угол внутр. трения, град		
В естественном состоянии								
Полурыхлые	3,36	3,03	0,995	25	-	-	444,8	-
Рыхлые	1,5	0,61	0,5	23	0,18	20	31	-
В водонасыщенном состоянии								
Полурыхлые	2,4	2,23	0,66	14	-	-	102,5	-
Рыхлые	0,61	0,42	0,22	0-9	0,16	0-8	10,1	-

Проведение лабораторных испытаний образцов

Для оценки количественных значений показателей физико-механических свойств были проведены дополнительные испытания следующих типов руд:

- руда железнослюdkовo-мартитовая средней плотности;
- руда железнослюdkовo-мартитовая, хлоритизированная;
- руда гидрогематит-мартитовая, тонкозернистая крепкая.

Проведение испытаний осуществлялось на образцах правильной (железнослюdkовo-мартитовая руда, хлоритизированная) и неправильной формы (руда железнослюdkовo-мартитовая средней плотности, руда гидрогематит-мартитовая руды, тонкозернистая, крепкая).

Методика и результаты определения прочностных свойств руды железнослюdkовo- мартитовой хлоритизированной.

#### *Подготовка образцов*

Исходным материалом для изготовления образцов служили монолиты (штуфы) руды. Подготовка образцов для проведения дальнейших испытаний осуществлялась с использованием такого оборудования, как:

- 1) буровой станок GCTS RD-750;
- 2) камнерезный станок Struers;
- 3) шлифовальный станок STRASSENTEST Baustoff-Prufsysteme;
- 4) эксикаторы.

Буровой станок (Рисунок 2.7) использовался для выбуривания цилиндрических образцов из проб, представленных в виде монолитов (штуфа) [73, 103].

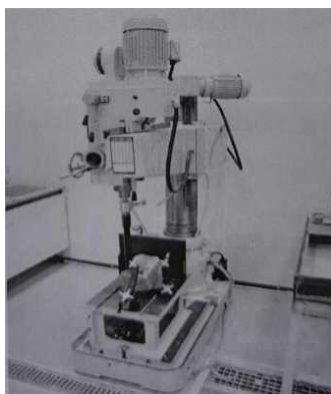


Рисунок 2.7 - Буровой станок

Ровные торцы на образцах получены путем резки на высокопроизводительном камнерезном станке Struers, оснащенного отрезным алмазным кругом диаметром 300 мм (Рисунок 2,8). Данный станок осуществляет поперечную резку выбуренных для испытаний кернов.



Рисунок 2.8 - Камнерезный станок Struers

Для шлифовки обрезанных керновых образцов применяется шлифовальный станок STRASSENTEST Baustoff-Prufsysteme (Рисунок 2.9). Данный станок производит шлифовку после камнерезного станка. При этом на данном станке возможно производить шлифовку образца сразу с двух сторон, что обеспечивает высокую производительность при подготовке образцов, а также высокую точность параллельности обрабатываемых граней.

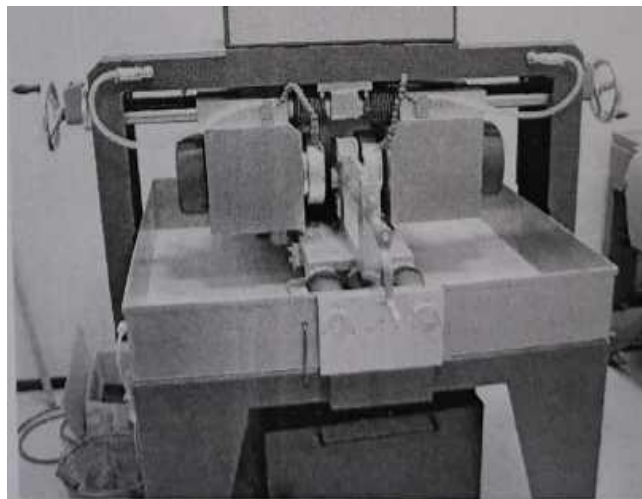


Рисунок 2.9 Шлифовальный станок STRASSENTEST Baustoff-Prufsysteme

Для того, чтобы сохранить образцы до испытаний использовались стеклянные сосуды с герметичными крышками (эксикаторы). Применение

эксикаторов позволило сохранить образцы и не допустить дополнительной потери влаги [72].

Образцы руд изготавливались и отбирались с учетом требований стандартов на методы испытаний, в связи с этим размеры образцов составляли 40 мм (в диаметре), 75-85 мм (в высоту).

*Определение предела прочности при одноосном сжатии*

Все испытания производятся согласно методика описанным в ГОСТ [50].

В процессе испытаний получают максимальную разрушающую силу, действующую на образцы. Для получения достоверных данных в испытаниях необходимо применять образцы правильной формы. Разрушающая сила прикладывается к торцам образца, а разрушающее усилие передается через плоские плиты с соотношением высоты  $h$  к диаметру  $D$ , приблизительно равным 2,0.

Предел прочности на одноосное сжатие определяется по формуле 2.1 с помощью сервогидравлической испытательной системы MTS 816 (MTS, США), рассчитанной на максимальную нагрузку, равную 1500 кН (Рисунок 2.10). В испытании применяются цилиндрические образцы, которые нагружаются со скоростью 0,5-1,0 МПа/сек. Образцы испытываются в состоянии естественной влажности (без дополнительного водонасыщения или высушивания, т.е. при влажности доставленных в лабораторию образцов).

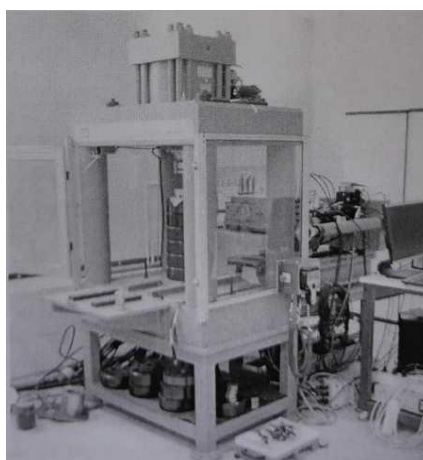


Рисунок 2.10 - Сервогидравлическая испытательная система MTS 816, представленная в модификации с плитами на одноосное сжатие

$$\sigma_c = \frac{P_{\text{разр}}}{S_0} \quad (2.1)$$

где:  $P_{\text{разр}}$  - разрушающая образец сила, кН;  $S_0$  - площадь поперечного сечения образца, см<sup>2</sup> [53].

*Определение предела прочности при объемном сжатии*

Испытания проводили в соответствии с установленными нормами изложенными в ГОСТ 21153.8-88.

Метод испытаний схож с описанным ранее, однако при измерении разрушающей силы, приложенной к торцам, используется также боковое сжатие образца гидростатическим давлением. При испытании разрушающая нагрузка передается через плоские плиты.

Испытания проводились с использованием сервогидравлической системы RTR 1500, которая в общем виде представлена на рисунке 2.11. В состав системы входят:

- силовая рама с гидравлическим поршнем для создания вертикальной нагрузки на образец до 1500 кН;
- камера трехосного сжатия (стабилометр) с набором стальных штампов;
- насосная станция с усилителем давления до 70 МПа;
- датчик силы, располагающийся в камере трехосного сжатия.

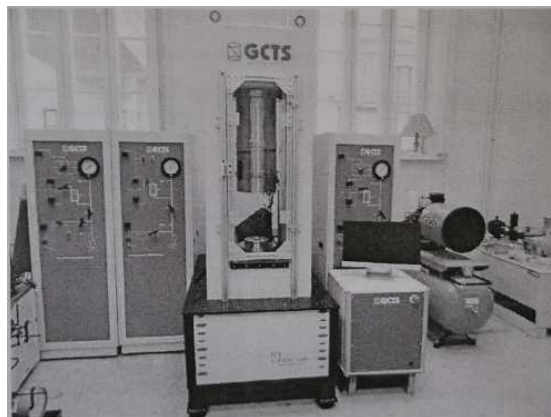


Рисунок 2.11 - Общий вид сервогидравлической установки RTR 1500

Для испытаний в условиях трехосного сжатия проводили дополнительную подготовку образцов: для того, чтобы в них не попала рабочая жидкость

(силиконовое масло), с помощью которой создается боковое давление на образец [39]. Для исключения попадания масла в образец необходимо было произвести герметизацию боковой поверхности образцов. Герметизация производится с помощью заключения образцов в чехлы из термоусадочного материала и дальнейшего его прогрева феном, для обеспечения плотного прилегания. Для изоляции от жидкости торцов образца использовали стальные накладки.

Образец породы в изолирующей оболочке со стальными штампами на торцах помещался на основание камеры трехосного сжатия (Рисунок 2.12).



Рисунок 2.12 - Образец руды, подготовленный к испытаниям в камере объемного сжатия

Величины прочностей, полученных по результатам проведения испытаний на одноосное и объемное сжатие, приведены в таблице 2.5.

Таблица 2.5 - Значение прочности при различной величине давления всестороннего сжатия, МПа

№ п/п	Давление всестороннего сжатия $\sigma_3$ , МПа	Прочность руды $\sigma_3$ , МПа
1	0	25,2
2	2	13,9
3	5	34,5
4	10	47,3

По результатам испытаний были составлены паспорта прочности железнослудково- мартитовой плотной руды (Рисунок 2.13).

На паспорте прочности построены две касательные. Касательная 1 является касательной к кругам, соответствующим  $\sigma_2 = 0$  МПа и  $\sigma_2 = 10$  МПа. Касательная 2 является касательной к кругам соответствующим  $\sigma_2 = 2$  МПа и  $\sigma_2 = 10$  МПа. Пересечение касательной с вертикальной осью  $\tau$  позволяет определить величину сцепления, а угол наклона касательной к горизонтальной оси  $\sigma$  определяет угол внутреннего трения руды. Полученные величины сцепления равны  $C_1 = 7,01$  МПа и  $C_2 = 9,43$  МПа, углы внутреннего трения  $\varphi = 35^\circ$  и  $\varphi = 29^\circ$ . Окончательно приняты усредненные значения  $C = 8,22$  МПа и  $\varphi = 32^\circ$  [57, 73].

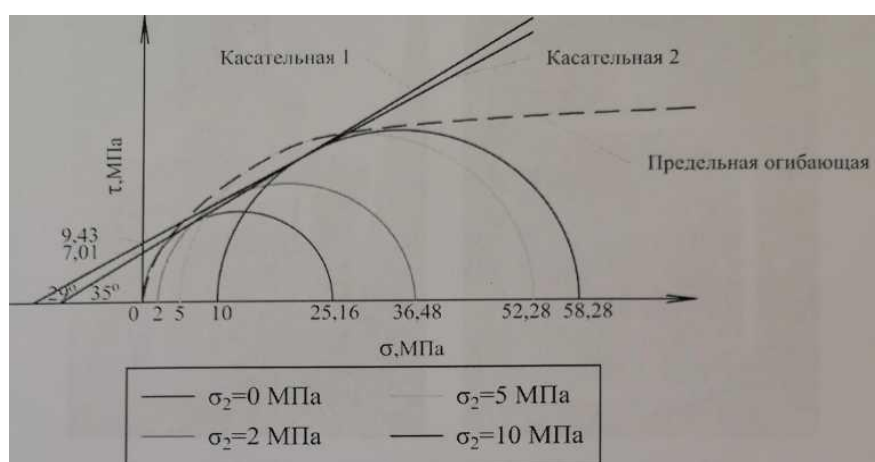


Рисунок 2.13 - Определения прочностных свойств руд железнослудково-маритовой средней плотности и гидрогематит-маритовой, тонкозернистой, крепкой

### *Проведение испытаний на образцах неправильной формы*

Проведение испытаний на образцах неправильной формы было обусловлено сложностью выбуривания керн из монолитов (штуфов) данных литотипов руд.

Для испытаний образцов неправильной формы нагружение с помощью плоских плит невозможно, поэтому используются сферические инденторы. Оценка предельных напряженных состояний производится после нагружения сферическими инденторами на основании величин размеров поверхностей отрыва и зон разрушенных пород в области контакта инденторов с образцом.

При оценке результатов учитывается образование трещины отрыва. Данная величина фактически эквивалентна предельному напряженному состоянию для образца и является сочетанием главного нормального напряжения и максимального нормального напряжения. Главное нормальное напряжение равно

растягивающему напряжению разрыва  $\sigma_1$  (Формула 2.2), а максимальное главное нормальное напряжение равно радиальному напряжению  $p$  (Формула 2.3) на поверхности большей из зон разрушенной породы. Данные величины определяются по формулам [14]:

$$\sigma_1 = \frac{F}{S} \quad (2.2)$$

$$p = \frac{P}{S} \quad (2.3)$$

где:  $P$  - разрушающая нагрузка;  $F$  - площадь поверхности отрыва;  $S$  - площадь поверхности большей из зон разрушенной породы.

Реализация вышеописанного метода в проекте происходила с использованием в качестве инструмента нагрузочного устройства БУ-64, оснащенного в качестве нагрузочных элементов сферическими инденторами.

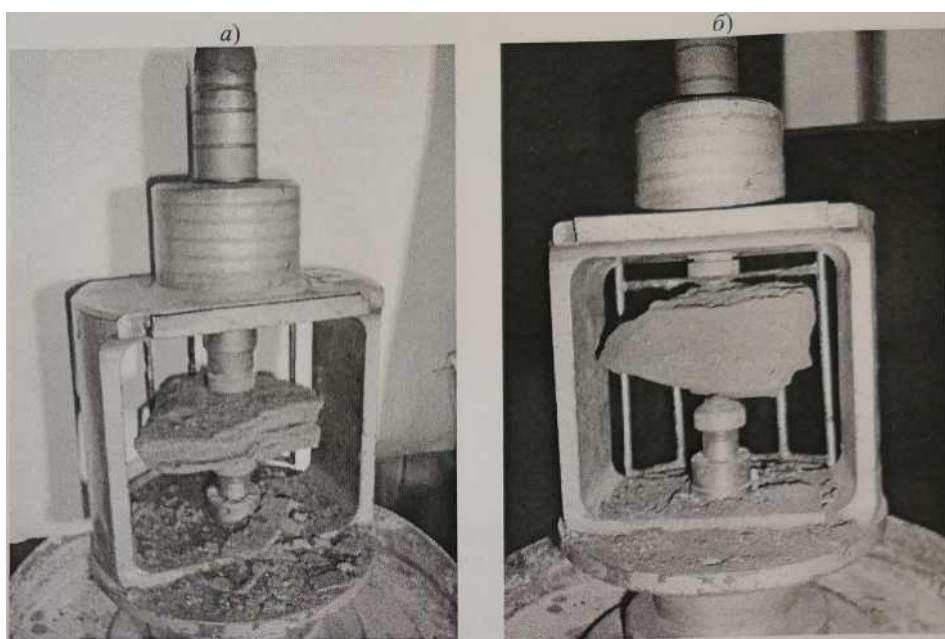


Рисунок 2.14 - Испытываемый образец в нагрузочном устройстве БУ-64: а - железнослюdkовo-мартитовая руда; б - гидрогематит-мартитовая, тонкозернистая, крепкая руда

Согласно описанному методу, производилось нагружение образцов. Нагрузка на образец передавалась с помощью сферических инденторов до момента раскола, при этом фиксировалась максимальная нагрузка. После раскола образец извлекался из аппарата и производились измерения размеров поверхностей разрыва и обеих зон структурно-механических изменений. На

основании данных расчетов производятся вычисления площади поверхностей разрыва и этих зон. Это выполняется для дальнейшего определения значений радиального напряжения в момент раскалывания образца. Также на основании данных расчетов выполняется вычисление значений растягивающего напряжения. Площадь поверхности зоны структурно-механических изменений под инденторами рассчитывалась по формуле 2.4:

$$S = \pi \cdot d_1 \cdot d_2, \quad (2.4)$$

где:  $d_2$  — продольный и поперечный (относительно поверхности раскола образца) размер зоны на торцевой поверхности образца (Рисунок 2.15) [23].

Образец неправильной формы, разрушенный сферическими инденторами, позволяет получить два различных предельных состояния, которые необходимы для получения величины сцепления и угла внутреннего трения. Первое предельное состояние соответствует сочетанию двух факторов при разрыве образца – растяжению вместе со сжатием. Второе предельное состояние отражает предел прочности при одноосном сжатии, полученном на границе разрушенной зоны в момент разрушения образца.

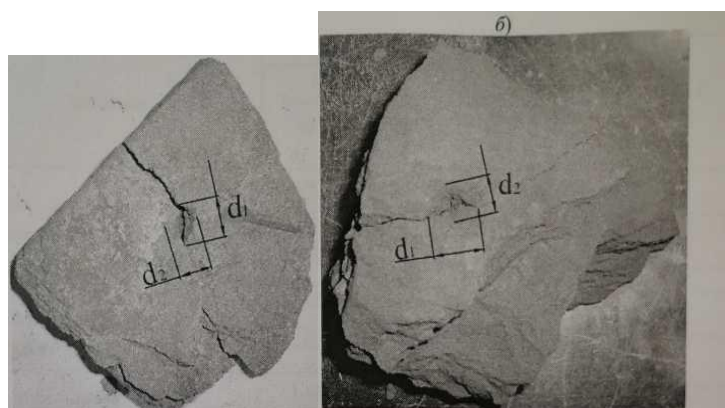


Рисунок 2.15 - Образцы руды после разрушения сферическими инденторами (размеры характерных зон): а - железнослудково-мартитовая руда; б - гидрогематит-мартитовая, тонкозернистая, крепкая руда

Результаты испытаний отражены в таблице 2.6. Испытания проводились для железнослудково-мартитовой руды и гидрогематит-мартитовой руды. При испытаниях в каждой пробе использовалось одинаковое количество образцов,

равное 8-10 штукам. В таблице указаны средние значения, полученные в результате испытаний (так как именно усредненные значения использовались при моделировании).

Таблица 2.6 - Прочностные показатели железослюдково-мартитовой средней плотности и гидрогематит- мартитовой руд

Наименование пород и руд	Предел прочности на при одноосном сжатии, МПа	Предел прочности на при одноосном растяжении, МПа	Угол внутреннего трения, градус	Сцепление, МПа
Руда железослюдково-мартитовая, средней плотности	1,71	0,13	26	0,53
Руда гидрогематит-мартитовая, тонкозернистая, крепкая	6,79	0,65	30	2,85

Результаты сравнения имеющейся информации о свойствах руд и проведенных дополнительных испытаниях указаны в таблице 2.7. На основе представленных данных можно отметить, что результаты дополнительных исследований, практически совпали с результатами предыдущих исследований. Незначительное различие в численных значениях показателей можно объяснить изменчивостью свойств руд.

Таблица 2.7 – прочностные характеристики руд с дополнительными испытаниями

Наименование пород и руд	Предел прочности на при одноосном сжатии, МПа	Предел прочности на при одноосном растяжении, МПа	Угол внутреннего трения, градус	Сцепление, МПа
Руда железослюдково-мартитовая, хлоритизированная				
Первичные испыт.	18,66	-	42	5,32
Доп. испытания	25,2	-	32	8,22
Руда железослюдково-мартитовая, средней плотности				
Первичные испыт.	3,26	-	25	0,95
Доп. испытания	1,71	0,13	26	0,53
Руда гидрогематит-мартитовая, тонкозернистая, крепкая				
Первичные испыт.	20,63	4,0	39	4,78
Доп. испытания	6,79	0,65	30	2,85

Одна из основных характеристик, осложняющих прогнозирование при ведении работ в богатых железных рудах – это высокая степень изменчивости

показателей механических свойств. Данная изменчивость показателей БЖР зависит, в основном, от остаточных цементационных связей в руде. Для руд без подобных связей характерна резко выраженная водонеустойчивость. При этом в водонасыщенном состоянии такие руды резко теряют прочность, что отражено на рисунке 2.16. При вторичном увлажнении таких БЖР или их вскрытии в водонасыщенном состоянии они переходят в состояние тяжелой жидкости [26, 96].

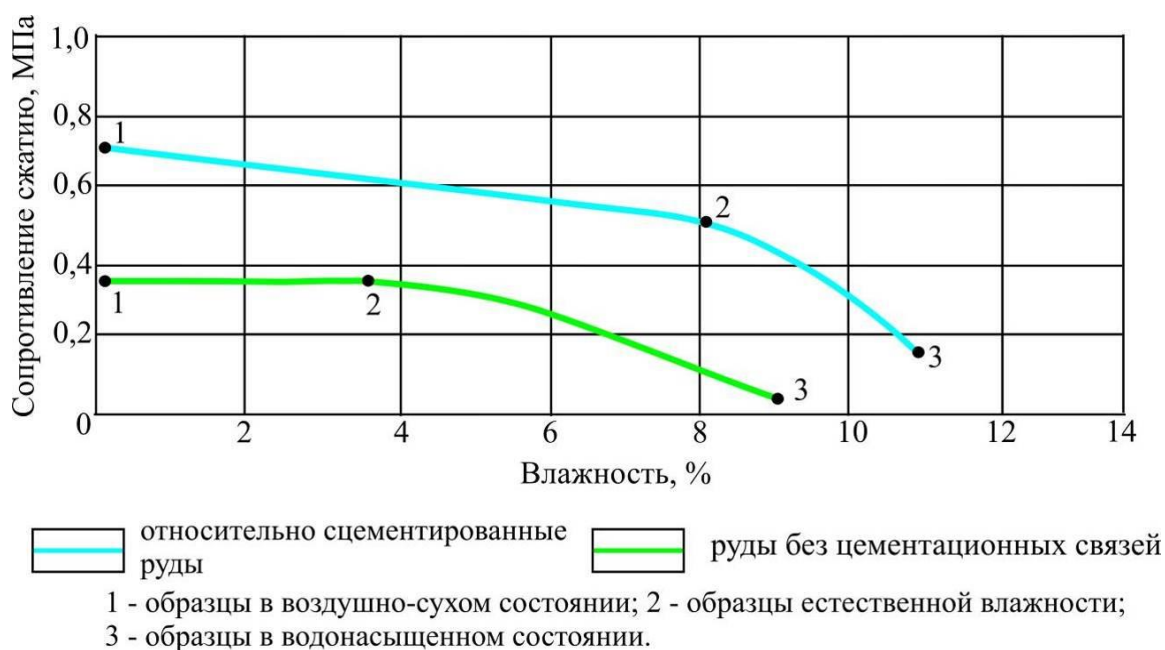


Рисунок 2.16 - Изменение сопротивления сжатию цементированных руд и руд без цементационных связей в зависимости от влажности [60]

Точность определения сопротивления пород сдвигу достигается за счет проведения специальных испытаний. Особенность данных испытаний заключается в месте отбора проб. Пробы для данных испытаний забираются в экспериментальном штреке. После отбора пробы доставляются в лабораторию и осуществляются испытания БЖР, на основании которых были выведены закономерности изменения параметров сопротивления сдвигу и изменения их деформационного поведения [54]. Данные закономерности представлены далее:

1. В результате испытаний была обнаружена прямая зависимость между значениями сцепления и прочностью. Высоким значениям сцепления соответствует максимальная прочность образцов богатых железных руд. Значения сцепления тесно связаны с наличием или отсутствием цементационных связей.

Данную зависимость можно также охарактеризовать следующим образом – чем меньше влияние цементационных связей, тем меньше величина сцепления, и как следствие сильнее проявляется пластический характер разрушения образцов (Рисунок 2.18).

2. Большой диапазон изменений величины сцепления также в первую очередь объясняется наличием цементационных связей и их количеством. Сцепление образцов варьируется в диапазоне от 0,025 МПа до 0,8 МПа (Рисунок 2.17).

3. Была выявлена зависимость влияния слоистости на величину сцепления богатых железных руд. Максимальное значение – 0,8 МПа, возникает при действии сдвигающего усилия вкрест простиранию, а минимальное 0,025 МПа при действии сдвигающей силы параллельно слоистости. Данные зависимости отражены в полной мере на рисунке 2.18[65].

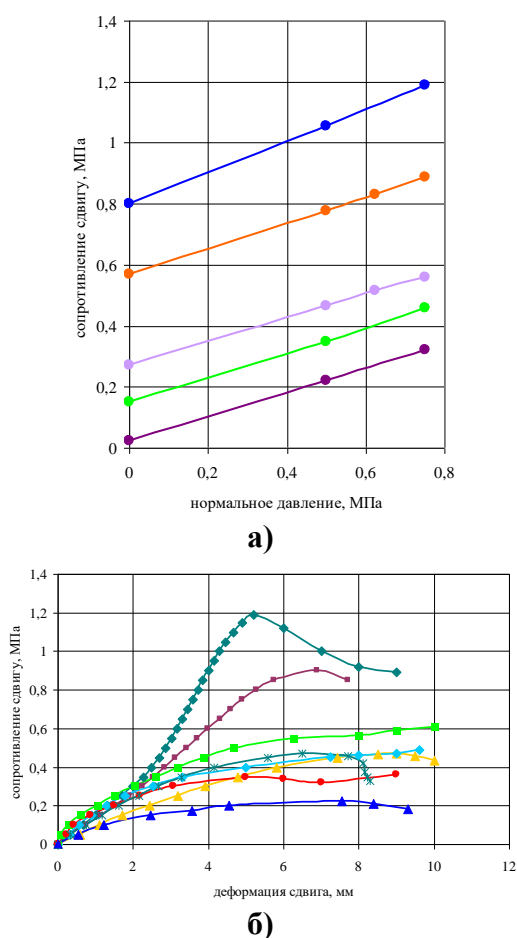
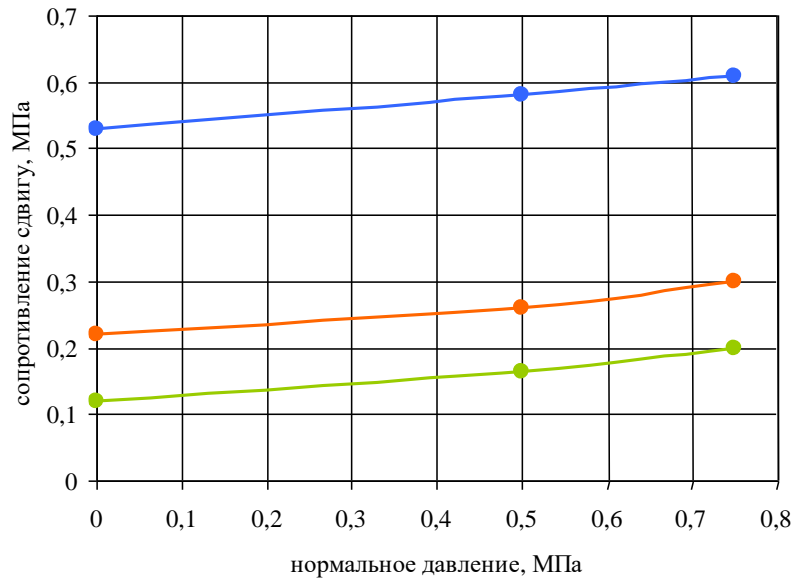
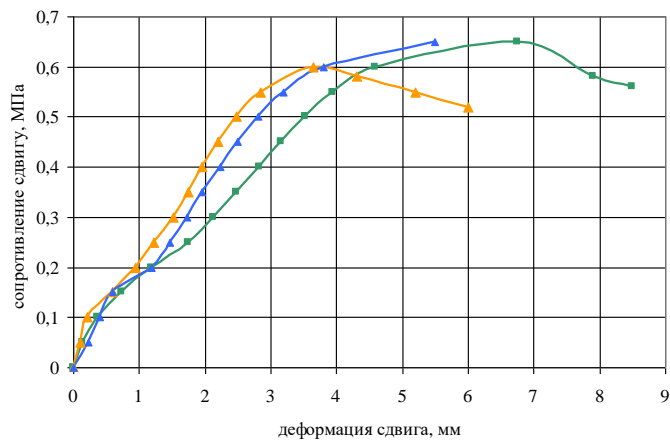


Рисунок 2.17 - Диаграммы сопротивления сдвигу (а) и характер деформационного поведения осушенных БЖР ненарушенного сложения без цементационных связей



а)



б)

Рисунок 2.18 - Диаграммы сопротивления сдвигу (а) и характер деформационного поведения БЖР естественной влажности ненарушенного сложения без цементационных связей

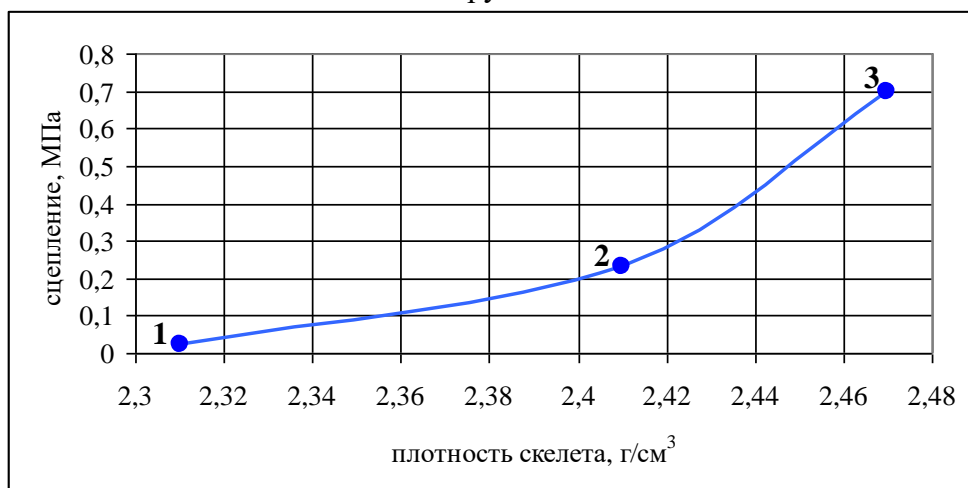


Рисунок 2.19 - Характер изменения величины сцепления осушенных богатых железных руд в зависимости от и плотности. Направление сдвигающего усилия по отношению к слоистости богатых железных руд: 1-параллельно; 2 – под углом; 3 - вкрест.

Согласно проведенным испытаниям, отраженным в таблице 2.8, при полном насыщении богатых железных руд величина угла внутреннего трения существенно снижается. Значения угла внутреннего трения при этом становятся равны  $8^\circ$ . При этом стоит отметить, что величина сцепления водонасыщенных БЖР соизмерима со сцеплением осушенных образцов и, как было отмечено выше, зависит от наличия и количества цементационных связей. Согласно проведенным испытаниям, разрушение обводненных образцов фактически идет по сценарию пластического деформирования, а вторично увлажненные образцы приобретают свойства, сравнимые со свойствами лессовидных пород. Также вторичное увлажнение испытуемых пород характеризовалось развитием провальных деформаций. Схожесть лессовидных пород и БЖР, вероятно, объясняется схожестью их макропористой структуры [81].

Таблица 2.8 - Значение параметров сопротивления сдвигу БЖР [56]

Сцепление $c$ , МПа	Угол внутреннего трения $\phi$ , град	Место отбора образцов	Примечание
0,16-0,53	8	Транспортный орт	Образцы естественной влажности ( $W=12,5-13,6\%$ )
0,25-0,8	23	Экспериментальная выработка	Осушенные образцы ( $W=4,1-10,8\%$ )
<0,22	< 8	Экспериментальная выработка	Вторично увлажненные образцы ( $W=11,9-13,3\%$ )

Комплексный анализ данных по физико-механическим свойствам пород и руд Яковлевского месторождения, а также геологических материалов позволил обосновать исходные данные для численного моделирования с учетом следующих допущений:

- построенные геологические разрезы с достаточной точностью отражают строение и параметры залегания рудных тел;
- существующий защитный целик (рудная потолочина) — это естественная часть запасов выше гор. -370 м до подошвы нижнекаменноугольного водоносного горизонта, в пределах горного отвода. Принята средняя мощность данного целика 65 м, хотя естественно, что она изменяется, в частности, в районах лежащего и висячего боков;

- защитный целик (рудная потолочина) принят однородным. Породы целика являются изотропными и состоят преимущественно из железослюдково-мартитовых, а также мартито-гидрогематитовых руд, по аналогии с рудами нулевого слоя на гор. -370 м;

- для обеспечения необходимого коэффициента запаса, расчет средних прочностных и деформационных свойств рудной потолочкины был выполнен только по железослюдково-мартитовым рудам. Мартито-гидрогематитовые руды не были включены в расчет по причине их значительной изменчивости и относительно невысокой доли;

- по причине малой изученности толщи вышележащих пород, их вклад в формирование гравитационного поля напряжений в массиве может быть заменен эквивалентной распределенной нагрузкой по площади рудной потолочкины.

- в соответствии с данными документации «Проект II очереди Корректировка ГВУ и ЗК № 2 (2013.02.22), Заключение №441-13-ГГЭ 4112-15 от 27.05.2013 г.», содержание железослюдково-мартитовых руд хлоритизированных не превышает 6 %. По этой причине руды данной категории не будут учитываться при расчете средней прочности богатых руд Яковлевского месторождения;

- средняя прочность рыхлых железослюдково-мартитовых руд определена в соответствии с результатами испытаний прочности при одноосном сжатии:

$$1,1 + 3,26 + 1,5 + 1,71 = 1,9 \text{ (МПа)}$$

- средняя прочность мартито-гидрогематитовых руд определена в соответствии с данными по физико-механическим свойствам руд и пород рудно-кристаллического комплекса (таблица 2,6), и результатами дополнительных лабораторных испытаний (таблица 2,7):

$$20,63 + 6,79 \cdot 10^4 / WTT4 \sigma_{сж} = 13,71 \text{ (МПа)}$$

Таким образом, для выполнения численного моделирования на следующем этапе работы были приняты следующие исходные данные (Таблица 2,9).

Таблица 2.9 - Предварительно обоснованные расчетные показатели физико-механических свойств

№ п/п	Наименование	Показатели						
		$\gamma$ , кН/м <sup>3</sup>	E, МПа	$\nu$	$\phi$ , град	C, МПа	$\sigma_{сж}$ , МПа	$\sigma_{рас}$ , МПа
1	Защитный целик (рудная потолочина)	45,4	22500	0,2	31,3	1,49	1,9	0,2
2	Мартито-гидрогематитовые руды	47	26000	0,21	34,5	3,8	13,71	2,33
3	Железослудково-мартитовые руды	45,4	22500	0,2	31,3	1,49	1,9	0,2
4	Закладочные материал нулевого слоя (прочность 10 МПа)	20	150	0,3	20	3,5	10	-
5	Закладочные материал (прочность 4 МПа)	20	150	0,3	20	1,23	4	-
6	Закладочные материал (прочность 1 МПа)	20	20	0,3	18	0,4	1	-

#### 2.4 Исследование изменения НДС и форм потери устойчивости горных выработок при ведении горных работ

Согласно натурным наблюдениям в подготовительных и очистных выработках Яковлевского рудника недозаклад и пустоты могут привести к объединению пустот в кровле выработок, пройденных рядом. Примеры такого эффекта показаны на рисунок 2.20 (очистные заходки № 26, 27, 28). Наблюдались системные отколы с боков рудных целиков, которые местами выдавливали стойки арки в выработку (рисунок 2.21, 2.22), что свидетельствует о сдвиговом характере деформаций и повышенной напряженности рудного массива в присечке [31, 33]. Наличие дополнительных негативных факторов, таких как ослабление контакта мартитовых руд с прослойками кварцита или сланца, или возникновении перемятых зон в присечке, или возникновении тектонических нарушений, возможны внезапные и крупные вывалы рудного массива в области ведения горных работ (рисунок 2.23).

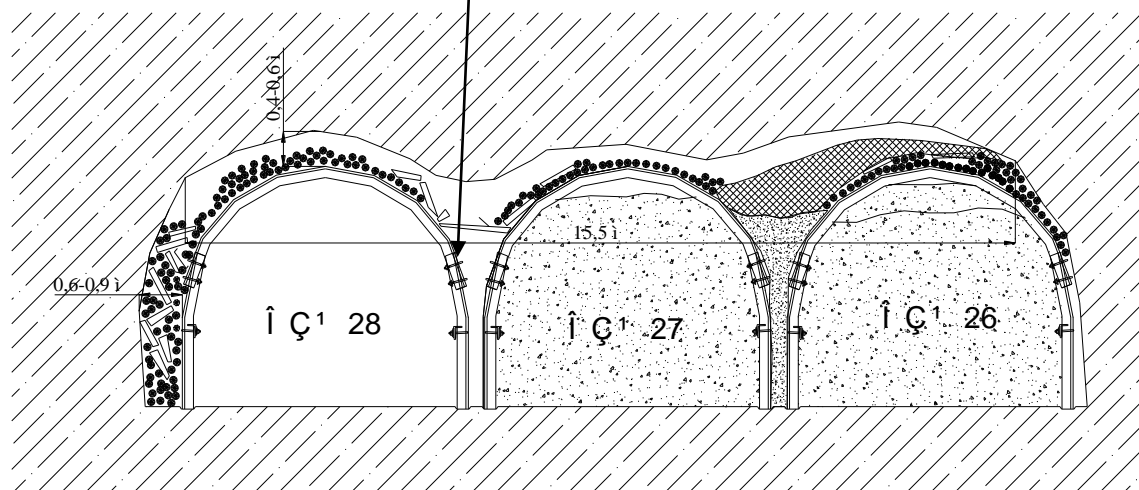


Рисунок 2.20. Объединение пустот в своде выработок очистных заходок №28, 27 и 26

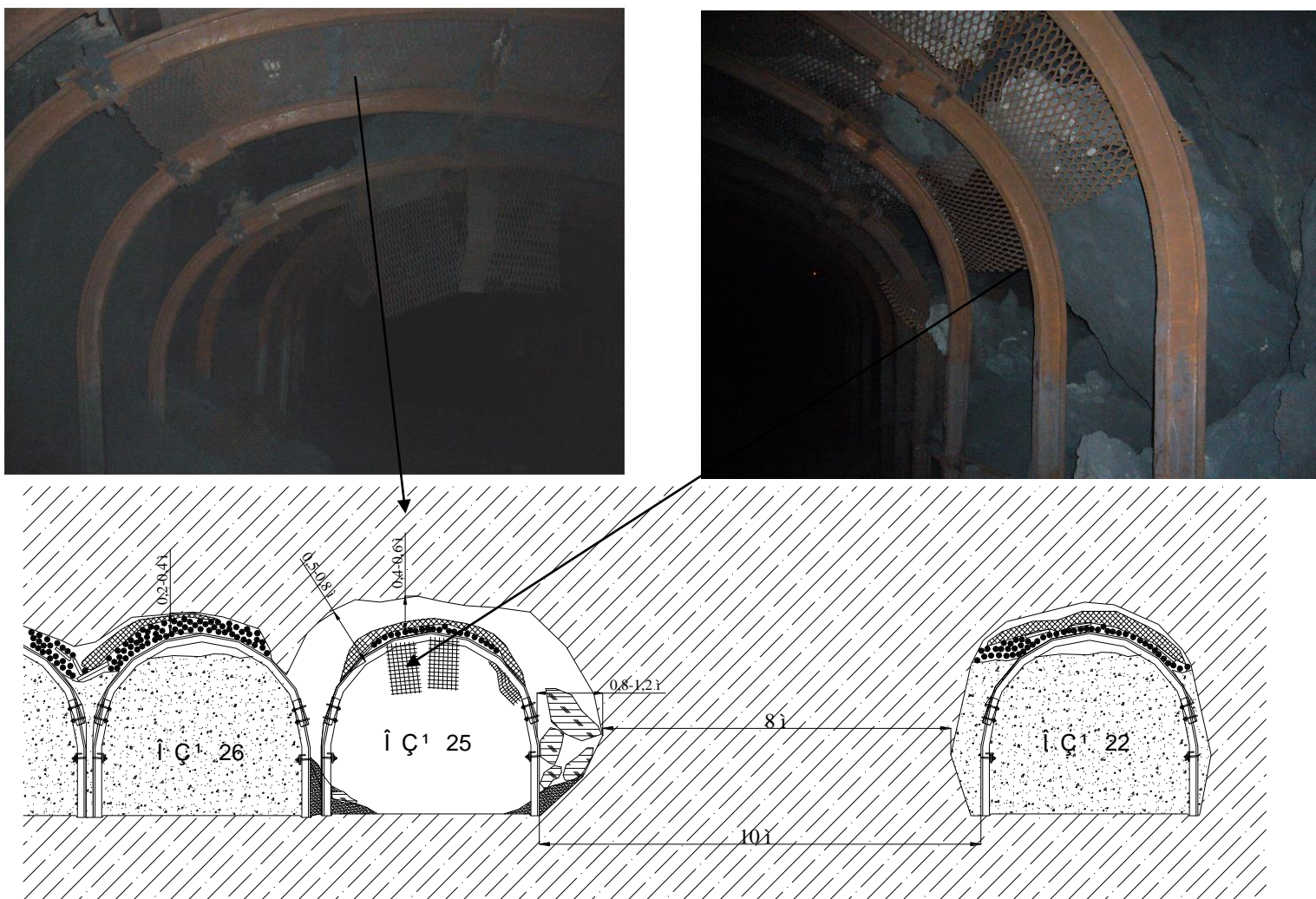


Рисунок 2.21 - Участок очистной заходки №25 с характерными нарушениями крепи и боков выработки и деформациями разделительного целика.

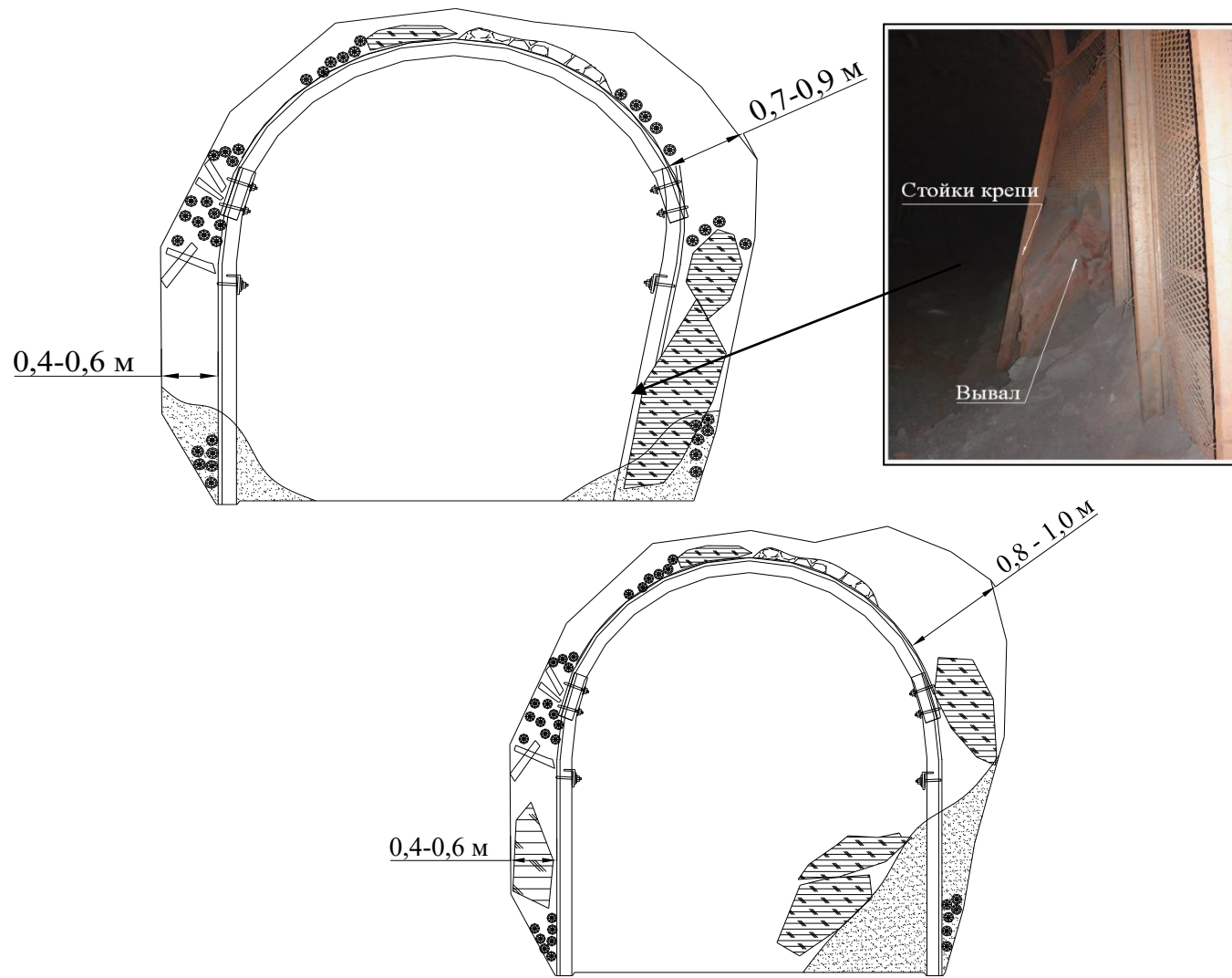


Рисунок 2.22 - Характерные деформации рудного обнажения и крепи в очистной заходке №12

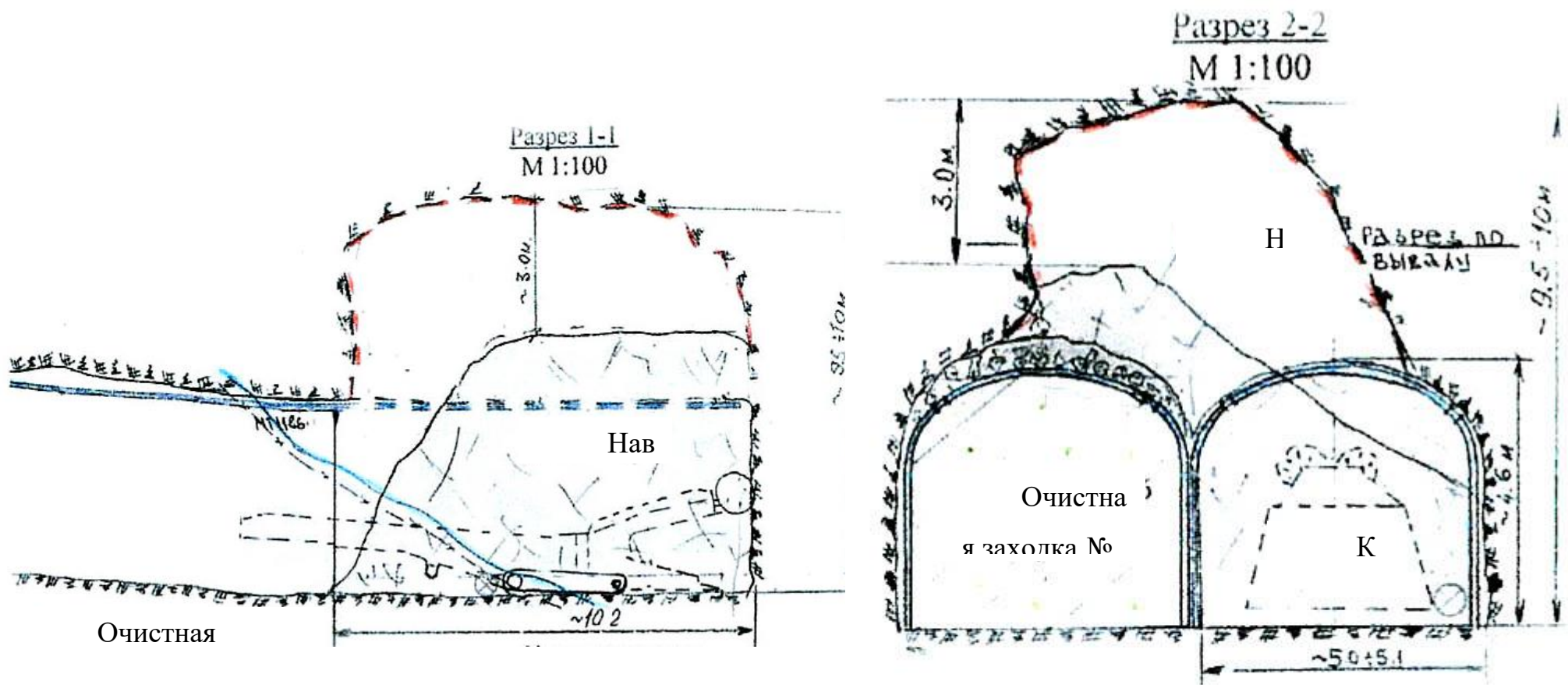


Рисунок 2.23 - Крупное обрушение с кровли очистных заходок № 15 и 16

В очистных заходках № 30 и 52 (рисунок 2.25 и 2.27) были проведены визуальные обследования. Анализ форм рудных обнажений показал, что характер формирования очертаний рудного обнажения в этих заходках идентичен. Несколько выделяются меньшими переборами за контур крепи заходки № 52 и 56. В очистной заходке № 30 измерены пустоты в 12 сечениях. (Таблица 2.10).

Таблица 2.10 - Пустоты за крепью КМП-А3 в очистной заходке №30

Сечение	Расстояние от сопряжения, м	Значение переборов в точке, м					Среднее значение по сечению, м
		1	2	3	4	5	
1	9	0,72	0,7	0,38	1,15	0,62	0,71
2	14	0,43	1,51	0,63	0,61	0,55	0,75
3	19	0,2	0,82	0,63	1,09	0,43	0,63
4	24	0,2	0,81	0,82	0,88	0,2	0,58
5	29	0,27	0,7	0,47	0,76	0,45	0,53
6	34	0,35	0,78	0,52	0,47	0,42	0,51
7	39	1,03	0,47	0,39	0,98	0,87	0,75
8	44	1,48	0,98	0,26	0,24	0,31	0,65
9	49	0,54	0,96	0,48	0,72	0,15	0,57
10	54	0,6	0,5	0,33	0,85	0,45	0,55
11	59	0,55	0,56	0,29	0,48	0,51	0,48
12	64	0,2	1,24	0,43	0,24	0,51	0,52
Среднее значение по точке, м		0,55	0,84	0,47	0,71	0,46	

Средняя величина переборов по периметру арок 0,6 м.

Средняя величина переборов по кровле (точки 2,3,4) 0,67 м (Рисунок 2.24).

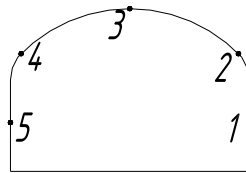
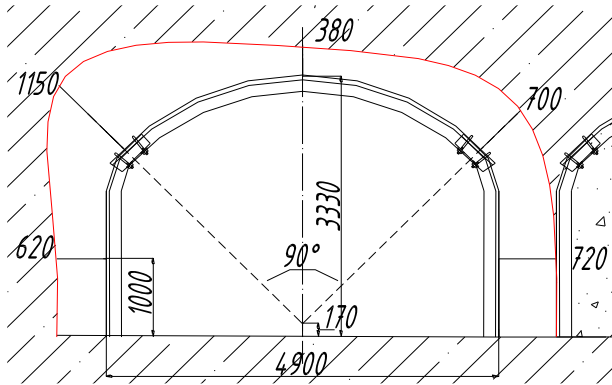


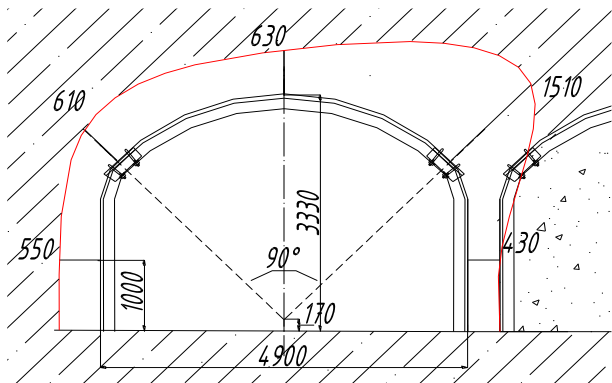
Рисунок 2.24 - Схема точек измерения (вид от тех. штрека №1).

Контуры рудного обнажения в очистной заходке № 30 представлены на рисунок 2.20. Для данной заходки весьма характерна ассиметричная форма свода, с максимальными переборами в сводовой части, где их величина достигает 700 – 1000 мм (сечения 1,2,3,4,7,12). При этом в центре кровли переборы меньше, от 260 мм (сечение 8) до 380 мм в сечениях 1, 6, 7, 11. Исключением является сечение № 4, в 24 м от сопряжения с техштреком № 1, где контур свода превышает проектное положение на 0,7 – 0,8 м. Со стороны бетонной закладки (бетон в правом боку) оконтуривание неровное, причем в сечениях 1, 7, 8 между аркой и бетонным целиком имеются пустоты от 0,7 до

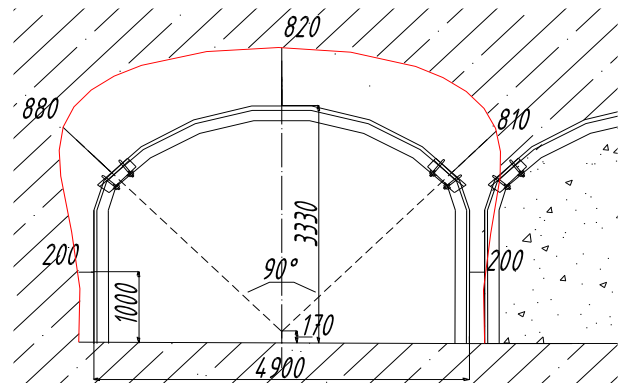
Сечение №1



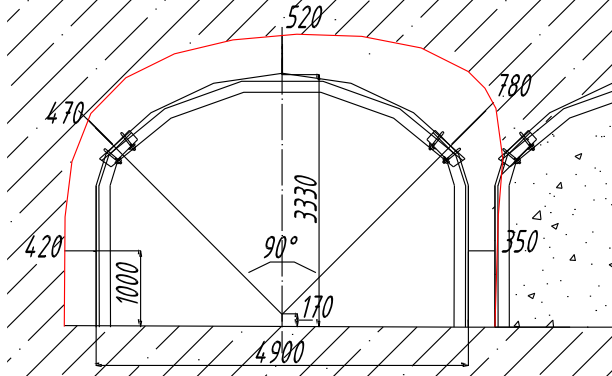
Сечение №2



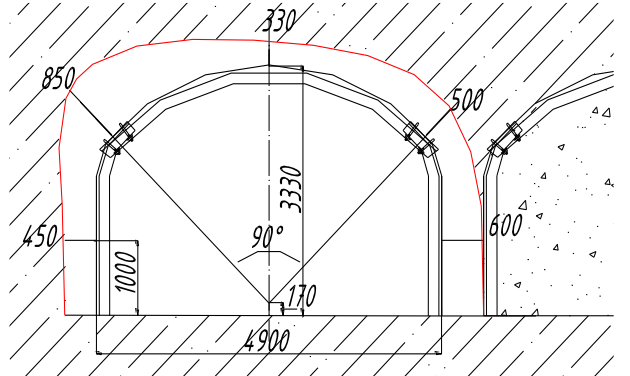
Сечение №4



Сечение №6



Сечение №10



Сечение №12

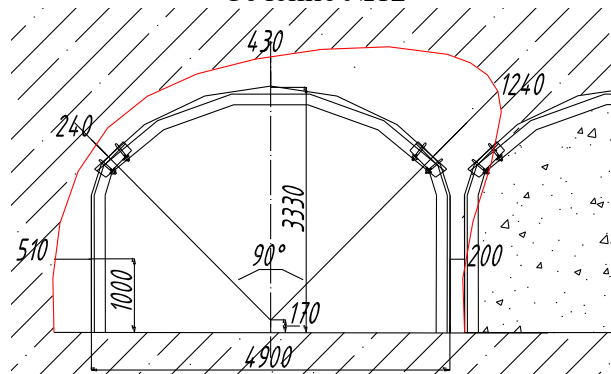


Рисунок 2.25 - Контуры рудного обнажения в очистной заходке №30

1,2 м (Рисунок 2.27). В других сечениях величина таких пустот меньше.

В очистной заходке № 52 (таблица 2.11, рисунок 2.25) переборы в среднем меньше, за исключением сечения № 1, где со стороны заложеной заходки № 53 (бетон слева) в угловой зоне контура свода вывал на глубину 1,1 м. В центре свода переборы от 0,21 до 0,52 м.

Таблица 2.11 - Пустоты за крепью КМП-А3 в очистной заходке №52

Сечение	Расстояние от сопряжения, м	Значение переборов в точке, м					Среднее значение по сечению, м
		1	2	3	4	5	
1	6	0,51	1,12	0,35	0,16	0,4	0,51
2	8	0,54	0,78	0,49	0,56	0,28	0,53
3	11	0,37	0,36	0,52	0,65	0,28	0,44
4	13	0,45	0,42	0,21	0,45	0,32	0,37
5	16	0,22	0,18	0,26	0,62	0,2	0,30
Среднее значение по точке, м		0,50	0,45	0,25	0,52	0,26	

Средняя величина переборов по периметру арок 0,4 м.

Средняя величина переборов по кровле (точки 2,3,4) 0,41 м (Рисунок 2.26).

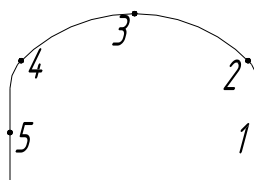


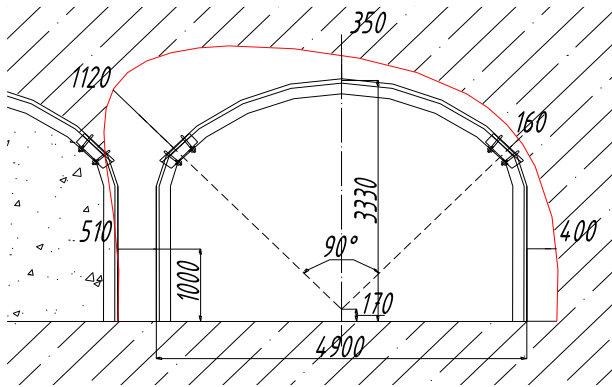
Рисунок 2.26 - Схема точек измерения (вид от тех. штрека №1).

Практически во всех сечениях, где проводились измерения линейных переборов руды за крепью арки крепи КМП-А3, заметно отслоение руды в кровле и боках, ввиду снижения прочности пород в окружающем выработку массиве при формировании зоны неупругих деформаций [16]. Отсутствие плотного контакта рудной потолочины с бетоном закладки, в совокупности с развитием очистных горных работ может привести к вывалам руды, которые могут деформировать крепь в кровле [59, 61].

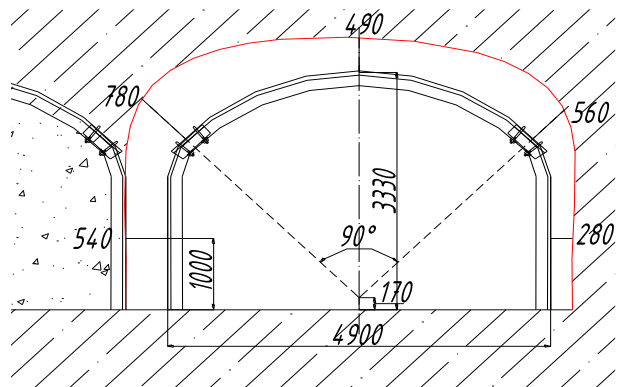
Таблица 2.11 - Пустоты за крепью КМП-А3 в очистной заходке №56

Сечение	№№ арок от сопряжения	Значение переборов в точке, м					Среднее значение по сечению, м
		1	2	3	4	5	
1	6	0,2	0,83	0,14	0,28	0,2	0,33
2	10	0,19	0,07	0,12	0,36	0,23	0,20
	№» арок от анкерного крепления, м						
3	1	0,76	0,5	0,15	0,36	0,51	0,46
4	6	0,82	0,6	0,57	0,97	0,18	0,63
5	11	0,52	0,25	0,26	0,62	0,2	0,37
6	16	0,79	0,51	0,43	1	0,3	0,56
7	21	0,62	0,85	0,66	0,62	0,24	0,60
8	26	0,49	0,53	0,53	0,6	0,35	0,50
Среднее значение по точке, м		0,55	0,52	0,36	0,60	0,28	

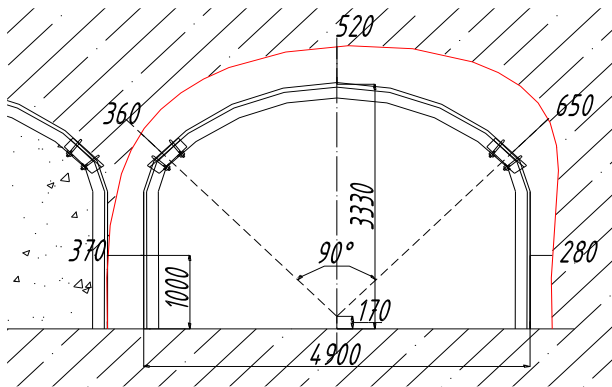
Сечение № 1



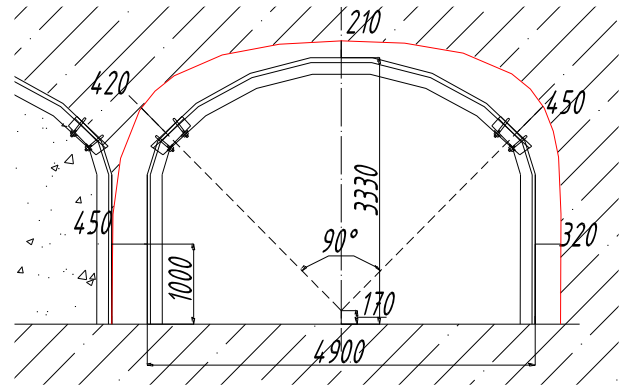
Сечение № 2



Сечение № 3



Сечение № 4



Сечение № 5

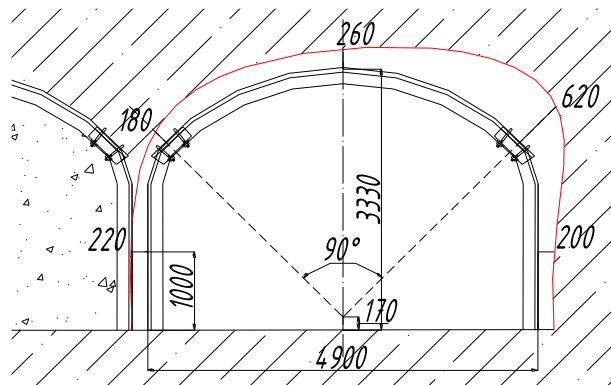


Рисунок 2.27 - Контуры рудного обнажения в очистной заходке №52

Согласно проведенным натурным исследованиям, было обнаружено, что местами произошло обрушение целиков между бетонным сводом присечки и бетонной закладкой. При визуальном осмотре было отмечено отслоение кусков руды от массива. Данные куски руды наблюдались в образовавшихся окнах над арками соседних заложённых выработок. Эти наблюдения говорят о формировании свода естественного равновесия массива, который образовался в рудной потолочине в области заходок 22-29 и 55-56, а значит можно сделать вывод о том, что увеличение ширины пролета подработки в зоне неупругих деформаций, при снижении прочности руды, может привести к обрушению рудного массива. Обрушение будет иметь внезапный характер. При обрушении произойдет потеря устойчивости горных выработок и вывал большого количества рудного массива в кровле.

#### **Состояние выработок, пройденных по целику между бетонными заходками**

Очистная заходка № 23 проходится буровзрывным способом по рудному целику между бетонными полосами. Рудное обнажение имеет форму асимметричного пониженного свода. Переборы в центре свода в пределах 0,15 – 0,61 м, в боках свода до 2,0 м (таблица 2.12).

Таблица 2.12 - Пустоты за крепью КМП-А3 в очистной заходке №23

Сечение	№№ арок от сопряжения	Значение переборов в точке, м					Среднее значение по сечению, м
		1	2	3	4	5	
1	9	0,56	0,45	0,32	1,39	0,4	0,62
2	12	1,15	0,98	0,3	1,33	0,66	0,88
3	14	1,34	0,57	0,23	0,54	0,72	0,68
4	17	1,11	0,78	0,12	0,89	0,71	0,72
5	19	1,21	0,8	0,23	0,6	0,77	0,72
6	22	0,62	0,7	0,13	0,32	0,67	0,49
7	24	0,51	0,7	0,24	0,32	0,66	0,49
8	27	0,68	0,77	0,6	1,07	0,97	0,82
9	29	0,95	1,1	0,61	1,16	0,78	0,92
10	32	0,52	0,72	0,4	1,51	0,75	0,78
11	34	0,42	0,7	0,23	1,28	0,74	0,67
12	37	0,45	0,52	0,41	1,52	0,66	0,71
13	39	0,48	0,53	0,41	0,96	0,65	0,61
14	42	0,54	0,54	0,14	0,53	0,42	0,43
15	44	0,87	0,19	0,15	0,45	0,41	0,41
16	47	0,6	0,2	0,25	0,55	0,43	0,36
17	49	0,82	0,77	0,18	0,67	0,65	0,62
18	52	0,56	0,49	0,63	0,72	0,54	0,59

Продолжение таблицы 2.12

Сечение	№№ арок от сопряжения	Значение переборов в точке, м					Среднее значение по сечению, м
		1	2	3	4	5	
19	57	0,62	0,8	0,1	0,47	0,35	0,47
20	62	0,52	1,31	0,57	0,77	0,23	0,68
21	67	0,57	1,12	0,47	1,53	0,36	0,81
22	72	0,1	2,05	0,42	0,85	0,2	0,72
23	77	0,18	0,42	1,14	0,66	0,32	0,54
Среднее значение по точке, м		0,67	0,75	0,36	0,87	0,57	

Средняя величина переборов по периметру арок 0,64 м.

Средняя величина переборов по кровле (точки 2,3,4) 0,66 м (Рисунок 2.28).

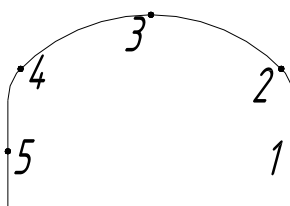


Рисунок 2.28 - Схема точек измерения (вид от тех. штрека №1).

Среднее по 23 аркам значение переборов в центре свода составляет 0,36 м, а в угловых зонах свода 0,75 и 0,87 м.

Согласно рисунку 2.29 из заходки №23 можно визуально наблюдать недозаклад в кровле данной заходки и соседних заходок над арками.

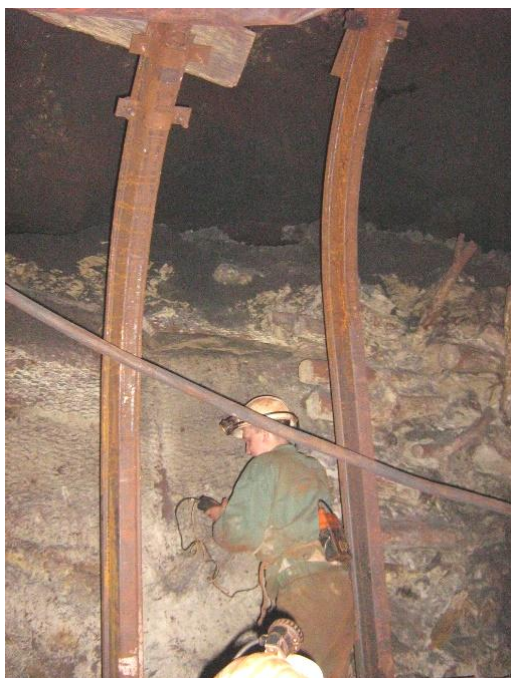


Рисунок 2.29 - Пустоты над бетоном в кровле заходки №22, вид с заходки №23

Исходя из форм потери устойчивости, представленных на рисунках 2.30 – 2.31 можно сделать выводы о развитии зон неупругих деформаций по всему контуру обнажения. Объем обнажений варьируется в зависимости от

прочностных характеристик разрабатываемых руд, и большой объем отслоений наблюдается в железослюдково-маритовой руде, а гидрогоматитовой руде – меньше. Также на основании фотографий можно сделать вывод о значительном превышении обнажений кровли пролета выработок.

Снижение прочностных свойств рудного массива также можно отметить в зонах структурной неравномерности массива. Например, в местах переслаивания рыхлых руд с породными прослойками или при пересечении руд различного минералогического состава [8].



Рисунок 2.30 – Пустоты над бетонной закладкой в очистной заходке №22



Рисунок 2.31 – недозаклад под сводом крепи, заходка №23

## 2.5 Выводы по главе 2

1. Анализ результатов натурных исследований по глубинными реперным станциям и численного моделирования показали хорошую сходимость полученных данных, что позволяет принять в расчетах упруго-пластическую модель при расчетах напряженно-деформированного состояния рудного массива.

2. Комплексный анализ данных и результатов испытаний физико-механических свойств рудного массива и вмещающих пород позволил обосновать исходные данные для построения геомеханической модели для изучения изменений напряженно-деформированного состояния рудного массива при ведении горных работ.

3. Анализ исследований состава и физико-механических свойств рыхлых и полурыхлых БЖР «синек» и «красок» [100, 101] показал, что гранулометрический состав в ряде случаев характеризует их как истинные, реже как «ложные» пльвуны, особенно в условиях вторичного увлажнения. Для БЖР естественной влажности наблюдается существенное снижение угла внутреннего трения и в меньшей степени сцепления по сравнению с осушенными. Для вторично увлажненных руд углы внутреннего трения менее  $8^\circ$  и на порядок падает величина сцепления по сравнению с неосушенными БЖР до 0,025 Мпа.

4. Результаты наблюдений по глубинным реперным станциям, установленным в рудной потолочине на расстоянии 9 м от выработок защитного перекрытия показали, что величины вертикальных осадок рудной потолочины (0,215 м) несколько превышают значения деформаций, полученные ранее методом моделирования (0,18 м), что можно объяснить наличием «недозаклада» при ведении горных работ.

5. Для определения прочностных характеристик закладочного массива была проведена серия из 91 испытания. Испытания проводились с помощью измерений скорости ультразвука при поверхностном прозвучивании. Испытания проводились в 11 очистных заходках на горизонте ведения работ -370 м. Также дополнительно для определения прочностных характеристик закладочного массива были проведены испытания 65 цилиндрических образцов, на одноосное

сжатие. В ходе данных испытаний также проводилось определение скорости ультразвука.

Средняя величина прочности закладочного материала изменяется от 4,2 до 8,0 МПа. Наиболее характерны значения прочности от 5,8 до 6,5 МПа.

6. При проходке очистных заходок буровзрывным способом происходит разрушение и повышенное трещинообразование в наружном слое закладочного материала соседней заходки. Эффект негативного влияния буровзрывных работ на прочность наружного слоя бетона подтверждается большим разбросом значений прочности и скорости ультразвука. В заходках, пройденных комбайновым способом, различия прочности по длине заходки меньше и составляют  $\pm 1,5$  МПа от средней по заходке.

7. Шахтными исследованиями характера и форм потери устойчивости выработок в рудном массиве установлено формирование вокруг выработок зон неупругих деформаций на глубину до 2,0 метров и значительное снижение прочностных свойств рудного массива в результате развития трещиноватости, что приводит к появлению отколов и обрушения приконтурного массива за счет сдвиговых деформаций.

## ГЛАВА 3 ОБОСНОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ И ЧИСЛЕННОЕ 4D МОДЕЛИРОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЯ НДС МАССИВА ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ

### 3.1 Методика численного моделирования НДС массива

В составе рудной залежи месторождения наибольшее распространение получили рыхлые и полурыхлые породы. Содержание рыхлых и полурыхлых пород в составе залежи остаточного генезиса варьируется от 53,6 % и может достигать до 78%. Скальных и полускальных пород в составе залежи, согласно сводному геологическому разрезу, представленному на рисунке 3.1, до 22,5% и до 21,4 % соответственно. Основная часть скальных руд находится в верхней части разрез, образуя практически сплошной слой. При рассмотрении разреза осадочных руд можно сделать вывод о том, что наименьшее распространение там получили полускальные разности, доля которых не превышает 5%. Содержание слабых руд в осадочных рудах равно примерно 33%, и наибольшее распространение получили скальные крепкие разности, содержание которых доходит до 45% [41, 42].

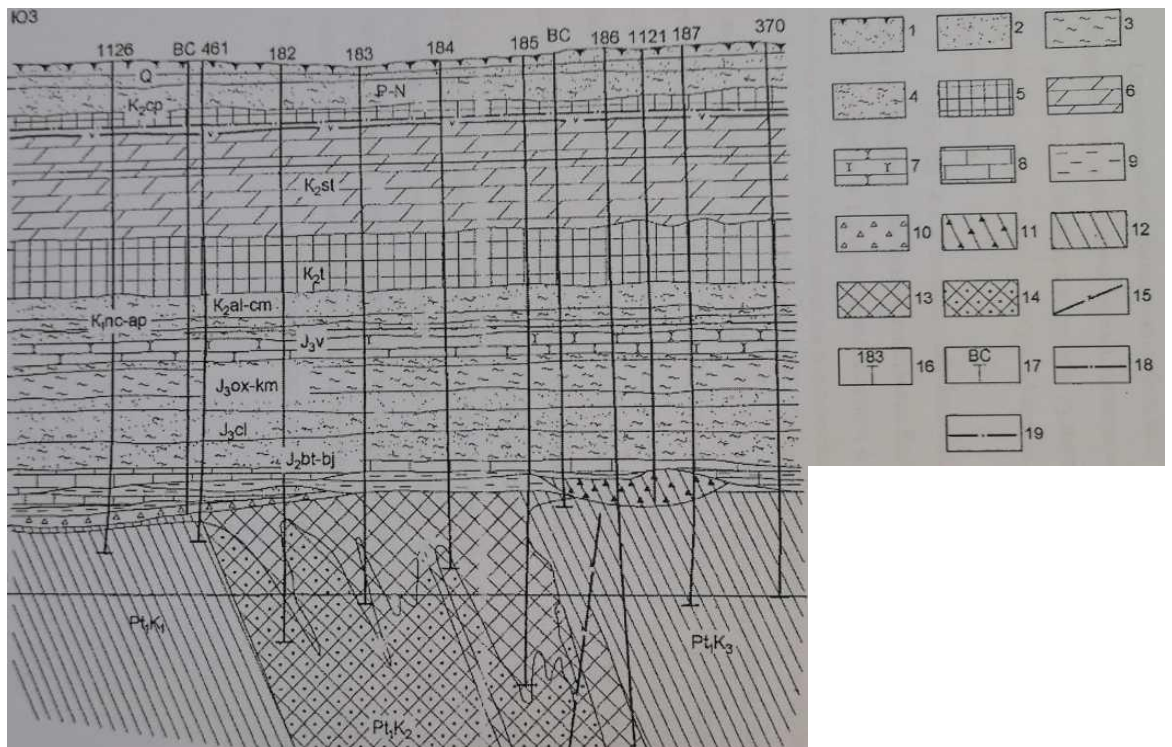


Рисунок 3.1 - Сводный геологический разрез Яковлевского месторождения

Физико-механические свойства руд и пород рудно-кристаллического комплекса Яковлевского месторождения представлены в таблице 3.1-3.2[13, 23, 45].

Сведения о прочностных и деформационных свойствах богатых железных в естественном и водонасыщенном состоянии представлены в таблице 3.3.

Усредненные прочностные и деформационные показатели осадочных пород представлены в таблице 3.4

Таблица 3.1 — Физико-механические свойства руд и пород рудно-кристаллического комплекса Яковлевского месторождения [23, 67, 58]

Наименование пород и руд	Удельный вес 10 кН/м <sup>3</sup>	Удельное сцепление, МПа	Временное сопротивление сжатию, МПа	Временное сопротивление растяжению, МПа	Модуль упругости 10 <sup>4</sup> МПа	Коэф. Пуассона
Руда хлорит-димонит-мартитовая, плотная	3,77	9,22	29,77	5,99	2,07	0,27
Руда гидрогематит - мартитовая, тонкозернистая крепкая	4,70	4,78	20,63	4,00	2,6	0,21
Руда мартит-железнослюдковая, рыхлая	4,38	2,8	1,10	0,27	1,3	-
Руда мартит-железнослюдковая, хлоритизированная	4,70	1,66	6,37	1,31	3,2	0,2
Руда мартит-железнослюдковая, карбонатизированная, плотная	4,68	5,32	18,66	3,48	3,52	0,27
Сланцы хлорит-серицитовые, железистые	3,72	9,17	37,27	8,71	2,90	0,22
Железистые кварциты мартит-железнослюдковые	3,92	17,35	76,44	15,57	11,3	0,23
Граниты	-	22	41	25	9,2	0,18
Граниты выветрелые	-	8,8	40,5	10,5	6,8	0,2
Филиты, алевролиты	-	5,3	38,	7,9	7,8	0,22

Таблица 3.2 Показатели прочности и деформационных свойств наиболее распространённых богатых железных руд Яковлевского месторождения [45, 67, 58]

Наименование пород и руд	Удельный вес 10 кН/м <sup>3</sup>	Предел прочности на сжатие, МПа	Предел прочности на растяжение, МПа	Удельное сцепление, МПа	Модуль упругости 10 <sup>4</sup> МПа	Коэф. Пуассона
Руда маритовая, низкой прочности, рыхлая	3,65	1,02	0,3	0,5	1,52	0,27
Руда маритовая, хлоритизированная, ср. плотности	3,37	5,7	1,3	1,5	1,86	0,26
Руда маритовая, карбонатизированная, плотная	3,41	20,1	4,9	5,3	2,67	0,24
Руда железнослюдково-маритовая, низкой прочности, рыхлая	3,41	1,2	0,3	0,4	1,86	0,26
Руда железнослюдково-маритовая, хлоритизированная, ср. плотности	3,48	5,1	1,3	1,4	1,92	0,26
Руда железнослюдково-маритовая, карбонатизированная, плотная	3,58	16,7	4,0	4,3	2,23	0,24
Руда гидрогематит-маритовая, глиноподобная, низкой прочности, рыхлая	3,28	2,1	0,6	0,6	1,74	0,29
Руда гидрогематит-маритовая, глиноподобная, хлоритизированная, ср. плотности	3,34	6,9	1,9	1,8	1,92	0,25
Руда гидрогематит-маритовая, глиноподобная, карбонатизированная, плотная	3,46	19,4	4,6	5,8	2,42	0,24

Таблица 3.3— Показатели прочности и деформационных свойств богатых железных руд Яковлевского месторождения в естественном и водонасыщенном состоянии [67, 58]

Тип БЖР	Временное сопротивление сжатию, МПа		Параметры сопротивления сдвигу				Модуль общей деформации	
			Вкрест слоистости		По слоистости		Вкрест слоистости	По слоистости
	Вкрест слоистости	По слоистости	Сцепление, МПа	Угол внутр. трения, град	Сцепление, МПа	Угол внутр. трения, град		
В естественном состоянии								
Полурыхлые	3,36	3,03	0,995	25	-	-	444,8	-
Рыхлые	1,5	0,61	0,5	23	0,18	20	31	-
В водонасыщенном состоянии								
Полурыхлые	2,4	2,23	0,66	14	-	-	102,5	-
Рыхлые	0,61	0,42	0,22	0-9	0,16	0-8	10,1	-

Таблица 3.4— Физико-механические свойства осадочных горных пород

№ п/п	Наименование	Показатели					
		$\gamma$ , кН/м <sup>3</sup>	E, МПа	$\nu$	$\phi$ , град	C, МПа	n, %
1	Почвенно-растительный слой и пески	19,2	200	0,27	-	-	-
2	Мел кампана	18,6	650	0,24	20	100	50
3	Мергель	22,3	6300	0,24	15	60	43
4	Мела коньяк-турона	19,7	6300	0,26	20	175	42
5	Пески	20,2	480	0,32	27	150	38
6	Глины	21,3	460	0,34	18	120	32
7	Пески и глины карбона	20,6	470	0,34	15	250	36
8	Известняки карбона	24,5	3640	0,26	28	780	16

Для каждого слоя было задано взаимодействие в рамках программного комплекса, а также были заданы граничные условия для всей модели. В качестве граничного условия было зафиксировано движение тела всей модели вдоль оси Y, а также нижняя грань модели жестко заземлялась.

Нагрузки на границах модели приняты:

вертикальные  $\sigma_y = 7$  Мпа и горизонтальные  $\sigma_x = 4$  Мпа на основании экспериментальных исследований [28, 66], которые изменяются с развитием горных работ и увеличением глубины разработки

Калибровка модели выполнялась по экспериментальным данным смещения станций глубинных реперов. Калибровка показала высокую сходимость с результатами натуральных данных.

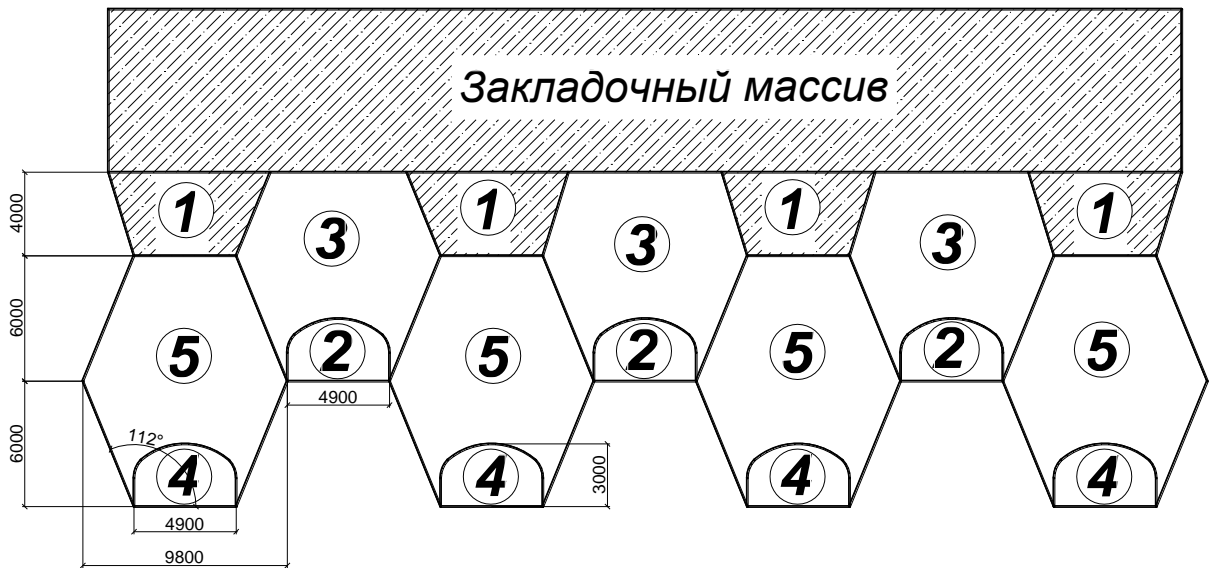


Рисунок 3.2. Схема отработки запасов очистными выработками полигональной формы, с высотой выработки равной 12 цифрами обозначены этапы ведения горных работ

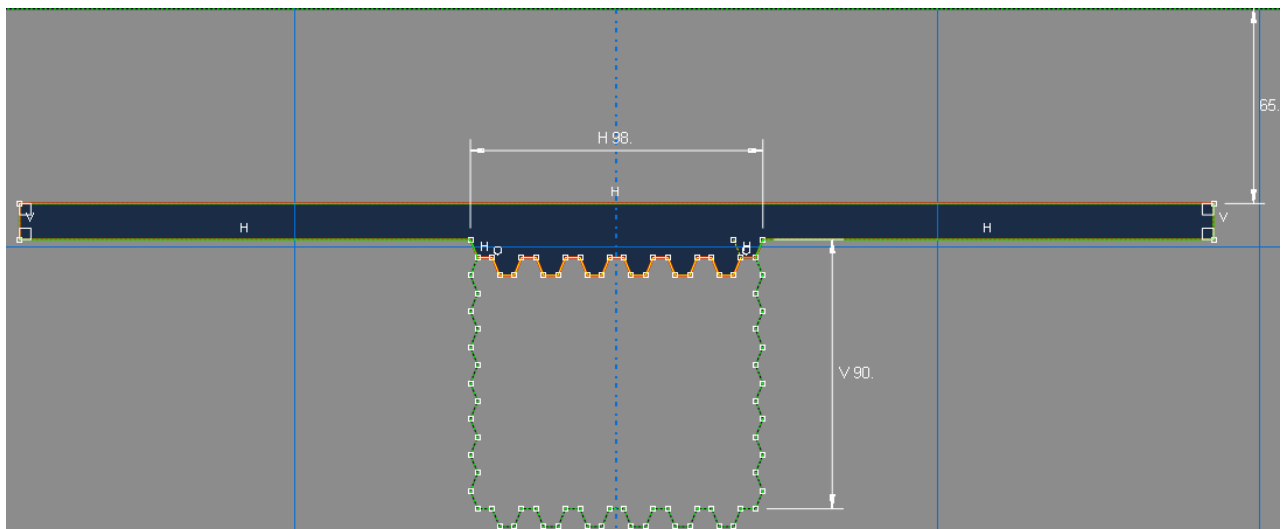


Рисунок 3.3. Расчетная схема

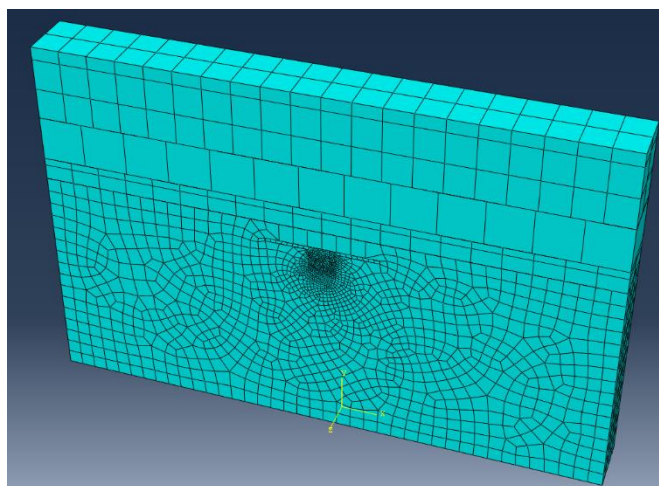


Рисунок 3.4 - Фрагмент сетки конечных элементов

В исследовании использовались параметры, соответствующие наиболее неблагоприятным условиям отработки месторождения [68, 69].

Порядок ведения очистных работ и геометрические параметры очистных выработок представлены на рисунке 3.2.

Для оценки устойчивости горных выработок была построена объемная модель участка ведения горных работ.

В качестве анализируемого участка для компьютерного моделирования выбран разрез, выполненный вдоль 26 линии ортов. Выбор сечения для моделирования обоснован результатами анализа планов горных работ с 2007 по 2018 годы (длительный период горных работ ведущихся на блоке 4 (с 2011 по н.в.), существующей горнотехнической ситуации на руднике, данными об уровнях подземных вод, актуальными схемами и временем работы, близким расположением подземных и поверхностных реперов, а также — значительными смещениями кровли рудной потолочины и земной поверхности в области разреза.

Расположение разреза вкрест простирания обусловлено размещением ромбовидных заходок перпендикулярно модели, что обеспечивает большую достоверность численной и физической модели при рассмотрении новой схемы) отработки.

Для анализа оседаний рудной потолочины в области разреза использованы значения реперов Rp№23, Rp№62, Rp№62', Rp№76', Rp№75, Rp№24, Rp№25,

Rp№26,  $\rho > \rho_{fe70}$ . Значения близко расположенных реперов оценивались по усредненным значениям. Промежуточные значения были определены исходя из принципа интерполяции. Для большей наглядности по границам рудничной системы координат оседания приняты равными нулю [82].

Для анализа оседаний земной поверхности были использованы прямые значения оседаний реперов п5, п4, п3, п2, п1, OR5, Rp51, Rp52, Rp26, Rp27, Rp28, Rp29, Rp30, Rp31, Rp32, Rp33, Rp34, Rp35, Rp36, Rp37, Rp38, Rp39, Rp43, Rp44, Rp45, Rp46, Rp47 [66]. Промежуточные значения были определены исходя из принципа интерполяции значений.

Длина горных работ по выбранному разрезу составляет порядка 400 м.

### **3.2 Выбор и обоснование геомеханической модели рудного и породного массива**

Построение и расчет численной модели Яковлевского рудника были осуществлены методом конечных элементов в лицензированном программном комплексе Abaqus.

Каркасы рудных тел, надрудной горной толщи, а также профиль земной поверхности получены на основании экспериментальных данных. Расчетная схема численной модели выполнена в соответствии с ними и с учетом следующих допущений, которые не влияют на достоверность полученных результатов расчета:

- выработки «нулевого» слоя, а также нижележащие слои, и ромбовидные камеры расположены в единых высотных отметках применительно к каждому слою;
- подготовительные выработки откаточного горизонта не внесены в модель по причине их значительной удаленности от очистных работ на руднике.

Размеры модели по ширине и высоте составляют соответственно 1000 x 300 м.

Расчетная схема включает следующие элементы:

- рудное тело, состоящее из богатых железослюдково-мартитовых руд;
- схему ППР в соответствии с порядком отработки и планом горных работ, начиная с момента отработки «нулевого» слоя на гор. -370 м и до отметки приблизительно -423 м;
- предохранительный целик со средней мощностью 65 метров;
- надрудную толщу, состоящую преимущественно из песков, глин, мергелей и известняков;
- профиль земной поверхности;
- параметры залегания надрудной толщи, физико-механические свойства пород в модели;
- модель деформирования горных пород.

Порядок залегания осадочных пород, рудно-кристаллического комплекса и мощности слоев определены по данным переданных геологических каркасов, а также сводного геологического разреза Яковлевского месторождения [35, 37].

Для описания поведения горных пород рудно-кристаллического комплекса и надрудного горного массива использовалась модель упруго-пластического деформируемого тела, деформационные характеристики которого принимались равными деформационным характеристикам в образцах, полученных в лабораторных условиях [70, 71].

Для оценки потери прочности рудного массива применен критерий прочности Хоека-Брауна, который учитывает снижение прочностных характеристик не поврежденного породного массива (образца) под действием природного поля напряжений и дополнительных напряжений в результате ведения горных работ.

Критерий показывает хорошую сходимость с экспериментальными данными для слабых горных пород, склонных к пластическим деформациям, к которым относятся железослюдковые мартитовые руды, обладающие высокой пористостью и имеющие низкий предел прочности на одноосное сжатие (менее 1-2МПа) (Рисунок 3.5).

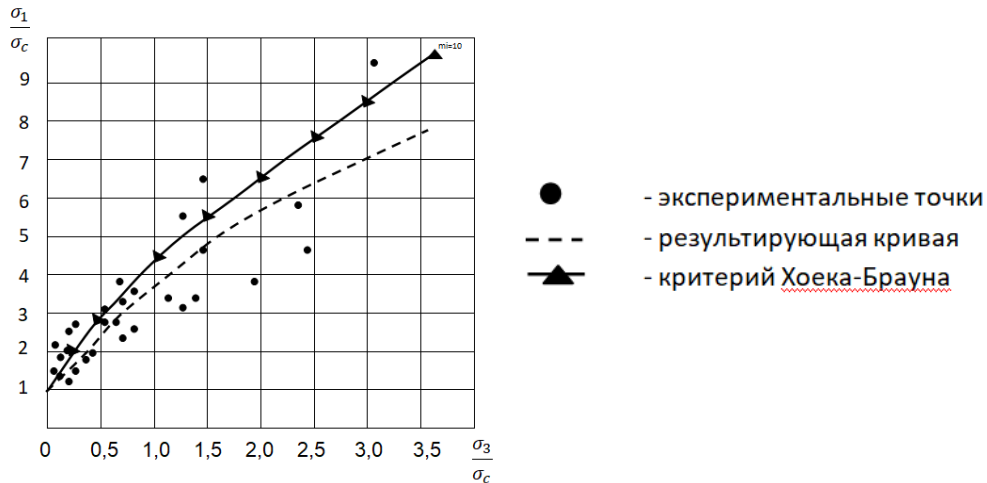


Рисунок 3.5 – Кривая, построенная по критерию Хоека-Брауна [65]

Для оценки прочности и деформируемости связных пород критерий Хоека-Брауна учитывает три основных параметра (формула 3.1):

- предел прочности на одноосное сжатие (в образце);
- константу  $m_b$  для ненарушенного массива;
- значение коэффициента геологической прочности пород, учитывающего геологические особенности породного массива, его структуру и наличие трещин [83].

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + S \right)^a \quad (3.1);$$

где  $\sigma_1$  - большее главное напряжение во время обрушения породы;  
 $\sigma_3$  - меньшее главное напряжение во время обрушения породы;

$\sigma_{ci}$  - прочность при одноосном сжатии неразрушенных массивов породы;

$m_b, S$  - нелинейные параметры, зависящие от свойств породы;

$a$  - параметр трещиноватости породы.

Структурная нарушенность массива в виде трещин и плоскостей ослабления учитывается приблизительно в виду высокой трудоемкости.

Для создания модели смещений целика, с помощью метода конечных элементов, модель была разбита на сетку конечных элементов, состоящую из шестиузловых элементов треугольной формы. Количество элементов в модели

было равно примерно 55 тысячам. Для обеспечения точности полученных результатов было выполнено сгущение сетки конечных элементов и в анализируемой области размер элемента была равен 0,5-2 м. Ближе к краям модели размер элементов увеличивался до 20 м [78, 83].

При построении были учтены следующие граничные условия: нижняя и боковые грани модели были жестко заделаны и их перемещения были равны нулю ( $x=0$ ,  $y=0$ ). Для земной поверхности была оставлена возможность деформироваться под действием собственного веса. Также в модели была учтена топография местности, для получения более достоверного результата.

Природное напряженное состояние породного массива является гравитационно- тектоническим неравнокомпонентным с преобладанием горизонтальной составляющей по простиранию рудного тела и преобладанием гравитационной составляющей вкрест простирания рудного тела,

По данным исследований [25] установлено, что на Яковлевском месторождении природное напряженное состояние массива БЖР характеризуется следующим образом:

- максимальными по величине являются горизонтальные тектонические напряжения, ориентированные по направлению напластования (микроскладчатости) руд и превышающие гравитационное давление налегающих пород в 1,2 раза ( $\sigma = 1,2\gamma H$ );

- вторая горизонтальная компонента природного напряженного состояния массива по характеру является пассивной, по величине - минимальной, действует вкрест простирания микроскладчатости и составляет  $\tau = 0,7\gamma H$

- вертикальные напряжения от веса налегающей толщи пород являются промежуточными по величине  $\sigma_z = \gamma H$ .

Принято, что недозаклад с применением новой системы разработки не превышает 4,2 %.

Из анализа экспериментальных данных подземных и поверхностных реперов, планов горных работ и ожидаемого гидравлического напора были

определены основные этапы расчета численной модели. На каждом этапе дифференцировано были заданы четыре критерия:

- текущий фронт очистных работ согласно ППР на момент окончания заданного временного интервала;
- гидравлический напор согласно отчету по первому этапу на момент окончания заданного временного интервала;
- величина накопленных на предыдущих этапах расчета смещений и деформаций;
- величина накопленных на предыдущих этапах расчета напряжений в массиве.

Весь расчет разделен на несколько этапов, соответствующих этапам ведения горных работ в каждом слое с учетом начального напряженно-деформированного состояния горного массива.

Разбивка на слои представлена на рисунках 3.6 и 3.7.

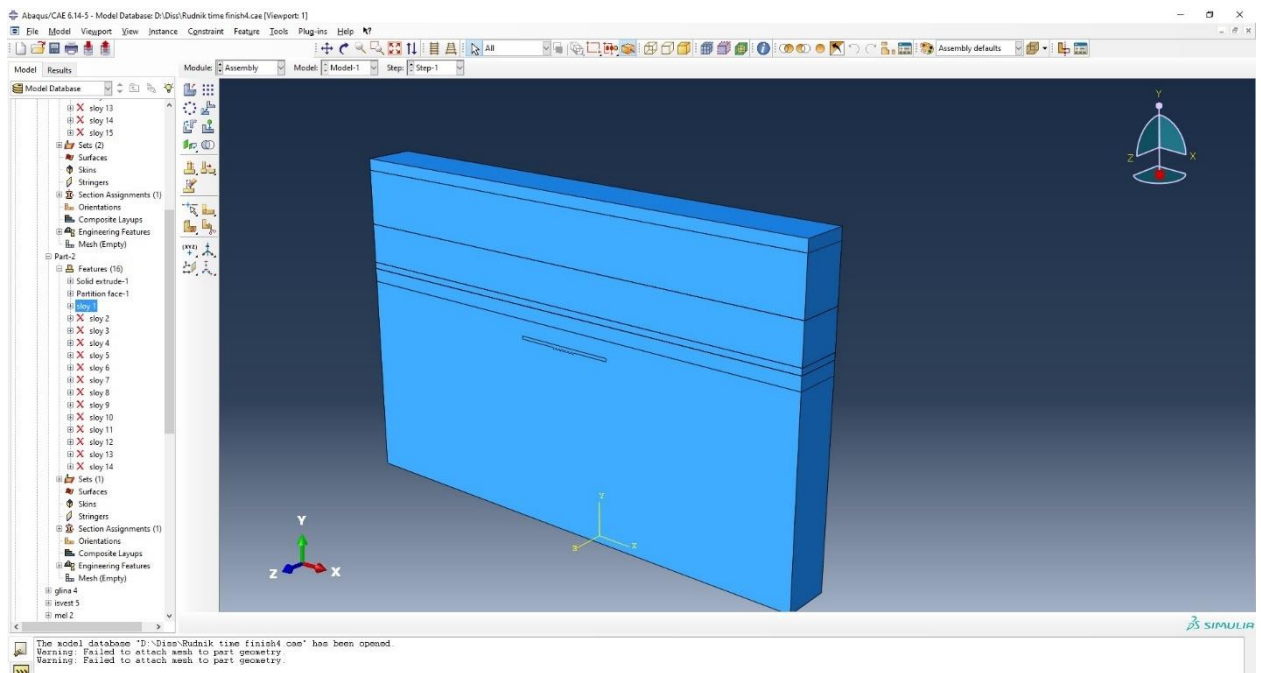


Рисунок 3.6 - разбивка на слои, участка ведения горных работ.

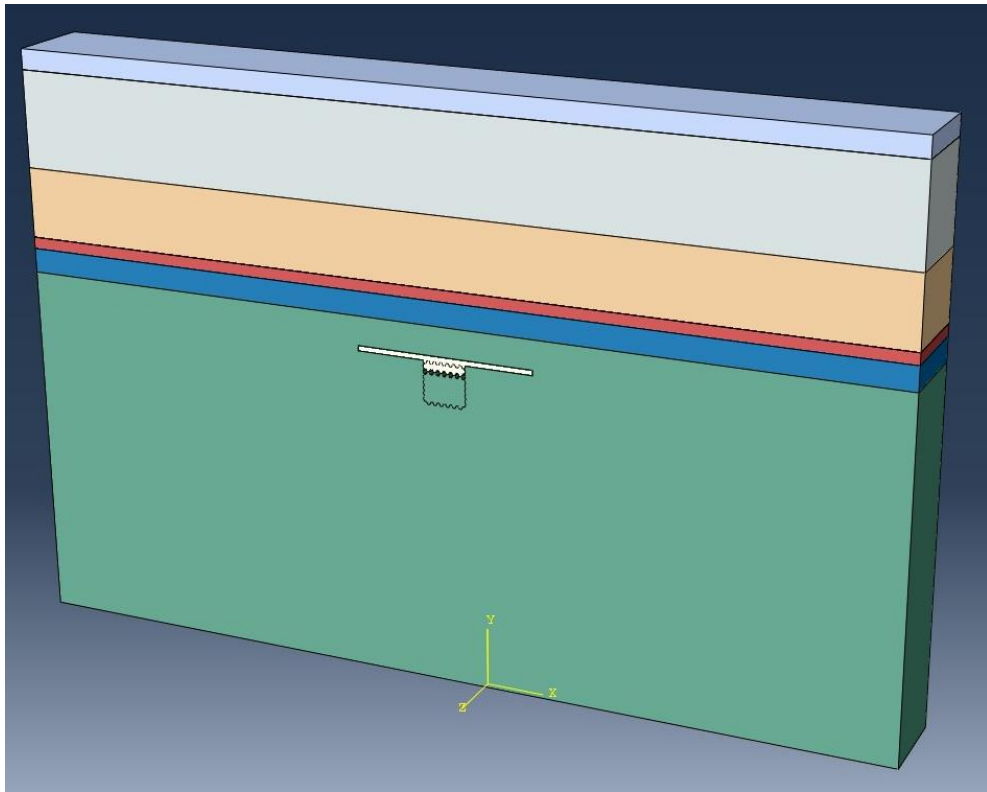


Рисунок 3.7 – послойная разбивка массива при построении модели

Результаты моделирования представлены на рисунках 3.8-3.10.

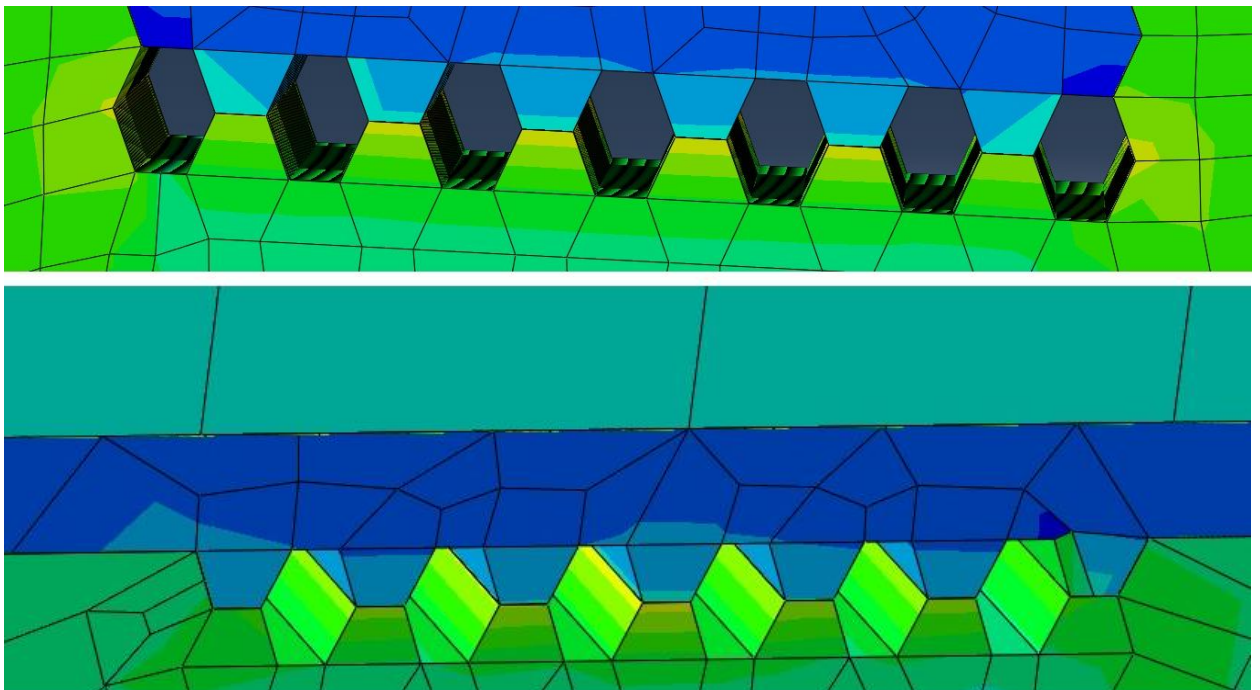


Рисунок 3.8 – графическое отображение смещений контуров горных выработок при ведении горных работ.

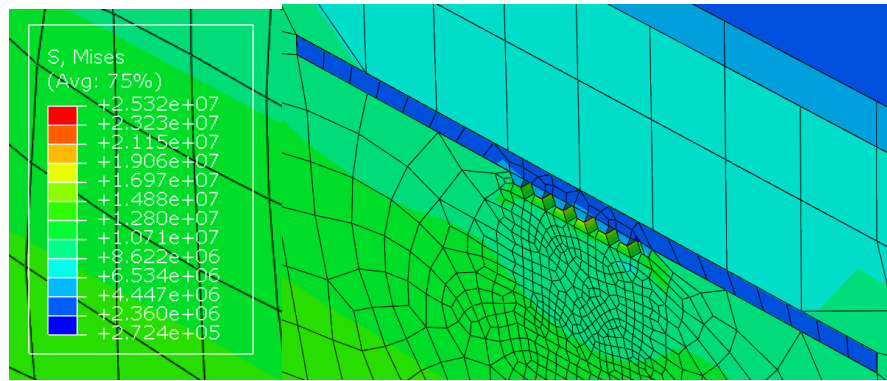


Рисунок 3.9 - Распределение главных напряжений при отработке 1-го слоя

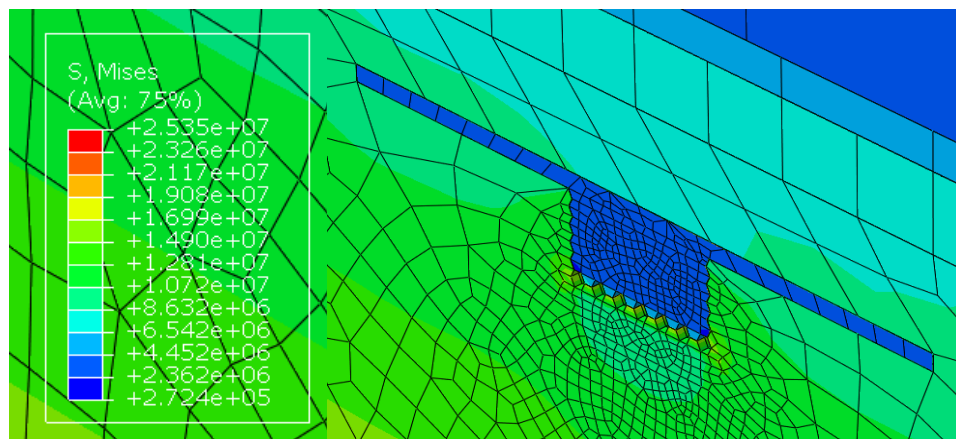


Рисунок 3.10. Распределение главных напряжений при отработке 14-го слоя

### 3.3 Математическое моделирование и анализ результатов

По результатам моделирования установлены зависимости главных напряжений на границах очистных выработок от глубины обрабатываемого слоя. Моделирование на данном этапе проводилось для руд в их естественном осушенном и водонасыщенном состоянии (таблица 3.3). Из зависимости видно резкое увеличение главных напряжений на контуре выработки при отработке первых 4 слоев, и дальнейшее снижение интенсивности роста напряжений при отработке последующих слоев (Рисунок 3.11).

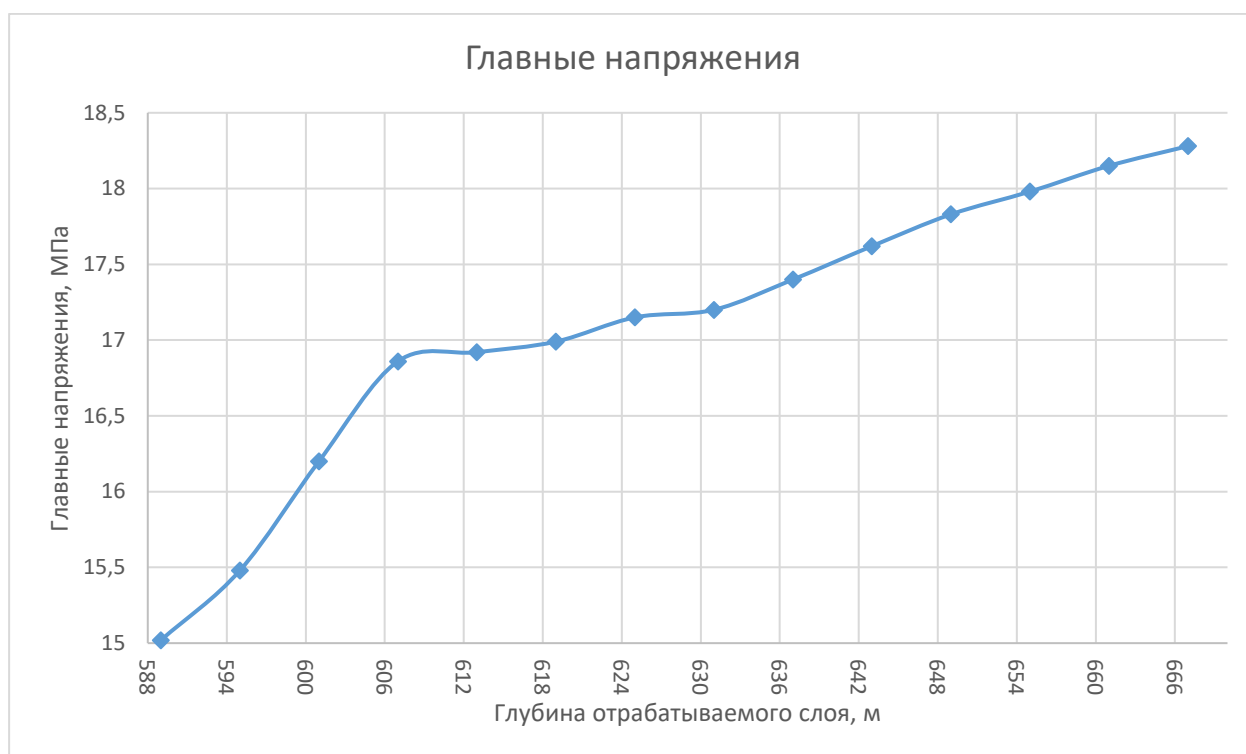


Рисунок 3.11 - Зависимость изменения главных напряжений на границе очистных работ

Главные напряжения равны 15,02 МПа для первого слоя и увеличиваются на 3-4,1 % при обработке последующих слоев. При достижении 4 слоя главные напряжения достигают значения 16,86 МПа и при дальнейшей обработке главные напряжения увеличиваются на 1-2,3 % при обработке последующих слоев. При обводнении руды прочностные свойства массива уменьшаются в два раза с 1.5 МПа до 0.6 МПа (таблице 3.3), при обработке 4 слоя главные напряжения на контуре очистных выработок становятся равны 15,6 МПа [90, 91, 92].

При проведении анализа данных на основании построенных зависимостей был сделан вывод о том, что согласно полученной модели, главные напряжения  $\sigma_{11}$  и  $\sigma_{22}$  также растут с увеличением глубины ведения работ (Рисунок 3.12-3.13). Однако скачек этих напряжений наблюдается в области 11-12 слоя, в том месте, где происходит потеря устойчивости горных выработок [89, 102].

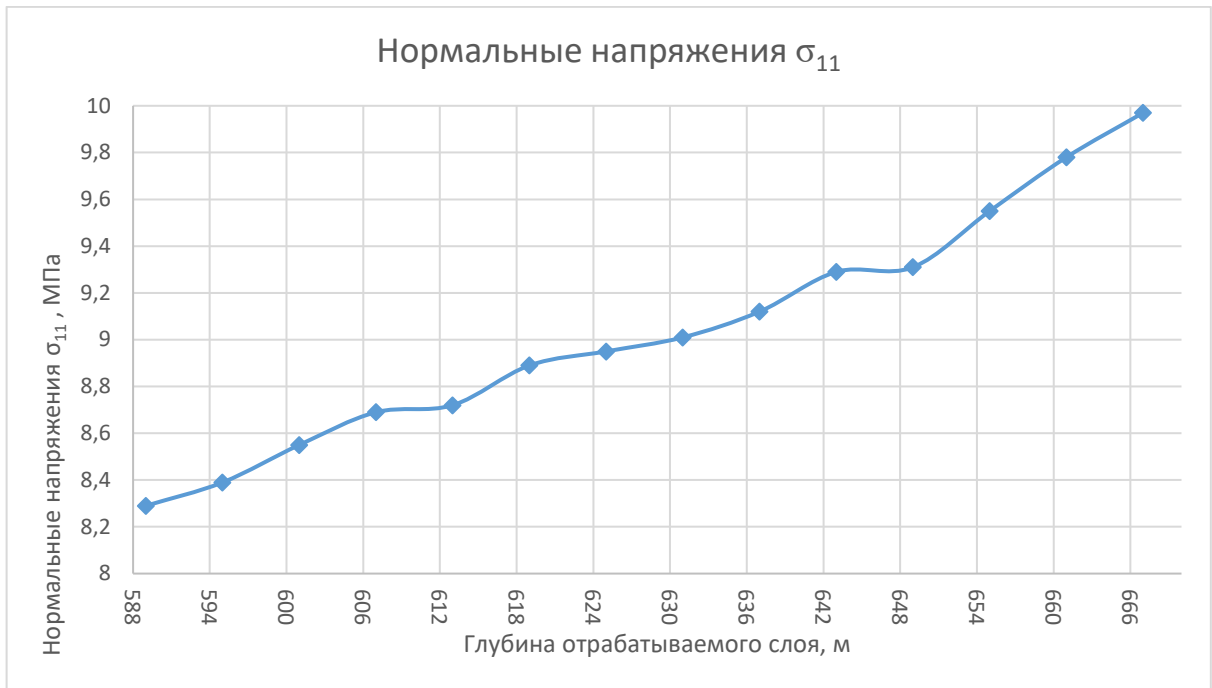


Рисунок 3.12 - Зависимость изменения нормальных напряжений  $\sigma_{11}$  на границе очистных работ



Рисунок 3.13 - Зависимость изменения нормальных напряжений  $\sigma_{22}$  на границе очистных работ

Согласно критерию прочности Хоека-Брауна предельное состояние рудного осушенного массива наступает при отработке 12 слоя (глубина 655 м), что соответствует напряжению на контуре выработки равному 17,98 МПа, в

результате отработка нижележащих слоев может привести к потере устойчивости очистных горных выработок.

Для дальнейшей отработки месторождения на глубинах, превышающих глубину 12 слоя необходимо разработать меры по повышению устойчивости горных выработок с учетом развития подземных горных работ.

### **3.4 Выводы по главе 3**

1. Установлено при экспериментальном изучении физико-механических свойств горных пород более чем двукратное снижение прочностных и деформационных свойств богатых железных руд при обводнении с возможностью перехода в их плавунное состояние.

2. Разработана пространственная геомеханическая модель рудного массива, учитывающая нелинейное упруго-пластическое деформирование рудного массива и изменения прочностно-деформационных свойств вмещающих пород при наличии высоконапорных водоносных горизонтов.

3. Выявлены закономерности изменения НДС массива с увеличением глубины разработки месторождения очистными выработками полигональной формы. Установлено, что с увеличением глубины разработки напряжения растут не линейно. Основной рост главных напряжений наблюдается при отработке первых четырех слоев, причем напряжения увеличиваются на 3% для каждого последующего слоя. В дальнейшем увеличение напряжений происходит на 1% для каждого слоя, и потеря устойчивости очистных выработок наблюдается на уровне 12 слоя.

4. Предложен и обоснован критерий прочности Хоека-Брауна, учитывающий снижение прочностных характеристик горных пород под воздействием природного поля напряжений и горных работ и показывающий хорошую сходимость с экспериментальными данными для рудного массива.

## ГЛАВА 4 РАЗРАБОТКА РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО ПРОГНОЗУ НДС МАССИВА ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ И ОЦЕНКЕ УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

### 4.1 Методика прогноза НДС массива при отработке запасов богатых железных руд

Методика прогноза НДС рудного массива предусматривает построение пространственной геомеханической модели рудного массива, учитывающей упруго-пластическое деформирование и изменение прочностно-деформационных свойств под воздействием высоконапорных водоносных горизонтов, калибровку геомеханической модели по результатам натурных исследований НДС рудного массива и постановку задачи для прогноза НДС рудного массива с учетом технологии ведения горных работ.

Согласно разработанной методике работы ведутся в несколько этапов:

1. На первом этапе выполняется построение пространственной геомеханической модели для рассматриваемых горнотехнических условий разработки месторождений богатых железных руд.

При построении модели выполняется закрепление вертикальных граней модели, что запрещает им перемещение по нормали. Нижняя грань нижнего слоя пространственной модели, имитирующего рудное тело, закрепляется жестко. Данные граничные условия позволяют имитировать участок ведения работ. Для имитации естественных условий вводится фактор гравитации, что позволяет воссоздать естественное поле напряжений в области ведения горных работ. Построенная пространственная геомеханическая модель учитывает изменение напряжений от изменения глубины ведения горных работ и роста мощности закладываемого слоя [84].

Для получения более точных данных о величинах напряжений на контурах очистных выработок в модели учтено сгущение сетки конечных элементов на контурах очистных выработок. По мере удаления от очистных выработок размер элементов увеличивается. Минимальный размер элемента сетки равен 0,3 м,

максимальный равен 50 м. Элементы больших размеров приняты для вышележащих слоев.

2. На втором этапе определяются прочностно-деформационные свойства массива вмещающих пород и рудного массива. Определение свойств производится в результате лабораторных испытаний.

Перед проведением лабораторных испытаний производится подготовка образцов с помощью бурового станка GCTS RD-750, камнерезного станка Struers, шлифовального станка Strassentest Baustoff-Prufsysteme. С помощью данных инструментов для проведения испытаний подготавливаются керновые образцы, с зашлифованными торцами [98, 97].

После подготовки производятся испытания образцов на одноосное сжатие, на объемное сжатие, и испытание образцов неправильной формы на разрушение сферическими инденторами.

Для проведения испытаний применяются сервогидравлическая испытательная система MTS 816, сервогидравлическая установка RTR 1500, и нагрузочное устройство БУ-64.

Испытания по определению физико-механических свойств пород проводятся для осушенных и увлажненных образцов [99].

После проведения испытаний производится анализ полученных данных и их упорядочивание в табличной форме.

3. На третьем этапе выполняется калибровка геомеханической модели и принятого критерия прочности рудного массива по результатам натурных исследований.

Для осуществления данного этапа проводятся натурные исследования характера и форм потери устойчивости выработок при разработке месторождений богатых железных руд. На основании чего делаются выводы о формировании зон неупругих деформаций и характере разрушения рудного массива.

Также проводится анализ деформаций рудной толщи на основании данных смещений глубинных реперов по глубинным реперным станциям.

Все эти данные далее учитываются в построенной пространственной модели и производится уточнение ее параметров. Натурные данные позволяют учесть в модели такие факторы, как например недозаклад.

4. На четвертом этапе обосновываются задачи прогноза напряженно-деформированного состояния рудного массива с учетом горно-технических условий и планируемой технологии ведения горных работ.

На данном этапе ставится задача прогноза НДС массива, и уточняется на какой глубине будут производиться работы. Также на данном этапе в модели закладываются очистные выработки, их геометрические параметры и очередность их отработки, задаются предельные значения, до которых ведется расчет в модели.

Определяют предельные значения, при которых отмечается потеря устойчивости горных выработок и происходит их разрушение. Задаются точки, в которых производятся измерения результатов моделирования.

5. На пятом этапе выполняется моделирование изменений напряженно-деформированного состояния рудного массива и производится анализ результатов для оценки устойчивости горных выработок.

На данном этапе происходит послойное моделирование этапов ведения горных работ. После каждого этапа происходит перераспределение напряжений, что отмечается при анализе результатов моделирования. Ведение горных работ моделируется до момента потери устойчивости очистных выработок и определяются зоны предельных напряжений. На основании этих данных разрабатываются рекомендации по уменьшению напряжений и исключению возможности потери устойчивости очистных выработок при ведении горных работ.

#### **4.2 Методика оценки устойчивости горных выработок в рудном и породном массиве**

Методика оценки устойчивости горных выработок предусматривает расчет напряженно-деформированного состояния рудного массива вокруг выработок с

учетом горно-технических условий и сравнение действующих напряжений с допустимыми по условию прочности Хоека-Брауна, а также проведении натуральных исследований характера и форм потери устойчивости рудных обнажений с помощью обследования горных выработок и глубинных реперных станций.

Проведение натуральных исследований производится в первую очередь. Проводится визуальный осмотр и анкетирование очистных выработок, с проведением необходимых измерений, после чего делаются выводы о характере и форме потери устойчивости очистных горных выработок при ведении горных работ.

Проводится анализ данных смещений глубинных реперных станций, для введения этих данных при калибровке модели.

Для оценки устойчивости горных выработок производится обоснование критерия прочности Хоека-Брауна.

Построение графика для критерия Хоека-Брауна производится по формуле 4.1 [87]:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + S \right)^a \quad (4.1)$$

где,  $m_b$ ,  $S$  и  $a$  - входные параметры, которые можно оценить из Индекса геологической прочности (GSI) (формулы 4.2-4.4), фактора возмущения  $D$  и постоянной  $m_i$  неповрежденной породы, следующим образом:

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right) \quad (4.2)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right) \quad (4.3)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left( e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right) \quad (4.4)$$

Классификация GSI включает два основных фактора, а именно структуру породы и состояние поверхности неоднородностей, которые существенно влияют на механические свойства горных массивов. Для данных условий индекс GSI принимался в пределах 35-50 [85, 86]. Для повышения точности прогноза прочности горного массива в условиях возмущения, используется коэффициент

возмущения  $D$ , который изменяется от 0 для ненарушенных пород до 1 для сильно нарушенных горных массивов. Кривая прочности Хоека-Брауна представлена на рисунке 4.1.

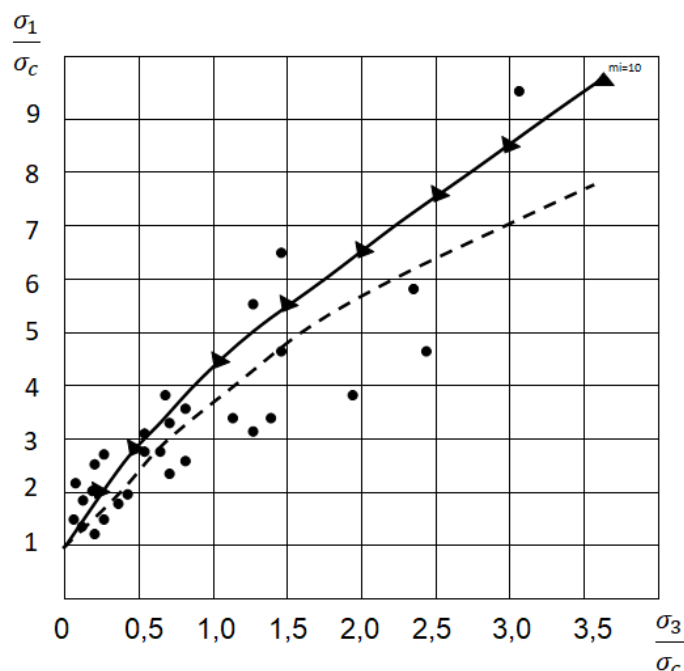


Рисунок 4.1 – критерий прочности Хоека-Брауна

Кривая прочности Хоека-Брауна и данные о напряжениях, полученные в результате моделирования, позволяют судить о вероятной потере устойчивости горных выработок [88].

### 4.3 Рекомендации по повышению устойчивости горных выработок и безопасному ведению горных работ

Согласно данным анализа НДС рудного массива, представленным в главе 3, при отработке 12-14 слоя происходит потеря устойчивости горных выработок. Для повышения устойчивости очистных горных выработок при ведении горных работ рекомендуется изменение геометрических параметров и формы сечения очистных выработок.

Изменение геометрических параметров очистных выработок полигональной формы служит для повышения устойчивости породных обнажений.

Выполнено моделирование изменения НДС массива при переходе на уменьшенные геометрические параметры выработок полигональной формы при сохранении технологии ведения очистных работ.

Результаты моделирования НДС для обрабатываемых 11-12 слоя представлены на рисунках 4.2 и 4.3.

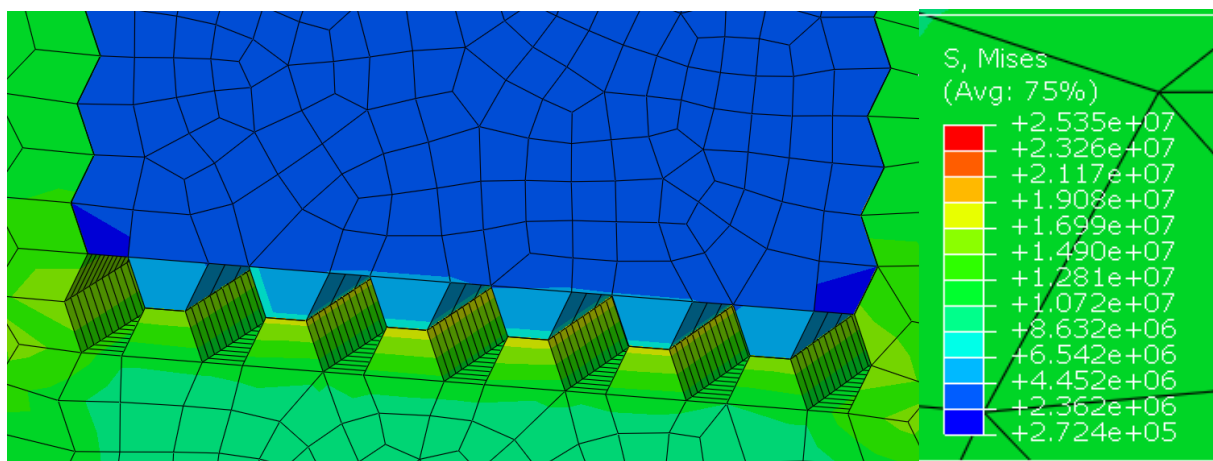


Рисунок 4.2 - Распределение главных напряжений при ведении очистных работ на глубине 640 м полигональными выработками высотой 12 м.

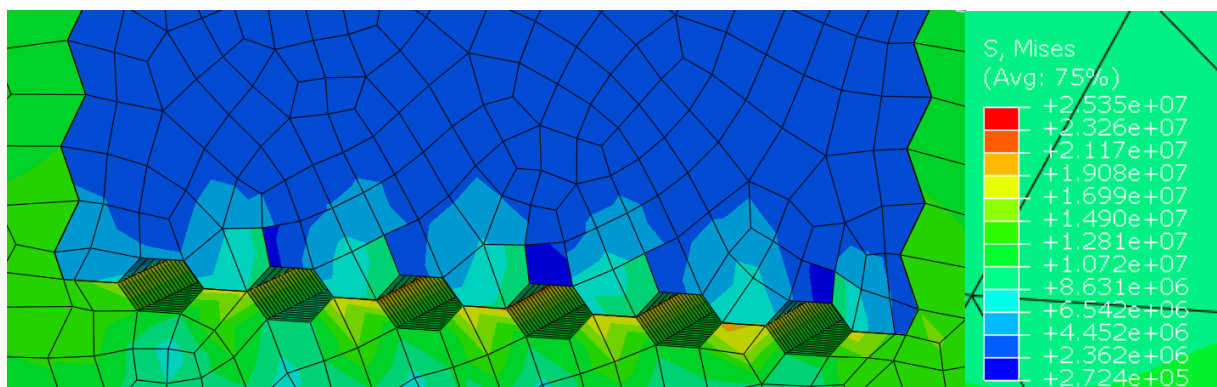


Рисунок 4.3 - Распределение главных напряжений при ведении очистных работ на глубине 640 м полигональными выработками высотой 6 м

При уменьшении геометрических параметров выработок в два раза произошло снижение напряжений с 17 МПа до 10 МПа на глубине ведения работ равной 640 м.

Что позволяет сделать вывод о повышении устойчивости очистных выработок и переходе НДС массива в приконтурной зоне в допредельное состояние [77, 78, 94].

В связи с этим при обработке месторождений богатых железных руд, на глубинах превышающих 640 м, предлагается переходить на уменьшенные

геометрические параметры, определяемые на основании моделирования по условию минимизации напряжений на контуре выработок. Такой подход позволит определить рациональные геометрические параметры очистных выработок полигональной формы, обеспечивающих их устойчивость с учетом технологии введения очистных горных работ.

#### **4.4 Выводы по главе 4**

1. Разработана методика прогноза напряженно-деформированного состояния рудного массива с наличием высоконапорных водоносных горизонтов, учитывающая развитие горных работ во времени.

2. Предложена методика оценки устойчивости горных выработок в рудном и породном массиве на основе критерия прочности Хоека-Брауна, позволяющая выявить зоны предельных напряжений и оценить характер потери устойчивости горных выработок.

3. Разработаны рекомендации по повышению устойчивости очистных горных выработок в рудном массиве с увеличением глубины разработки при наличии высоконапорных водоносных горизонтов путем изменения геометрических параметров очистных горных выработок, позволяющих снизить в 1.5 раза величину напряжений на контуре очистных выработок.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация представляет собой законченную научно-квалификационную работу, в которой содержится решение актуальной задачи геомеханического прогноза изменения напряженно-деформированного состояния рудного массива при развитии горных работ с учетом влияния высоконапорных водоносных горизонтов.

Основные научные и практические результаты выполненных исследований:

1. Установлено при экспериментальном изучении физико-механических свойств горных пород более чем двукратное снижение прочностных и деформационных свойств богатых железных руд при обводнении с возможностью перехода в их пльвунное состояние.
2. Анализ результатов натурных исследований изменений напряженно-деформированного состояния массива выявил рост трещиноватости и развитие сдвиговых деформаций рудного массива вокруг выработок на глубину 0,54-0,67 м.
3. Разработана пространственная геомеханическая модель рудного массива, учитывающая нелинейное упруго-пластическое деформирование рудного массива и изменения прочностно-деформационных свойств вмещающих пород при наличии высоконапорных водоносных горизонтов.
4. Выявлены закономерности изменения НДС массива с увеличением глубины разработки месторождения очистными выработками полигональной формы. Установлено, что с увеличением глубины разработки напряжения растут не линейно. Основной рост главных напряжений наблюдается при отработке первых четырех слоев, причем напряжения увеличиваются на 3% для каждого последующего слоя. В дальнейшем увеличение напряжений происходит на 1% для каждого слоя и потеря устойчивости очистных выработок наблюдается на уровне 12 слоя.
5. Предложен и обоснован критерий прочности Хоека-Брауна, учитывающий снижение прочностных характеристик горных пород под

воздействием природного поля напряжений и горных работ и показывающий хорошую сходимость с экспериментальными данными для рудного массива.

6. Разработана методика прогноза напряженно-деформированного состояния рудного массива с наличием высоконапорных водоносных горизонтов, учитывающая развитие горных работ во времени.

7. Разработаны рекомендации по повышению устойчивости очистных горных выработок в рудном массиве с увеличением глубины разработки при наличии высоконапорных водоносных горизонтов путем изменения геометрических параметров очистных горных выработок, позволяющих снизить в 1.5 раза величину напряжений на контуре выработок.

Результаты диссертационной работы могут быть использованы при проектировании и строительстве горнодобывающих железорудных предприятий, а также в учебном процессе при подготовке и переподготовке специалистов по направлению горное дело.

Дальнейшие исследования планируется развивать в направлении повышения точности прогноза напряженно-деформированного состояния рудного массива и совершенствования построения геомеханической модели, как многофазной систем, объединяющей геомеханические и гидродинамические расчеты.

**СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Агошков, М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – Москва: Недра, 1983, – 424 с.
2. Агошков, М.И. Разработка рудных и россыпных месторождений, / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – Москва: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу, 1962, – 680 с.
3. Айнбиндер, И.И. Обоснование параметров геотехнологии добычи железных руд на Яковлевском месторождении / И.И. Айнбиндер, О. В. Овчаренко, П. Г. Пацкевич // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – №12. – С. 8-14.
4. Аллилуев, В.Н. Моделирование структурных особенностей глубокозалегающих месторождений богатых железных руд при создании геологического модуля для расчета напряженно-деформированного состояния рудного массива / В.Н. Аллилуев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2006. – №8. – С. 314-319.
5. Антонов, Ю.Н. Деформации рудного обнажения за крепью КМП-А3 в выработках, пройденных вприсечку к закладочному массиву / Ю.Н. Антонов, В.Ю. Синегубов, А.Б. Максимов, К.Г. Синякин // Труды 8-й Международной научно-практической конференции «Освоение минеральных ресурсов севера проблемы и их решения». – 2010. – С. 174-179.
6. Антонов, Ю.Н. Металлическая податливая крепь выработок в рудном массиве Яковлевского рудника / Ю.Н. Антонов, Ю.Н. Огородников, В.И. Очкуров // Записки горного института. – 2011. – Т. 190. – С. 192-196.
7. Антонов, Ю.Н. Параметры полей напряжений в рудном массиве, вмещающем параллельные взаимовлияющие выработки / Ю.Н. Антонов // Записки Горного института. – 2007. – Т. 172. – С. 29-32.
8. Баклашов, И.В. Механика горных пород. / И.В. Баклашов, Б.А. Картозия. – М.: Недра, 1975. – 271 с.
9. Безухов, Н.И. Основы теории упругости, пластичности и ползучести. / Н.И. Безухов. – М.: Высшая школа, 1968. – 512 с.

10. Бейсебаев, А.М Горно-геологический справочник по разработке рудных месторождений. Том 1. / А.М. Бейсебаев, М.Ж. Битимбаев, Д.Г. Букейханов, и др. – Алматы. Информационно-презентационный центр МСК РК, 1997. –252 с.
11. Бокий, Б.В. Проведение и крепление горных выработок. / Б.В. Бокий, Е.А. Зими́на, В.В. Смирняков, О.В. Тимофеев. – М.: Госгортехиздат, 1963. – 558 с.
12. Бронников, Д. М. Закладочные работы в шахтах: справочник / Д. М. Бронников, М. Н. Цыгалов, М. И. Весков, Н. Ф. Замесов. – Москва: Недра, 1989. – 400 с.
13. Булычев, Н.С. Механика подземных сооружений. / Н.С. Булычев – М.: Недра, 1982. – 270 с.
14. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений: Учеб. для вузов. / Булычев Н.С. – 2-е изд., переработ. и доп. – М.: Недра, 1994. – 382 с.
15. Бурчаков, А.С. Краткий справочник горного инженера угольной шахты / А.С. Бурчаков, Ф.Ф. Кузюков. – 3-е изд., переработ. и доп. – М.: Недра, 1982. – 454 с.
16. Войтов, М.Д. Исследование деформационных и нагрузочных свойств анкерной крепи / М.Д. Войтов, И.И. Харитонов, В.В. Емельянов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2011. – № 3. – С. 50-54.
17. Волкова, А.В. Инженерно-геологические критерии устойчивости богатых железных руд в подземных выработках Яковлевского месторождения КМА: дис. канд. геолого-мин. наук.: 25.00.08: защищена 25.12.06: утв. 23.11.06 / Волкова Анастасия Валерьевна. – Санкт-Петербург, 2006. – 206 с.
18. Волков, Ю.В. Направления развития технологий добычи руды при отработке глубоких горизонтов Естюнинского месторождения / Ю.В. Волков, И.В. Соколов, А.А. Смирнов, Ю.Г. Антипин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2005. – № 7. – С. 253-255.

19. Волков, Ю.В. Перспективы развития сырьевой базы горно-металлургических предприятий урала/ Ю.В. Волков, О.В. Славиковский, И.В. Соколов, А.А Смирнов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – № 5. – С. 286-290.
20. Голивкин, Н.И. Геология, гидрогеология и железные руды бассейна Курской магнитной аномалии (КМА) / Н.И. Голивкин, О.С. Зайцев, Б.Д. Клагин, и др. – М.: Недра, 1970. – Т. I. – 440 с.
21. Голик, В.И. Повышение качества руд при подземной разработке месторождений с обрушением / В.И. Голик, В.И. Комащенко, И.И. Савин // Известия ТулГУ. – 2016. – №4. – С. 153-167.
22. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2018 г.» М. – 2019. – 424 с.
23. Дашко, Р.Э. Инженерно-геологическая характеристика и оценка богатых железных руд Яковлевского рудника / Р.Э. Дашко // Записки Горного института. – Санкт-Петербург. – 2006. – Т. 168. – С. 97-104.
24. Дашко Р.Э. Исследование возможности прорывов подземных вод из нижнего каменноугольного водоносного горизонта в горные выработки Яковлевского рудника / Р.Э. Дашко, А.В. Волкова // Записки Горного института. – 2006. – Т. 168. – С. 142-149.
25. Дашко, Р.Э. Инженерно-геологическая характеристика и оценка богатых железных руд Яковлевского рудника / Р.Э. Дашко // Записки горного института. – 2006. – Т.168. – С 97-104.
26. Дашко, Р.Э. Комплексный мониторинг подземных вод на Яковлевском месторождении богатых железных руд и его роль в повышении безопасности ведения горных работ в условиях неосушенных водоносных горизонтов / Р.Э. Дашко, Е.Н. Ковалева // Записки Горного института. – 2011. – Т. 190. – С. 78-85.
27. Дашко, Р.Э. Яковлевское месторождение богатых железных руд и его роль в повышении безопасности ведения горных работ в условиях

неосушенных водоносных горизонтов / Р.Э. Дашко, Е.Н. Ковалева // Записки Горного института. – 2011. – Том 190. – С 20-21.

28. Дик, Ю.А. Геомеханическое обоснование камерной системы разработки с «шахматным» расположением ромбовидных камер и закладкой выработанного пространства / Ю.А. Дик, А.В. Котенков, М.С. Танков // Горный журнал. – М.: Руда и Металлы. – 2014. – №9. – С. 41-45.

29. Добыча железной руды в мире и России. // Портал для недропользователей [dprom.online](http://dprom.online) --2020. URL <https://dprom.online/metallurgy/dobycha-zheleznoj-rudy-v-mire-i-v-rossii/> (дата обращения 10.04.2021)

30. Добыча железной руды в мире. // Промышленный портал PROMZN.RU – 2017 URL: <https://promzn.ru/metallurgiya/dobycha-zheleznoj-rudy-v-mire.html> (дата обращения 10.04.2021);

31. Добыча железной руды в России, крупнейшие месторождения и способы добычи. // 2CAD Информационная поддержка горной отрасли – 2021. URL: <https://2cad.ru/blog/gornoe-delo/dobycha-zheleznoj-rudy-v-rossii-krupnejshie-mestorozhdeniya-i-sposoby-dobychi/> (дата обращения 10.04.2021);

32. Долгих, Ю.А. Основные проблемы обеспечения финансовой устойчивости российских железорудных предприятий / Ю.А. Долгих // Известия вузов. Горный журнал. – 2017. – №1. – С. 46-55.

33. Еременко, В.А. Выбор и обоснование технологии проведения и способов крепления горных выработок в неустойчивых горных породах на глубоких горизонтах Холбинского рудника / В.А. Еременко, В.Н. Лушников, М.П. Сэнди, Д.А. Милкин, Е.А. Мильшин // Горный журнал. – 2013. – С. 59-66.

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

35. Ержанов, Ж.С. Метод конечных элементов в задачах механики горных пород / Ж.С. Ержанов, Т.Д. Каримбаев // – Алма-Ата: Наука, 1975. – 239 с.

36. Железорудная база России / Под ред. В.П. Орлова, М.И. Веригина, Н.И. Голивкина. – М.: ЗАО «Геоинформмарк», 1998. – 842 с.
37. Зенкевич, О. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред / О. Зенкевич, И. Чанг – М.: Недра, 1974. – 240 с.
38. Зотеев, О.В. Проблемы отработки Яковлевского железорудного месторождения / О.В. Зотеев, А.Б. Макаров, С.И. Фаустов // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. УГГУ. – 2008. –Т. 8. – С. 4-8.
39. Зубов, В.П. Концепция отработки Яковлевского железорудного месторождения на участках богатых железных руд / В.П. Зубов, А.А. Антонов // Записки Горного института. – 2006. – Т. 168. – С. 203-210.
40. Зубов, В.П. Обеспечение устойчивости боков очистных заходок при слоевых системах разработки богатых железных руд // В.П. Зубов, М.Д. Морозов, А.С. Малютин // Записки Горного института. – 2014. – Т. 207. – С. 26-32.
41. Зыков, Д.Б. Геомеханическое обоснование типов и параметров крепи для крепления выработок в слабых рудах / Д.Б. Зыков // Записки Горного института. – 2006. – С. 129-131.
42. Именитов, В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. / В.Р. Именитов. – М.: Недра, 1978. – 528 с.
43. Инструкция по геологическому обеспечению и производственному контролю горных предприятий. И44577806.14.135-106-2007. Заполярный филиал ОАО «ГМК «Норильский Никель» Горно-геологическое управление. Норильск, 2007.
44. Инструкция по креплению очистных и подготовительных выработок в складчатом массиве на Яковлевском руднике. – СПб. – 2013 г. – 57 с.
45. Информационный отчет на тему: «Богатые железные руды Яковлевского месторождения КМА: условия залегания, генезис, минеральный состав, текстуры, физико-механические свойства». Рук. проф. Дашко Р.Э. – СПб.: СПГИ (ТУ). – 1998. – 145 с.

46. Казанин, О.И. Шахтные исследования влияния скорости подвигания лавы на шаг обрушения основной кровли / О.И. Казанин, А.А. Сидоренко, В.В. Климов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2018. – № 48. – С. 78 – 85.

47. Казикаев, Д.М. Геомеханика подземной разработки руд: Учебник для вузов. / Д.М. Казикаев. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2005. – 542 с.

48. Котенков, А.В. Камерная система разработки с закладкой для выемки руды в сложных горно-геологических условиях / А.В. Котенков // Известия вузов. Горный журнал. – 2014. – №5. – С. 23-29.

49. Крупник, Л.А. Пути повышения устойчивости обнажений закладочного массива на рудниках Казахстана / Л.А. Крупник, Ю.Н. Шапошник, С.Н. Шапошник // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – №3. – С. 319-327.

50. Макаров, А.Б. Практическая геомеханика. Пособие для горных инженеров / А.Б. Макаров. – издательство «Горная книга», 2006. – 396 с.

51. Малютин, А.С. Предотвращение обрушений краевых частей рудного массива в очистных заходках при ведении горных работ слоевыми системами с закладкой выработанного пространства / А.С. Малютин // Записки горного института. – 2013. – Т.206. –С. 81-85.

52. Меркушова, М.Ю. Сравнительный анализ богатых железных руд белгородского и старооскольского железорудных районов КМА / М.Ю. Меркушова, И.И. Никулин // Вестник ВГУ. Серия: ГЕОЛОГИЯ. – 2015. – № 4. – С 107-113.

53. Помельников, И.И. Состояние и перспективы железорудной промышленности при устойчивом снижении мировых цен на железорудное сырье / И.И. Полеmbников // Горный журнал.– 2015. – №7. – С. 78-87.;

54. Попов М.Г. Исследование устойчивости горных выработок при проходке в условиях Яковлевского рудника / М.Г. Попов // Известия Тульского государственного университета. – 2009. –выпуск 4. – С. 149-152.

55. Патент № 2515285 Российская Федерация, МПК E21C41/16. Способ разработки крутопадающих рудных тел с неустойчивыми рудами. № 2017105030: заявлено 02.04.2012: опубликовано 10.05.2014 / Ю.А. Дик, Котенков, Танков М.С., Минин В.В., Кульминский А.С., Арестов О.Ю.; заявитель ОАО «Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых "Уралмеханобр» (ОАО "Уралмеханобр)". – 2 с.: ил.

56. Разработка руд черных металлов. Тематический сборник научных трудов. / ред. А.А. Котяшев. Институт горного дела ММ СССР, Свердловск, 1989 г. – С. 114.

57. Рекомендации по креплению и поддержанию разведочных, подготовительных, нарезных и очистных выработок на рудниках “Октябрьский”, “Таймырский”, “Комсомольский” ЗФ ОАО “ГМК “Норильский никель”. Заполярный филиал ОАО “ГМК “Норильский никель”. Норильск, 2014.

58. Рубчевский, Ю.И. Геомеханическое обоснование способов поддержания выработок в складчатом массиве при разработке Яковлевского месторождения: дис. канд. техн. наук: 25.00.20: защищена 10.06.2016: утв. 08.04.2016 / Рубчевский Юрий Игоревич. – Санкт-Петербург, 2016. – 173 с.

59. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи. – Москва Стройиздат, 1983 г. – 276 с.

60. Сергеев, С.В. Инженерно-геологическое сопровождение горных работ при разработке рыхлых руд КМА / С.В. Сергеев, А.И. Лябах, Д.А. Зайцев и др. // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – №11. – С. 41-44.

61. Сергеев, С.В. Инженерно-геологические условия проходки горных выработок в богатых железных рудах КМА / С.В. Сергеев, В.В. Севрюков // Известия ТулГУ. Науки о земле. – 2011. – Вып. 1. – С. 371-373.

62. Сергеев, С.В. Опыт разработки богатых железных руд Яковлевского месторождения КМА. / С.В. Сергеев, А.И. Лябах, Д.А. Зайцев // Научные ведомости БелГУ. – 2011. – №3 вып. 14. – С. 200-208.

63. Созонов, К.В. Технология перехода от слоевой к камерным системам разработки с закладкой выработанного пространства / К.В. Созонов // Технические науки – от теории к практике. – 2016. – №5 (53). С. 29-35;
64. Созонов, К.В. Оценка напряженно-деформированного состояния очистных камер при разработке Яковлевского месторождения // Известия тульского государственного университета. Тула: ТГУ. – 2016. – №4. – С. 229-234;
65. Ставрогин, А.Н. Пластичность горных пород / А.Н. Ставрогин, А.Г. Протосеня. – М., Недра, 1979. – 301 с.
66. Трушко, В.Л. Геомеханические и гидрогеологические проблемы освоения Яковлевского месторождения / В.Л. Трушко, А.Г. Протосеня, Р.Э. Дашко // Записки Горного института. – 2010. – Т 185. – С. 9-18.
67. Трушко, В.Л. Оценка устойчивости обнажений и расчет нагрузок на крепь выработок Яковлевского рудника / В.Л. Трушко, А.Г. Протосеня, В.Ф. Плащинский // Записки горного института. – 2006. – Т. 168. – С. 115-122.
- 68. Тхориков, А.И. Компьютерное моделирование геомеханических процессов для прогноза напряженно-деформированного состояния при разработке мощных железорудных месторождений / А.И. Тхориков. - DOI: 10.25018/0236-1493-2019-4-7-307-315 // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – №S7. – С. 307–315.**
- 69. Тхориков, А.И. Компьютерное моделирование геомеханических процессов для прогноза напряженно-деформированного состояния при проведении выработок через целик равный трем пролетам выработки / А.И. Тхориков, Р.О. Сотников, В.В. Глинский. - DOI: 10.25018/0236-1493-2020-6-22-3-13. // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 6. специальный выпуск 22. – С. 3–13.**
- 70. Тхориков, А.И. Применение технологий компьютерного моделирования для визуализации результатов геомеханических процессов при обучении студентов / А.И. Тхориков // В сборнике: Современные образовательные технологии в подготовке специалистов для минерально-сырьевого комплекса. Сборник научных трудов III Всероссийской научной**

конференции. – 2020. – С. 1532-1538. – URL: [https://elibrary.ru/download/elibrary\\_42877731\\_58811929.pdf](https://elibrary.ru/download/elibrary_42877731_58811929.pdf) (дата обращения: 09.07.2021).

71. Тхориков, А.И. Современные методы крепления лба забоя при проведении выработок большого сечения / А.И. Тхориков // в сборнике: Современные технологии: актуальные вопросы, достижения и инновации. Сборник научных трудов XVII Международной научно-практической конференции. – 2018. – С. 280-283. – URL: [https://elibrary.ru/download/elibrary\\_35037689\\_89134194.pdf](https://elibrary.ru/download/elibrary_35037689_89134194.pdf) (дата обращения: 09.07.2021).

72. Фоменко, И.К. Оценка устойчивости бортов карьеров в скальных грунтах / И.К. Фоменко, В.В. Пендин, Д.Н. Горобцов// Горные науки и технологии. –2016. –№ 3. С.10-21.

73. Хажыылай, Ч.В. Расчет паспорта прочности горных пород, находящихся в естественных условиях массива, с использованием критерия Хука-Брауна и программы RocData / Ч.В. Хажыылай, В.А. Еременко, М.А. Косырева А.М. Янбеков // Горный информационно-аналитический бюллетень. –2018. –№12 – С. 92-101.

74. Харисов, Т.Ф. Исследование устойчивости массива в процессе разработки месторождения в сложных горно-геологических условиях / Т.Ф. Харисов, О.Д. Харисова // Проблемы недропользования №2. – 2019г. – С.79-87.

75. Юшина, Т.И. Анализ современного состояния добычи и переработки руд и железорудного сырья в Российской Федерации / Т.И. Юшина, И.М. Петров, Г.И. Авдеев, В.С. Валавин // Горный журнал. М.: Руда и Металлы. – 2015. – №1. – С. 41-47.

76. ABAQUS Online Manuals. Release 6.12. Getting Started with Abaqus. – Электрон. текстовые дан. Режим доступа: [https://sites.engineering.ucsb.edu/~tshugar/GET\\_STARTED.pdf](https://sites.engineering.ucsb.edu/~tshugar/GET_STARTED.pdf), свободный.

77. Abin Thomas C.A., Jayalakshmi S., Jerin K. Antony, Kavya S. Kumar, Sreepriya K.V., Development of Self Compacting Concrete Mix and Analysis of

Compressive Strength by Replacement of Fines with Iron Ore Fines., *Int. J. Civ. Eng. Technol.* 8(4) – 2017, pp. 1928–1937.

78. Barton N. Lien R. Lunde J. Engineering classification of rock masses for design of tunnel support // *Rock Mechanics.* –1974. – 6 (4). pp. 189-236. – DOI:10.1007/BF01239496.

79. Barton N. A Q-system case record of cavern design in faulted rock. // *5th Int. Rock Mechanics and Rock Engineering Conf., Tunnelling in difficult conditions.* - Torino, Italy. – 1994. pp. 16.1-16.14.

80. Barton N. Shear strength criteria for rock, rock joints, rockfill and rock masses: Problems and some solutions // *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering.* – 2013. - №5 (4). – pp. 249-261.

81. Eremenko V.A., Neguritsa D.L. Efficient and active monitoring of stresses and strains in rock masses // *Eurasina mining.* – 2016. - №1. – pp. 21-24.

82. Gospodarikov A. P., Chi T. N., Behavior of segmental tunnel linings under the impact of earthquakes: A case study from the tunnel of Hanoi Metro system / *International Journal of GEOMATE*, № 48, V 15, 2018, pp. 91 - 98. DOI <https://doi.org/10.21660/2018.48.26210>.

83. Hoek E., Diederichs M.S. Empirical estimation of rock mass modulus (2006) *Int J Rock Mech Min Sci.* –2006. – 43(2). pp. 203-215.

84. Hudson J. A., Harrison J.P. *Engineering rock mechanics an introduction to the principles.* Elsevier Ltd. – 1997. – 458 p.

85. Ian Gray, XiaoliXhao, Lucy Liu. Anisotropic and nonlinear properties of rock including fluid under pressure // *Geomechanics and Geodynamics of Rock Masses Proceedings of the 2018 European Rock Mechanics Symposium.* – 2018. – pp 41-46.

86. Jaeger J.C., Cook N.G.W., Zimmerman R.W. *Fundamentals of rock mechanics: 4th edition* (2007) London, 608 p.

87. Jianping Z., Jiayi S. *The Hoek-Brown Failure criterion—From theory to application* // Springer Nature Singapore Pte Ltd. –2020. 233 p.

**88. Karasev, M.A. Development of a model for predicting the dynamic effect on the stability of rock excavation / M.A. Karasev, V.Yu. Sinogubov,**

**Thorikov A.I. and other. // Journal of Physics: Conference Series. – 2019. – Volume 1. – pp. 1230-1236. DOI:10.1088/1742-6596/1384/1/012051.**

89. King, B., Goycoolea, M., Newman A. New integer programming models for tactical and strategic underground production scheduling // Mining Engineering. – 2017. – Vol. 69, No. 3. pp. 37-42.

90. Laubscher D.H. A geomechanics classification system for rating of rock mass in mine design. Trans. S. Afr. Inst.Min. Metal., 9(10). -1990. pp. 257-273.

91. Leshchinsky, D. Bearing capacity of footings placed adjacent to  $c'-\phi'$  slopes, Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering. – 2015. – Vol. 141, No. 6. pp. 1, 13,

92. Lu, L. Important iron ore characteristics and their impacts on sinter quality a review // Minerals & Metallurgical Processing. – 2015. Vol. 32, No. 2, pp. 88-96.

93. Louchnikov, V.N., Eremenko V.A., Sandy M.P. Ground support liners for underground mines: energy absorption capacities and costs / V.N. Louchnikov, V.A. Eremenko, M.P. Sandy // Eurasian Mining. – 2014. – no. 1. pp. 15-20.

94. Pariseau W.G. Design Analysis in Rock Mechanics. CRC Press, 2007. 560 p.

95. Potemkin, D. A. Examination and analysis of actual stability of mine workings at the Yakovlevsky iron ore deposit / D.A. Potemkin, M.G. Popov, O.V. Trushko // ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences. – 2018. – № 13, T. 7. pp. 2490 – 2499.

96. Protosenya, A. G., Karasev M. A., Ockurov V. I. Introduction of the method of finite-discrete elements into the Abaqus/Explicit software complex for modeling deformation and fracture of rocks / A.G. Protosenya, M. A. Karasev, V.I. Ockurov // EasternEuropean J. Enterp. Technol. – 2017. – № 6, V 7. pp. 11 - 18. – DOI <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2017.116692>.

97. Protosenya, A. G., Verbilo P. E. Analysis of the jointed rock mass mechanical characteristics anisotropy under conditions of apatite-nepheline mineral deposits / A. G. Protosenya, P.E. Verbilo // Topical Issues of Rational Use of Natural

Resources Proceedings of the International Forum-Contest of Young Researchers. – 2019. – № 1. pp. 187 – 197.

98. Small J. C. Geomechanics in soil, rock, and environmental engineering. The University of Sydney, New South Wales, Australia, 2016. 535 p.

99. Sozonov, K.V. Stableness improvement of the excavations during the chamber-and-pillar development of Yakovlevsky Deposit reserves / K.V. Sozonov // Geomechanics and Geodynamics of Rock Masses: Proceedings of the 2018 European Rock Mechanics Symposium. – 2018. – Volume 1. pp. 1653-1657.

100. Trushko, V. L., Protosenya A. G., Dashko R. E. Geomechanical and hydrogeological problems of the Yakovlevsky Deposit development / V.L. Trushko, A.G. Protosenya, R.E. Dashko // ZapiskiGornogoinstituta. –2010. – Volume 185. pp. 9–18.

101. Trushko, V.L. Stress-Strain Behavior of the Workings during the Rich Iron Ores Development under the Confined Aquifers / V.L.Trushko, A.G.Protosenya, O.V.Trushko // International Journal of Applied Engineering Research. – 2016. – Vol. 1. Number 23. pp. 11153-11164.

102. Trushko, V.L. Geomechanical Models and Prognosis of Stress-strain Behavior of Rock Ore in Development of Unique Deposits of Rich Iron Ores Under Water-bearing Formations / V.L. Trushko, A.G. Protosenya // Biosciences, Biotechnology Research Asia. – 2015. – V. 12. pp. 2879-2888. - DOI: <http://dx.doi.org/10.13005/bbra/1973>.

103. Tshibangu J.-P., Descamps F. The GPMs (UMons-Belgium) device for investigating the mechanical behavior pf meteriais subjected to true triaxial compression. Geomechanics Research Series. True triaxial testing of rocks. Ed. CRC Press. Taylor&FrancisGroup. – 2012. – Volume 4. pp.51-60.